



جامعة بجاية
Tasdawit n' Bgayet
Université de Béjaïa

Université Abderrahmane Mira de Bejaia
Faculté de Technologie
Département des Mines e géologie



Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master
Filière : Génie Minier
Option : Exploitation des Mines

Présenté par

AIT KHODJA KATIA

Thème

**Prédiction de la fragmentation de la roche et
l'étude de la stabilité d'une mine à ciel ouvert de
la carrière SARL EL_MHIR
(Willaya de Bordj Bou Arriedj)**

Soutenu le 14 / 07 / 2022 devant le jury composé de :

Président :	L. Hammiche	M.C. B	U.A.M. B
Promotrice:	R. Boukarm	M.C. B	U.A.M. B
Examineur :	M. Mazari	M.A. A	U.A.M. B

Promotion: 2021-2022

Dédicace

À mes très chers parents pour leur soutien, leur patience et leur affection et qu'ils voient en ce travail le fruit de leur amour et leur grand sacrifice, qu'ils trouvent ici ma profonde reconnaissance et mon immense respect.

à mes très chères sœurs,

à mes très chers frères,

à tous mes amis,

à tous mes camarades,

à tous ceux qui ont participé de près ou de loin pour réaliser ce travail.

KATIA

Remerciements

Je rends grâce au dieu le Tout-Puissant de nous avoir donné la santé et la volonté d'entamer et de terminer ce mémoire.

Le grand merci à notre promoteur : M. BOUKARM pour ses conseils et son aide et qui a mis à notre disposition tous les nécessaires pour réaliser ce travail.

Je remercie les membres de jury le président M. HAMMICHE et l'examineur M. MAZARI et l'encadreur M. BOUKAREM qui a bien voulu accepter d'examiner ce mémoire et à cet égard nous leur présentons nos profonds respects, et notre grande gratitude.

Un énorme remercier chaleureusement à ma famille et mes collègues pour leur soutien moral qu'ils auront fournissent tout au long de la réalisation de ce travail.

Je remercie également tous les enseignants du département mines et géologie.

DÉDICACE	II
REMERCIEMENTS	III
PRÉSENTATIONS DE LA MÉTHODE DE KUZ-RAM	4
1.1. INTRODUCTION	4
1.2. DIFFÉRENTS PRINCIPES DE L'EXPLOITATION DES MINES À CIEL OUVERT	4
1.2.1. <i>Principaux indices d'une méthode d'exploitation</i>	4
1.2.2. <i>Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert</i>	4
1.2.3. <i>Les principales phases dans un projet minier</i>	5
1.3. ASPECTS D'UNE EXPLOITATION MINIERES ;	5
1.3.1. <i>Aspects techniques ;</i>	5
1.3.2. <i>B. Aspects économiques</i>	5
1.3.3. <i>C. Aspects juridiques</i>	5
1.4. LES ÉTAPES DE CONSTRUCTION D'UNE MINE À CIEL OUVERT	5
1.4.1. <i>Les travaux d'ouverture d'une exploitation à C.O ;</i>	5
1.4.2. <i>Les travaux d'exploitation</i>	6
1.4.3. <i>Les travaux d'extraction dans une exploitation à CO</i>	6
1.5. EXPLOITATION DES GISEMENTS À CIEL OUVERT	7
1.5.1. <i>Choix de la méthode d'exploitations</i>	7
1.6. PRINCIPES OPÉRATIONS TECHNOLOGIQUE	8
1.6.1. <i>L'abattage [2]</i>	8
1.6.2. <i>La foration [6][7]</i>	10
1.6.3. <i>Les explosifs</i>	11
1.6.4. <i>Les explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX)</i> : <i>[12]</i>	13
1.6.5. <i>Les accessoires de tir: [12]</i>	14
1.6.6. <i>Les principaux paramètres d'un plan de tir</i>	16
1.6.7. <i>Modèles de la fragmentation des roches</i>	20
1.7. PRÉPARATION MÉCANIQUE	26
1.8. CONCLUSION	27
2. LA STABILITÉ DES MINES À CIEL OUVERT	29
2.1. INTRODUCTION :	29
2.2. STABILITÉ DES TALUS DES MINES À CIEL OUVERT : [23]	29
2.2.1. <i>Facteurs influençant la stabilité des talus :</i>	29
2.2.2. <i>Les déformations dans les mines à ciel ouvert:</i>	29
2.3. CALCUL DE STABILITÉ:[24]	29
2.4. OBJECTIFS ET PRINCIPES DE BASE D'UN CALCUL DE STABILITÉ [25]	30
2.4.1. <i>Sur un versant apparent stable:</i>	30
2.4.2. <i>Sur versant ou un glissement est apparu</i>	30

