



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation Minière

*Présenté par*

**MEHIDI KHALED  
MOGHRAOUI MOHAMED**

**Thème**

***Elaboration d'un plan de tir cas de la carrière  
agrégats de Sidi Yous(wilaya de boumerdés)***

Soutenu le / 07 /2017 devant le jury composé de:

Président:	Mr. B.AYADEN	M.	U.A.M.B
Promoteur:	Mr O.DJEZAIRI	M.	U.A.M.B
Examineur:	Mr M.FRED	M.	U.A.M.B

*Année Universitaire: 2016-2017*

## *Remerciements*

*En préambule à ce mémoire, nous tenons tout d'abord à remercier le Dieu de tout puissant et miséricordieux qui nous a donné la force et la patience d'accomplir ce modeste travail.*

*En second lieu, nous tenons à remercier notre promoteur Mr ; O, DJAZAIRIE, pour l'orientation, la confiance, la patience qui a constitué un apport considérable sans lequel ce travail n'aurait pas pu être menée à bon port .Qu'il trouve dans ce travail un hommage vivant à sa haute personnalité.*

*Nous tenons également à remercier tous les membres du jury qui ont*

*Bien voulu Consacrer à notre mémoire une partie de leur temps.*

*Nous remercions Mr :B , AYADEN pour avoir acceptée de présider le jury.*

*Nos remerciements sont tout autant dédiés à l'examineur : Mr : M, FREDJ pour le temps qu'il a consacré pour l'évaluation de ce mémoire.*

*Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de l'unité Azrou Concassage à Boumerdes en particulier :*

*Les ingénieurs responsables de l'exploitation du gisement de Sidi Yous*

*Mr. I, KRAOUCHE, Mr .R, TOBALE*

*Nos vifs remerciements vont également aux Mr. K, TOBALE, Mr, Karim, et Mr.DJILALI pour tous ses aides.*

*Ces remerciements vont aussi au corps professoral et administratif de la faculté (Mines et Géologie), pour la richesse et la qualité de leur enseignement et qui déploient de grands efforts pour assurer à leurs étudiants une formation actualisée :*

*Enfin, nous tenons également à remercier toutes les personnes qui ont participé de près ou de loin à la réalisation de ce travail.*

## Dédicaces

✚ Je ne peut pas manquer l'occasion de remercier mes amis «Merouane,Khaled,Hichem,Mohamed,Ilyes,Belkacem », qui m'ont donnée l'énergie nécessaire pour terminer ce travail de recherche, elles m'ont permis de conserver ma motivation tout au long de ces années de travail .A qui je à rendre un hommage particulier, elles ont supportée pendant cette période de thèse, les éloignements et les moments de rédaction souvent difficiles. En leurs disant mon affection, je leurs dédie ce travail.

✚ Que mon père, ma mère, mes frères, mes soeurs et ma belle famille Moghraoui de mon affectueuse reconnaissance pour le soutien et les encouragements de tous les instants.

M.Moghraoui

## Dédicace

✚ Je ne peut pas manquer l'occasion de remercier mes amis «Merouane,Khaled,Hichem,Mohamed,Ilyes,Belkacem », qui m'ont donnée l'énergie nécessaire pour terminer ce travail de recherche, elles m'ont permis de conserver ma motivation tout au long de ces années de travail .A qui je à rendre un hommage particulier, elles ont supportée pendant cette période de thèse, les éloignements et les moments de rédaction souvent difficiles. En leurs disant mon affection, je leurs dédie ce travail.

✚ Que mon père, ma mère, mes frères, mes soeurs et ma belle famille Moghraoui de mon affectueuse reconnaissance pour le soutien et les encouragements de tous les instants.

K.Mehidi

# SOMMAIRE

---

## Sommaire

Listes des tableaux

Liste de figure

**Introduction générale..... 1**

### **Chapitre I : Présentation générale de gisement**

Introduction ..... 3

I.1. Historique des travaux d'exploitation ..... 3

I.2. Situation administrative du gisement ..... 3

I.3. Climat de la région ..... 5

I.4. Contexte géologique ..... 5

I.4.1. Géologie régionale ..... 5

I.5. Tectonique ..... 5

I.5.1. Géologie du gisement ..... 6

I.6. Hydrologie ..... 7

I.6.1. Caractéristique chimiques des formations ..... 8

I.7. Estimation des réserves ..... 12

Conclusion ..... 15

### **Chapitre II : travaux d'ouverture et d'exploitation**

II.1. l'ouverture du gisement ..... 16

II.1.1. Critère de choix de schéma d'ouverture ..... 16

II.1.2. Mode d'ouverture du gisement de Sidi Yous ..... 16

II.1.3. Travaux de découverte ..... 18

II.1.3.1. Traçage de la piste et ses caractéristiques ..... 18

II.2. Préparation mécanique du granulat ..... 21

II.2. Travaux d'exploitation ..... 23

II.2.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert ..... 23

II.2.2. La méthode d'exploitation du gisement de sidi Yous ..... 23

II.2.3. Principaux éléments du système d'exploitation ..... 23

Conclusion ..... 26

### **Chapitre III : Chargement et transport**

Introduction ..... 27

I. Travaux de chargement ..... 27

I.1. Choix de type de chargement ..... 27

I.2. Dimensionnement des engins de chargement ..... 27

II : Travaux de transport ..... 29

II.1. Choix de type de camion ..... 30

II.2. Dimensionnement des camions de chargement ..... 31

Conclusion ..... 33

# SOMMAIRE

---

## Chapitre IV : Travaux de forage et de tir

Introduction .....	34
IV.1.Travaux de forage .....	34
IV.1.1.Les processus de forage .....	34
IV.1.2. Choix de la méthode de foration .....	34
IV.1.3.Calcul les paramètres de la sondeuse .....	36
IV.2.Travaux de tir .....	37
IV.2.1. Influence des différents paramètres sur la fragmentation des roches .....	37
IV.2.2. Exigences principales de la qualité du tir.....	39
IV.2.3. Exigences technologiques des travaux de forage et de tir.....	40
IV.2.4. Influence des paramètres technologiques sur la qualité de fragmentation.....	40
IV.3. Calcul des paramètres de tir par la Méthode Soviétique (classique).....	45
IV.3.1. Diamètre de trou.....	45
IV.3.2. Calcul de la longueur du trou, .....	46
IV.3.3. Calcul de la charge métrique du trou .....	46
IV.3.4. Ligne de moindre résistance. ....	47
IV.3.5. Distance entre deux trous .....	48
IV.3.6. distance entre deux rangées.....	48
IV.3.7. Quantité d'explosif dans un trou .....	48
IV.3.8. Longueur de la charge d'explosif dans un trou .....	48
IV.3.9. Bourrage.....	48
IV.3.10. Longueur de la charge supérieure (colonne).....	49
IV.3.11. Quantité de la charge supérieure (colonne).....	50
IV.3.12. longueur de la charge inférieure (pied) .....	50
IV.3.13. Quantité de la charge inférieure (pied).....	50
IV.3.14. Volume de bloc à abattre .....	50
IV.3.15. Surface du bloc à abattre .....	51
IV.3.16. Nombre des trous dans un bloc .....	51
IV.3.17. Longueur total de forage dans un bloc à abattre .....	51
IV.3.18. Quantité d'explosif dans un bloc .....	51

## Chapitre V : Elaboration de tir d'un plan de tir avec Kuz-Ram

Introduction .....	53
V.1. Analyse de la fragmentation.....	53
V.1.1.Description de la distribution de taille des blocs.....	53
V.2. Fonctions de répartition granulométriques usuelles .....	53
V.2.1. Loi de Rosin-Rammler .....	53
V.3. Prédications de taille médiane.....	54
V.3.1. Équation de Kuznetsov.....	54
V.3.2. Taille maximale des fragments.....	55

# SOMMAIRE

---

V.4. Modélisation de la fragmentation du tir .....	55
V.4.1. Modèle Kuz-Ram .....	55
V.4.2. Indice d'uniformité.....	57
V.4.3. La résistance d'explosif (Équation de Tidman) .....	60
V.4.4. Indice de tirabilité.....	60
V.4.5. Consommation Spécifique .....	62
V.4.6. Poids de la charge.....	62
V.5. Résultats de la fragmentation des roches dans les conditions actuels de la carrière avec l'utilisation du modèle de Kuz-Ram .....	63
V.6. Evaluation de fragmentation par modèle Kuz-Ram avec les paramètres proposés.....	67
V.6.1. Résultats de la fragmentation avec un diamètre 89 mm.....	67
V.6.1.1. pourcentage d'explosif (TEMEX=65%, ANFOMIL=35%) .....	67
V.6.1.2. Calcul avec pourcentage de l'explosif (TEMEX=35%, ANFOMIL=65%) .....	73
V.6.2. Résultats de fragmentation des roches avec un diamètre 76mm.....	78
V.6.2.1. Calcul avec pourcentage de l'explosif (TEMEX=65%, ANFOMIL=35%).....	78
V.6.2.2. Calcul avec pourcentage de l'explosif (TEMEX=35%, ANFOMIL=65%).....	83
V.7. Interprétation et Discussions des résultats obtenus par modèle Kuz-Ram .....	88
V.8. Comparaison des résultats de Kuz-Ram lors d'utilisation des paramètres existants et proposés (variantes).....	89
V.9. Proposition d'un plan de tir pour la carrière de Sidi Yous .....	90
V.9. 1. Critères de choix.....	90
V.9. 2. Proportion de plan de tir .....	90
Conclusion.....	91
<b>Conclusion générale</b> .....	92
<b>Listes des abréviations</b>	
<b>Bibliographie</b>	
<b>Annexe</b>	

---

# Liste des figures

---

## Liste des figures

### Chapitre I : Présentation générale de gisement

<b>Figure I.1:</b> Situation géographique de gisement de Sidi Yous (extrait de la carte de route).....	4
--	---

<b>Figure I.2 :</b> Roche des marnes et des grès à l'Ouest et calcaires fissurée à la limite Est du gisement).....	7
--	---

### Chapitre II : travaux d'ouverture et d'exploitation

<b>Figure II.1.</b> Schéma d'ouverture du gisement de Sidi Yous.....	17
<b>Figure II.2.</b> Allure générale de la carrière Sidi Yous (Google Earth Juin2016).....	19
<b>Figure II.3.</b> Schéma de la largeur de la piste .....	20
<b>Figure. II.4.</b> Schéma de la station de concassage .....	22
<b>Figure II.5.</b> Schéma de largeur d'enlevure.....	24

### Chapitre IV : Travaux de forage et de tir

<b>Figure IV.1.</b> Choix du type d'équipement.....	35
<b>Figure0IV.2.</b> Paramètres de foration et du tir réalisé dans la carrière.....	38
<b>Figure IV.3.</b> Représentation de la charge d'explosif dans un trou existant .....	39

### Chapitre V : Elaboration du tir avec Kuz-Ram

<b>Figure V.1.</b> courbe granulométrique avec deux mailles différentes.....	65
<b>Figure V.2.</b> taux de hors gabarits (carrière sidi yous) Apres chargement de matériaux.....	66
<b>Figure V.3.</b> Résultats du tir (carrière sidi yous, Avril 2017).....	66
<b>Figure V.4.</b> courbe granulométrique variantes N°1.....	70
<b>Figure V.5.</b> courbe granulométrique variantes N°2.....	72
<b>Figure V.6.</b> courbe granulométrique variantes N°3.....	75
<b>Figure V.7.</b> courbe granulométrique variantes N°4.....	77
<b>Figure V.8.</b> courbe granulométrique variantes N°5.....	80
<b>Figure V.9.</b> courbe granulométrique variantes N°6.....	82
<b>Figure V.10.</b> courbe granulométrique variantes N°7.....	85
<b>Figure V.11.</b> courbe granulométrique variantes N°8.....	87
<b>Figure V.12.</b> comparaison entre Courbe les calcul avec du paramètre utilisée dans la carrier est les paramètres de modèle Kuz-Ram.....	91

---



---

# Liste des tableaux

---

## Liste des tableaux

### Chapitre I : Présentation générale de gisement

Tableau .I.1 : Coordonnées de gisement en UTM .....	4
Tableau .I.2 : Composition chimique de gisement .....	8
Tableau .I.3 : Propriétés physico-mécaniques du gisement .....	9
Tableau .I.4 : Les essais Los-Angeles et Micro-Deval .....	12

### Chapitre II : travaux d'ouverture et d'exploitation

Tableau .II.1 : Paramètres de la méthode d'exploitation.....	26
--	----

### Chapitre .III : Chargement et transport

Tableau.III.1.Caractéristiques technique du camion .....	32
--	----

### Chapitre IV : Travaux de forage et de tir

Tableau. IV.1. Les dimensions maximales admissibles des blocs .....	40
Tableau. IV.2.Classification des roches selon l'indice de forabilité.....	41
Tableau. IV.3.Classification des roches selon l'indice de tirabilité.....	42
Tableau. IV.4.Le coefficient $K_c$ en fonction de la tirabilité de roche.....	44
Tableau. IV.5.Coefficient $K_{sd}$ en fonction de la surface libre.....	44
Tableau. IV.6.Paramètres de plan de tir dans la carrière de sidi vous et paramètres calculé par la méthode classique .....	52

### Chapitre V : Elaboration du tir avec Kuz-Ram

Tableau .V.1. Explique le calcul des paramètres RMD, JF, RDI et HF.....	55
Tableau. V.2. L'effet des paramètres de tir sur n .....	59
Tableau. V.3. Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987).....	61
Tableau. V.4. Résultats du pourcentage des passants avec un diamètre 89 mm.....	64
Tableau. V.5 : Paramètre d'entrée de modèle KUZ-RAM.....	67
Tableau. V.6: Variante N°1.....	68
Tableau. V.7. Résultats de la fragmentation.....	68
Tableau. V.8. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis.....	69
Tableau. V.9. Variante N°2.....	71
Tableau. V.10. Résultats de la fragmentation.....	71
Tableau. V.11. Paramètre d'entrée de modèle KUZ-RAM.....	73
Tableau. V.12. Variante N°3.....	74

---

## Liste des tableaux

---

<b>Tableau. V.13.</b> Résultats de la fragmentation.....	74
<b>Tableau. V.14.</b> Variante N°4.....	76
<b>Tableau. V.15.</b> Résultats de la fragmentation.....	76
<b>Tableau. V.16.</b> Paramètre d'entrée de modèle KUZ-RAM.....	78
<b>Tableau. V.17.</b> Variante N°5.....	79
<b>Tableau. V.18.</b> Résultats de la fragmentation.....	79
<b>Tableau. V.19.</b> Variante N°6.....	81
<b>Tableau. V.20.</b> Résultats de la fragmentation.....	81
<b>Tableau. V.21.</b> paramètre d'entrée de modèle KUZ-RAM.....	83
<b>Tableau. V.22.</b> Variante N°7.....	84
<b>Tableau. V.23.</b> Résultats de la fragmentation.....	84
<b>Tableau. V.24.</b> Variante N°8.....	86
<b>Tableau. V.25.</b> Résultats de la fragmentation.....	86
<b>Tableau. V.26.</b> Comparaison entre les paramètres de tir.....	89
<b>Tableau. V.27.</b> Comparaison des résultats existant et trouvé (évalués).....	89
<b>Tableau. V.28</b> Modèle d'un plan de tir proposé pour une bonne fragmentation des roches .....	90

---

## Liste d'abréviations

---

### Liste d'abréviations

**SPA** : Société Par Action ;

**UTM** : Universel Transversal Mercator ;

**RN** : Route Nationale ;

**CETIM** : Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux ;

**DMR** : Détonateur Microretards ;

**DEI** : Détonateur Electrique Instantané ;

**NGL** : Nitroglycéroglycol ;

**ONEX** : Office Nationale des substances Explosives ;

**PVC** : Polychlorure de Vinyle ;

**TNT** : Trinitrotoluène ;

**Cm** : centimètre ;

**Km** : Kilomètre ;

**m** : Mètre ;

**m<sup>2</sup>** : Mètre carrée ;

**m<sup>3</sup>** : Mètre cube ;

**t** : Tonne ;

**s** : Seconde ;

**min** : Minute ;

**h** : Heure ;

**g** : Gramme ;

**Kg** : kilogramme ;

**Anfo** : Anfomil;

**G**: hors gabarits:

**Kuz-Ram**: kuznotsov-Rammler;

**XF** :X-ray fluorescence

**XRF**: X-ray fluorescence spectrometry

**RJEVSK.Y** :

---

Introduction

Générale

## Introduction générale

Le tir à l'explosif dans les exploitations minières joue un rôle important pour parvenir à un rendement optimum du point de vue technique et économique. Dans tous les cas, il est souhaitable d'obtenir une granulométrie optimale compte tenu de la chaîne chargement - transport et éventuellement concassage en aval. Cependant, la multiplicité des paramètres mis en jeu rend difficile la maîtrise de cette opération.

Plusieurs études ont montré l'intérêt de prendre en compte l'ensemble des paramètres intervenant sur les résultats des tirs. Dans ce contexte, l'Entreprise Azrou Concassage et lors a l'exploitation du gisement de calcaire situé au lieu-dit, Sidi Yous, commune de Keddara, Wilaya de Boumerdes, a rencontré des difficultés, relatif à l'abattage à l'explosif, ces difficultés engendrés par plusieurs contraintes, à savoir :

L'existence des habitations à proximité de la carrière environ, ainsi que et la présence des argiles et des fissurations, dans le gisement en question.

Devant cette situation, la société Azrou propose une étude dans le but d'améliorer le résultat de tirs qui tient compte les contraintes cité en haut.

Le but essentiel de ce travail est de trouver une méthodologie relative à la conception d'un plan de tir permettant la bonne fragmentation des matériaux durs, tels que les roches hétérogène et fissurés. Une telle méthodologie aidera à l'analyse systématique des paramètres influençant le plan d'un tir et à une meilleure compréhension des mécanismes de fragmentation des roches à l'explosif et, par conséquent, contribueront dans l'optimisation des performances du tir à l'explosif.

Nous avons donc entrepris ce travail avec les objectifs suivants:

- le développement d'une méthodologie destinée à évaluer quantitativement la fragmentation obtenue dans les tirs. Cela passe par:
  - l'évaluation de la distribution de la taille des blocs dans les tas abattus.
  - simulation du tir au moyen du modèle de Kuz-Ram dont nous avons changé un paramètre, afin de prédire les résultats de tirs et les contrôler.
- l'analyse des paramètres prépondérants des résultats des tirs en fonction des paramètres employés pour pouvoir identifier les plus influents.

## **Introduction générale**

---

Dans ce contexte, que nous allons mener notre investigation pour élaborer un plan de tir adéquat qui tient compte les contraintes rencontrées sur terrain. Pour atteindre cet objectif nous avons structuré notre projet de la manière suivante:

Le premier chapitre, est le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement, et les caractéristiques de celui de Sidi Yous.

Le deuxième chapitre traite, des conditions techniques et minières de la carrière, schéma d'ouverture du gisement et les travaux d'exploitation de la carrière.

Le troisième chapitre, que nous avons pris en charge, dans notre étude, est consacré à l'étude des travaux de chargement et transport.

Le quatrième chapitre, est consacré aux principaux paramètres influant sur la qualité de la fragmentation lors travaux d'abattage à l'explosifs.

Le cinquième chapitre, est consacré à la description détaillée de l'évaluation de l'efficacité des tirs et l'analyse globale des résultats obtenus sur la fragmentation à l'explosif, elle se fonde essentiellement sur la distribution obtenue grâce au modèle de Kuz-Ram. Ce travail est finalisé par des interprétations et discussion des résultats, avec des propositions relatives aux paramètres de plan de tir.

## Chapitre I :

# Présentation générale de gisement

### Chapitre I : Présentation générale de gisement

#### Introduction

Ce chapitre est consacré à l'étude géologique du gisement de calcaire de Sidi Yous, région de kaddara, Wilaya de Boumerdes, exploité par la SPA Azrou Concassage ainsi que l'estimation des réserves de ce gisements, on prend en considération la régionale du gisement, notamment ; la structures géologiques, la stratigraphie et les caractéristiques des massifs rocheux.

#### I.1. Historique des travaux d'exploitation

Au terme des phases d'exploration et d'aménagement du site de calcaire de Sidi Yous. L'installation de la station de concassage a une capacité de 2800 tonnes par jour, l'entreprise a officiellement entamé la phase de production au début de l'année 2006[1].

Vue le potentiel réserve de son site et la demande évolutive du marché, l'entreprise et à partir de l'année 2007, elle à commencer élargir sa gamme de produits avec l'acquisition d'une deuxième station de concassage mobile, d'une capacité de production de 1200 tonnes par jour, destinée à la production d'une autre gamme de produits et satisfaire un autre segment du marché [1].

#### I.2. Situation administrative du gisement

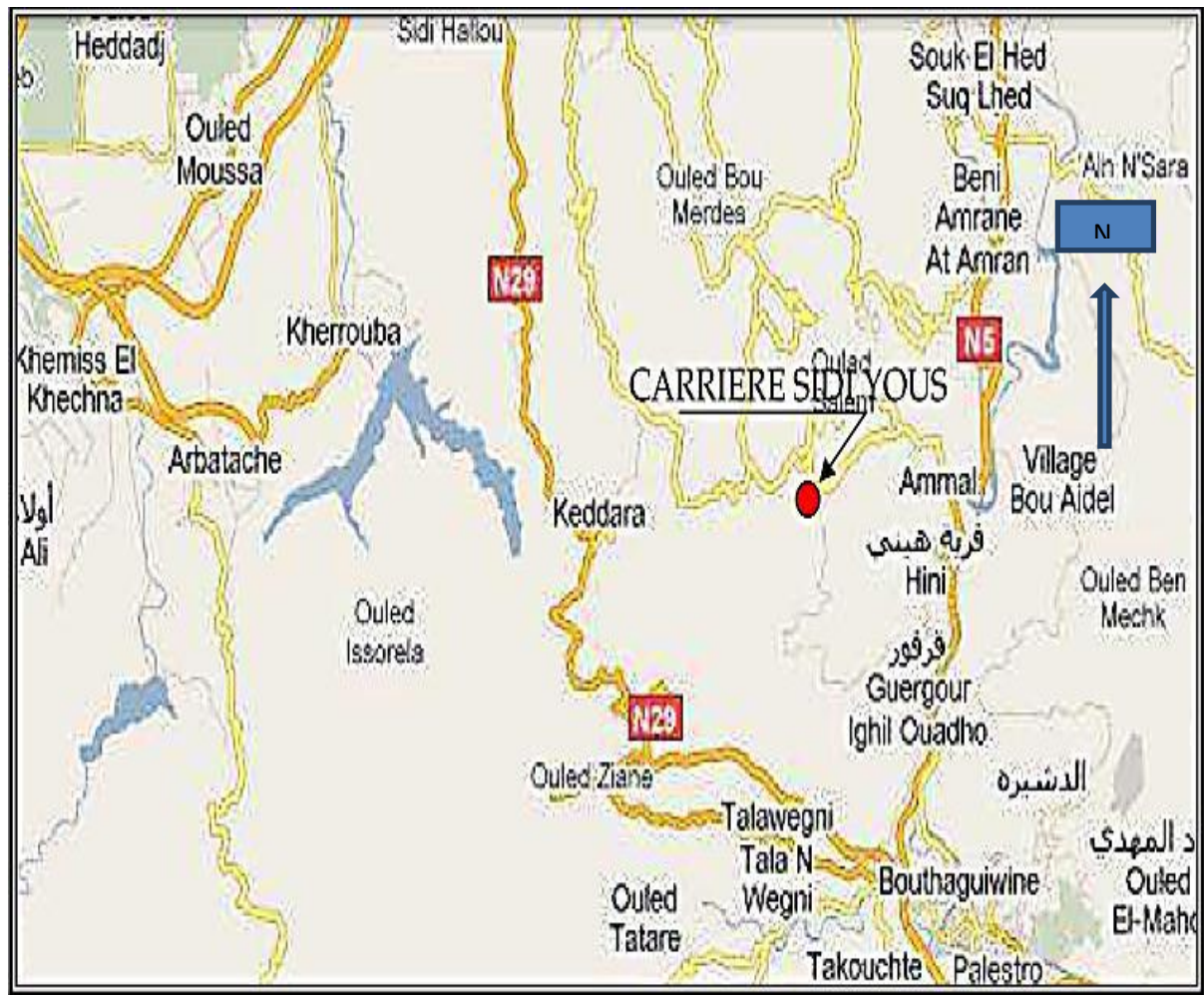
La Wilaya de Boumerdes est située au centre du pays, dans sa partie septentrionale. Elle est limitée au Nord, par la mer méditerranée, et à l'Est par la Wilaya de Tizi-Ouzou, au Sud par les Wilayas de Bouira et Blida et à l'Ouest par la Wilaya d'Alger. Le gisement de Sidi Yous se trouve à environ 2.15 Km à l'Est de Kaddara. Sur le plan administratif, le gisement est rattaché à la commune de Bouzegza-kaddara, Daïra de Boudouaou, Wilaya de Boumerdes [1].



## Présentation générale de gisement

**Tableau I.1** : Coordonnées de gisement en UTM [2].

Coordonnées UTM –Fuseau 31					
Point	X (m)	Y(m)	Point	X(m)	Y(m)
1	5 451 00	4 053 700	5	5 457 00	4 053 300
2	5 453 00	4 053 700	6	5 459 00	4 053 300
3	5 453 00	4 053 500	7	5 459 00	4 052 500
4	5 457 00	4 053 500	8	5 451 00	4 052 500



**Figure I.1:** Situation géographique du gisement de Sidi Yous[3].

### I.3. Climat de la région

Le climat de la région de Kaddara, fait partie du climat méditerranéen, caractérisé par de été chaud et sec, et par un hiver généralement doux et pluvieux. La température maximale relevée dans la région atteignent parfois 44° en été, par contre la plus basse relevée du mois de Décembre à Février est de l'ordre de 2° à 8°. La précipitation annuelle dans la région varie de 600 à 900 mm [3].

### I.4. Contexte géologique

#### I.4.1. Géologie régionale

La région de Boumerdes est caractérisée essentiellement par des formations allant du Jurassique au Quaternaire (argiles, grès, calcaires) et par quelques boutonnières de sole (calcaires marmorisés, marbres quartzites, phylites) aux quelles s'associent des corps magmatiques (granite, rhyolite, andésite, basalte, dacites). On signale ainsi les dépôts du Jurassique, Crétacé, Paléogène, Néogène et Quaternaire [3].

- **Quaternaire (Halogène-pléistocène):** Ces formations sont situées à l'est et au Nord de la Wilaya, elles se traduisent par des éboulis, des alluvions et des sables.
- **Néogène (Pliocène-Miocène):** Les formations du miocène sont représentées par des marnes, des grés et des argiles tandis que celles du Pliocène montrent des marnes grasses à intercalations grés-carbonatées.
- **Paléogène (Oligocène-Eocène) :** Il est largement répandu dans la région. Il forme une puissante série de flysch oligocène constituée Par une alternance de grés de marnes.