2.5. LE CHOIX DU TYPE DE MÉTHODE DE CALCUL [26]	30
2.6. LA MÉTHODE DE L'ÉQUILIBRE LIMITE.[27]	31
2.7. PRINCIPES ET HYPOTHÈSES DES MÉTHODES D'ÉQUILIBRE LIMITE :	31
2.7.1. Définition du facteur de sécurité F [28]	31
2.7.2. Méthode de Morgenstern-Price [31]	34
2.7.3. Méthode de Spencer [32]	35
2.8. CONCLUSION	35
3. PRÉSENTATIONS DU SITE	37
3.1. PRÉSENTATIONS DE LA CARRIÈRE	37
3.2. SITUATION GÉOGRAPHIQUE DU GISEMENT DE LA CARRIÈRE KEFAZERO ELMHIR	38
3.3. CONTEXTE GÉOLOGIQUE	39
3.3.1. Géologie de la région	39
3.3.2. Géologie du gisement :	39
3.3.3. Les caractéristiques qualitatives de calcaires	40
3.3.4. La Géomorphologie, hydrographie et climat:	41
3.4. PROJET DE L'EXPLOITATION.	41
3.4.1. Objectif de la production :	41
3.4.2. Méthode d'exploitation:	41
3.4.3. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière ;	41
3.4.4. Rapport des travaux d'exploitation prévisionnel exercice 2022 :	42
3.4.5. Travaux d'exploitation et d'extraction prévisionnelle :	42
4. MODÉLISATION DE LA STABILITÉ DES TALUS (EL -MHIR) SARL MEZIANE PAR LE LOGICIELS SLIDE 6	45
4.1. INTRODUCTION :	45
4.2. ANALYSE DE LA STABILITÉ PAR MÉTHODE D'ÉQUILIBRE LIMITE :	45
4.2.1. Modèle géotechnique :	45
4.2.2. Résultats et discussion :	46
4.3. CONCLUSION :	47
5. ANALYSE ET PRÉDICTION DE LA QUALITÉ DU TIR PAR LA MÉTHODE KUZ-RAM	49
5.1. ANALYSE DE LA FRAGMENTATION DES ROCHES	49
5.1.1. Méthodes de calcul	49
5.1.2. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram	49
Évaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant	51
5.1.3. Discussion des résultats	51
5.2. CONCLUSION	51
6. CONCLUSION GÉNÉRALE	53
RÉSUMÉ	54

ABSTRACT

55

BIBLIOGRAPHIE

56

Table des figures

Figure 11 Exploitation des gisements par couches horizontales (a) et inclinées (b) [1].....	5
Figure 12 Tranchée d'accès (pentée) b- Tranchée de découpage (horizontale) [1].....	7
Figure 13 La vitesse de décomposition d'explosifs	13
Figure 14 Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.	18
Figure 15 Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place.	19
Figure 16 Schéma de dispositions des trous	20
Figure 17 L'amorçage latéral	21
Figure 18 L'amorçage ponctuel	21
Figure 2 .1. Exemple d'une rupture circulaire. [26]	33
Figure 22 Forces considérées en la Méthode de Bishop Simplifié et Jan bu Simplifié	35
Figure 23 Forces considérées en la méthode de Morgenstern-Price	36
Figure 31 Vue l'ensemble du site de la carrière	39
Figure 32 Les situations géographiques de la zone d'étude	40
Figure 41 Le modèle géotechnique de l'étude par Slide.....	46
Figure 42 Bishop simplifié & Janbu simplifié & MorgensternP rice&Spencer	47
Figure 51 Courbe granulométrique des résultats de tir	52