### I.5. Tectonique

Les terrains de cette commune sont très chahutés ; ils sont le résultat d'une tectonique complexe et polyphasée. De plus, un métamorphisme généralisé affecte l'ensemble des terrains paléozoïques de cette région. Ces terrains se caractérisent aussi par l'importance de l'écaillage des structures et l'abondance des chevauchements et des contacts anormaux, sans oublier les marqueurs de la tectonique cassante très répandus à travers cette zone[3].

Notons enfin que les marqueurs de la tectonique dans cette zone se font sentir jusqu'à présent à travers la sismicité qui frappe, menace et cause d'importants dégâts à cette zone, ainsi qu'à l'ensemble des régions limitrophes.

Le séisme du 21-05-2003 qui avait frappé cette région est témoin de cette Activité récente de la tectonique [3].

### I.5.1. Géologie du gisement

Le gisement de Sidi Yous est représenté par des formations éocènes, (présence de nummulite). Les formations affleurant au niveau du site sont représentées par [1] :

- **grés de Draa El Mizan a Nummulite (éocène moyenne)** : Alternance de grés jaunâtre plus en moins grossiers et de marne grise. Cette formation occupe toute la partie centrale du gisement, sa puissance est de 250 à 300m.

- **poudingues supra nummulitiques** : Assise détritique dont les couches s'intercalent à différents niveaux avec la formation calcaire du gisement, elle est représentée par des blocs et galets des calcaires nummulitiques avec lesquels il ya une discordance par érosion. On rencontre cette formation à l'extrême Sud-est de la limite du gisement.

- **Calcaire nummulitiques**: Calcaires compacts rocheux pétris de nummulites, d'une épaisseur atteignant au moins 150 m. Cette formation à fleure sur les côtés Est et Ouest du gisement.



**Figure I.2 :** Roche des marnes et des grés à l'Ouest et calcaires à l'Est du gisement [1].

## I.6. Hydrologie

Dans la zone d'étude, où se trouve le site en question, le réseau hydrographique est représenté principalement par l'Oued Kaddara à l'Est affluent de l'Oued Boudouaou et de l'Oued Corso qui développe plusieurs affluents à travers le territoire de la zone d'étude. Dans les limites du gisement étudié, et à travers les observations de surface, on n'a pas remarqué de manifestations aquifères. Les seuls écoulements sont au niveau de ravins limitrophes qui coulent seulement en période pluviale et qui se trouve à la limite Nord- Ouest de la zone à exploiter. La plupart des cours d'eau de la région sont à caractère temporaires ; voire irréguliers, ils tarissent pendant l'été[1].



Le calcaire qui constitue le massif de Bouzegza avec leur pendage subvertical constituent, un excellent chemin pour canaliser les eaux de ruissellement vers les nappes aquifères du bas du massif. Ils ne constituent en aucun cas un réservoir [1].

### I.6.1. Caractéristique chimiques des formations

#### a. Composition chimique de la roche

La spectrométrie de fluorescence X (XF ou XRF pour X-ray fluorescence) est une technique d'analyse élémentaire qui permet de Qualifier et quantifier les éléments chimiques présents dans un échantillon. Après cette étape nous connaissons les éléments constituant l'échantillon.

La composition chimique de la roche représentée par son unité principale utile (**CaO**) mentionnée dans le tableau I-2.

**Tableau I.2 :** Composition chimique de gisement [2].

Composition chimique	Teneurs (%)
SiO <sub>2</sub>	3.38
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.85
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.65
<b>CaO</b>	<b>50.35</b>
MgO	2.07
SO <sub>3</sub>	0.06
K <sub>2</sub> O	0.17
Na <sub>2</sub> O	0.12
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04
TiO <sub>2</sub>	0.04
PF	42.27

Ce résultat d'analyse chimique montrée qu'il s'agit d'un calcaire faiblement dolomitique, avec des pourcentages négligeables d'éléments nuisibles(SiO<sub>2</sub>).[2]

## b. Propriétés physico- mécaniques

Pour la détermination des propriétés physiques des échantillons sont soumis aux différents assai physiques.

### ➤ Propriétés physiques

- **La masse volumique**

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule:

$$\rho = M/V ; (g/cm^3) \quad (I.1)$$

- $\rho$  : Masse volumique;(g/ cm<sup>3</sup>)
- M : Masse totale de l'échantillon ;(g)
- V : Volume totale de l'échantillon; (cm<sup>3</sup>)

La masse volumique du site est de l'ordre de  $\rho = 2.56 (g/ cm^3)$ .

- **La porosité**

C'est le rapport en % du volume occupé par le vide rapporté au volume total de l'échantillon[10].

$$P = \frac{V_v}{V_t} \times 100 \quad (I.2)$$

Où :

- $V_v$ : Volume de vide, (cm<sup>3</sup>) ;
- $V_t$ : Volume total de l'échantillon(cm<sup>3</sup>) ;

La porosité dans le roche, elle est de l'ordre 0,9%.

Les propriétés physico-mécaniques de la roche de calcaire du gisement sont représentées, dans les deux tableaux suivants :

**Tableau I.3.** Propriétés physico-mécaniques du gisement [2].

Masse volumique (t/m <sup>3</sup> )	Coefficient d'absorption%	Porosité%
2,56	0,33	0,9

- **La perméabilité**

La perméabilité  $K$  correspond à la vitesse de percolation de l'eau dans une roche. Elle s'exprime donc en m/s et peut être mesurée en laboratoire en faisant simplement percoler de l'eau à travers une éprouvette. La limite entre une roche perméable et une roche imperméable est fixée autour de  $10^{-9}$  m/s. cette perméabilité se mesure aussi à l'échelle du massif.

La perméabilité contrôle la présence d'eau dans le massif, ce qui est important dans un tir en fonction de la sensibilité des explosifs utilisés à ce paramètre (nitrate fuel en particulier). L'eau peut aussi avoir un rôle positif (meilleure transmission d'énergie de l'explosif dans le massif) ou négatif (déclenche d'instabilité au niveau d'un trou, d'un gradin ou d'un flanc de fosse)[10].

- **Abrasivité**

L'abrasivité d'une roche caractérise sa capacité à provoquer une usure des outils mécaniques. Elle dépend de sa teneur en minéraux durs (quartz par exemple) et de la résistance de l'assemblage des grains. La mesure de l'abrasivité, type LCPC par exemple (laboratoire central des ponts et des chaussées) se fait par la mise en rotation rapide d'une palette d'acier pour broyer la roche; la perte du poids de la palette par usure, exprimée en gramme d'acier par tonne de roche traitée, représente l'abrasivité de la roche.

Pour les tirs, ce paramètre est important car il influe sur l'usure des outils de foration utilisés pour réaliser les trous de mines. Les roches siliceuses (le granite, le quartzite etc.) entraîneront une forte usure par rapport aux autres (calcaires, basaltes etc.)[10].

### ➤ **Propriétés mécaniques**

- **Essais Los-Angeles**

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los-Angeles). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats, c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier[4].

On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1.6 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient Los-Angeles est donné par[4]:

$$L_a = \frac{m}{M \times 100} (\%) \quad (I.3)$$

Avec :

- $m$  : Masse des particules fines ( $m \leq 1,7 \text{ mm}$ ) ;
- $M$  : Masse de l'échantillon (prise d'essai).

- **Essai Deval et Micro Deval**

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient Los -Angeles dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient Micro-Deval en présence d'eau.

L'essai Deval ou Micro-Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition. L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats qui émoussent les arrêtes des particules. Dans la technique routière. L'essai Deval est remplacé par l'essai Micro-Deval car il présente l'avantage d'être effectué sur les classes granulaires proches de celles mises en œuvre actuellement[10].

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm. On place une prise d'essai (500g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm, longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 lg) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre[4].

Le coefficient MDE (coefficient Micro-Deval) est donné par la relation suivante[4] :

$$MDE = \frac{500 - m}{500} \times 100 ; (\%) \quad (I.4)$$

Ou' :

- $m$ : Masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1.25 mm

La corrélation qui existe entre le DE (coefficient Deval) et MD et donnée par l'expression :

$$MDE = \frac{DE}{80} \quad (I.5)$$



Les valeurs des essais mécaniques sont représentées dans le tableau ci-après :

**Tableau I.4** : Les essais Los-Angeles et Micro-Deval [2].

Fractions	Valeur de Los-Angeles	Valeur de Micro-Deval
10/14	38	26

Les résultats ci-dessus indiqués une bonne qualité des calcaires de Sidi Yous, qui peut être utilisés dans le domaine routier et dans le béton hydraulique.[2]

### I.7.Estimation des réserves

Les réserves sont divisées en trois (3) catégories : A, B et C, suivant le degré de prospection et d'étude du gisement.

#### 1) Catégorie A (réserve certaines)[5]

- **A1 : réserves entièrement prospectées**

Étudiées et préparées pour l'exploitation ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.

- **A2: réserves entièrement prospectées et étudiées**

Elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

#### 2) Catégorie B (réserves probables)

- **Réserves étudiées géologiquement**

Relativement prospectées et partiellement délimitée par des ouvrages miniers et sondages, échantillonnés pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation. On peut utiliser ces données comme bases des projets de grands travaux des mines et des entreprises utilisant les produits minières bruts et pour l'établissement des programmes[5].

### 3) Catégorie C (réserves possibles)

- **C1 . réserve établies par l'étude géologique**

D'après les affleurements naturels ou quelque fois artificiels ou d'après les données géophysique, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif ; on peut utiliser ces donnée pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle[5].

- **C2 . réserves relatives aux régions entières**

Calculées d'après leur étude géologique ; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes sont déterminée d'après la prévision géologiques ; ces données peuvent être utilisées pour la planification de perspective de l'économie nationale et pour la planification de perspective des travaux de recherche géologiques. Au vu de la structure du gisement sur la base des ouvrages de recherches et les études réalisées, les réserves de matériaux ne peuvent être estimées qu'en catégorie C1[2].

La méthode utilisée, celle des coupes géologiques. Les réserves ont été estimés entre niveau 530m et 632 m. Le gisement est composé de quatre blocs de catégorie C1[2].

La quantité des réserves est calculée d'après la formule suivante :

$$Q = V \times \rho; (t) \quad (I. 6)$$

Où :

- $Q$  : Quantité des réserves en tonne ; (t)
- $V$  : Volume du bloc ; ( $m^3$ )
- $\rho$ : Masse volumique. ( $t/m^3$ )

Quant au volume de chaque gradin il est obtenu par la formule :

$$V = S \times H ; (m^3) \quad (I. 7)$$

Où

- $S$  : Surface de gradin calcul dans le cas général ;( $m^2$ )
- $H$  : Hauteur du gradin. (m)

La surface au niveau des coupes géologiques est calculée d'après la formule suivant:

Si :

$$\frac{S_i - S_{i+1}}{S_i} < 40\% \Rightarrow V = \frac{(S_i - S_{i+1})}{3} \times L; (m^3) \quad (I. 8)$$

Dans le cas où la différence entre les surfaces des coupes dépasse 40% donc va être l'évaluerons d'après la formule suivante :

Si :

$$\frac{S_i - S_{i+1}}{S_i} > 40\% \Rightarrow V = \frac{S_i + S_{i+1} + (\sqrt{S_i \times S_{i+1}})}{3} \times L(m^3) \quad (I. 9)$$

Dans le cas où les surfaces de deux coupes étaient à peu près les mêmes, ou la différence entre elles ne dépassent pas 40% nous avons employé la formule :

$$Q = \frac{(S_i + S_{i+1}) \times L \times \rho}{2} \quad (t) \quad (I. 10)$$

Où :

- Q : tonnage du profil ;
- S1: Surface du premier profil ;
- S2 : Surface du deuxième profil ;
- L : Distance entre deux profils ;
- ρ : Masse volumique.

avec :

$$S_i < S_{i+1}$$

Au cours de l'estimation des réserves on a pris en considération les paramètres suivants :

- Niveau de base d'exploitation : 530m
- Largeur minimal du fond de la carrière
- Pente du talus d'exploitation
- Teneur minimum en CaO : 50.35

Les résultats de calcul des réserve d'après les blocs, les réserves géologiques totales du gisement (C<sub>1</sub>) sont estimées 43 657 006.3 de tonnes et elles sont réparties sur tous le périmètre [1].

### Conclusion

L'assise utile du gisement de Sidi Yous est formée par des calcaires nummulitiques du l'éocène. Les analyses réalisées ont montré que les granulats issus de la carrière peuvent être utilisés dans le domaine routier et dans le béton hydraulique.

Les réserves géologiques du gisement sont estimées à 43 657 006.3 tonne avec un taux de salissure qui oscille entre 30-40% par endroit.

## Chapitre II :

travaux d'ouverture et d'exploitation

### **Chapitre II .travaux d'ouverture et d'exploitation**

#### **II.1.l'ouverture du gisement**

L'ouverture du champ de la carrière, consiste au creusement d'excavations à ciel ouvert appelée tranchées ou demi tranchées, afin de permettre l'accès au gisement à partir de la surface et assuré le transport entre les horizons d'activité de la carrière et la station concassage.

En fin ; elles consistent à creuser des tranchées d'accès ou bien principalement donnent l'accès pour les travaux d'exploitation

##### **II.1.1. Critère de choix de schéma d'ouverture**

Le choix du mode d'ouverture du gisement dépend de facteurs à savoir :

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert le mode d'ouverture dépend de certains facteurs qui sont :

- Les facteurs géologiques tels que le relief du terrain, la forme, les dimensions de la carrière, la puissance, la profondeur et le pendage du gisement (voir chapitre I).
- Les facteurs miniers tels que ; la productivité, la durée de vie de la carrière, durée de service des équipements adoptés, et la sécurité de travail des moyens de mécanisation.
- Les facteurs économiques tels que le rendement et les dépenses consenties pour la construction de la carrière.

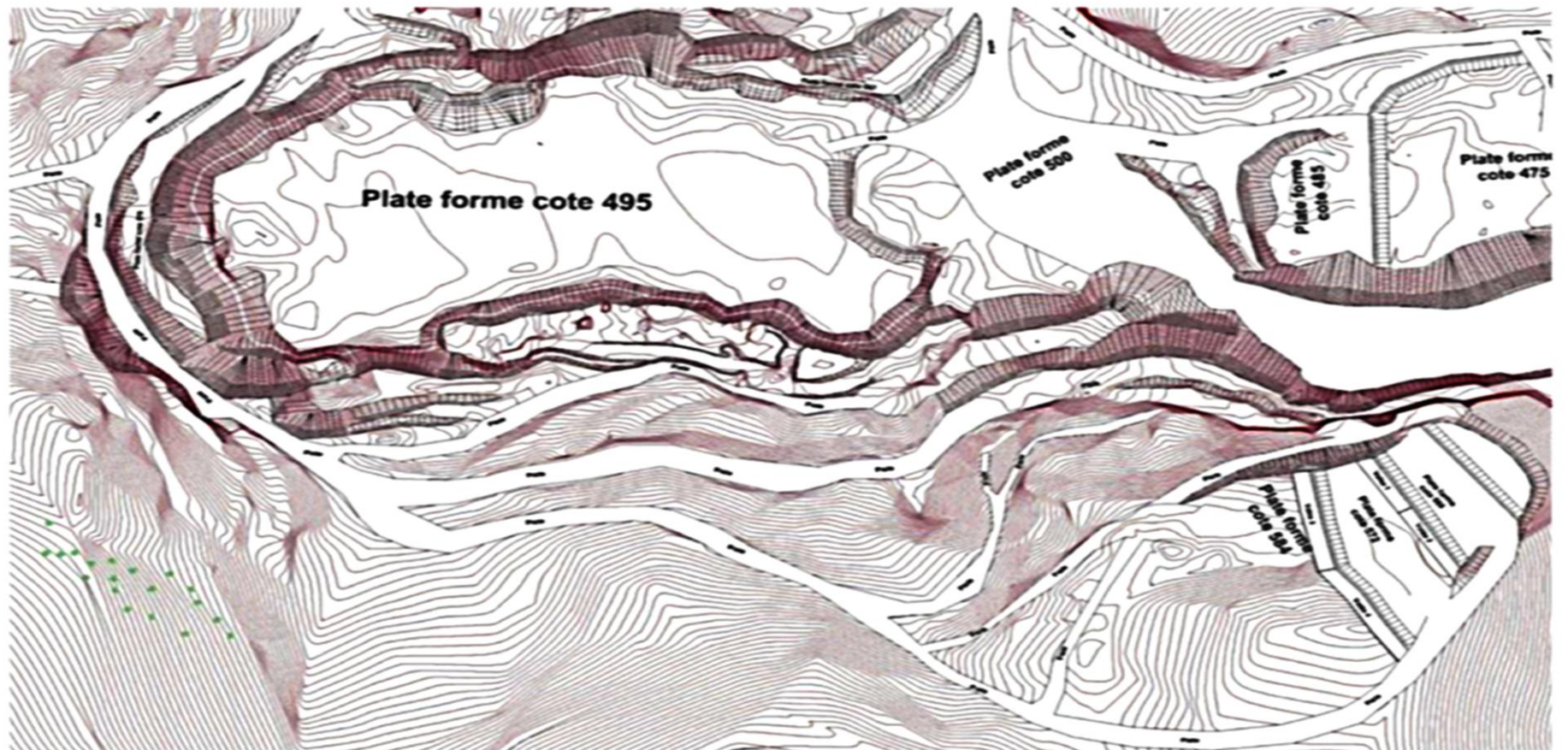
Dans le cas particulier des l'exploitation des gisements à relief montagneux, l'angle du flanc de coteau influe beaucoup sur l'ordre d'exploitation.

L'ouverture choisie doit assurer [8] :

- L'exploitation du gisement la plus rentable;
- Le bon fonctionnement des engins;
- La productivité planifiée;
- La sécurité de travail.

##### **II.1.2.Mode d'ouverture du gisement de Sidi Yous**

Vue la topographique et les caractéristique géologique du gisement (pendage, puissance et profondeur finale du gisement), l'ouverture du gisement de Sidi Yous, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées (tracé, piste principale) prennent la forme serpentine. Cette ouverture est faite par un accès composé d'une piste principale, et par des pistes secondaires (de jonction) à chaque niveau d'exploitation.



**Figure II.1. :** Schéma d'ouverture du gisement de Sidi Yous. [2]

### **II.1.3. Travaux de découverte**

Dans une exploitation à ciel ouvert, on vise à enlever un minimum de stériles de recouvrement pour atteindre les volumes minéralisés ayant la plus grande valeur marchande, afin d'obtenir le meilleur rendement possible pour les investissements consentis.

Dans la carrière de Sidi Yous, les travaux de découverte consistent au décapage de la terre de végétation ainsi que le déplacement de terrain de recouvrement. Le rapport de découverte ou niveau de la carrière de Sidi Yous est entre de 30 à 40%.

#### **II.1.3.1.Traçage de la piste et ses caractéristiques**

##### **➤ Construction de la piste d'accès**

La première opération à entreprendre pour l'ouverture des gisements consiste à construire ou à aménager les accès pour atteindre le périmètre, objet de l'exploitation.

Ces accès peuvent être simples et rapides (pistes en terrain plat, distance réduite traversant des formations meubles) ou complexes et nécessitant des délais significatifs (pistes de montagnes, distances importantes traversant des passages rocheux....).

Ces accès doivent assurer la fluidité et la sécurité du roulage d'où leur aménagement adéquat (notamment leur drainage et leur consistance au sol) pour supporter les périodes pluvieuses et le passage fréquent des poids lourds et autres engins miniers (pelles, bulldozers...).

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport, de la production et la durée de vie de la carrière. Cette piste à double voie, qui est située dans la partie Nord- Ouest du gisement.





**Figure II.2.** Allure générale de la carrière Sidi Yous (Google Earth Juin2016)

### ➤ Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage qui située, au Sud-ouest du gisement. Dans une région présentant un relief montagneux.

La piste principale présente plusieurs virages (forme serpentine), avec un rayon de courbure ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés.

### ➤ Pente longitudinale de la piste

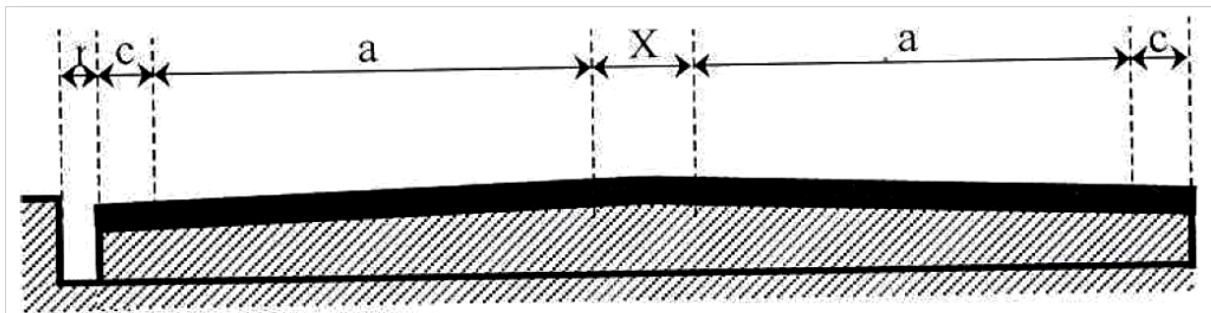
Le profile des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique.

La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10% pour le cas de notre piste. Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport. Surtout si nous prenons en considération ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas).

### ➤ Largeur de la piste

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes. D'après les conditions de l'exploitation.

La largeur de la chaussée des routes dépend de la capacité de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle déterminée d'après les formules suivantes [6].



**Figure II.3.** Schéma de la largeur de la piste [6].

#### a. Pour circulation à une seule voie (pistes secondaires)

$$T = a + (2 \times c) \quad (m) \quad (II.1)$$

Où :

- $T$ : Largeur de la piste ;
- $a$  : Largeur de la benne du camion, ( $a = 4 \text{ m}$ ) ;
- $c$  : Largeur de la bande de sécurité, (cm).

Donc :

$$T = 4 + (2 \times 1) = 6m \quad (II.2)$$

Alors, la largeur de la piste pour la circulation à une seule voie doit être  $\geq 6 \text{ m}$ .

### b. Pour circulation à double voie (piste principale)

$$T = 2(a + c) + X ; (m) \quad (II. 3)$$

Où :

- $X$ : Distance entre les bennes des camions.

$$X = 2 \times c ; [m] \quad (II. 4)$$

$$T = 2 \times (4 + 1) + 2$$

$$T = 12 m.$$

Alors ; la largeur de la piste pour une circulation à double voie doit être  $\geq 12 m$ .

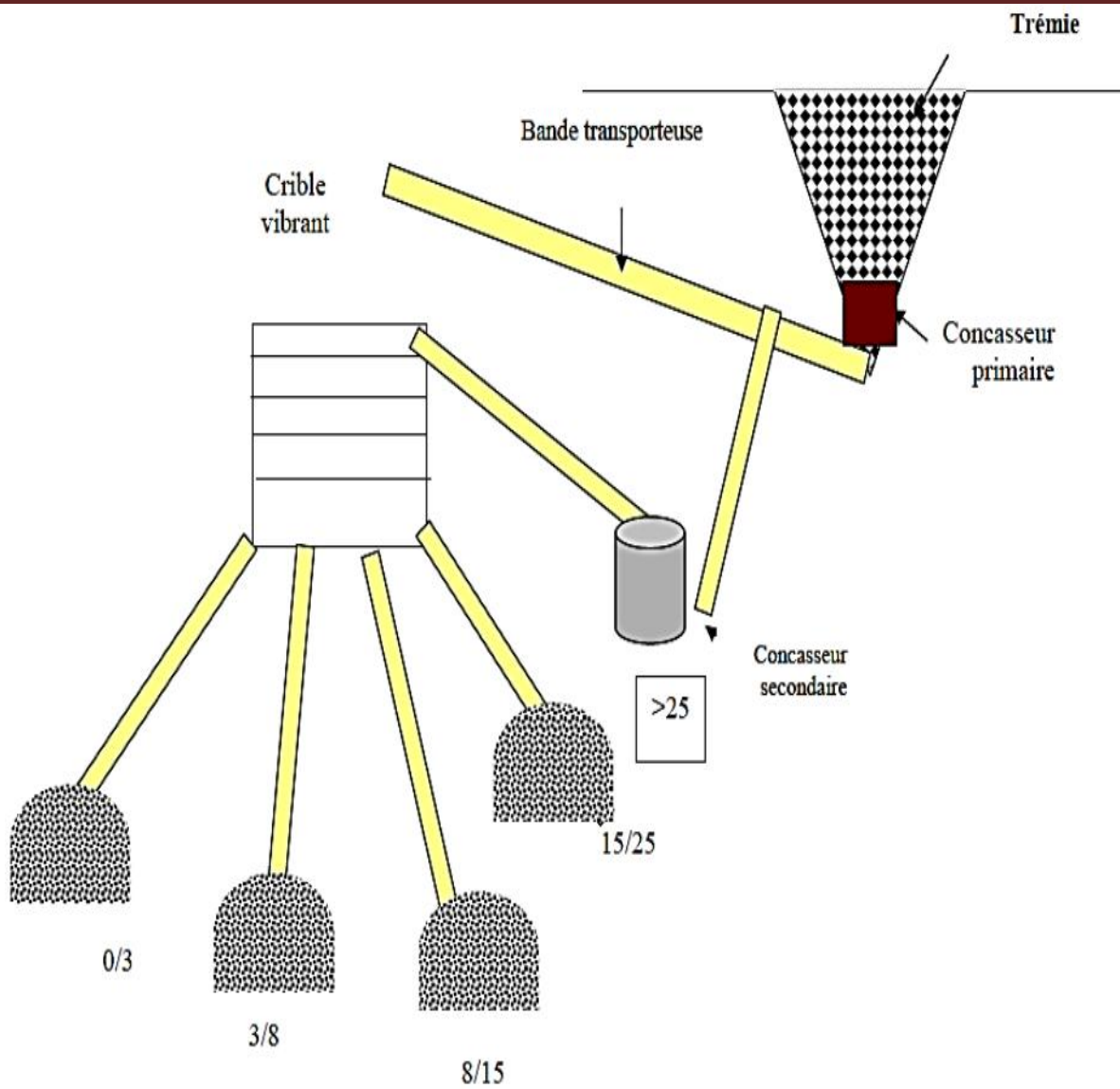
#### ➤ Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 1500 m. a partir de la station de concassage (niveau 455 m), jusqu'à la plate-forme de travail supérieure (niveau 600 m) [2].