Liste des Tableaux

Tableau : 1.1. Présente Les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.....	12
Tableau : 1.2. L'effet des paramètres de tir sur « n »	25
Tableau : 1.3 Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [20]	26 /27
Tableau : 1.4 Les étapes de minéralurgie	29
Tableau : 2.71 Équilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du F.	34
Tableau : 2.72 Equilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité	34
Tableau : 3.11 Les coordonnées du périmètre UTM NORD SAHARA	39
Tableau : 3.31 Analyses chimiques.	41
Tableau : 3.32 les essais mécaniques.	42
Tableau : 3.33 Los Angles, Micro deval, fragmentation dynamique	42
Tableau : 3.41 Travaux d'Exploitation durant l'exercice année 2021	44
Tableau : 4.21 Paramètres des calculs MEL.	47
Tableau : 4.22 les valeurs du Fs.	48
Tableau : 5.11 les paramètres de tir par la méthode existen	50
Tableau : 5.12 Analyse de la méthode de la fragmentation kuz ram.	51
Tableau : 5.13 Pourcentage des passants du tamis	51
Tableau : 5.14 la répartition des roches abattues par le tir de la méthode existé	52

Introduction

La fragmentation de la roche et l'étude de stabilité d'une mine à ciel ouvert sont des aspects cruciaux dans l'industrie minière.

La fragmentation des roches influence directement l'efficacité des opérations d'extraction, tandis que l'étude de stabilité permet d'évaluer les risques géotechniques associés à l'exploitation minière à ciel ouvert. Dans ce mémoire, nous nous intéressons à ces deux aspects essentiels en vue d'améliorer les pratiques minières et de garantir des conditions de travail sûres.

La fragmentation de la roche peut avoir un impact significatif sur l'efficacité du broyage, du transport et du traitement des minerais. Une fragmentation inadéquate peut entraîner une mauvaise récupération des minéraux, une consommation d'énergie accrue et des coûts opérationnels plus élevés. De plus, l'étude de stabilité d'une mine à ciel ouvert est essentielle pour prévenir les accidents géotechniques tels que les éboulements ou les glissements de terrain, qui peuvent mettre en danger la vie des travailleurs et endommager les équipements.

L'objectif principal de ce mémoire est de vérifier le plan de tir de la carrière de El Mhir afin d'optimiser la fragmentation de la roche et garantir la stabilité des opérations minières. Nous cherchons à fournir aux acteurs de l'industrie minière des recommandations pratiques pour améliorer la performance de l'exploitation minière et assurer des conditions de travail sécuritaires dans les carrières El Mhir.

Pour atteindre ces objectifs, ce mémoire sera organisé de la manière suivante :

- Présentation de la méthode Kuz Ram.
- Descriptions de la méthode l'équilibre limite (janbu simplifié, bishop simplifié, spencer, Morgenstern Price).
- Présentations de site.
- Applications de la méthode du kuz Ram .
- Étude de la stabilité de la carrière à partir de méthode d'équilibre limite.

CHAPITRE 1

Présentations de la méthode de Kuz-ram

1.1.Introduction

L'exploitation minière consistant à extraire de la terre des minerais précieux ou d'autres matériaux géologiques utiles, en général du minerai présent dans un lode, une veine, un gisement, un filon ou un placer. Les couches de minéraux forment une ressource que l'exploitation minière prélève à des fins de vente.

1.2.Différents principes de l'exploitation des mines à ciel ouvert [1]

1.2.1. Principaux indices d'une méthode d'exploitation[1]

- ✓ La vitesse de déplacement du chantier ;
- ✓ L'avancement annuel du front de travail ;
- ✓ Le nombre et le temps d'extraction d'un bloc ;
- ✓ La production annuelle ;
- ✓ L'approfondissement annuel des travaux (pour les gisements dressent et semi dressant).

[1]

1.2.2. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert [1]

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert, toutes les formations se trouvant dans le champ minier, se divisent en couches (tranchées) horizontales pendant l'exploitation, ces tranchées prennent la forme des gradins. [1]

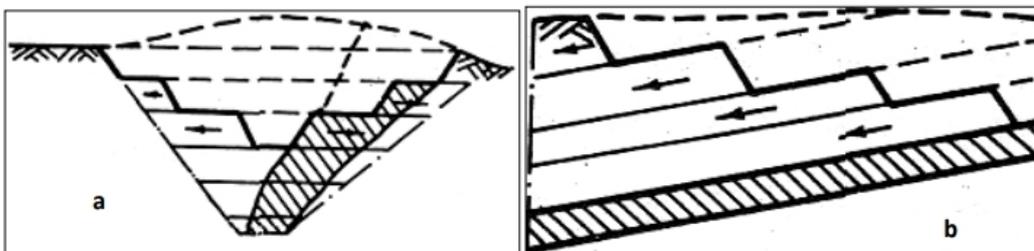


Figure 11 Exploitation des gisements par couches horizontales (a) et inclinées (b) [1]

Les éléments sont ;

- ✓ Bords de la carrière/mine;
- ✓ Contours de la carrière/mine;
- ✓ Talus de la carrière;
- ✓ Le gradin.

1.2.2.1. Principaux paramètres de la carrière/mine à C.O (la fosse) [1]

Les paramètres principaux de la fosse sont :

- ✓ Profondeur finale ;
- ✓ Dimensions de la carrière/mine à ciel ouvert au niveau de la surface de sol et au pied de la

carrière (contours) ;

- ✓ Angles de talus des bords inexploitable et exploitables ;
- ✓ Volume de la carrière/Mine. [1]

1.2.2.2. Paramètre des éléments du gradin{1}

- ✓ Hauteur du gradin;
- ✓ Largeur de la Plate-forme de travail;
- ✓ La largeur d'enlèvement. [1]

1.2.3. Les principales phases dans un projet minier[1]

- ✓ Travaux de prospection
- ✓ Travaux d'exploration
- ✓ Travaux d'exploitation minière
- ✓ Travaux de la remise en état des lieux (restauration des sites miniers) [1]

1.3.Aspects d'une exploitation miniers [1]

1.3.1. Aspects techniques [1];

C'est l'ensemble de paramètres entrant dans la technologie d'extraction et d'élaboration du Matériau, qui est :

- ✓ L'importance de la nature du stérile (terrains de recouvrement);
- ✓ Conditions d'extraction du matériau;
- ✓ Disponibilité de l'électricité;
- ✓ Les difficultés particulières d'élaboration du matériau. [1]

1.3.2. B. Aspects économiques

C'est l'ensemble des paramètres entrant dans la formation des coûts, qui sont :

- ✓ La localisation du gisement qui conditionne le coût de transport;
- ✓ Les conditions d'accès et les possibilités d'évacuation du matériau;
- ✓ Le coût de terrain ou de forage. [1]

1.3.3. C. Aspects juridiques

C'est l'ensemble des obligations de l'exploitant qui peuvent se traduire par des contraintes financières [1]

1.4.Les étapes de construction d'une mine à ciel ouvert[1]

1.4.1. Les travaux d'ouverture d'une exploitation à C.O [1];

Les travaux d'ouverture consistent à creuser des excavations minières, ces excavations appelées tranchées (voies d'accès) ou demi- tranchées, ces dernières donnent l'accès au gisement à

partir de la surface, et assurant le transport du produit jusqu'au concassage.