### II.2. Préparation mécanique du granulat

En vue de réaliser les objectifs de l'entreprise et qui visent à atteindre une production évaluée à 1 000 000 tonnes par an.

- 1) Une station de concassage fixe d'une capacité de 215 T/h, qui se trouve à une distance de 1.5 Km et à 3 Km de la route communale.
- 2) Une station de concassage mobile d'une capacité de 90 T/h [2].



**Figure II.4.**Schéma de la station de concassage [6]

### II.2.Travaux d'exploitation

la méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux miniers, des travaux de creusement , de découverte et d'exploitation assurant l'extraction de la substance utile en quantité bien réglé et planifiés .

#### II.2.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

La méthode d'exploitation doit tenir compte les différents facteurs suivants [8]:

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

La méthode d'exploitation choisie prédétermine les principaux paramètres et les indices technico-économique de fonctionnement de la mine.

Les principaux éléments du système d'exploitation sont [8] :

- La hauteur de gradin ;
- La largeur d'enlevure ;
- La largeur de plate-forme de travail ;

#### II.2.2. la méthode d'exploitation du gisement de sidi Yous

D'après les données topographiques et géologiques, il est donnée que pour le gisement de la carrière de sidi Yous, la méthode utilisée est à relief montagneux avec un angle du flanc de coteau raide est égale à 30°.

#### II.2.3. Principaux éléments du système d'exploitation

**A. Hauteur du gradin :** Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs [8] :

- Les propriétés physiques et mécaniques du stériles et du minerai. (surtout la dureté)
- Les puissances des couches du stériles et du minerai.
- Les paramètres des équipements miniers et surtout des équipements a employé.
- La stabilité des stériles et du minerai. Pour notre cas, la hauteur du gradin  $H_{gr}=11,5m$ .



### B. La largeur d'enlevure

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Le mode de préparation des roches à l'abattage.
- Le type et dimension des engins de chargement.
- Les propriétés physico-mécaniques des roches.

Dans la carrière de Sidi Yous l'abattage se fait à l'explosif, les roches étant dure (coefficient de la dureté selon Protodiakonov  $f=10,11$ )

Donc la largeur d'enlevure est déterminée d'après la formule suivante :

$$A = W + b (n - 1) ; (m) \quad (\text{II.5})$$

Où ;

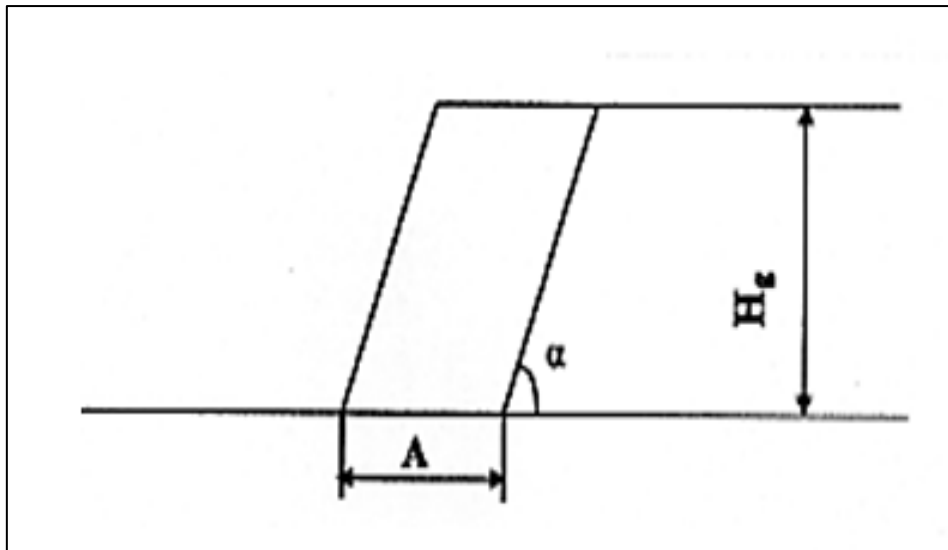
- $W$  : La ligne de moindre résistance, (2,52 m); (utilisée dans la carrière )
- $b$  : La distance entre les rangés, (2,81m) ;
- $n$  : Nombre de rangés, ( $n=3$ ).

Alors :

$$A = 2,52 + 2,81(3 - 1)$$

Donc ; la largeur de l'enlevure est :

$$A = 8,14 \text{ m}$$



**Figure II.5:** Schéma de largeur d'enlevure

- $A$  : Largeur d'enlevure ;
- $H_g$  : Hauteur du gradin ;
- $\alpha$  : L'angle d'inclinaison du gradin.

### C. Largeur de plateforme de travail.

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en fonction des paramètres suivants :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches.
- Les paramètres du tas de roches abattues.
- Les paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les carrières on essaye toujours de réaliser les plates-formes de longueur suffisante pour assurer bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin d'obtenir un bon rendement et assurer la sécurité de travail [8].

La largeur de la plate-forme de travail est calculée suivant la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + B_a + C + T + Z; (m) \quad (II.6)$$

Où :

- $L_{pt}$  : Largeur de la plate-forme de travail, (m) ;
- $A$  : Largeur de l'enlèvement en massif (8,14m);
- $X$  : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement (m) ;
- $B_a$  : Largeur de la bande auxiliaire (3m) ;
- $C$  : Distance de sécurité entre l'arrêt inférieur du tas de roche et la voie de transport (2,52m);
- $T$  : Largeur de la voie de transport, (12m);
- $Z$  : largeur de prisme d'éboulement.

$$Z = H_g (\cotg \theta - \cotg \alpha); (m) \quad (II.7)$$

Où :

$\theta$  : L'inclinaison du talus stable du gradin ; (85°)

$\alpha$  : L'inclinaison du talus du gradin en liquidation ; (60° ÷ 70°).

$$Z = 11,5 (\cotg 85 - \cotg 65) \quad (II.8)$$

$$Z = 2,38 \text{ m}$$

$$X = A \times \left( 2 \times K_f \frac{H_g}{H_t} - 1 \right) \quad (II.9)$$

Où :

- $K_f$  : Coefficient de foisonnement des roches (1,5) ;
- $H_t$  : Hauteur de tas (0,5 – 0,9)  $H_g$

$$H_t = 10,35 \text{ m}$$

donc:

**Tableau II.1.** Paramètres de la méthode d'exploitation

Paramètre	symboles	Valeurs	unités
hauteur de gradin	$H_g$	11,5	m
Largeur d'enlevure	$A$	8,14	m
Largeur de la plate forme de travail	$L_{pt}$	41,03	m

### Conclusion

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement des roches stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé. La méthode de l'exploitation de gisement de sidi vous se fait à ciel ouvert à flanc de coteau de haut vers le bas.

L'ouverture d'un gisement a pour but la réalisation des accès au différent niveau d'exploitation L'ouverture du gisement de Sidi Yous, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées est serpentine.



## Chapitre III:

# Chargement et transport

### Chapitre III .Chargement et transport

#### Introduction

Les engins de chargement et de transport définissent le niveau de production de la carrière. Pour obtenir un bon rendement, on doit fournir aux engins de chargement leur plus grand degré d'utilisation qui dépend principalement du niveau d'organisation de travail ainsi qu'une bonne répartition des engins de transport.

Pour améliorer la productivité des engins, il est impératif d'avoir une bonne organisation du chantier d'excavation c'est-à-dire permettre aux engins de mieux manœuvrer au niveau des chantiers jusqu'au concasseur primaire pour cela il faut que :

- Eviter la décharge anarchique au niveau des terrils par les camions et veiller à ce que le bulldozer fasse bien son rôle d'aplatissement des tas sur les terrils ;
- Veiller au respect strict de la benne répartition des camions entre les engins de chargement

#### I. Travaux de chargement

##### I.1. Choix de type de chargement

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organise autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues.

Le choix des engins de chargement dépend de la :

- Capacité du godet,
- Granulométrie de la roche charge,
- Type des engins de transport et sa capacité de godet,
- La forme et les dimensions du chantier (plate-forme de travail),
- Les caractéristiques de roches abattues,
- La matière première de la fabrication du godet.

Dans de la carrière de Sidi Yous, l'opération de chargement est assurée par pelle hydraulique de 2,5m<sup>3</sup>.

##### I.2. Dimensionnement des engins de chargement

###### a. Rendement de la pelle par poste

Le rendement de la pelle est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times E \times K_r \times K_u \times T_p \times \rho}{T_c \times K_f}; (t/post) \quad (III. 1)$$

Ou :

- $E$  : Capacité du godet de la pelle  $E = 2,5 m^3$  ;
- $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet de la pelle,  $K_r = 0,85$
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation de la pelle  $K_u = 0,9$
- $T_p$  : La durée d'un poste de travail.,  $T_p = 6,5 h$
- $\rho$  : La masse volumique de calcaire( $\rho = 2,56 t / m^3$ ;
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement des roches.  $K_f = 1.6$ ;
- $T_c$  : Durée de travail d'un cycle de la pelle.  $T_c = 30 s$ .

Donc

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 2,5 \times 0,85 \times 6,5 \times 0,9 \times 2,56}{30 \times 1,6}; (t/post) \quad (III. 2)$$

$$R_{ch} = 2386,8 t / post$$

**b) Rendement mensuel de la pelle**

$$R_{ch m} = R_{ch} \times N_p \times N_{jm}; (t / mois) \quad (III. 3)$$

- $N_p$  : Nombre de poste par jour,  $N_p = 2$
- $N_{jm}$  : Nombre de jour par mois,  $N_{jm} = 22$

Donc :

$$R_{ch m} = 2386,8 \times 2 \times 22 = 105019,2 t / mois$$

**c) Rendement annuel de la pelle**

$$R_{ch an} = R_{ch} \times N_p \times N_{jan}; (t/an) \quad (III. 4)$$

- $N_{jan}$  : nombre de jour par ans,  $N_{jan} = 250$

$$R_{ch an} = 2386.8 \times 2 \times 250 t/an$$

$$R_{ch an} = 1\,193\,400 t/an$$

#### d) Détermination du nombre de pelle

$$N_{ch} = \frac{Q_{an}}{R_{ch\ an}} \quad (III.5)$$

$Q_{an}$  : production annuelle de la carrière,  $Q_{an} = 1\ 000\ 000\ t/ans$

$$N_{ch} = \frac{1\ 000\ 000}{1\ 193\ 400}$$

$$N_{ch} = 0,83$$

Le nombre nécessaire des pelle pour assurez la production : une pelle avec un rendement de 2386,8  $t / post.$

#### Remarque

La carrière de sidi Yous est dispose deux pelles, l'une utilisé pour le chargement et l'autre pour l'homogénéisation (mélange) le produit abattue par les différentes couches de calcaire

#### II : travaux de transport

Le transport est un processus d'une importance capital dans les travaux minier, car il assure la liaison entre les lieux d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation, se dernier représente des dépenses qui peuvent atteindre 20 -30% du prix de revient total d'exploitation.

Le choix rationnel des équipements de transport dépend du facteur suivant :

- Production annuelle ;
- Distance de transport ;
- Nature des roches ont transport ;
- Type d'engin ;
- Topographie de gisement ;
- méthode d'ouverture ;
- Méthode d'exploitation.

Le type de transport choisi doit assurer les exigences suivant :

- Distance maximale de transport
- Rendement important avec temps mort réduit

De nos jours, on applique largement le transport par camion qui est caractérisé par les facteurs suivants :

- Simplicité de construction ;
- Possibilité de surmonter les pentes élevées ;
- Possibilité d'application lors du gisement compliqué.

Dans la carrière de Sidi Yous la distance de transport est de 1.5 à 3km du front de travail jusqu'au concasseur

#### II.1.Choix de type de camion

Le chargement des camions s'effectue à l'aide des pelles dont la capacité du godet  $E = 2.5m^3$ ; le volume de la benne de camion d'après les données de la carrière ( $V_b = 18m^3$  donc  $G_c = 48t$ ) ;

Prise en compte le rapport  $V_b / E$  qui varie de 2 à 4 (dans le cas l'utilisation d'une chargeuse);

Dans notre cas, le chargement est assuré par une pelle, ce rapport ( $V_b / E$ ) est dépassé 4

- D'après le volume de la benne on peut tirer ce rapport

$$N_g = V_b / E = 18/2,5$$

$$N_g = 7,2 \text{ godets}$$

$V_b / E$  : rapport entre le volume de la benne et la capacité du godet.

La limite supérieure correspond à un volume de chargement important c'est ainsi que la capacité de la charge de camion sera déterminée à partir du nombre de godet déversés dans un camion d'après la formule suivante :

$$N_g = \frac{G_c \times K_f}{E \times K_r \times \rho} ; (\text{godet}) \quad (\text{III. 6})$$

- $G_c$ : Capacité de charge de camion ;  $G_c$  (t)
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement  $K_f = 1,5$
- $E$  : Capacité du godet de la chargeuse  $E = 2,5m^3$
- $K_r$ : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse  $K_r = 0,9$

Donc d'après (III. 7)on aura

$$G_c = \frac{N_g \times E \times K_r \times \rho}{K_f}$$

$$G_c = \frac{7.2 \times 2,5 \times 0,9 \times 2,56}{1,5}$$

$$G_c = 27,64 \text{ tonnes}$$

Donc d'après les donnée de la carrière la capacité de la charge du camion  $G_c= 48$  tonne.

## **II.2. Dimensionnement des camions de chargement**

### **a. Calcul du rendement de camion**

Le rendement du camion déterminé par la relation suivante

$$R_c = \frac{60 \times V_c \times T_p \times K_q \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}; (t/post) \quad (III. 7)$$

Où :

- $V_c$  : La capacité du la benne de camion,  $V_c = 18m^3$
- $K_q$  : Coefficient de remplissage du la benne de camion,  $K_q = 0,9$
- $t_c$  : La durée d'un cycle de transport,  $t_c = 25 \text{ min}$
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement,  $K_f = 1,5$
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation pratique,  $K_u = 0,85$

Donc :

$$R_c = \frac{60 \times 18 \times 6,5 \times 0,9 \times 0,85 \times 2,56}{25 \times 1,5}$$

$$R_c = 343,69 \text{ t/poste.}$$

### **b. Nombre des camions**

Le nombre du camion est donné par la formule suivant :

$$N_c = \frac{P_j \times K_{ir}}{R_c \times N_p}; (\text{camion}) \quad (III. 8)$$

Où :

- $K_{ir}$ : Coefficient d'irrégularité ( $K_{ir} = 0,9$ );
- $P_j$  : Production journalier  $P_j = 3472,22 \text{ t}$  ;

$$N_c = \frac{3472,22 \times 0,9}{343,69 \times 2}$$

$$N_c = 4,54 \text{ camions}$$

On prend 5 camions

Le nombre total des camions avec réserve est comme suit :

$$N_{ct} = \frac{N_c}{0,7\text{à}0,8} ; (\text{camion}) \quad (\text{III. 9})$$

$$N_{ct} = 6 \text{ camions}$$

**Tableau.III.1.** caractéristiques technique du camion

N°	Paramètre	unités	Valeurs
01	Caterpillar CAT C7	-	-
02	Capacité de la charge	(t)	48
03	Puissance du moteur	KW	509
04	Volume chargé	m <sup>3</sup>	18,75
05	Vitesse max	Km/h	65,8
06	Longueur	m	9
07	Largeur	m	4,45
08	Hauteur	m	4
09	Poids vide	Kg	40 188

### Conclusion

Pour assurer l'opération de chargement et de transport des charges extraire Jusqu'à leur préparation mécanique on est besoin de six camions de capacité 18 m<sup>3</sup> et deux pelle

de capacité de godet 2,5 m<sup>3</sup> pour l'homogénéisation le produit abattue par les différentes couches de calcaire.

Pour améliorer la productivité des engins, il est impératif d'avoir une bonne organisation du chantier d'excavation c'est-à-dire permettre aux engins de mieux manœuvrer au niveau des chantiers jusqu'au concasseur primaire pour cela il faut que :

- Eviter la décharge anarchique au niveau des terrils par les camions et veiller à ce que le bulldozer fasse bien son rôle d'aplatissement des tas sur les terrils ;
- Veiller au respect strict de la benne répartition des camions entre les engins de chargement.



## Chapitre IV :

### Travaux de forage et de tir

### Chapitre IV : Travaux de forage et de tir

#### Introduction

Dans les travaux miniers l'opération de l'abattage des roches à partir de processeurs de foration des trous de mines, de chargement et de tir joue un rôle très important sur la bonne production d'entreprise.

Durant notre stage au niveau de la carrière de de Sidi Yous, nous avons assisté des opérations de tir, les résultats de fragmentation des roches ont été mauvais, ces résultats est expliqué par un taux d'environ 47% des blocs hors gabarit. Pour cette raison, nous nous sommes fixés d'étudier l'amélioration des travaux de forage et de tir dans cette carrière.

#### IV.1.Travaux de forage

##### IV.1.1.Les processus de forage

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain. Le processus de forage est l'ensemble des opérations qu'on doit exécuter pour forer un trou [25].

La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que :

- Nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité, etc....)
- Paramètres des travaux de tir (diamètre, du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous).
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil), ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil.
- Les Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre).
- Les Paramètre de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix de mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration).

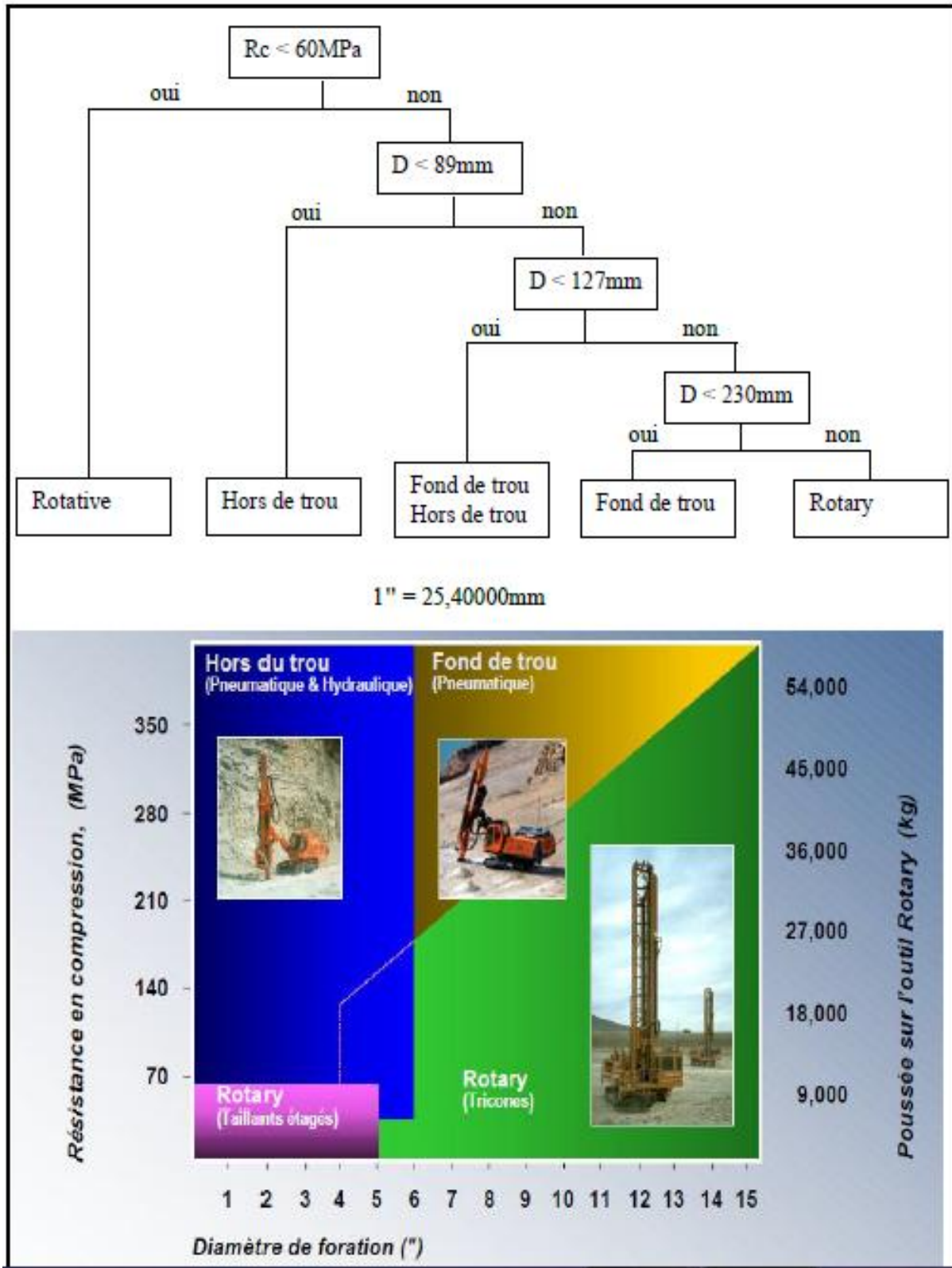
##### IV.1.2. Choix de la méthode de foration

Les quatre grandes méthodes utilisées d'après la fig. IV.1.sont : [26]

- La foration hydraulique hors de trou.
- La foration fond de trou.
- La foration rotative ou rotary coupante.
- Le forage rotary.

Le choix de la méthode de foration fondamentalement établi suivant :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité Df)
- Le diamètre de foration.



**Figure. IV.1.** Choix du type d'équipement. [26]

### IV.1.3.Calcul les paramètres de la sondeuse

#### a. Détermination du rendement de la sondeuse

$$R_s = \frac{(T_p \times K_u)}{T_f}; m/poste \quad (IV.1)$$

Où:

- $T_p$ : Durée d'un poste de travail par heure.  $T_p = 6,5 \text{ heures} = 390 \text{ min}$
- $K_u$ : Coefficient d'utilisation de la sondeuse  $K_u = 0,85$
- $T_f$ : Temps nécessaire pour la foration d'un trou.

Avec:

$$T_f = \frac{L_{tr}}{V_a}; (\text{min}) \quad (IV.2)$$

- $V_a$ : Vitesse d'avancement de taillant dans la roche ;  $V_a = 0,27 \text{ m/min}$
- $L_{tr}$ : Longueur de trou, (12,6 m) ;
- $L_s$  : Profondeur sur-forage, (0,66 m) ;

Alors

$$T_f = \frac{12,6}{0,27}$$

$$T_f = 46,66 \text{ min}$$

Donc :

$$R_s = \frac{390 \times 0.85}{46,66}$$

$$R_s = 7,1 \text{ trous/poste}$$

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail :  $R_s = 7 \text{ trous/poste}$ .

#### b. Détermination du nombre des sondeuses

$$N_s = \frac{P_{an} \times K_{res}}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/an} \times Q_{tr}}; \text{ pièces} \quad (IV.3)$$

Où:

- $P_{an}$  : Production annuel ( $P_{an} = 1\,000\,000 \text{ t/an}$ )
- $R_s$  : Rendement de la sondeuse, m/poste ( $R_s = 7,1$ )
- $K_{res}$ : Coefficient de réserve de la sondeuse (1,2 – 1,25)  $K_{res} = 1,25$
- $N_{p/j}$  : Nombre de postes de travail par jour ( $N_{p/j} = 2 \text{ postes}$ )

- $N_{j/an}$ : Nombre de jours ouvrable par an ( $N_{j/an} = 288 \text{ jours}$ )
- $Q_{tr}$ : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou

$$Q_{tr} = w \times a \times hg \times \rho; (t) \quad (IV.4)$$

- $W$  : Ligne de moindre résistance, ( $W = 3,54m$ )
- $a$  : Distance entre deux trous, ( $a = 3,51$ )

$$Q_{tr} = 3,54 \times 3,51 \times 11,5 \times 2,56$$

$$Q_{tr} = 365,8 \text{ tonnes}$$

Donc :

$$N_s = \frac{1\,000\,000 \times 1.25}{7.1 \times 2 \times 288 \times 365.8}$$
$$N_s = 0,83$$

Le nombre de la sondeuse nécessaire afin d'assurer la production souhaitée par l'entreprise est une **(1) foreuses**.

### Remarque

La carrière de sidi Yous est utilisé deux foreuses pour les travaux de forage.

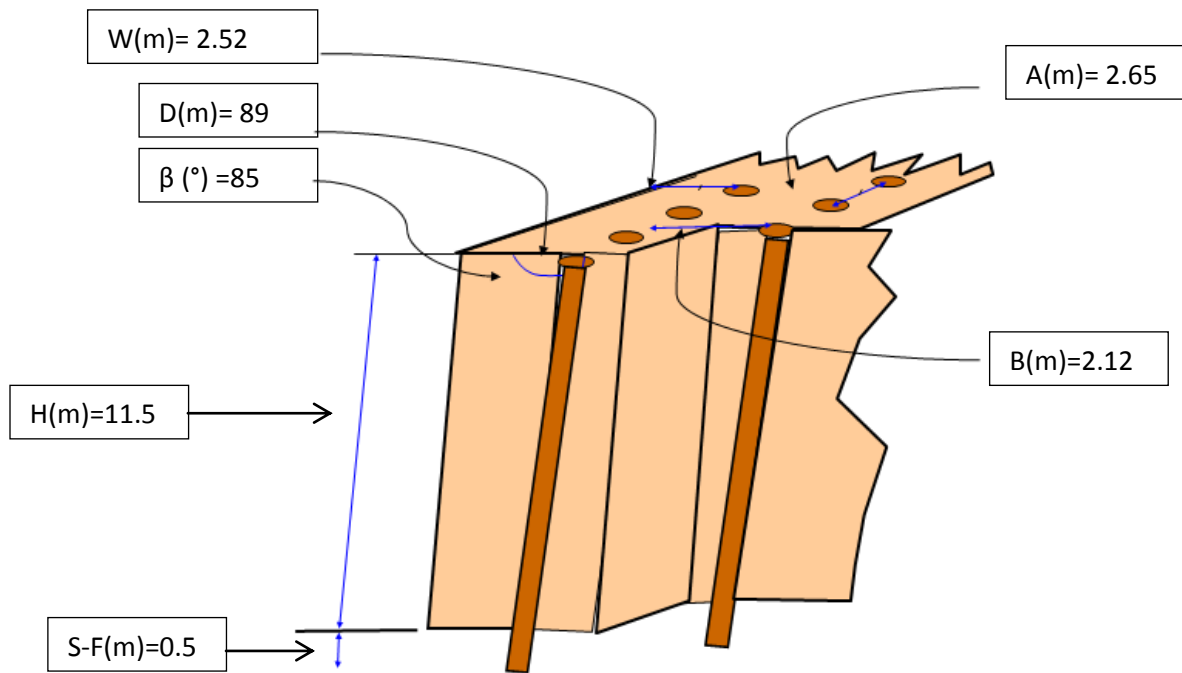
## IV.2.Travaux de tir

### IV.2.1. Influence des différents paramètres sur la fragmentation des roches

La fragmentation des roches dépend de plusieurs facteurs variable et invariable représentant le souci des ingénieurs et spécialistes des mines.

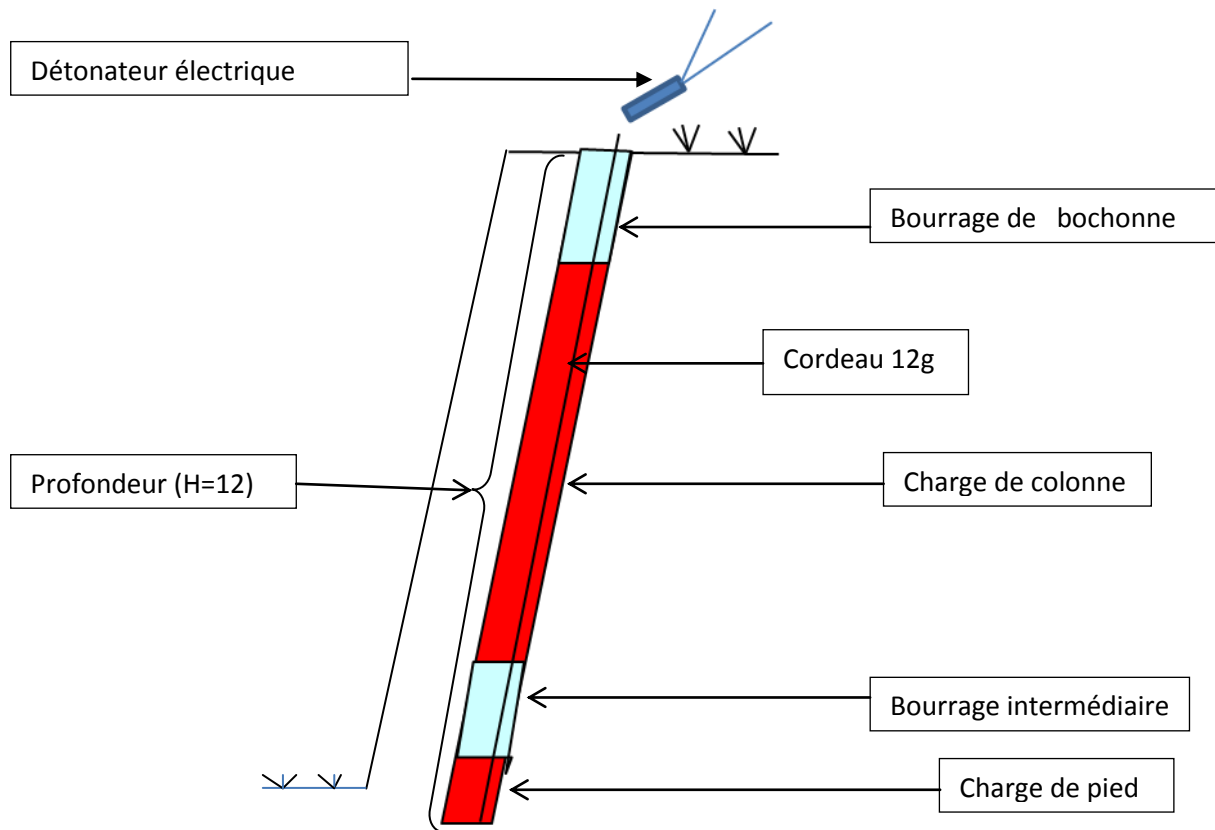
Les facteurs qui influent sur la qualité de la fragmentation des roches sont plusieurs, parmi lesquels les plus importants sont [9]:

- Le massif rocheux ;
- La consommation spécifique d'explosif ;
- La régularité de la distribution de l'explosif ;
- L'inclinaison des trous ;
- L'utilisation de microretards ;
- La construction de la charge ;
- Le diamètre de foration.



**Figure. IV.2.** Paramètres de foration et du tir ( réalisé dans la carrière)

- $A(m)$  : distance entre les trous
- $B(m)$  : distance entre les rangées
- $H(m)$  : hauteur de gradin
- $\beta(^{\circ})$  : L'inclinaison des trous
- $D(mm)$  : diamètre des trous
- $W(m)$ : ligne de moindre résistance
- $S-F$  : sur-foration



**Figure. IV.3.** Représentation de la charge d'explosif dans un trou existant

### IV.2.2. Exigences principales de la qualité du tir

Les résultats du tir dans les entreprises minières doivent satisfaire les principales conditions suivantes [8] :

- Lors du tir, la roche doit être fragmentée en morceaux ne dépassent pas les dimensions admissibles et le débit des morceaux sur broyés doit être le minimum possible ;
- Après le tir en masse, le pied de gradin ne doit pas exister. La projection de la roche au-delà de la rangée des trous sur l'arrête supérieure du gradin doit être minimale ;
- Le tas de la roche abattue doit avoir une hauteur et une largeur assurant la sécurité et un grand rendement des machines de chargement ;
- La réserve de la masse abattue doit assurer un travail ininterrompu et un meilleur rendement des équipements de chargement et transport ;
- Le schéma de tir et la construction des charges l'intérieur des trous doivent assurer la détonation complétée de toutes les charges dans le bloc à tirer.

Durant le tir il ne doit pas s'effectuer de destruction non envisagée par le projet et de détérioration des ouvrages avoisinants par l'effet sismique et la projection des morceaux de blocs .

### IV.2.3. Exigences technologiques des travaux de forage et de tir

La fragmentation des roches par explosif et très répondus dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

Les travaux de forage et de tir doivent assurer aussi :

- Le degré nécessaire régularité de la fragmentation des roches.
- L'état normal du pied du gradin c'est à-dire surface plate sans rebord.
- La fragmentation du tas de la masse minière abattue avec forme et dimension nécessaire.
- Le volume nécessaire de la masse minière abattue pour le travail régulier des engins de chargement.

Les dimensions maximales admissibles des blocs des roches se déterminent en fonction des paramètres des engins mentionnés:

**Tableau. IV.1.** Les dimensions maximales admissibles des blocs

paramètre	Lois	Unité	Valeur
Capacité de la pelle	$D_{ad} \leq 0,8\sqrt[3]{E}$	m <sup>3</sup>	1,86
Volume de la benne	$D_{ad} \leq 0,5\sqrt[3]{V}$	m <sup>3</sup>	1,31
dimension de trémie	$D_{ad} \leq 0,5Bc$	m	0,43

### IV.2.4. Influence des paramètres technologiques sur la qualité de fragmentation

#### a. L'indice de forabilité

L'académicien RJEVSKY a proposé une méthode pour le calcul de l'indice de forabilité basé sur les efforts de compression et de déplacement (cisaillement).

$$D_f = 0,007 * (\sigma_{comp} + \sigma_{dép}) + 0,7 * \rho \quad (IV. 5)$$

- $\sigma_{comp}$ : limite de la résistance à la compression,  $\sigma_{comp} = 102,4 \text{ Mpa}$

$$1 \text{ bar} = 1 \, 013 \, 00 \text{ Pa}$$



$$Rc = 1\,024\,000\,00\,Pa$$

$$Rc = 1\,010,86\,bar$$

$$\sigma_{comp} = 100 \times f$$

$$f = 10,11$$

$$\sigma_{comp} = 1010,86\,Kgf/cm^2$$

- $\sigma_{dép}$  : limite de la résistance au déplacement,  $Kgf/cm^2$

$$\sigma_{dép} = (0,2 \div 0,33)\sigma_{comp}$$

$$\sigma_{dép} = 0,253 \times 1010,86$$

$$\sigma_{dép} = 252,71\,Kgf/cm^2$$

$$Df = 0,007 \times (1010,86 + 252,71) + 0,7 \times 2,56$$

$$Df = 10,65$$

Suivant cet indice les roches sont divisées en cinq classes dont chacune se repartie en cinq catégories

**Tableau. IV.2.** Classification des roches selon l'indice de forabilité

Classe	Types de forabilité	L'indice g /cm <sup>3</sup>	Catégories
<b>I</b>	Facile	$\leq 10$	1, 2, 3, 4,5
<b>II</b>	Moyenne	10,1 - 20	6, 7, 8, 9,10
<b>III</b>	Difficile	20,1 - 30	11, 12, 13, 14,15
<b>IV</b>	Très difficile	30,1 - 40	16, 17, 18, 19,20
<b>V</b>	Exclusivement difficile	40,1 - 50	21, 22, 23, 24,25

Selon le type de forabilité la roche de sidi Yous est Moyenne

#### **b. Indice de tirabilité (la résistance des roches au tirage)**

La résistance des roches est caractérisée par l'indice de consommation spécifique d'explosif étalonné, cette indice a été proposé par l'académicien RJEVSK.V, avec cela on a pris que la portion de la participation des contraintes de compression, de traction et de cisaillement est pareil à la masse de l'énergie sur le déplacement de la masse explosée est

proportionnelle à la masse volumique de la roche au tirage, est caractérisée par la consommation spécifique d'explosif étalonée, qui est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0.02(\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{tr}) + 0.7 * \rho \quad (IV. 6)$$

- $\sigma_{comp}$ : limite de la résistance à la traction,  $kgf/cm^3$

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \times \sigma_{comp}$$

$$\sigma_{tr} = 0,1 \times 1010,86$$

$$\sigma_{tr} = 101,09 \text{ } kgf/cm^3$$

$$q_{et} = 0,02 \times (1010,86 + 252,71 + 101,09) + 2 \times 2,56$$

$$q_{et} = 32,41 \text{ } g/cm^3$$

Suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif étalon les roches sont divisées en cinq classes dont chacune se répartit en cinq catégories

**Tableau. IV.3.** Classification des roches selon l'indice de tirabilité

Classe	Types de tirabilité	L'indice $g/cm^3$	Catégories
<b>I</b>	Facile	$\leq 10$	1, 2, 3, 4,5
<b>II</b>	Moyenne	10.1 20	6, 7, 8, 9,10
<b>III</b>	Difficile	20.1 30	11, 12, 13, 14,15
<b>IV</b>	Très difficile	30.1 40	16, 17, 18, 19,20
<b>V</b>	Exclusivement difficile	40.1 50	21, 22, 23, 24,25

Selon ces catégories le calcaire de Sidi Youss est très difficile.

### c. Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique d'explosif du projet est déterminée par la formule empirique basée essentiellement sur le paramètre naturel et technique retenue par le projet.

Le but de la détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet consiste à améliorer les indices techno-économique d'une tonne de minerai extrait (réduire le prix de revient surtout en matière de consommation spécifique d'explosif utilisé) et assurer une sécurité suffisante par les personnels équipements et parfois les zones urbaines.

La consommation spécifique d'explosif du projet est déterminée par la formule suivant :

$$Q_p = Q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}, (kg/m^3) \quad (IV.6)$$

- $Q_p$  : consommation spécifique d'explosif étalon ;
- $Q_{et}$  : La consommation spécifique étalon

$$\Rightarrow Q_{et} = 32,41 g/m^3$$

- $K_{ex}$  : coefficient qui tient compte de la conversion de l'explosif étalon et celui utilisé.

$$K_{ex} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} \quad (IV.7)$$

Où :

- $A_{ét}$  : Aptitude au travail de l'explosif étalon ;  $A_{ét} = 360 cm^3 / 10g$  ;
- $A_{ut}$  : Aptitude de travail de l'explosif utilisé ;  $A_{ut} = 260 cm^3 / 10g$ .

$$K_{ex} = \frac{360}{260}$$

Donc :

$$K_{ex} = 1,38$$

- $K_f$  : coefficient tenant compte l'influence de la fissuration;

$$K_f = 1,2 \times Lm + 0,2 \quad (IV.8)$$

Avec :

- $Lm$  : dimension moyenne du bloc dans le massif ( $Lm = 1,5m$ ) ;

$$K_f = 1,2 \times 1,5 + 0,2$$

$$K_f = 2$$

- $K_d$  : coefficient tenant compte de degré de la fragmentation demandé ;

$$K_d = \frac{0,5}{D_{max}} \quad (IV.9)$$

- $D_{max}$  : diamètre maximale des moçaux à abattre ;

$$D_{max} = 980mm ;$$

$$K_d = \frac{0,5}{0,89}$$

$$K_d = 0,74$$

- $K_c$  : coefficient tenant compte de degré de la charge, dépend de la tirabilité de roche, choisir d'après le tableau IV. 2.

**Tableau. IV.4.** coefficient  $K_c$  en fonction de la tirabilité de roche

Tirabilité de roche	Valeur de $K_c$
Roche difficile	[0,7÷0,8]
Roche moyenne	[0,85÷0,9]
Roche facile	[0,95÷1]

Donc on a une roche difficile :  $K_c = 0,75$

- $K_v$  : coefficient tenant compte de l'influence de la hauteur du gradin

Si :

$$H_g < 15 \rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{H_g}{15}} \quad (\text{IV. 10})$$

Où bien :

$$H_g > 15 \rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}} \quad (\text{IV. 11})$$

Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{11,5}}$$

$$K_v = 1,09$$

- $K_{sd}$  : coefficient tenant compte de nombre de surface dégagé est déterminé d'après le tableau ci dessus :

**Tableau. IV.5.** Coefficient  $K_{sd}$  en fonction de la surface libre

Nombre de surface libre	Valeur de $K_{sd}$
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

Dans notre cas on a deux surfaces de dégagement donc  $K_{sd} = 8$

Donc:

$$Q = 32,41 \times 1,38 \times 0,74 \times 0,75 \times 1,09 \times 8 \times 2$$

$$Q = 432,9 \text{ g/m}^3$$

$$Q = 0,432 \text{ Kg/m}^3$$

### IV.3. Calcul des paramètres de tir par la Méthode Soviétique (classique)

La méthode Soviétique, c'est une méthode classique basée sur, le respect de la consommation spécifique d'explosif estimée satisfaisante pour le massif et l'objectif économique.

#### IV.3.1. Diamètre de trou

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant de forage et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant et traitement de minerai.

Dans notre travail le diamètre du trou est choisi selon les caractéristiques techniques de la station de concassage (l'ouverture du concasseur primaire) est donné par la formule suivante :

$$D_{tr} = D_{max} \times K \quad (\text{IV. 12})$$

- $D_{tr}$ : Diamètre de trou ;
- $K$  : Coefficient de tirabilité de roche
  - $K=0,1$  pour les roches difficiles ;
  - $K=0,2$  pour les roches moyennes ;
  - $K=0,3$  pour les roches faciles.

Dans la carrière de Sidi Youssouf les roches sont difficiles ;  $K=0,1$

- $D_{max}$ : L'ouverture maximale de la station de concassage primaire.

Avec :

$$D_{max} = 0,8 \times a \quad (\text{IV. 13})$$

- $a$  : Capacité de l'ouverture de la station de concassage primaire ( $a = 850 \text{ mm}$ )

$$D_{max} = 0,8 \times 850 = 680 \text{ mm.}$$

Donc :

$$D_{tr} = 680 \times 0,1 = 68 \text{ mm}$$

Dans notre cas le diamètre de trou est 89 mm. (Donnée de carrière)

### IV.3.2. Calcul de la longueur du trou,

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin \alpha} + L_s ; m \quad (IV. 14)$$

Où :

- $H_g$  : Hauteur du gradin,  $H_g = 11,5m$
- $\alpha$  : inclinaison du trou,  $\alpha = 85^\circ$
- $L_s$  : sur profondeur du trou

$$L_s = (5 \div 10) D_{tr} \quad (IV. 15)$$

- $D_{tr}$  : Diamètre du trou,  $D_{tr} = 89 \text{ mm.}$

$$L_s = 0,667 m$$

$$L_{tr} = \frac{11,5}{\sin 85} + 0,667$$

$$L_{tr} = 12,6 m$$

### IV.3.3. Calcul de la charge métrique du trou

#### a. Quantité d'explosif dans un trou

Les roches de dureté moyenne et dures nécessitent les travaux de forage et de tir. Pour cela, il faut que la consommation d'explosif soit suffisante pour la fragmentation complétée des roches et l'obtention d'un tas de roches de granulométrie souhaitée.

#### b. Type d'explosif

Dans la carrière de sidi yous, les types d'explosif utilisés sont :

- TEMEX II pour la charge principale ;
- L'ANFOMIL pour la charge d'amorçage.

La construction de la charge étant continue, peut être considérée parmi les causes conditionnant la provenance des blocs hors-gabarits. Ce résultats explique par le fait que la zone de fragmentation réglée se concentre uniquement autour de la charge et n'englobe pas la partie supérieure du trou occupée par le bourrage (de grande longueur).

- La charge métrique du trou est calculée par la formule suivante :

$$P = \frac{\pi \times (D_{tr})^2 \times \Delta}{4}; Kg/m \quad (IV. 16)$$

Où :

- $\Delta$ : densité de l'explosif utilisé ;  $Kg/m^3$

$$\Delta = \frac{\%_{anf} \times \Delta_{Anf} + \%_{tmx} \times \Delta_{tmx}}{100}; kg/m^3 \quad (IV. 17)$$

$$\Delta = \frac{35 \times 0,85 + 65 \times 1,22}{100}; g/m^3$$

$$\Delta = 1,09 g/cm^3$$

$$\Delta = 1090,5 Kg/m^3$$

$$P = \frac{\pi \times 0,0079 \times 1090,5}{4};$$

$Kg/m$

$$P = 6,78 Kg/m$$

$$P^2 = 45,98 Kg/m^2$$

#### IV.3.4. Ligne de moindre résistance.

$$W = \frac{((\sqrt{p^2 + (4 \times m \times q \times p \times Hg \times Ltr)} - p)}{2 \times m \times q \times Hg}; (m) \quad (IV. 18)$$

- $m$  : Coefficient de rapprochement des trous,

$$m = [0,8 - 1,2]$$

$$m = 1,66 - (0,066 \times f)$$

$$m = 1,66 - (0,066 \times 10.11)$$

$$m = 0,99$$

- $q$  : Consommation spécifique de l'explosif,  $q = 0,432 Kg/m^3$

$$W = \frac{\sqrt{((45,98 + (4 \times 0,99 \times 0,432 \times 6,78 \times 11,5 \times 12,6) - 6,78)}}{2 \times 0,99 \times 0,432 \times 11,5}$$

$$W = 3,54 \text{ m}$$

### IV.3.5. Distance entre deux trous

$$a = w \times m ; (m) \quad (IV.19)$$

$$a = 3,54 \times 0.99$$

$$a = 3,51 \text{ m}$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de  $a$  et de  $w$  de telle façon que le produit  $a \times w$  reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat.

### IV.3.6. distance entre deux rangées

- $b = a \text{ (m)}$  pour une maille carrée ; (IV.20)

- $b = 0,8 \times a \text{ (m)}$  pour une maille enquinconce ; (IV.21)

Dans la carrière de sidi vous utilisant la maille quinconce ;

$$b = 0,8 \times a \text{ (m)}$$

$$b = 3,51 \times 0.8 \text{ (m)}$$

$$b = 2,81 \text{ m}$$

### IV.3.7. quantité d'explosif dans un trou

$$Q_{\text{exp}} = q \times a \times b \times \text{Ltr} \quad (IV.22)$$

$$Q_{\text{exp}} = 0,432 \times 3,51 \times 2,81 \times 12,6$$

$$Q_{\text{exp}} = 53,94 \text{ Kg/trou}$$

### IV.3.8. Longueur de la charge d'explosif dans un trou

$$L_{ch} = \frac{Q_{\text{exp}}}{p} ; (m) \quad (IV.23)$$

$$L_{ch} = \frac{53,94}{6,78}$$

$$L_{ch} = 7,95 \text{ m}$$

### IV.3.9. Bourrage

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



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

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif [13].

### a. Qualité du matériau de bourrage

En général, les produits de foration sont utilisés comme bourrage dans les mines et carrières Algériennes, mais les expériences montrent que dans ces cas toujours il y a des projections et 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 [13].

### b. Longueur de bourrage

La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

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

Où :

- $L_b$ : Longueur de bourrage (m) ;
- $L_{tr}$ : Longueur de trou (m).

$$L_b = 4,69m$$

### c. Longueur de bourrage de bouchon

Elle est déterminée par l'expression suivant :

$$L_{bb} = (20 \div 30) \times D_{tr} ; (m) \quad (IV.25)$$

- $L_{bb}$ : Longueur de bourrage de bouchon (m).

$$L_{bb} = 30 \times 0,089$$

$$L_{bb} = 2,67 \text{ m}$$

### IV.3.10. Longueur de la charge supérieure (colonne)

- $L_{chs}$  = Longueur de la charge supérieure (colonne)

$$L_{chs} = 1,2 \times W \quad (IV.26)$$

$$L_{chs} = 1,2 \times 3,54$$

$$L_{chs} = 4,25 \text{ m}$$

**IV.3.11. Quantité de la charge supérieure (colonne)**

- $Q_{chs}$  : Quantité de la charge supérieure (colonne)

$$Q_{chs} = L_{chs} \times P \text{ (Kg)} \quad (\text{IV. 27})$$

$$Q_{chs} = 4,25 \times 6,78$$

$$Q_{chs} = 28,80 \text{ kg}$$

**IV.3.12. longueur de la charge inférieure (pied)**

- $L_{chi}$  = longueur de la charge inférieure (pied)

$$L_{chi} = L_{ch} - L_{chs} ; (m) \quad (\text{IV. 28})$$

$$L_{chi} = 7,95 - 4,25$$

$$L_{chi} = 3,71 \text{ m}$$

**IV.3.13. Quantité de la charge inférieure (pied)**

- $Q_{chi}$  = Quantité de la charge inférieure (pied)

$$Q_{chi} = L_{chi} \times P; (\text{Kg}) \quad (\text{IV. 29})$$

$$Q_{chi} = 3,71 \times 6,78$$

$$Q_{chi} = 25,13 \text{ Kg}$$

**IV.3.14. Volume de bloc à abattre**

**a. Volume abattu par trou**

$$V_{tr} = a \times b \times H_g ; (m^3) \quad (\text{IV. 30})$$

Où

- a: Distance entre les trous ;
- b : Distance entre les rangées.

$$V_{tr} = 3.51 \times 2.81 \times 11.5$$

$$V_{tr} = 113,82 \text{ m}^3$$

**b. Volume du bloc abattu**

$$V_{bl} = P_{an} / (\rho \times N_s \times N_{int}); (m^3) \quad (\text{IV. 31})$$

Où :

- $N_s$  = Nombre de semaines ouvrables par ans ; ( $N_s=52,14$ ) ;
- $N_{int}$  = Intervalle entre deux tirs successifs ( $N_{int}=0,5$ ) ;

$$V_{bl} = \frac{1\,000\,000}{2,56 \times 52,14 \times 0,5}$$

$$V_{bl} = 14983,7 \text{ m}^3$$

**IV.3.15. Surface du bloc à abattre**

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_g}; \text{m}^2 \quad (\text{IV. 32})$$

$$S_{bl} = \frac{14983,7}{11,5}$$

$$S_{bl} = 1302,93 \text{ m}^2$$

**IV.3.16. Nombre des trous dans un bloc**

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}} \quad (\text{IV. 33})$$

$$N_{tr} = \frac{14983,7}{113,82}$$

$$N_{tr} = 132 \text{ trous}$$

**IV.3.17. Longueur total de forage dans un bloc à abattre**

$$L_{tf} = L_{tr} \times N_{tr} \quad (\text{IV. 34})$$

$$L_{tf} = 1663,20 \text{ m}$$

**IV.3.18. Quantité d'explosif dans un bloc**

$$Q_{tot} = N_{tr} \times Q_{exp}; (\text{kg}) \quad (\text{IV. 35})$$

$$Q_{tot} = 132 \times 53,94$$

$$Q_{tot} = 7120,08 \text{ kg}$$

Les parametre de travaux de forage et de tir existant et mesuré par la méthode classique dans la carrière sidi vous sont présentés dans le tableau suivant :

**Tableau.IV.6.** Paramètres de plan de tir existant dans la carrière de Sidi Yous et calculer par la méthode classique

Paramètre	Unité	Existant	Calculé
Diamètre du trou $D_{tr}$	Mm	89	89
Hauteur du gradin $H_{gr}$	M	11,5	11,5
L'inclinaison du talus $\beta$	(°)	85	85
Longueur du trou $L_{tr}$	M	<b>12</b>	<b>12,6</b>
Capacité metrique du trou P	Kg/m	<b>3,76</b>	<b>6,78</b>
Ligne de moindre resistance w	M	2,52	3,54
Distance entre les trous a	M	2,56	3,51
Distance entre les rangées b	M	2,12	2,81
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$	Kg/trou	<b>36,48</b>	<b>53,94</b>
Longueur de bourrage $L_b$	M	2,78	4,69
Longueur de la charge d'explosif $L_{ch}$	M	9,71	7,95
Volume de bloc a abattre $V_{bl}$	m <sup>3</sup>	<b>14753,18</b>	<b>14983,7</b>
Longueur total de forage dans un bloc	M	2847,93	1663,20
Volume de roches abattu par un trou $V_{tr}$	m <sup>3</sup> /trou	70,26	113,82
Nombre de trous $N_{tr}$	Trous	<b>228</b>	<b>132</b>
Consommation specifique d'explosif $q_p$	Kg/m <sup>3</sup>	<b>0,519</b>	<b>0,432</b>
Quantité d'explosif dans un bloc	Kg	8317,76	7120,08

## Chapitre V :

### Elaboration du tir avec Kuz-Ram

### Chapitre V: Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

#### Introduction

La méthode que nous proposons est fondée sur l'analyse de la distribution de la fragmentation de chaque trou en corrélant les propriétés de la roche, la maille, et la qualité d'explosive avec le volume du bloc à tirer, puis sommer ces distributions pour obtenir une distribution finale, cette dernière basée sur Prédiction de la distribution granulométrique pour chaque trou en utilisant le modèle Kuz-Ram.

#### V.1. Analyse de la fragmentation

##### V.1.1. Description de la distribution de taille des blocs

Pour pouvoir comparer les distributions de taille des blocs des massifs rocheux et des tas résultants des tirs, un nombre réduit de paramètres est utilisé. Cela peut se faire en ajustant une loi théorique aux données expérimentales ou en prenant quelques points-indices de la courbe de granularité. Il n'existe pas de méthode acceptée universellement.

La taille moyenne de la distribution, égale à 50% passant de la distribution, a toujours été utilisée couramment. Langefors (1966), quant à lui, a employé le volume des blocs les plus grossiers (le premier, les trois premiers et les neufs premiers) pour évaluer la fragmentation. D'un autre côté, Smith (1976) a utilisé trois points de l'équation de la distribution expérimentale de taille des blocs, à savoir la taille moyenne, et les tailles correspondantes à 25 et 75% de passants. Plusieurs auteurs (Just, 1979 ; Cunningham, 1983 ; da Gama, 1983 ; Ghosh, 1990 ; Bouden-Romdhane, 1988) ont préféré ajuster des lois théoriques aux données expérimentales. La comparaison se fait alors par le biais des paramètres de la loi ajustée. Les lois de distribution couramment utilisées sont : la loi log-normale, la loi bi-logarithmique ou Gaudin-Schumann et la loi Rosin-Rammler[14].

#### V.2. Fonctions de répartition granulométriques usuelles

##### V.2.1. Loi de Rosin-Rammler

Le modèle mathématique que propose l'équation de Rosin-Rammler s'avère très répandu. Il propose une description de la proportion des blocs de taille supérieure à une certaine valeur:

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

Où :

- $F(x)$ : pourcentage de passants à la taille  $x$  ;

- $x$ : taille caractéristique de la distribution.
- $n$ : indice de forme de la courbe. Il indique l'uniformité de la distribution de tailles. Il varie entre 0,8 et 2,2. Une valeur élevée indique une taille relativement uniforme des blocs tandis qu'une faible valeur indique à la fois une forte proportion de "fines" et de "blocs"[14].

### V.3. Prédiction de taille médiane

#### V.3.1.Équation de Kuznetsov

Proposée par Kuznetsov (1973), l'Équation (V.2) prédit la taille médiane  $X_{50}$  des fragments abattus en fonction de paramètres caractéristiques de la roche et de l'explosif utilisé [17] :

$$X_{50} = A \times Q_{tr}^{1/6} \times \frac{\left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{30}}}{q_p^{0.8}} \quad (V.2)$$

Où:

- $A$ : Rock Mass Factor;
- $Q_{tr}$  : Masse d'explosif par trou (kg) ;
- $RWS$  : Puissance relative de l'explosif (Relative Wight Strength)  $RWS = 100$  pour l'ANFO ;
- $q_p$ : Consommation spécifique (kg/m<sup>3</sup>).

Le facteur de masse rocheuse est estimé par Lilly (1986)[18] suivant (l'Équation V.3) :

$$A = 0,06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad (V.3)$$

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau V.1:** explique le calcul des paramètres *RMD, JF, RDI et HF*. [18]

RMD –Rock Mass Description 10 : roche pulvérulente ou friable JF : plans de discontinuités verticaux 50 : roche massive	JPA – joint Plane Angle 20 : pendage en direction du tir 30: pendage perpendiculaire au front 40 : pendage vers l'intérieur du tir
JF –joint Factor = JPS+JPA	RDI – Rock Densité Influence
JPS – joint plane spacing 10 : Espacement moyen des discontinuités $S_j < 0.1\text{m}$ 20 : $0.1\text{ m} < S_j < \text{taille bloc admissible} \times 0$ 50 : $S_j > \times 0$	HF : Hardness Factor = $E/3$ si $E < 50\text{Mpa}$ = $\sigma_c (\text{Mpa})/5$ si $E > 50\text{ Mpa}$

### V.3.2. Taille maximale des fragments

La taille maximale de fragments produite dans les tirs est rarement évoquée en détail dans la littérature. Il est communément admis que ce paramètre est fortement influencé par la configuration géologique in situ et la quantité d'explosif utilisée, même si aucune loi quantitative précise n'a été proposée à notre connaissance.

Ouchterlony (2005) suggère la relation suivante pour évaluer la taille maximale des fragments produits dans les tirs d'abattage, en fonction des paramètres géométriques et de la blocométrie in situ [36] (Équation V.4) [19]:

$$X_{max} = \min(X_{max/IS}, b, a) \quad (\text{V.4})$$

Où :

- $X_{max/IS}, b, a$  : sont respectivement la taille maximale de bloc in situ, la banquette et l'espacement entre les trous. Il a été récemment suggéré (Ouchterlony, 2010) que  $X_{max}$  évolue avec la consommation spécifique d'une manière qualitativement similaire à  $X_{50}$ . [26]

### V.4. Modélisation de la fragmentation du tir

#### V.4.1. Modèle Kuz-Ram

Le modèle empirique Kuz-Ram est actuellement très utilisé dans le domaine de l'évaluation des résultats des tirs miniers. Le modèle repose sur la loi de Kuznetsov pour



## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

---

calculer la taille équivalente à 50% de passant de fragments rocheux. Cette loi s'écrit

$$[14] : \quad X_{50} = A \left( \frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} ; \text{ (cm)} \quad (V.5)$$

Où :

- $X_{50}$  : la taille moyenne des fragments ; cm
- $A$  : le coefficient de la roche
  1.  $A=7$  pour les roches moyennement dures =7-10.
  2.  $A=10$  pour les roches dures très fracturées, f=10-14.
  3.  $A=13$  pour les roches dures peu fracturées=12-16.
- $V_{tr}$  : le volume spécifique en  $m^3$  de rocher abattu par trou, égal à la banquette b espacement à hauteur de gradin( $w \times a \times H_g$ ) ;  $m^3/trou$ .
- $Q_{tr}$  : est la masse en Kg d'équivalent de TNT de l'énergie fournie par la charge en explosif d'un trou.

L'énergie relative (relative WeightStrength, RWS) du TNT comparé à celle d'ANFO (RWS d'ANFO = 100) est 115. Par conséquent l'équation (IV.6) basé sur ANFO au lieu de TNT, peut-être écrite de la manière :

$$X_{50} = A \left( \frac{V_{tr}}{Q_{tr}} \right)^{0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left( \frac{E}{115} \right)^{-19/30} ; \text{ (cm)} \quad (V.6)$$

Où :

- $Q_{tr}$  : quantité d'explosif contenue dans le trou de mine, Kg/trou ;
- $E$  : énergie de l'explosif en termes de puissance comparé à celle d'ANFO (%)
- $E_{ANFO} = 100\%$

$$E = \left[ \frac{V_0 D_e}{V_0 D_n} \right]^2 \times RWS ; \text{ (%) } \quad (V.7)$$

Où :

- $V_0 D_e$  : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s
- $V_0 D_n$  : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

On sait que :

$$\frac{V_{tr}}{Q_{tr}} = \frac{1}{K} \quad (V.8)$$

- K: charge spécifique d'explosif, Kg/m<sup>3</sup>

Alors l'équation (V.6) deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$X_{50} = A(K)^{-0.8} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30} \quad (V.9)$$

L'équation (V.9) peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments  $X_{50}(\text{cm})$  pour une charge spécifique d'explosif donnée :

$$K = \left[ \frac{A}{X_{50}} \times Q_{tr}^{1/6} \times \left(\frac{115}{E}\right)^{19/30} \right]^{1.25} ; (\text{Kg/m}^3) \quad (V.10)$$

### V.4.2.Indice d'uniformité

Cependant, il est très important de savoir la distribution granulométrique résultante de la conception initiale d'un tir. C'est dans ce but que Cunningham (1983,1987) [15],[16] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler, 1979 dans la prédiction de la distribution granulométrique du tir. Il trouva que celui-ci caractérisait mieux la fragmentation du tir. L'équation originale de prédiction de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979) se présente sous la forme [24]:

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} ; (\%) \quad (V.11)$$

Où bien :

$$P(X) = 100 \times (1 - R) = 100 \times \left(1 - \exp\left(\frac{-X}{X_c}\right)^n\right) ; \% \quad (V.12)$$

Où :

- $R$  : pourcentage des fragments dont la taille est supérieure à  $X$  (c'est le pourcentage des fragments retenus sur le tamis ou le crible d'ouverture  $X$  ;(cm)
- $P(X)$  : pourcentage des fragments dont la taille est inférieure à  $X$  (c'est le pourcentage des morceaux passant à travers le tamis ou le crible d'ouverture  $X$ ) ;
- $X$  : ouverture du tamis ou du crible ; (cm)
- $X_c$  : taille caractéristique, c'est la taille par laquelle passe 69,3 % des fragments ; (cm)
- $n$  : indice d'uniformité.

---

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

---

Si la taille caractéristique  $X_c$  et l'index d'uniformité  $n$  sont connus ; la courbe de distribution granulométrique peut être tracée. L'équation (V.12) peut être réarrangée pour trouver la taille caractéristique :

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln \frac{1}{R}\right]^{1/n}} \quad (\text{V.13})$$

Puisque la formule de Kuznetsov donne la taille moyenne des fragments  $X(X_{50})$  par laquelle 50% du matériau passe ; en substituant ces valeurs on aura :  $X = X_{50}$

$$R = 0.5 \quad (\text{V.14})$$

L'introduction de l'équation (V.14) dans l'équation (V.13) donne :

$$X_c = \frac{X}{(0,693)^{1/n}} \quad (\text{V.15})$$

L'indice d'uniformité ( $n$ ): il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équation (V.16).

L'indice d'uniformité ( $n$ ) a été déterminé à travers une équation développée par Cunningham à partir des essais sur terrain. Cet indice nous renseigne sur l'uniformité de la courbe de fragmentation. Il est calculé à l'aide des paramètres géométriques du plan de tir :

$$n = \left(2,2 - 14 \times \left(\frac{b}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{b}\right)\right) \times \sqrt{\left(\frac{1+\frac{a}{b}}{2}\right) \times \left(\frac{Le}{H_{gr}}\right)} \times P \quad (\text{V.16})$$

L'équation (V.16) peut être reformulée pour les trous de mine contenant une charge de pied et une charge de colonne de la manière :

$$n = \left(2,2 - 14 \times \left(\frac{b}{D}\right)\right) \times \left(1 - \left(\frac{W}{b}\right)\right) \times \sqrt{\left(\frac{1+\frac{a}{b}}{2}\right) \times \left(0,1 + abs\left(\frac{L_{cp}-L_{cc}}{Le}\right)\right)^{0,1}} \times \left(\frac{Le}{H_{gr}}\right) \times P \quad (\text{V.17})$$

Où :

- $b$  : Banquette, (m)
- $a$  : distance entre les trous dans une même rangée ; (m)
- $D$  : diamètre de la charge ; (mm)
- $W$  : écart type d'exactitude de forage (précision du forage), déviation du forage ;(m)
- $L_{cp}$ : longueur de la charge de pied ;(m)
- $L_{cc}$  : longueur de la charge de colonne ;(m)
- $H_{gr}$  : hauteur de gradin ;(m)
- $Le$  : longueur totale de la charge ;(m)

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

- P : facteur de disposition de la maille de tir ;
  - ✓ b=1 pour une disposition des trous en carré/rectangulaire ;
  - ✓ b=1,1 pour une disposition des trous en quinconce.

Dans la pratique la valeur de n varie de (0,8÷2,2) d'après Cunningham. Les valeurs élevées correspondent à une granulométrie uniforme et les valeurs faibles une granulométrie étalée.

La taille maximale des blocs (BDR) correspondant à l'ouverture du crible qui fait passer 98 % des fragments est prédite à l'aide de l'équation suivante :

$$BDR = X_C \times \left( \ln \left( \frac{1}{0,02} \right) \right)^{1/n} \quad (V.18)$$

Pour avoir une fragmentation uniforme, il faut éviter les fines, les hors gabarit, ainsi des valeurs élevées de « n » sont préférées. L'algorithme utilisé donne l'effet aux paramètres de tir sur les valeurs de « n ».

**Tableau. V.2.** L'effet des paramètres de tir sur 'n'

Paramètres	Effet des paramètres sur l'augmentation de 'n'
b/D	Décroit
W	Croît
Le/Hgr	Croît
a/b	Croît
P	Croît si p=1,1

La combinaison des équations de Kuznetsov et de Rosin-Rammler par Cunningham, 1987 est appelée le modèle de fragmentation de Kuz-Ram. L'expérience de Cunningham (1987) suggère que [16]:

- La gamme normale de 'n' pour la fragmentation des roches massives est raisonnablement de 0,75 à 1,5 ; avec une moyenne autour de 1. Des roches plus consolidées ont des valeurs plus élevées.
- Les valeurs de 'n' en dessous de 0,75 représentent une situation de poussière (beaucoup de fines) ; qui indique que les conditions de la roche ne favorisent pas l'abattage à l'explosif.

Généralement, c'est le cas lors de la découverture dans des terrains altérés.

- Pour des valeurs inférieures à 1, les variations de l'indice d'uniformité ( $n$ ) sont plus critiques pour les particules fines et grossières. Pour  $n=1,5$  ; la texture du tas abattu ne change pas beaucoup, et les erreurs sont moins punitives.
- Le facteur de forme ( $n$ ) a une influence importante sur les résultats des essais de tamisage, comme la maille employée est généralement carrée ; elle maintiendra la majorité des fragments ayant toute dimension plus grande que la maille.

### V.4.3. la résistance d'explosif (Équation de Tidman)

Elle est calculée à partir d'une équation modifiée, et développée à l'origine par Tidman :

$$E = \left[ \frac{VOD_e}{VOD_n} \right]^2 \times RWS \quad (IV.19)$$

### V.4.4. indice de tirabilité

Cunningham (1987) affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche ( $A$ ) doit varier entre (8÷12) [16]. Ce facteur a été utilisé pour tenir compte de la nature des roches et de l'orientation des structures géologiques par rapport à la direction du tir. Il a été adapté par Cunningham en 1987 par référence à l'indice de tirabilité (blastibility index) développé par Lilly (1986) de la manière [18]:

$$A = 0,06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad (IV.20)$$

Où :

- $RMD$  : description de la masse rocheuse ;
- $JF (JPS + JPO)$  : facteur d'espacement et d'orientation des joints (facteurs de joints) ;
- $RDI$  : influence de la densité de la roche ;
- $HF$  : facteur de la dureté de la roche.

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau V.3 :** Différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [16]

Paramètres	Destinations	Taux
RMD	Description de la masse rocheuse : <ul style="list-style-type: none"> <li>Pulvérulent/friable</li> <li>Avec des joints verticaux</li> <li>Massive</li> </ul>	10JF 50
JF	JPS+JPO	
JPS	Facteur d'espacement entre des familles de joints <ul style="list-style-type: none"> <li>&lt;0.1m</li> <li>0,1 à MS</li> <li>MS à DP</li> </ul>	10 20 50
MS	Dimension Max du bloc in-situ (m)	
DP	Dimension de la maille de forage supposé <ul style="list-style-type: none"> <li>DP&gt;MS</li> </ul>	
JPO	Facteur de l'orientation du plan de joints <ul style="list-style-type: none"> <li>Horizontal ou sortant (<math>dr &lt; 30</math>)</li> <li>Le long de la direction du pendage du gradin (<math>60 &lt; dr</math>)</li> <li>entrant (<math>30 &lt; dr &lt; 60</math>)</li> </ul>	20 30 40
Dr	Pente en direction relative (degrés) $Dr = \text{abs}(JDD - FFDD)$ JDD : pente en direction de fissure (degrés) FFDD : pente en direction de la face (degrés)	
RDI	Facteur d'influence de la densité de la roche	$25 \times RD - 50$
RD	Densité (t/m)	
HF	Facteur de dureté de la roche <ul style="list-style-type: none"> <li>si <math>Y &lt; 50</math> Gpa</li> <li>si <math>Y &gt; 50</math> Gpa</li> </ul>	$HF = Y/3$ $HF = UCS/5$
Y	Module de Young, Gpa	
UCS	Résistance à la compression, Mpa	

---

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

---

Le facteur de description de la masse rocheuse peut être efficacement estimé par l'équation Suivante:

$$RMD = 10 + 10 \times F_{50} \quad (IV.21)$$

Où :

- $F_{50}$  : dimension moyenne du bloc in-situ, m

### V.4.5. Consommation Spécifique

L'équation pour la consommation spécifique est :

$$q_p = \frac{Q_{tr}}{b \times a \times H_{gr}} \quad (IV.22)$$

Où :

- $q_p$  : consommation spécifique (Kg/m<sup>3</sup>) ;
- $b$  : la Banquette (m) ;
- $a$  : espacement entre deux trous (m) ;
- $H_{gr}$  : hauteur du gradin (m) ;

### V.4.6. Poids de la charge

L'équation pour le poids de la charge est :

$$Q_{tr} = 1000 \times PI \times D_{tr}^2 \times L_{ch} \times Ps \quad (IV.23)$$

Où:

- $D_{tr}$  : diamètre du trou (m) ;
- $L_{ch}$  : longueur de la charge (m) ;
- $Ps$  : densité de l'explosif (m).

### V.5. Evaluation des résultats de fragmentation des roches dans les conditions actuels de la carrière par le modèle de Kuz-Ram

#### ➤ Méthode de calcul par Kuz-Ram:

La démarche avec l'utilisation du modèle de Kuz-Ram, est comme suit :

- a. La première phase consiste à introduire des données à l'intérieur du modèle de Kuz-Ram relative à la roche, ces données sont les suivants:
  - Caractéristiques de la roche (densité, module de Yong, et la résistance à la compression);
  - Paramètres des discontinuités ainsi que les caractéristiques de l'explosif ;
- b. La deuxième phase consiste au choix des différentes valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition de plan de tir, dans notre cas on a choisi :
  - $a=3,5m$ ,  $b=3,5m$ ;
  - la forme de maille (carrée  $P=1$  où quinconce  $P=1,1$ ).
- c. La troisième phase consiste à l'exécution du Modèle du Kuz-Ram. Les résultats obtenus seront représenté sous forme des tableaux et des graphes de courbe granulométrique.

#### ➤ Evaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant

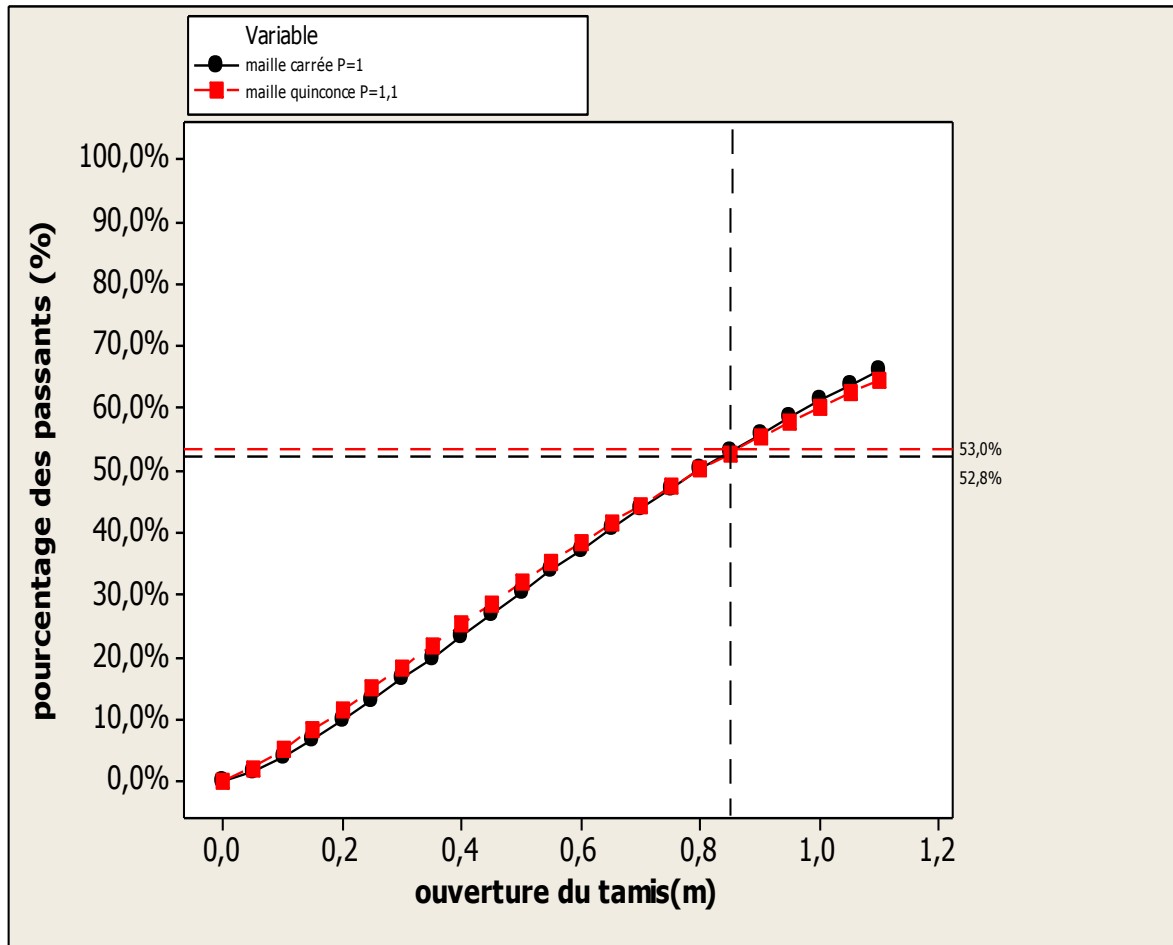
Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir calculés par la méthode classique sont illustrées dans le tableau IV.8 (chapitre IV). Le résultat d'évaluation est présenté dans le tableau ci-après :



## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau. V.4:** Résultats des passants (%) avec un diamètre 89 mm

Size(m)	Pourcentage des passant %	
	maille carrée P=1	Maille en quinconce P=1.1
0	0,0%	0,0%
0,05	2,1%	1,5%
0,10	4,9%	3,8%
0,15	8,1%	6,6%
0,20	11,4%	9,7%
0,25	14,8%	13,0%
0,30	18,3%	16,4%
0,35	21,8%	19,8%
0,40	25,2%	23,4%
0,45	28,6%	26,9%
0,50	31,9%	30,4%
0,55	35,2%	33,9%
0,60	38,4%	37,3%
0,65	41,4%	40,6%
0,70	44,4%	43,9%
0,75	47,3%	47,0%
0,80	50,1%	50,1%
0,85	52,8%	53,0%
0,90	55,3%	55,9%
0,95	57,8%	58,6%
1,00	60,2%	61,2%
1,05	62,4%	63,7%
1,10	64,6%	66,1%



**Figure. V.1.** Courbe granulométrique avec deux mailles différentes.



**Figure V.2.** Résultats du tir (carrière sidi yous, Avril 2017)



**Figure. V.3.** Taux de hors gabarits (carrière sidi yous)  
Après chargement de matériaux (chargement sélectif)

### Interprétation des résultats

Les résultats de fragmentation de la roche d'après le tableau (V.4), lors de l'utilisation de diamètre de 89 mm présente un taux des hors gabarits très élevé avec :

- 47.2 % lors d'une maille de forme carrée (P=1) ;
- 47 % lors d'une maille en quinconce (P=1,1).

### V.6. Evaluation de fragmentation par modèle Kuz-Ram avec les paramètres proposés (variantes proposés)

Nous avons essayé de simuler la variante d'amélioration d'après Kuz-Ram on calculant le pourcentage du passant aux différentes ouvertures des tamis, pour cela, on va fixer le diamètre de trous (76 ou 89 mm) et on change en parallèle le pourcentage d'explosif ainsi que le rapport de la maille.

#### V.6.1. Résultats de fragmentation avec un diamètre 89 mm

##### V.6.1.1. Pourcentage d'explosif (TEMEX=65%, ANFOMIL=35%)

###### a. avec une maille en quinconce

**Tableau. V.5.**paramètre d'entrée de modèle Kuz-Ram

Caractéristiques de la roche	Densité	2.56 Kg/m <sup>3</sup>
	Modules de Yong	30 GPA
	Résistance à la compression	102.4MPA
Paramètre de discontinuité	Espacement entre les discontinuités	1m
	Direction (degré)	85°
	Taille de bloc in-situ(m)	1,5 m
Paramètre de l'explosif	Densité	1,09
	RWS (degré)	78%
	Vitesse de détonation nominale (m/s)	5000 m/s
	Vitesse de détonation effective (m/s)	3000 m/s
	Résistance de l'explosif	0,28

**Remarque :** Les paramètres présentés dans le tableau ci-dessus sont utilisées dans les calculs (tableau ci-après) avec la maille carrée.

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau .V.6.** Variante N°1

Rapport de maille a/P Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2,83	3,18	3,54	3,89	4,60
banquette b(m)	3,54	3,54	3,54	3,54	3,54
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}$ (m)	7,95	7,95	7,95	7,95	7,95
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,47	0,42	0,37	0,34	0,31
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	53,91	53,91	53,91	53,91	53,91

**Tableau. V.7.** Résultats de la fragmentation

Pourcentage de la fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	43,5%	47,4%	51,0%	54,2%	57,2%
Pourcentage moyenne	56,0%	42,3%	48,7%	45,6%	42,7%
Pourcentage minimal	0,5%	0,4%	0,3%	0,2%	0,2%



## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau. V.8.** Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	3,0%	2,5%	2,1%	1,7%	1,5%
0,10	6,7%	5,6%	4,8%	4,1%	3,5%
0,15	10,5%	9,0%	7,7%	6,7%	5,8%
0,20	14,3%	12,4%	10,8%	9,5%	8,3%
0,25	18,2%	15,9%	14,0%	12,3%	11,0%
0,30	21,9%	19,4%	17,1%	15,3%	13,6%
0,35	25,6%	22,8%	20,3%	18,2%	16,4%
0,40	29,3%	26,2%	23,5%	21,2%	19,1%
0,45	32,8%	29,5%	26,6%	24,1%	21,9%
0,50	36,1%	32,7%	29,7%	27,0%	24,6%
0,55	39,4%	35,9%	32,7%	29,9%	27,4%
0,60	42,6%	38,9%	35,6%	32,7%	30,1%
0,65	45,6%	41,9%	38,4%	35,4%	32,7%
0,70	48,5%	44,7%	41,2%	38,1%	35,3%
0,75	51,3%	47,5%	43,9%	40,8%	37,9%
0,80	53,9%	50,1%	46,5%	43,3%	40,4%
<b>0,85</b>	<b>56,5%</b>	<b>52,6%</b>	<b>49,0%</b>	<b>45,8%</b>	<b>42,8%</b>
0,90	58,9%	55,1%	51,5%	48,2%	45,2%
0,95	61,2%	57,4%	53,8%	50,6%	47,5%
1,00	63,4%	59,6%	56,1%	52,8%	49,8%
1,05	65,5%	61,8%	58,2%	55,0%	52,0%
1,10	67,4%	63,8%	60,3%	57,1%	54,1%
<b>HG(%)</b>	<b>43,5%</b>	<b>47,4%</b>	<b>51,0%</b>	<b>54,2%</b>	<b>57,2%</b>

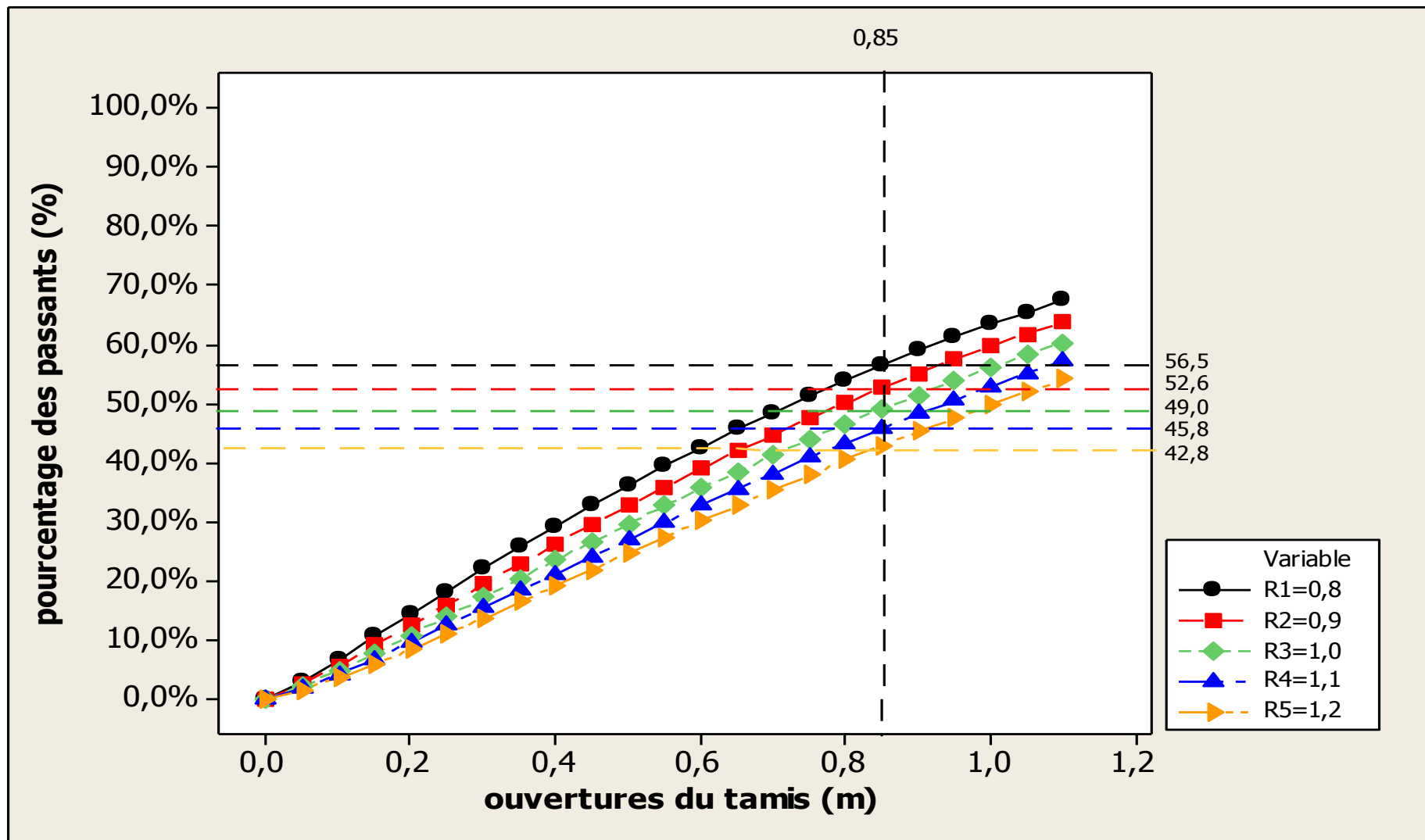


Figure .V.4 .Courbe granulométrique variantes N°1

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ***b. avec une maille carrée***

**Tableau. V.9.** Variante N°2

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2,83	3,18	3,54	3,89	4,25
banquette b(m)	3,54	3,54	3,54	3,54	3,54
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}$ (m)	9,94	9,94	9,94	9,94	9,94
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,53	0,47	0,42	0,38	0,35
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	67,4	67,4	67,4	67,4	67,4

**Tableau. V.10.**Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de la fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	40,3%	44,6%	48,7%	52,4%	55,9%
Pourcentage moyenne	59,4%	55,2%	51,1%	47,5%	44,0%
Pourcentage minimal	0,3%	0,2%	0,1%	0,1%	0,1%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 89 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX=65%, ANFOMIL=35%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est dans mentionnée dans la partie Annexe.3.1.



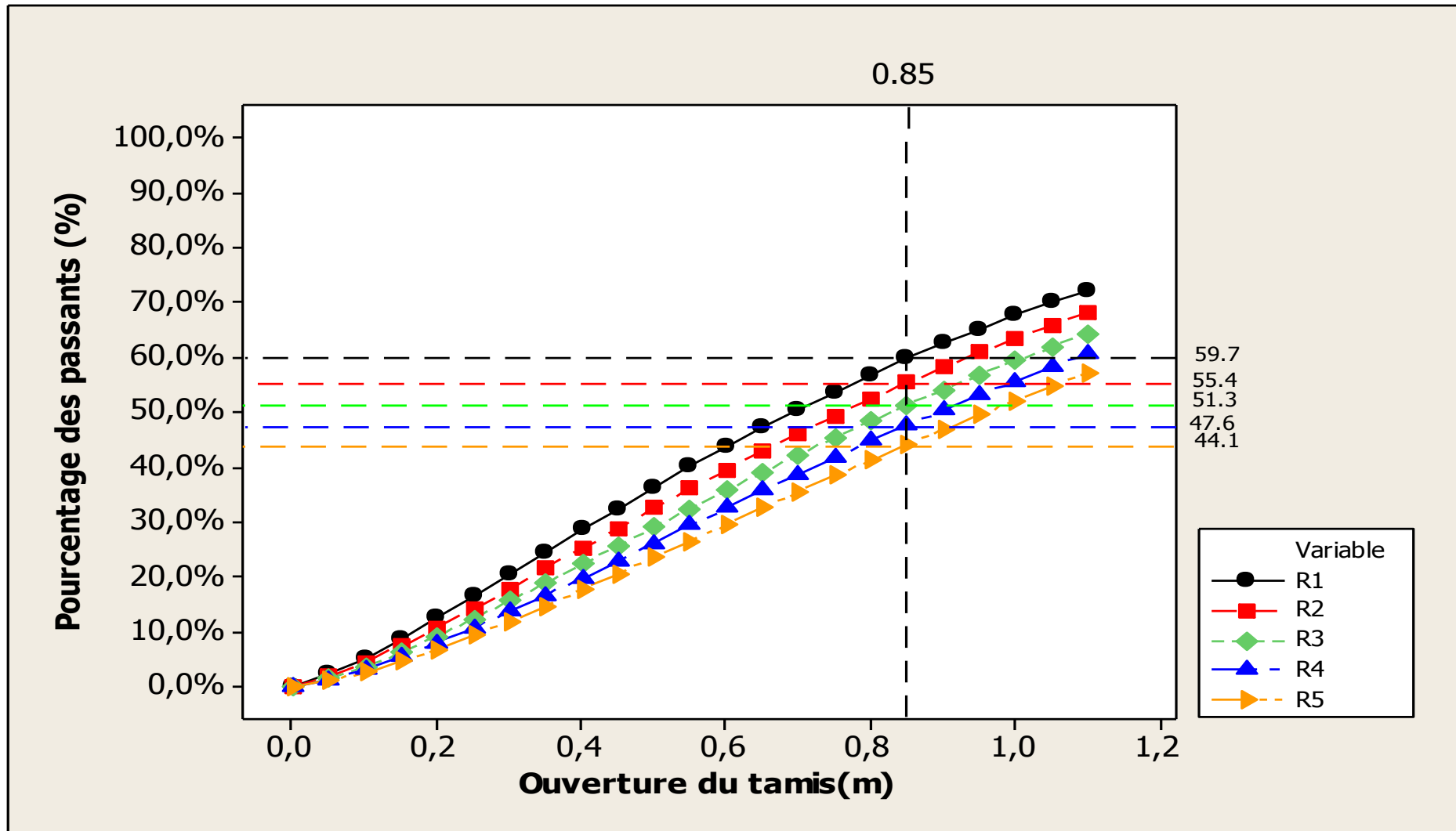


Figure. V.5. Courbe granulométrique variante N°02

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ➤ Interprétation des résultats

Les résultats de fragmentation obtenus dans les tableaux (IV.8, ANNEXE.3.1), lors l'utilisation un diamètre de trou 89 mm et un pourcentage d'explosif (65% TEMEX ,35% ANFO), sont comme suit :

- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille en quinconce ( $P=1.1$ ); est 43,7 % avec consommation spécifiques  $q=0,47\text{Kg/m}^3$ .
- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille carrée ( $P=1$ ) est 40,3 % avec consommation spécifiques  $q=0,53\text{Kg/m}^3$

#### V.6.1.2. Pourcentage d'explosif (TEMEX=35%, ANFOMIL=65%)

##### a. avec une maille en quinconce

**Tableau .V.11.** Paramètre d'entrée de modèle Kuz-Ram

Caractéristiques de la roche	Densité	2,56Kg/m <sup>3</sup>
	Modules de Yong	30 Gpa
	Résistance à la compression	102,4Mpa
Paramètre de discontinuité	Espacement entre les discontinuités	1m
	Direction (degré)	85°
	Taille de bloc in-situ(m)	1,5 m
Paramètre de l'explosif	<b>Densité</b>	<b>0,97</b>
	RWS (degré)	78%
	Vitesse de détonation nominale (m/s)	5000 m/s
	Vitesse de détonation effective (m/s)	3000 m/s
	Résistance de l'explosif	0,28

**Remarque :** Les paramètres de tableau ci dessus sont utilisée dans les calculs des tableaux suivants avec la maille carrée.

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau V.12.** Variante N°3

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2,83	3,18	3,54	3,89	4,60
banquette b(m)	3,54	3,54	3,54	3,54	3,54
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}$ (m)	8,09	8,09	8,09	8,09	8,09
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,47	0,42	0,38	0,34	0,31
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	49,32	49,32	49,32	49,32	49,32

**Tableau V.13.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de la fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	42,5%	46,5%	50,5%	53,6%	56,7%
Pourcentage moyenne	57,0%	43,5%	49,2%	46,2%	43,1%
Pourcentage minimal	0,4%	0,3%	0,3%	0,2%	0,2%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 89 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 35%, ANFOMIL=65%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est dans mentionnée dans la partie Annexe.3.2.

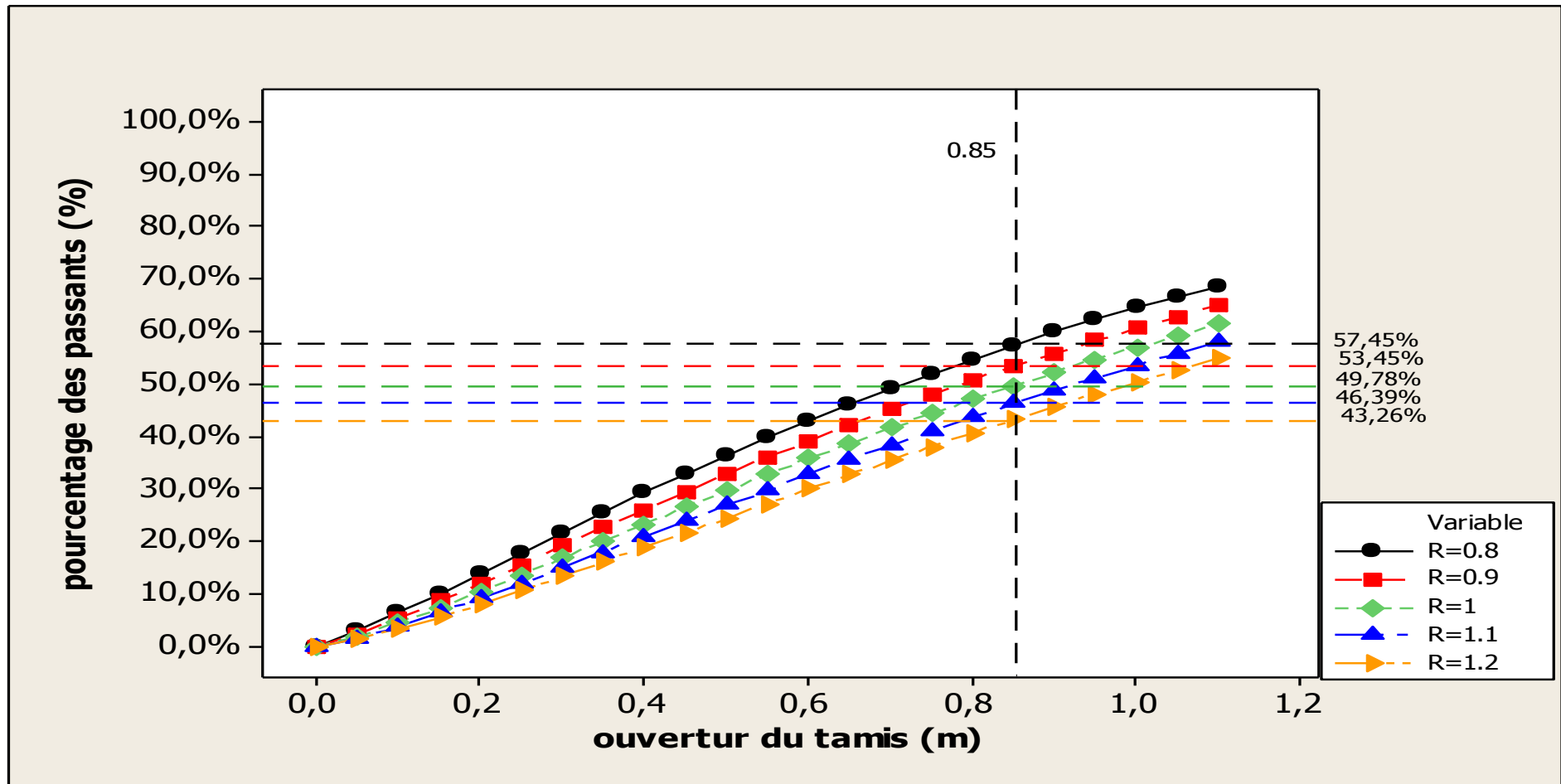


Figure. V.6. Courbe granulométrique variante

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ***b. avec une maille carrée***

**Tableau. V.14.** Variante N°4

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2,7	3,18	3,54	3,89	4,18
banquette b(m)	3,54	3,54	3,54	3,54	3,54
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ech}$ (m)	10,11	10,11	10,11	10,11	10,11
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,58	0,48	0,43	0,39	0,36
Quantité d'explosif dans un trou $Q_u$ (kg/m <sup>3</sup> )	61,57	61,57	61,57	61,57	61,57

**Tableau. V.15.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	36,7%	42,8%	46,9%	50,7%	53,6%
Pourcentage moyenne	63,1%	57,1%	52,9%	49,2%	46,3%
Pourcentage minimal	0,3%	0,2%	0,1%	0,1%	0,1%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 76 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 35%, ANFOMIL=65%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est dans mentionnée dans la partie Annexe.3.3.

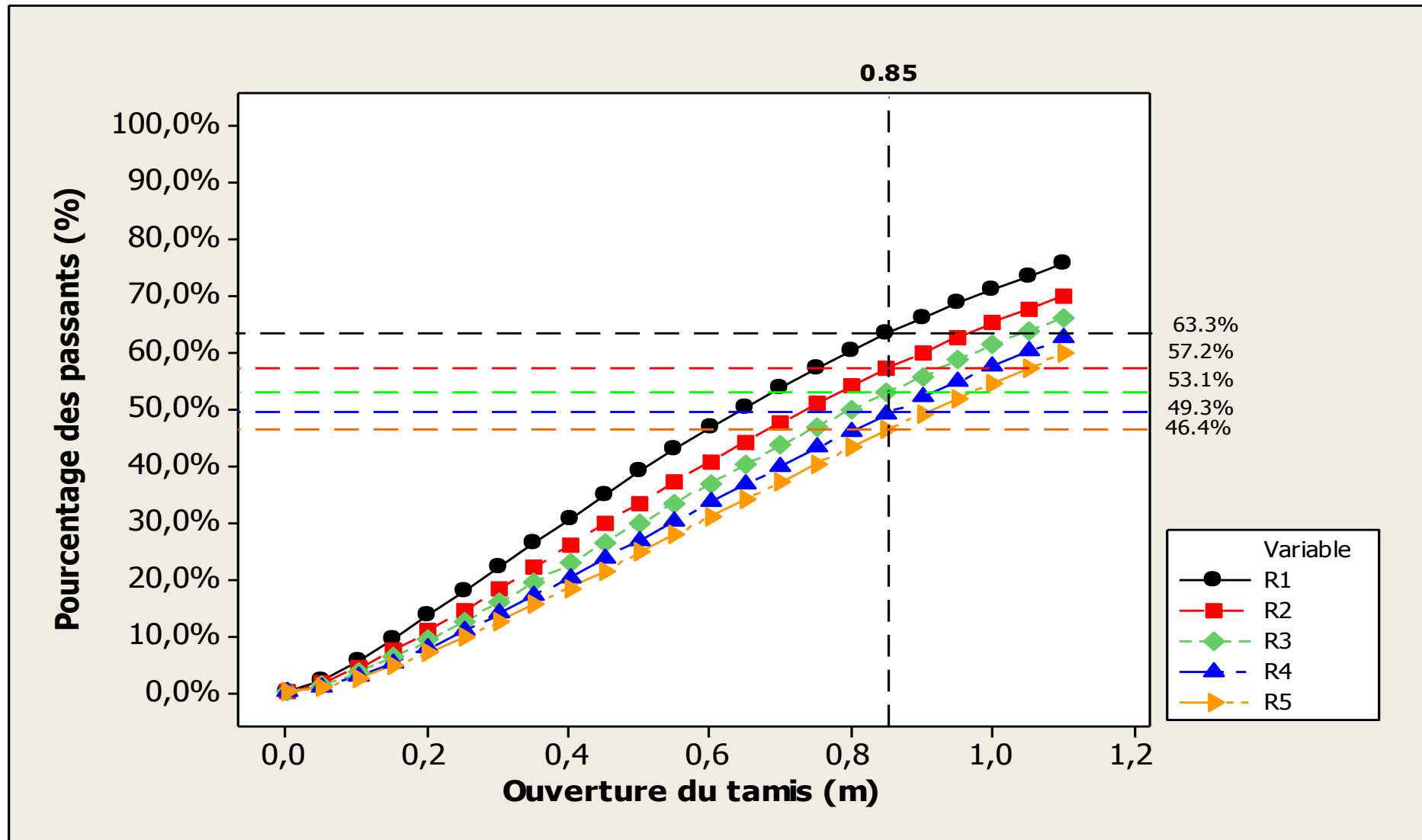


Figure. V.7. Courbe granulométrique variante N°04

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ➤ Interprétation des résultats

Les résultats de fragmentation de la roche d'après les ANNEXES (3.2,3.3), avec l'utilisation du diamètre de trou 89 mm et un pourcentage d'explosif (35% TEMEX ,65% ANFO) sont comme suit :

- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille en quinconce ( $P=1,1$ ); est 42,5 % avec consommation spécifiques  $q=0,47\text{Kg/m}^3$ .
- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille carrée ( $P=1$ ) est 36,7 % avec consommation spécifiques  $q=0,58\text{ Kg/m}^3$ .

### V.6 .2.Résultats de fragmentation avec un diamètre 76mm

#### V.6 .2.1.Pourcentage d'explosif (TEMEX=65%, ANFOMIL=35%)

##### a. maille en quinconce

Tableau. V.16.Paramètre d'entrée de modèle Kuz-Ram

Caractéristiques de la roche	Densité	2,56 Kg/m <sup>3</sup>
	Modules de Yong	30 GPA
	Résistance à la compression	102,4MPA
Paramètre de discontinuité	Espacement entre les discontinuités	1m
	Direction (degré)	85°
	Taille de bloc in-situ(m)	1,5 m
Paramètre de l'explosif	Densité	1,09
	RWS (degré)	78%
	Vitesse de détonation nominale (m/s)	5000 m/s
	Vitesse de détonation effective (m/s)	3000 m/s
	Résistance de l'explosif	0,28

**Remarque :** Les paramètres de tableau ci dessus sont utilisée dans les calculs des tableaux suivants avec la maille carrée.

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau. V.17.** Variante N°5

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2	2,25	2,5	2,75	3
banquette b(m)	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}$ (m)	8,21	8,21	8,21	8,21	8,21
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,71	0,63	0,56	0,51	0,47
Quantité d'explosif dans un trou $Q_r$ (kg/m <sup>3</sup> )	40,6	40,6	40,6	40,6	40,6

**Tableau V.18.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	25,8%	29,5%	33,0%	36,4%	39,6%
Pourcentage moyenne	73,7%	70,1%	66,7%	63,4%	60,2%
Pourcentage minimal	0,5%	0,4%	0,30%	0,2%	0,2%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 76 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 65%, ANFOMIL=35%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détailles est mentionnée dans la partie Annexe.3.4.



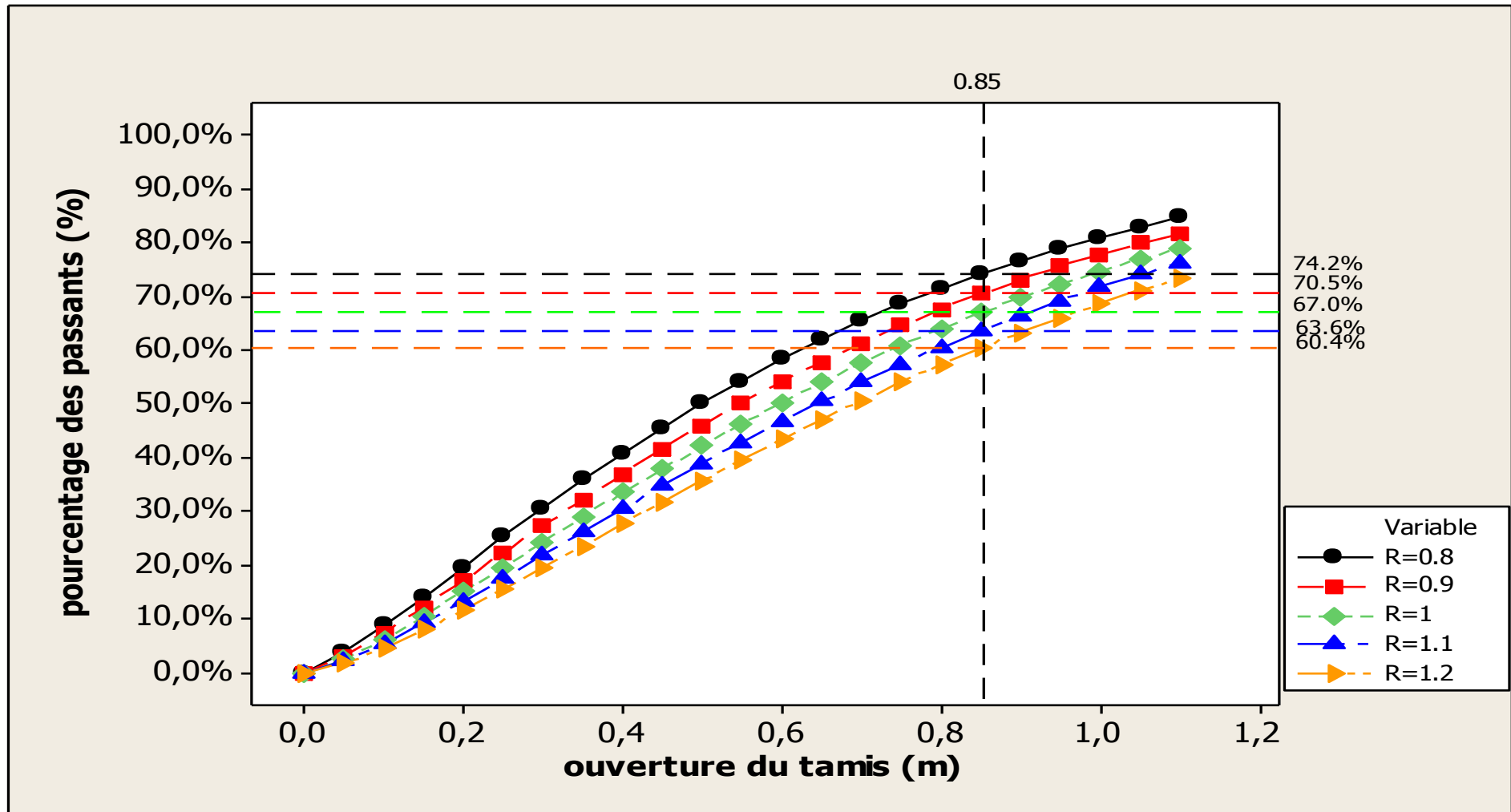


Figure. V.8. Courbe granulométrique variante N°05

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ***b. maille carrée***

**Tableau V.19.** Variante N°6

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2	2,25	2,5	2,75	3
banquette b(m)	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}(m)$	8,33	8,33	8,33	8,33	8,33
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p(kg/m^3)$	0,84	0,73	0,65	0,59	0,54
Quantité d'explosif dans un trou $Q_u(kg/m^3)$	46,93	46,93	46,93	46,93	46,93

**Tableau V.20.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	20,6%	24,1%	27,6%	30,9%	34,2%
Pourcentage moyenne	79,0%	75,5%	72,2%	68,9%	65,7%
Pourcentage minimal	0,4%	0,3%	0,3%	0,2%	0,2%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 76 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 65%, ANFOMIL=35%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est mentionnée dans la partie Annexe.3.5

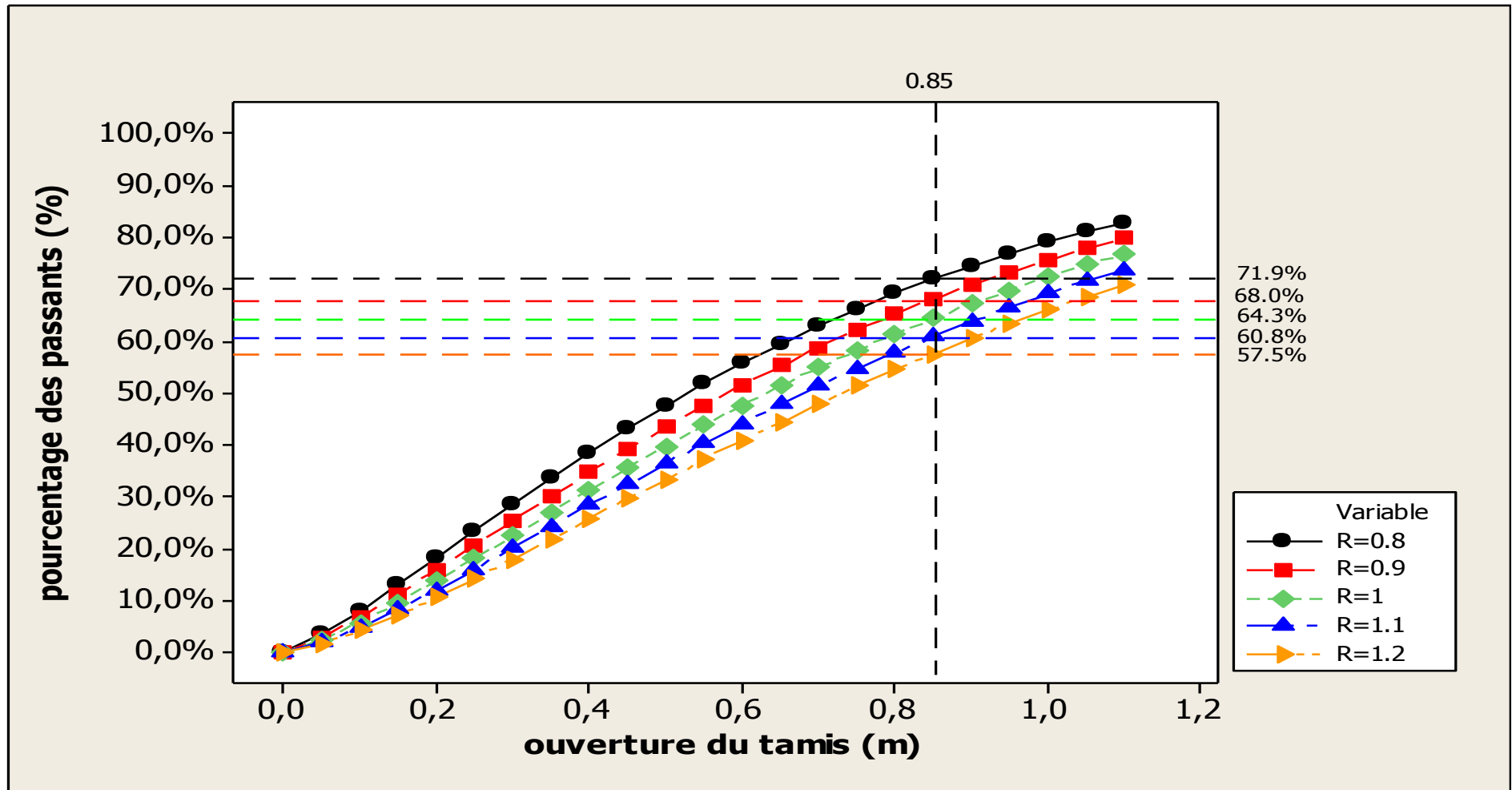


Figure. V.9. Courbe granulométrique variante N°02

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ➤ Interprétation des résultats

Les résultats de fragmentation de la roche d'après les ANNEXES (3.4,3.5), avec l'utilisation du diamètre de trou 76 mm et un pourcentage d'explosif (65% TEMEX ,35% ANFO) sont comme suit :

- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille en quinconce ( $P=1,1$ ); est 25,8 % avec consommation spécifiques  $q=0,71 \text{ Kg/m}^3$ .
- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille carrée ( $P=1$ ) est 20,6 % avec consommation spécifiques  $q=0,84 \text{ Kg/m}^3$ .

### V.6.2.2. Pourcentage de l'explosif (TEMEX=35%, ANFOMIL=65%)

#### a. maille en quinconce

**Tableau. V.21.** Paramètre d'entrée de modèle Kuz-Ram

Caractéristiques de la roche	Densité	2,56 Kg/m <sup>3</sup>
	Modules de Yong	30 GPA
	Résistance à la compression	102,4MPA
Paramètre de discontinuité	Espacement entre les discontinuités	1m
	Direction (degré)	85°
	Taille de bloc in-situ(m)	1,5 m
Paramètre de l'explosif	<b>Densité</b>	<b>0,97</b>
	RWS (degré)	78%
	Vitesse de détonation nominale (m/s)	5000 m/s
	Vitesse de détonation effective (m/s)	3000 m/s
	Résistance de l'explosif	0,28

**Remarque :** Les paramètres de tableau ci dessus sont utilisée dans les calculs des tableaux suivants avec la maille carrée.

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

**Tableau. V.22.** Variante N°7

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2	2,25	2,5	2,75	3
banquette b(m)	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}$ (m)	8,33	8,33	8,33	8,33	8,33
Hauteur du gradin $H_{gr}$ (m)	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p$ (kg/m <sup>3</sup> )	0,64	0,57	0,51	0,47	0,43
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$ (kg/m <sup>3</sup> )	37	37	37	37	37

**Tableau. V.23.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de fragmentation prédit%					
Pourcentage maximal	28,1%	32%	35,7%	39,2%	42,5%
Pourcentage moyenne	71,4%	67,7%	64,1%	60,2%	57,3%
Pourcentage minimal	0,4%	0,3%	0,3%	0,2%	0,2%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 76 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 35%, ANFOMIL=65%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est mentionnée dans la partie Annexe.3.6.

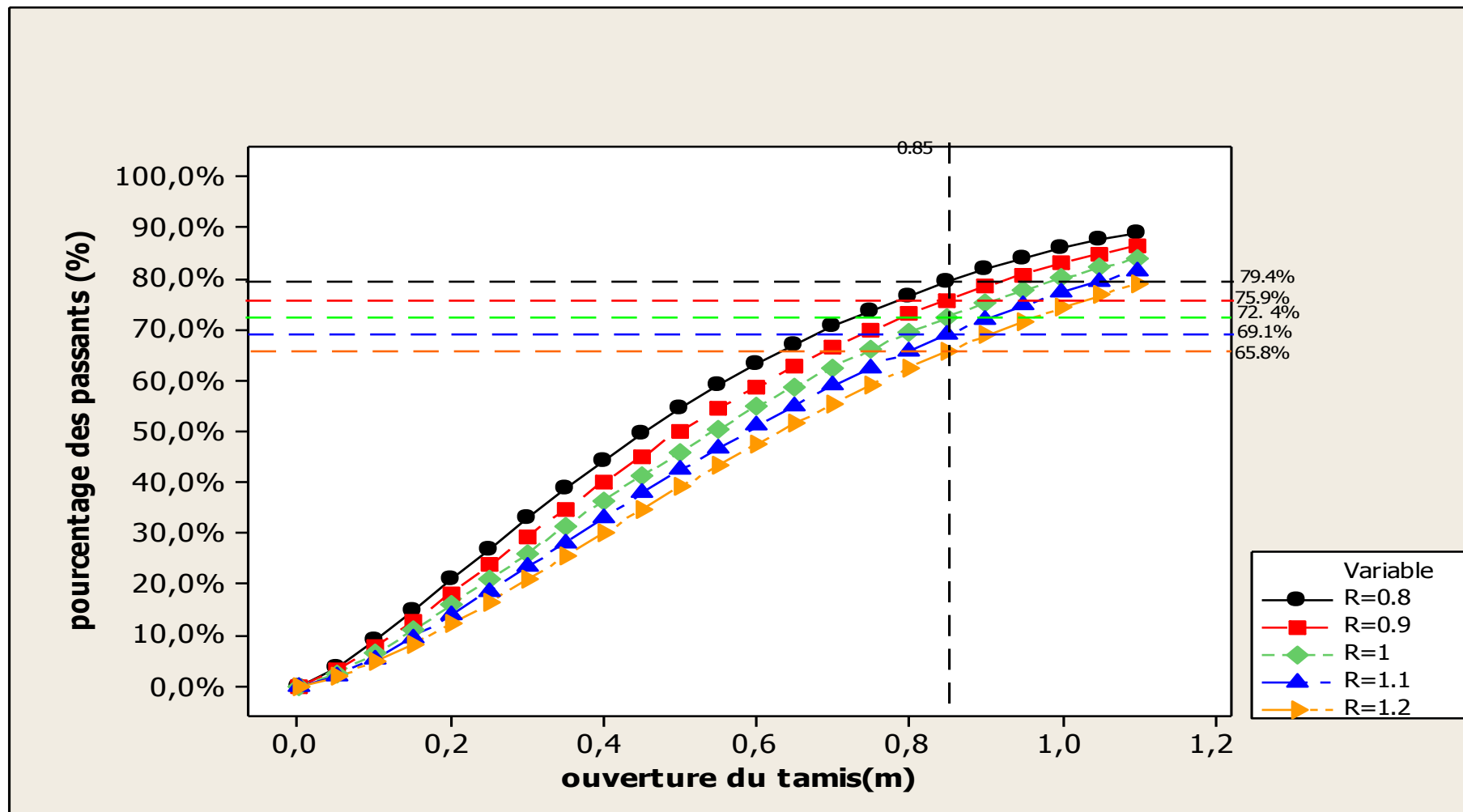


Figure. V.10. Courbe granulométrique variante N°07

## Chapitre v : Elaboration du plan tir avec Kuz-Ram

### ***b. une maille carrée***

**Tableau. V.24.** Variante N°8

Rapport de maille a/b Paramètre de plan	R=0,8	R=0,9	R=1,0	R=1,1	R=1,2
Espacement entre les trous a (m)	2	2,25	2,5	2,75	3
banquette b(m)	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Inclinaison des trous (degré)	85	85	85	85	85
Longueur de la charge $L_{ch}(m)$	9,64	9,64	9,64	9,64	9,64
Hauteur du gradin $H_{gr} (m)$	11,5	11,5	11,5	11,5	11,5
Consommation spécifique de l'explosif $q_p(kg/m^3)$	0,74	0,66	0,60	0,54	0,50
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}(kg/m^3)$	42,81	42,8	42,8	42,8	42,8

**Tableau. V.25.** Résultats de fragmentation (%)

Pourcentage de fragmentation prédit (%)					
Pourcentage maximal	22,7%	26,5%	30,1%	33,7%	37,1%
Pourcentage moyenne	76,9%	73,2%	69,6%	66,7%	62,8%
Pourcentage minimal	0,4%	0,3%	0,2%	0,2%	0,1%

Les résultats de la fragmentation avec un diamètre 76 mm et le pourcentage d'explosif (TEMEX= 35%, ANFOMIL=65%) sont présentes dans figure ci-dessous :

Le pourcentage en détails est mentionnée dans la partie Annexe.3.7.

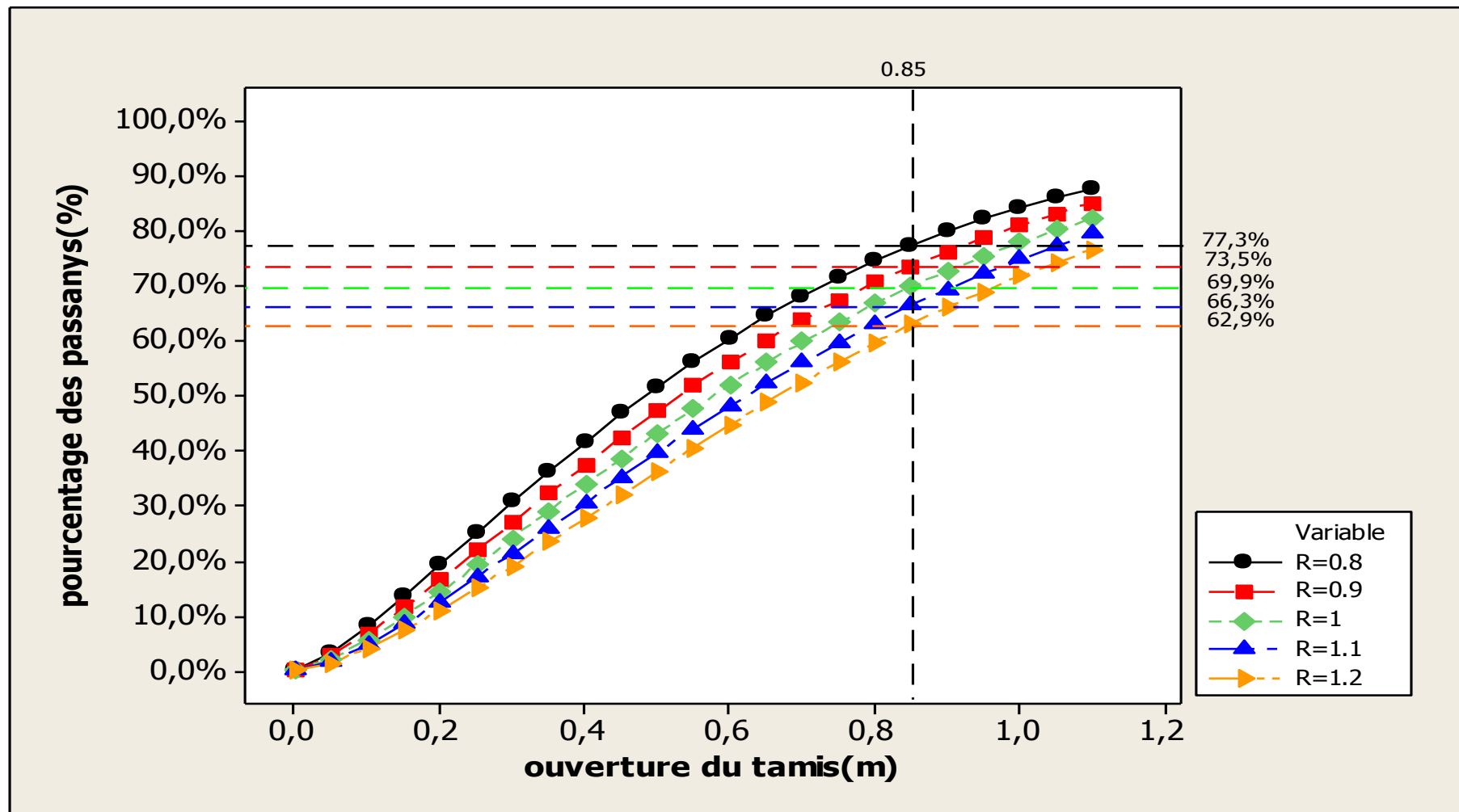


Figure. V.11. Courbe granulométrique variante N°08



### ➤ Interprétation des résultats

Les résultats de fragmentation de la roche d'après les ANNEXES (3.6, 3.7), avec l'utilisation du diamètre de trou 76 mm et un pourcentage d'explosif (35% TEMEX ,65% ANFO) sont comme suit :

- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille en quinconce ( $P=1,1$ ); est 28,1 % avec consommation spécifiques  $q=0,64 \text{ Kg/m}^3$ .
- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu avec une maille carrée ( $P=1$ ) est 22,7 % avec consommation spécifiques  $q=0,74 \text{ Kg/m}^3$ .

### V.7. Interprétation et discussions des résultats obtenus par model Kuz-Ram

Après l'évaluation des résultats de fragmentation des roches lors de l'utilisation des paramètres proposés « variantes », illustrés dans les courbes granulométriques et Annexes, on constate ce que suit :

#### a. constat suivant le taux de hors gabarits le moins élevé on considération:

- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu : lors d'une maille carrée et un diamètre de trou 76 mm avec pourcentage d'explosif (65% Temex ; 35% Anfo) est 20,6 % avec consommation spécifiques  $q=0,84 \text{ Kg/m}^3$ .
- un taux des hors gabarits moins élevé obtenu : lors une maille quinconce et un diamètre de trou 76 mm avec pourcentage d'explosif (65% Temex ; 35% Anfo) est 25,8 %, dans ce cas la consommation spécifiques  $q=0,71 \text{ Kg/m}^3$ .

#### b. constat suivant consommation spécifique le moins élevé:

- La consommation spécifique la moins élevé obtenu  $q=0,35 \text{ Kg/m}^3$  : lors d'utilisation d'une maille carrée et un diamètre de trou 89 mm avec pourcentage d'explosif (65% Temex ; 35% Anfo), le taux de hors gabarits atteindre 55,9%.
- La consommation spécifique la moins élevé obtenu  $q=0,31 \text{ Kg/m}^3$ : lors d'utilisation d'une maille en quinconce et un diamètre de trou 89mm avec pourcentage d'explosif (35% Temex; 65% Anfo), le taux de hors gabarits est 56,7%.

### V.8. Comparaison des résultats de Kuz-Ram lors de l'utilisation des paramètres existants et proposés (variantes)

La comparaison entre l'évaluation des meilleurs résultats de fragmentation des roches dans les des paramètres « variantes » proposés et les résultats existants dans la carrière est présentée dans les tableaux IV.26 et 27.

**Tableau. V.26.** Comparaison entre les paramètres de tir

Paramètres	Utilisés	Méthode de KUZ -RAM	
Diamètre du trou $D_{tr}$	89	89	76
Hauteur du gradin $H_{gr}$	11,5	11,5	11,5
Inclinaison du trou $\alpha$ Degré (°)	85	85	85
Angle du talus $\beta$ Degré (°)	85	85	85
Ligne de moindre resistance w	2,52	3,54	2,5
Distance entre les trous a	2,56	(2,83÷4,6)	(2÷3)
Quantité d'explosif dans un trou $Q_{tr}$	36,48	/	/
Consommation specifique de l'explosif $q_p$	0,519	(0,31-0,38)	(0,43-0,84)
Masse volumique $Kg/m^3$	2,6	2,56	2,56
Résistance à la compression Mpa	93	102,4	102,4
Densité moyenne d'explosif (%)	1,035	1,09	0,97

**Tableau. V.27.** Comparaison des résultats existants et trouvés (évalués)

Résultats	Diamètre de trous (mm)	Taux de hors gabarits (%)	Consommation spécifique ( $kg/m^3$ )	Pourcentage d'explosif (%)	
				Anfo(%)	Temex(%)
Existants	89	47	0,52	65	35
Trouvés	89	42,5	0,47	35	65
	76	35,7	0,51	35	65

A partir les résultats indiqués dans le tableau ci-dessus on peut choisir :

- Un plan de tir avec un taux de hors gabarits moins élevés (35,7) avec l'utilisation de  $D_{tr} = 76$  mm ;
- Un plan de tir avec une consommation spécifique de l'explosif moins réduite (42,5) avec l'utilisation de  $D_{tr} = 89$  mm.

### V.9. Proposition d'un plan de tir pour la carrière de Sidi-Yous

#### V.9. 1. Critères de choix

Le choix du plan de tir adéquat pour la carrière de Sidi-Yous est dépend des facteurs suivants :

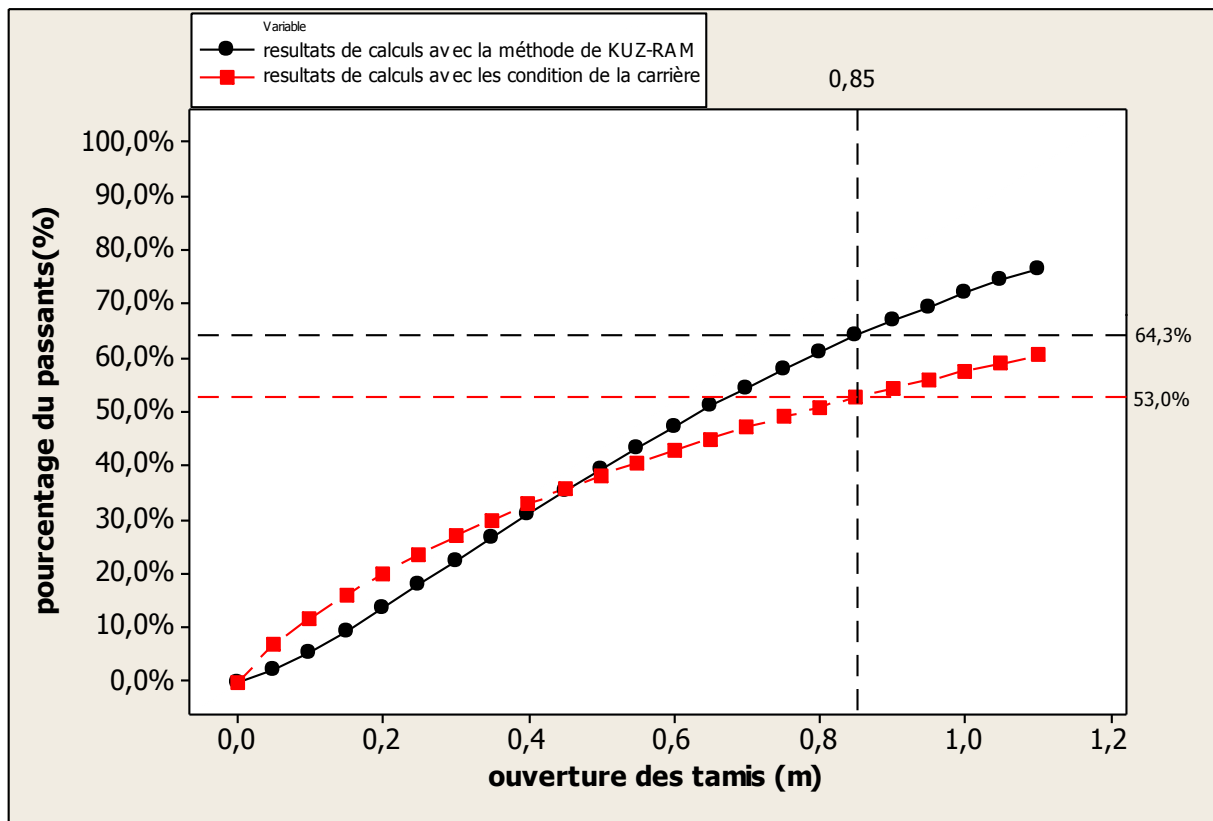
- La consommation spécifique doit être inférieure ou égale la consommation spécifique actuelle ( $0,52\text{kg}/\text{m}^3$ ) ;
- Le pourcentage de type d'explosif en Anfo et de Temex est soumis aux paramètres de terrain, à savoir la fissuration et la dureté
- Le taux de hors gabarit doit être inférieur au taux de hors gabarit (47%).

#### V.9. 2. Proportion de plan de tir

D'après les calculs pour avoir une bonne fragmentation avec un taux des hors gabarit réduit, on propose les paramètres d'un plan de tir présenté dans le tableau suivant :

**Tableau IV.28** : modèle d'un plan de tir proposé pour une bonne fragmentation des roches

Paramètres	Valeurs	Unités
Hauteur du gradin $H_{gr}$	11,5	m
Longueur de trous $L_{tr}$ m	12,6	m
Longueur de charge $L_{ch}$	8,33	m
Distance entre les trous a	2,5	m
Ligne de moindre résistance W	2,5	m
Consommation spécifique $q_p$	0,51	$\text{kg}/\text{m}^3$
Diamètre de trou $D_{tr}$	76	m
Quantité d'explosif dans trou	37	Kg
Angle du talus $\beta$	$85^\circ$	dégré
Maille	1,1	/



**Figure V.12 :** courbe granulométrique de comparaison entre paramètres utilisées et les paramètres proposés

### Conclusion

Le modèle de Kuz-Ram a été largement appliqué dans les conditions minières pour donner les conceptions et les analyses qui ont été prouvées dans la réalité sur la gamme complète de diamètres de trou d'abattage et des types d'explosifs, avec la prédiction des courbes granulométriques désirées des roches fragmentées. Ceci rejoint l'objectif d'intégrer les améliorations à un outil destiné à la conception des tirs à l'explosif dans la mine.

Après la modélisation des résultats de fragmentations obtenu par le Kuz-Ram, nous avons proposés un plan de tir adéquat a fin de diminuer le taux de hors gabarits et la consommation spécifique pour la carrière en question.

CONCLUSION

Générale

## Conclusion générale

---

### Conclusion générale

Face à la complexité du nombre de paramètres (et de leur relations) mis en jeu lors d'un tir d'abattage, un exploitant ne dispose que des règles de l'art existantes et au mieux des quelques modèles disponibles mais dont la validation à l'échelle industriel reste le plus souvent à démontrer.

Nous avons tenté dans ce travail, de proposer une nouvelle approche pour pouvoir évaluer l'efficacité d'un tir. Elle est fondée sur la comparaison de la distribution de la taille des blocs après fragmentation par le modèle de Kuz-Ram.

Le modèle de Kuz-Ram a été largement appliqué dans les conditions minières pour donner les conceptions et les analyses qui ont été prouvées dans la réalité sur la gamme complète de diamètres de trou d'abattage et des types d'explosifs utilisés, avec la prédiction des courbes granulométriques désirées des roches fragmentées. Ceci rejoint l'objectif d'intégrer les améliorations à un outil destiné à la conception des tirs à l'explosif dans les mines. Les exemples précédents montrent le genre de relation entre les paramètres de tir et la fragmentation à prévoir. Au niveau de la granulométrie des fragments de roche et suivant l'analyse les figures nous trouvons un décalage entre les courbes c'est-à-dire il y-a une différence entre les granulométries des fragments.

Pour notre site de calcaire de Sidi Yous, les résultats obtenus nous ont permis de déceler l'influence de quelques paramètres sur les résultats de tir. En particulier, le rapport de la maille ( $a/b$ ) qui de par le changement du volume de tas abattu par trou permet la précision dans le calcul de prédiction du pourcentage granulométrique des roches de chaque classe. Nous avons pu améliorer de 12% en moyenne l'efficacité du tir dans la carrière.

Ces résultats confirment la validité de notre méthodologie pour évaluer l'efficacité des tirs. En particulier, la modélisation empirique permettant de prédire avec une assez bonne précision la granulométrie, ainsi que la facilité d'utilisation du programme qui met en évidence la courbe granulométrique après tout changement de paramètre géométrique du massif ou le pourcentage l'explosif.

La modélisation d'un plan de tir avec le model de kuz-Ram, nous nous permettre d'analyser le résultat de fragmentation des roches avec traçage des courbes granulométrique, ces courbes nous permettre de choisir le meilleur résultat de fragmentation de tel façon on minimise :

## **Conclusion générale**

---

- Le pourcentage des roches hors gabarits (12%);
- La quantité et consommation spécifique d'explosif (0.51);
- Les coûts de foration, donc le nombre de trous (153).

Référence

Bibliographiques



### Références bibliographiques

- [1] **Bureau de minéral service EURL** ; « résultats des recherches géologiques réalisées sur carrière Sidi Yous », 2014.
- [2] **Rapport CETIM**, « plan annuel d'exploitation de la carrière de calcaire de Sidi Yous », 2014.
- [3] **Rapport géologique actualisée du gisement Sidi Yous** ,2015.
- [4] **BEJAOUI alla Edine**« étude technico-economique de la mise en exploitation du gisement de calcaire d'Ifri, unité de keddara », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2008.
- [5] **DJARFOUR. Djaâfar**,« Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar- Ain Smara, W. Constantine -», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier,ENP,d'Alger 2007.
- [6] **LOUNIS. Fatah**,« Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha –Tissemsilt-», Diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.
- [7] **SALHI.Mohamed**,« travaux preparatoires» Dr.Ingénieur. Expert en Génie minier, en Etudes géologiques et minières et en Etudes environnementales Agrée près la Cour d'Alger, le MEM et le MATE.
- [8] **livre d'exploitation des carriere(V.KOVLENKO.N.AMBARTSOUMAIN).**
- [9] **réglage de la fragmentation des roches à l'explosif.annale de l'institut des mines.**
- [10] **Livre «TIRS,tome I(théorie ET technologies),les techniques de l'idustrie minrale N°13/mars 2002-TSSN1296-9281».**
- [11] **A :MISHRA (2009)** ,«Disgn of surface blasts-a computational ; departement of mining engineering national institute of technologie roukela-769008 approch»;bachelor of technolgy in mining engineering.
- [12] **Mouloud NEFIS**,« Modèle d'un plan de tir» diplôme magester en Mines.université badji Mokhtar,ANNABA 2010
- [13] **Hagan T.N.**\_the influence of controllable blaste paramètre on fragmentation and Mining coste.in procedings of the 1<sup>st</sup> international symposium on Rock fragmentation by blasting1983.
- [14] **HADJADJ Aoul Elias**,« PREDICTION ET ANALYSE DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES DANS LES CONDITIONS ALGERIENNES»; Présentée en vue de l'obtention du diplôme de DOCTORAT

## Références bibliographiques

---

- [15] Cunningham C.V.B,1983\_THE KUZ-RAM model for prediction of fragmentation from blasting. In Proceedings of the 1stInternational on Rock Fragmentation by Blasting,pages439\_454.
- [16] Cunningham C.V.B,1987\_Fragmentation estimation and THE KUZ-RAM model four years on, In Proceedings of the 2nd International on Rock Fragmentation by Blasting,pages475\_487.
- [17] Kuznetsov V.M,1973\_the mean diameter of fragments formed by blasting rock.In soviet Mining Science,volume9(2),pages 144\_148,1973.
- [18] Lilly P.1986\_an empirical method of assessing rock mass blastability.In Proc.Large Open Pit Mining Conference(AusIMM),pages89\_92,1986.
- [19] Ouchterlony F.and Moser P,2006\_Liknesses and differences in the fragmentation of fullscale and model-scale-blasts.In proceedings of the 8<sup>th</sup> international symposium on Rock Fragmentation by Blasting,pages207\_220.
- [20] Onederra, I., 2001, Développement d'un modèle empirique pour la fragmentation anneau souterrain dynamitage applications confidentielles AMIRA / JKMRC P447 rapport de projet BART, août.
- [21] Petrouchkine et Dalia., 1986, Revue scientifique n°3 INSTITUT Mines et Métallurgie.
- [22] Hartman H. L., 1966, "The Effectiveness of Indexing in Percussion and Rotary Drilling," International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 3, pp. 265-278.
- [23] Héraud H., Leblond J-J., Souchet C., Veronneau J-Y., Bellerepayre J-M., 1994, Minage. Intérêts technique et économique d'une foration de qualité en carrière. Bulletin des laboratoires des ponts et chaussées n°215, pp 33-39.
- [24] Rosin Rammler,1979,"the laws governing the fineness of powdered coal".J.Inst.Fuel,7,2936
- [25] Petrouchkine et Dalia., 1986, Revue scientifique n°3 INSTITUT Mines et Métallurgie.
- [26] FREDJ Mohamed,Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA).

# Annexes

## ANNEXE

### ANNEXE 1. Classification du massif suivant la fissurité

Catégorie de fissurité des roches	Degré de fissurité du massif (de la distribution des blocs en massif suivant leurs dimensions)	Distance moyenne entre les fissures, m	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions, m			
			0.3	0.5	0.7	1
I	Roches exclusivement fissurées (en petites blocs)	Jusqu'à 0.1	Jusqu'à 10	Jusqu'à 5	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches de grandes fissurités (en gros blocs)	0.1 – 0.5	10 - 70	5 – 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches en moyenne fissurité (en très gros blocs)	0.5 – 1	70-100	40-100	40-80	5-40
IV	Roches de faibles fissurité (en très gros blocs)	1 -1.5	100	100	80-90	40-80
V	Roches pratiquement monolithiques (exclusivement en gros blocs)	> 1.5	100	100	100	100

## ANNEXE

---

### ANNEXE 2. Elasticité des roches

Matériau	Module de young E(Gpa)	Coefficient de poissant $\nu$
Granite	10-80	0.25-0.35
Basalte	20-70	0.25-0.35
Quartzite	30-90	0.12-0.15
gneiss	7-50	0.25-0.35
Schiste		0.15-0.2
Calcaire très compact	60-80	0.25-0.35
Calcaire compact	30-60	0.25-0.35
Calcaire peu compact	10-30	0.25-0.35
Calcaire tendre	2-10	0.25-0.35
Marne	0.05-1	0.25-0.35
Grés	5-60	0.25-0.35
Molasse	1.5-5	0.25-0.35
Marbre	80-110	0.27-0.3
gypse	2-6.5	0.27-0.3

## ANNEXE

### ANNEXE 3.1. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=09	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	2,1%	1,7%	1,4%	1,1%	0,9%
0,1	5,2%	4,3%	3,6%	3,0%	2,5%
0,15	8,8%	7,4%	6,2%	5,3%	4,5%
0,2	12,6%	10,7%	9,1%	7,9%	6,8%
0,25	16,5%	14,2%	12,2%	10,6%	9,3%
0,3	20,5%	17,8%	15,5%	13,6%	11,9%
0,35	24,5%	21,5%	18,8%	16,6%	14,7%
0,4	28,5%	25,2%	22,2%	19,8%	17,6%
0,45	32,4%	28,8%	25,6%	22,9%	20,5%
0,5	36,3%	32,5%	29,0%	26,1%	23,5%
0,55	40,0%	36,0%	32,4%	29,3%	26,5%
0,6	43,6%	39,5%	35,7%	32,5%	29,5%
0,65	47,1%	42,9%	39,0%	35,6%	32,5%
0,7	50,5%	46,2%	42,2%	38,7%	35,5%
0,75	53,7%	49,4%	45,3%	41,7%	38,4%
0,8	56,8%	52,4%	48,3%	44,7%	41,3%
<b>0,85</b>	59,7%	55,4%	51,3%	47,6%	44,1%
0,9	62,5%	58,2%	54,1%	50,4%	46,9%
0,95	65,1%	60,9%	56,8%	53,1%	49,5%
1	67,6%	63,4%	59,4%	55,7%	52,2%
1,05	69,9%	65,9%	61,9%	58,2%	54,7%
1,1	72,1%	68,2%	64,3%	60,7%	57,2%
<b>HG(%)</b>	40.3%	44.6%	48.7%	52.4%	55.9%

## ANNEXE

### ANNEXE 3.2. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=0.9	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	2,8%	2,3%	1,9%	1,6%	1,3%
0,1	6,4%	5,3%	4,5%	3,8%	3,3%
0,15	10,1%	8,6%	7,4%	6,4%	5,5%
0,2	14,0%	12,1%	10,5%	9,1%	8,0%
0,25	17,9%	15,6%	13,6%	12,0%	10,6%
0,3	21,7%	19,1%	16,8%	14,9%	13,3%
0,35	25,5%	22,6%	20,1%	17,9%	16,0%
0,4	29,3%	26,1%	23,3%	20,9%	18,8%
0,45	32,9%	29,5%	26,5%	23,9%	21,6%
0,5	36,4%	32,8%	29,7%	26,9%	24,4%
0,55	39,8%	36,1%	32,8%	29,9%	27,2%
0,6	43,0%	39,2%	35,8%	32,8%	30,0%
0,65	46,2%	42,3%	38,8%	35,6%	32,8%
0,7	49,2%	45,2%	41,7%	38,4%	35,5%
0,75	52,1%	48,1%	44,5%	41,1%	38,1%
0,8	54,8%	50,8%	47,2%	43,8%	40,7%
<b>0,85</b>	<b>57,5%</b>	<b>53,5%</b>	<b>49,8%</b>	<b>46,4%</b>	<b>43,3%</b>
0,9	60,0%	56,0%	52,3%	48,9%	45,7%
0,95	62,3%	58,4%	54,7%	51,3%	48,2%
1	64,6%	60,7%	57,1%	53,7%	50,5%
1,05	66,8%	62,9%	59,3%	56,0%	52,8%
1,1	68,8%	65,0%	61,5%	58,1%	55,0%
<b>HG(%)</b>	<b>42.5%</b>	<b>46.5%</b>	<b>50.2%</b>	<b>53.6%</b>	<b>56.7%</b>

## ANNEXE

### ANNEXE 3.3. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=09	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	2,3%	1,7%	1,4%	1,1%	0,9%
0,10	5,7%	4,3%	3,6%	3,0%	2,6%
0,15	9,5%	7,5%	6,3%	5,3%	4,7%
0,20	13,6%	10,9%	9,3%	8,0%	7,1%
0,25	17,9%	14,5%	12,5%	10,9%	9,7%
0,30	22,2%	18,3%	15,9%	13,9%	12,5%
0,35	26,5%	22,1%	19,4%	17,1%	15,4%
0,40	30,8%	25,9%	22,9%	20,3%	18,5%
0,45	35,0%	29,7%	26,4%	23,6%	21,6%
0,50	39,1%	33,5%	30,0%	27,0%	24,8%
0,55	43,0%	37,2%	33,5%	30,3%	27,9%
0,60	46,8%	40,9%	37,0%	33,6%	31,1%
0,65	50,5%	44,4%	40,4%	36,9%	34,2%
0,70	53,9%	47,8%	43,7%	40,1%	37,4%
0,75	57,2%	51,1%	46,9%	43,2%	40,4%
0,80	60,4%	54,2%	50,0%	46,3%	43,5%
<b>0,85</b>	63,3%	57,2%	53,1%	49,3%	46,4%
0,90	66,1%	60,1%	56,0%	52,2%	49,3%
0,95	68,8%	62,9%	58,7%	55,0%	52,1%
1,00	71,2%	65,5%	61,4%	57,7%	54,8%
1,05	73,5%	67,9%	64,0%	60,3%	57,4%
1,10	75,7%	70,3%	66,4%	62,8%	59,9%
<b>HG(%)</b>	<b>34.8%</b>	<b>39.2%</b>	<b>45.4%</b>	<b>47.3%</b>	<b>50.9%</b>



## ANNEXE

### ANNEXE 3.4. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=0.9	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	3,8%	3,1%	2,6%	2,1%	1,8%
0,10	8,8%	7,4%	6,3%	5,4%	4,6%
0,15	14,2%	12,2%	10,5%	9,2%	8,0%
0,20	19,7%	17,2%	15,1%	13,2%	11,7%
0,25	25,2%	22,2%	19,7%	17,5%	15,6%
0,30	30,6%	27,3%	24,3%	21,8%	19,6%
0,35	35,9%	32,2%	29,0%	26,2%	23,7%
0,40	40,9%	37,0%	33,5%	30,5%	27,7%
0,45	45,6%	41,6%	38,0%	34,7%	31,8%
0,50	50,1%	46,0%	42,2%	38,9%	35,8%
0,55	54,3%	50,1%	46,3%	42,9%	39,7%
0,60	58,3%	54,1%	50,3%	46,7%	43,5%
0,65	61,9%	57,8%	54,0%	50,5%	47,2%
0,70	65,4%	61,3%	57,5%	54,0%	50,7%
0,75	68,5%	64,6%	60,9%	57,4%	54,1%
0,80	71,5%	67,7%	64,0%	60,6%	57,3%
<b>0,85</b>	<b>74,2%</b>	<b>70,5%</b>	<b>67,0%</b>	<b>63,6%</b>	<b>60,4%</b>
0,90	76,6%	73,1%	69,7%	66,5%	63,3%
0,95	78,9%	75,6%	72,3%	69,1%	66,1%
1,00	81,0%	77,8%	74,7%	71,6%	68,7%
1,05	82,9%	79,9%	76,9%	74,0%	71,1%
1,10	84,6%	81,8%	79,0%	76,2%	73,4%
<b>HG(%)</b>	<b>25.8%</b>	<b>29.5%</b>	<b>33.0%</b>	<b>36.4%</b>	<b>39.6%</b>

## ANNEXE

### ANNEXE 3.5. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=09	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	3,7%	3,0%	2,5%	2,0%	1,7%
0,10	9,0%	7,5%	6,4%	5,4%	4,6%
0,15	14,8%	12,7%	10,9%	9,4%	8,2%
0,20	20,9%	18,1%	15,8%	13,9%	12,2%
0,25	27,0%	23,7%	20,9%	18,5%	16,5%
0,30	33,0%	29,3%	26,1%	23,4%	20,9%
0,35	38,7%	34,8%	31,3%	28,2%	25,5%
0,40	44,3%	40,1%	36,3%	33,0%	30,1%
0,45	49,5%	45,2%	41,3%	37,8%	34,6%
0,50	54,4%	50,0%	46,0%	42,4%	39,1%
0,55	58,9%	54,5%	50,5%	46,8%	43,4%
0,60	63,1%	58,8%	54,8%	51,1%	47,6%
0,65	67,0%	62,8%	58,8%	55,1%	51,6%
0,70	70,6%	66,5%	62,6%	58,9%	55,5%
0,75	73,8%	69,9%	66,1%	62,6%	59,1%
0,80	76,8%	73,0%	69,4%	65,9%	62,6%
<b>0,85</b>	<b>79,4%</b>	<b>75,9%</b>	<b>72,4%</b>	<b>69,1%</b>	<b>65,8%</b>
0,90	81,8%	78,5%	75,2%	72,0%	68,9%
0,95	84,0%	80,9%	77,8%	74,7%	71,7%
1,00	85,9%	83,0%	80,1%	77,2%	74,4%
1,05	87,6%	85,0%	82,3%	79,5%	76,8%
1,10	89,2%	86,7%	84,2%	81,7%	79,1%
<b>HG(%)</b>	<b>20.6%</b>	<b>24.1%</b>	<b>21.6%</b>	<b>30.9%</b>	<b>34.2%</b>

## ANNEXE

### ANNEXE 3.6. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=09	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	3,4%	2,8%	2,3%	1,9%	1,6%
0,10	8,0%	6,7%	5,7%	4,8%	4,1%
0,15	13,0%	11,1%	9,5%	8,2%	7,2%
0,20	18,2%	15,8%	13,7%	12,0%	10,5%
0,25	23,4%	20,5%	18,1%	16,0%	14,2%
0,30	28,6%	25,3%	22,5%	20,0%	17,9%
0,35	33,6%	30,0%	26,9%	24,1%	21,7%
0,40	38,4%	34,6%	31,2%	28,3%	25,6%
0,45	43,1%	39,1%	35,5%	32,3%	29,5%
0,50	47,5%	43,4%	39,7%	36,3%	33,3%
0,55	51,7%	47,5%	43,7%	40,2%	37,1%
0,60	55,7%	51,4%	47,6%	44,0%	40,8%
0,65	59,4%	55,2%	51,3%	47,7%	44,4%
0,70	62,8%	58,7%	54,8%	51,2%	47,8%
0,75	66,1%	62,0%	58,2%	54,6%	51,2%
0,80	69,1%	65,1%	61,3%	57,8%	54,4%
<b>0,85</b>	<b>71,9%</b>	<b>68,0%</b>	<b>64,3%</b>	<b>60,8%</b>	<b>57,5%</b>
0,90	74,4%	70,7%	67,1%	63,7%	60,4%
0,95	76,8%	73,2%	69,8%	66,5%	63,2%
1,00	79,0%	75,6%	72,3%	69,0%	65,9%
1,05	81,0%	77,7%	74,6%	71,5%	68,4%
1,10	82,8%	79,8%	76,7%	73,7%	70,8%
<b>HG(%)</b>	<b>28.1%</b>	<b>32.0%</b>	<b>35.7%</b>	<b>39.2%</b>	<b>42.5%</b>

## ANNEXE

### ANNEXE 3.7. Résultats des passants en fonction de l'ouverture du tamis

Ouverture du tamis(m)	Pourcentage des passants(%)				
	R=0.8	R=09	R=1.0	R=1.1	R=1.2
0	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
0,05	3,3%	2,6%	2,2%	1,8%	1,5%
0,10	8,1%	6,7%	5,7%	4,8%	4,1%
0,15	13,5%	11,5%	9,8%	8,5%	7,3%
0,20	19,2%	16,6%	14,4%	12,5%	11,0%
0,25	25,0%	21,8%	19,2%	16,9%	14,9%
0,30	30,7%	27,1%	24,1%	21,4%	19,1%
0,35	36,3%	32,4%	29,0%	26,0%	23,4%
0,40	41,7%	37,5%	33,9%	30,6%	27,7%
0,45	46,8%	42,5%	38,6%	35,2%	32,1%
0,50	51,7%	47,2%	43,3%	39,6%	36,4%
0,55	56,2%	51,8%	47,7%	44,0%	40,6%
0,60	60,5%	56,1%	52,0%	48,2%	44,7%
0,65	64,4%	60,1%	56,0%	52,2%	48,7%
0,70	68,1%	63,8%	59,8%	56,0%	52,5%
0,75	71,4%	67,3%	63,4%	59,7%	56,1%
0,80	74,5%	70,5%	66,7%	63,1%	59,6%
<b>0,85</b>	<b>77,3%</b>	<b>73,5%</b>	<b>69,9%</b>	<b>66,3%</b>	<b>62,9%</b>
0,90	79,8%	76,2%	72,8%	69,3%	66,0%
0,95	82,1%	78,7%	75,4%	72,2%	69,0%
1,00	84,1%	81,0%	77,9%	74,8%	71,7%
1,05	86,0%	83,1%	80,1%	77,2%	74,3%
1,10	87,7%	85,0%	82,2%	79,4%	76,6%
<b>HG(%)</b>	<b>22.7%</b>	<b>26.5%</b>	<b>30.1%</b>	<b>33.7%</b>	<b>37.1%</b>

## ANNEXE

---

### ANNEXE 4. Caractéristiques techniques de l'explosif

Paramétré	TEMEX II	ANFOMIL	Unités
Densité	1.22	0.96	kg/m <sup>3</sup>
Vitesse détonation	4000-5000	3000	m/sec
Coef d'utilisation pratique	/	1.15	%
Sensibilité au choc	Très sensible	-	Kg/m
Coef de self extraction	40-80	-	Cm
Volume du gaz		-	l/Kg
Puissance R.W.S	65	35	%
Ecrasement du KAST	/	-	mm
Diamètre du cartouche	65	-	mm
Longueur du cartouche	500	-	mm
Poids du cartouche	2	En vrac sac de 25 kg	Kg
Nature d'explosif	Gélatineux	Poudre	-
Couleur	jaunâtre	Blanc rose	-

## ANNEXE

---

**ANNEXE. 5.** Sondeuse utilisée dans la carrière (atlas-copco)



## ANNEXE

---

### ANNEXE. 6. Caractéristiques technique de la sondeuse

Marque.	ATLAS. COPCO
Type.	ROCL6 – 44
Type de moteur	CAT C10
Puissance du moteur	R72 KW
Diamètre du trou	(110 ÷ 125) mm
Direction de forage	(60°-90°)
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Consommation d'air comprimé	5 bars
Profondeur max de forge	40 m
Poids	18,5 t

### ANNEXE. 7. Caractéristiques technique de marteaux de la sondeuse

Mode de forage	fond de trou
Type de marteau	Roto percussion
Energie d'une percussion	air
Nombre de coups par minute	1800
Diamètre du tillant	(76 ÷ 89) mm
Coefficient de dureté	3 ÷ 20
Vitesse de rotation	25 ÷ 80 tr/mn
Force de poussée	10 kN

# ANNEXE

## ANNEXE 8.plan de tir proposée

### KUZ-RAM FRAGMENTATION ANALYSIS

Projet: Elaboration d'un plan de tir cas de la carrière de Sidi Yous  
Type de la roche: Calcaire

#### Intact Rock Properties

Rock Factor (Facteur de la roche)	
Rock Type (Type de la roche)	Calcaire
Rock Specific Gravity	2,56 SG
Elastic Modulus (Module d'young)	30 GPa
UCS	102,4 MPa

#### Jointing (Discontinuité)

Spacing (Espace)	1 m
Dip	85 deg
Dip Direction	0 deg
In-situ block	1,5 m

#### Explosives

Density (Densité)	0,979 SG
RWS	78% ( % )
Nominal VOD (Vitesse de détonation nominale)	5000 m/s
Effective VOD (Vitesse de détonation effective)	3000 m/s
Explosive Strength (Résistance de l'explosif)	0,2808

#### Pattern Design

Staggered or square(Coefficient de la disposition)	1,1
Hole Diameter (Diametre de trou)	76 mm
Charge Length (Longueur de la charge)	8,33 m
Burden (Banquette)	2,5 m
Spacing (Distance entre les trous)	2,5 m
Drill Accuracy SD (precision de forage)	0,1 m
Bench Height (Hauteur de gradin)	11,5 m
Face Dip Direction	85 deg
Powder Factor (consommation spécifique)	0,20 kg/t
Charge Density (Densité de la charge)	0,51 kg/m <sup>3</sup>
Charge Weight per hole (Quantité d'explosif par trou)	37,00 kg/hole

#### Fragmentation Target Parameters

Oversize (Diamètre maximal)	0,85
Optimum (Diamètre moyenne)	0,4 m
Undersize (Diamètre minimal)	0,01 m

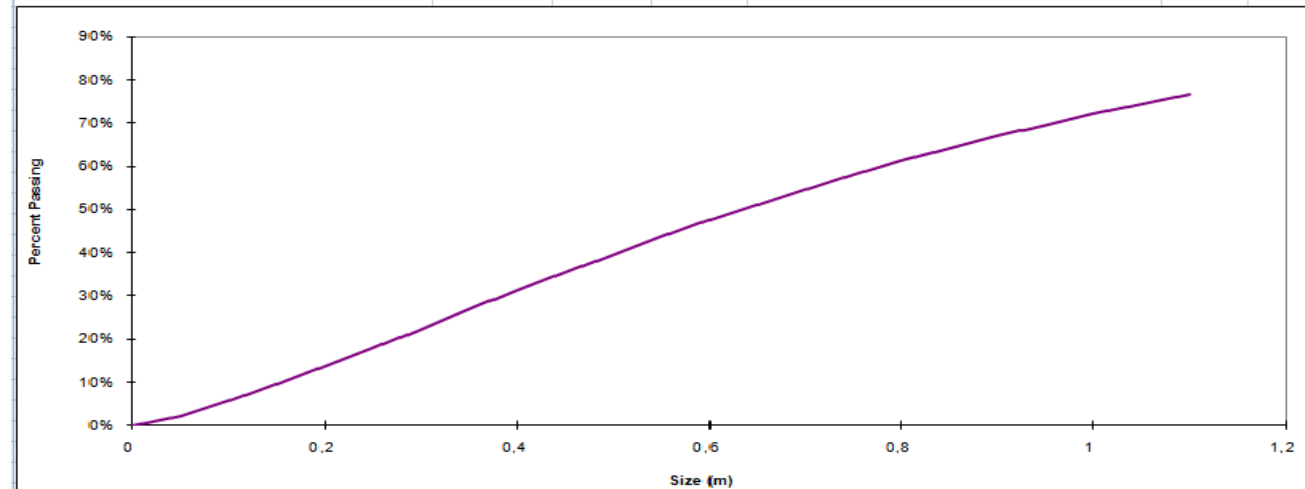
Blastability Index (Indice de tirabilité)	8,34
Average Size of Material (Dimension moyenne)	63 cm
Uniformity Exponent (Exposant d'uniformité)	1,34
Characteristic Size (Dimension caractérisée)	0,83 m

#### Notes

Square pattern = 1, staggered pattern = 1.1

#### Predicted Fragmentation

Percent Oversize(Pourcentage maximal)	35,7%
Percent In Range(Pourcentage en moyenne)	64,1%
Percent Undersize(Pourcentage minimal (fin))	0,3%



Percent Passing	Size (m)
0,0%	0
2,3%	0,05
5,7%	0,10
9,5%	0,15
13,7%	0,20
18,1%	0,25
22,5%	0,30
26,9%	0,35
31,2%	0,40
35,5%	0,45
39,7%	0,50
43,7%	0,55
47,6%	0,60
51,3%	0,65
54,8%	0,70
58,2%	0,75
61,3%	0,80
64,3%	0,85
67,1%	0,90
69,8%	0,95
72,3%	1,00
74,6%	1,05
76,7%	1,10



---

## Résumé

L'objectif de ce travail est d'améliorer le résultat d'abattage à l'explosif, relatif à l'exploitation du gisement de calcaire de Sidi Yous, commune de Keddara, Wilaya de Boumerdes.

Après une présentation générale du site, et la description du mode et la méthode d'exploitation, une analyse critique détaillée relative au plan de tir appliqué dans le site en question.

Des résultats ont été tirés de cette analyse à savoir, la présence des roches hors gabarits, dans ce contexte un plan de tir a été élaboré par la méthode soviétique dans le but d'améliorer la qualité de fragmentation des roches, par conséquent la diminution des roches hors gabarits.

Pour la mise en application de tir, nous avons proposé une nouvelle approche pour prédire et évaluer la qualité de fragmentation. Cette approche basée sur la distribution de taille des blocs des tas abattus.

La méthodologie comprend l'utilisation du modèle de Kuz-Ram, à cet effet des essais théoriques ont été exécutés avec ce model en suis des propositions relatives au changement du diamètre de trous de mines ainsi que le pourcentage d'explosif.

La conclusion tirée par cette étude est l'élaboration du plan de tir avec un changement dans les paramètres de plan tir notamment le diamètre de trous et de pourcentage d'explosif.

**Mots clé :** abattage à l'explosif, plan de tir, élaboré, fragmentation, distribution de taille, pourcentage d'explosif, hors gabarits.

## Abstract

The aim of this work is to improve the explosive slaughter result for the exploitation of the Sidi Yous limestone deposit in Keddara commune, Wilaya de Boumerdes.

After a general presentation of the site, and the description of the mode and the method of operation, a detailed critical analysis relating to the firing plan applied to the site in question. Results were drawn from this analysis, namely the presence of off-gauge rocks, in this context a firing plan was developed by the Soviet method in order to improve the quality of rock fragmentation, Rocks outside templates.

For the implementation of shooting, we proposed a new approach to predict and evaluate the quality of fragmentation. This approach is based on the size distribution of blocks of slaughtered piles.

The methodology includes the use of the Kuz-Ram model, for this purpose theoretical test have been carried out with this model in am proposals concerning the change in the diameter of the mine holes as well as the percentage of explosive.

The conclusion drawn by this study is the development of the firing plane with a change in the firing plane parameters including hole diameter and explosive percentage.

**Key words:** explosive slaughter, shooting plan, elaborate, fragmentation, size distribution, explosive percentage, over-templates.