Une tranchée c'est une excavation à ciel ouvert, dont la longueur est importante par rapport à la profondeur et la largeur, d'une section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole (fond) de tranchée.

Les tranchées peuvent être inclinées (pentes) ou horizontale, on distingue :

➤ **Mode d'ouverture[1]**

- ✓ Les tranchées d'accès (principales), « inclinées »;
- ✓ Les tranchées de découpage « horizontales ».

L'ensemble des tranchées d'accès et de découpage permet d'assurer l'ouverture et l'exploitation du gisement. [1]

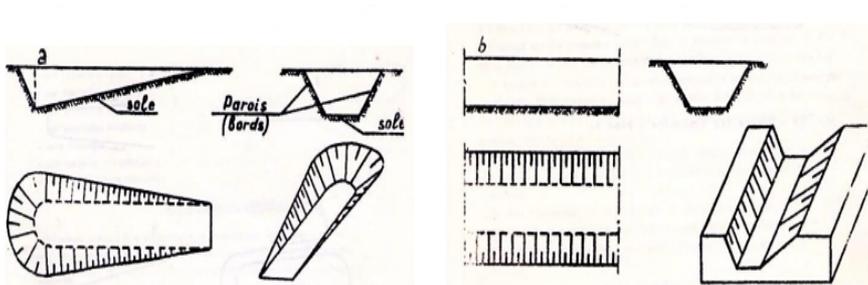


Figure 12 Tranchée d'accès (pentée) b- Tranchée de découpage (horizontale) [1]

➤ **Les paramètres des tranchées [1].**

- ✓ Forme de la section transversale ;
- ✓ Profondeur finale de la tranchée ;
- ✓ Largeur du fond de la tranchée ;
- ✓ L'inclinaison du fond (L'inclinaison longitudinal de la tranchée) ;
- ✓ L'angle des talus des parois ;
- ✓ Longueur de la tranchée ;
- ✓ Volume de la tranchée. [1]

1.4.2. Les travaux d'exploitation

Les gradins qui reculent au cours d'une exploitation à C.O. Les gradins autre que ceux en production en fin d'exploitation au niveau supérieur sont limités par des plateformes étroites (0.1-0.2) H destinées à augmenter la stabilité des talus. Ces plateformes sont appelées banquettes et les gradins en fin d'exploitation sont appelées gradins en liquidation. [1]

1.4.3. Les travaux d'extraction dans une exploitation à CO [1];

1.4.3.1. L'extraction englobe [1]:

- ✓ L'abattage;
- ✓ Le chargement;

- ✓ Le transport. [1]

1.4.3.2. Avantages / Inconvénients du mode d'exploitation à ciel ouvert [1];

- ✓ Utilisation des engins plus puissants avec des rendements supérieurs;
- ✓ Facilité d'augmenter la cadence d'accroissement du rendement du Travail;
- ✓ Pertes et dilution minimale du minerai;
- ✓ Délai de construction et les dépenses spécifiques à C.O;
- ✓ Facilité d'augmenter la capacité de production;
- ✓ Meilleures conditions de mécanisation complexe et d'automatisation des processus;
- ✓ Meilleures conditions de travail et de sécurité pour le personnel;
- ✓ Quantité de stérile à évacuer demande de grands espaces de stockage;
- ✓ Nécessité de dégagement, du transport et de la mise à terril de grand volume de roches stérile. [1]

1.5. Exploitation des gisements à ciel ouvert [1]

Une méthode d'exploitation est la façon rationnelle de prendre les gisements, donc c'est une succession des travaux d'extraction des minerais et de stérile, dans un ordre bien déterminé. Le but à atteindre est de récupérer les réserves utiles et de déplacer le stérile de recouvrement le moins possible en respectant les règles de l'art minier, On distingue deux classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

- ✓ Classification qui tient compte la morphologie du gisement ;
- ✓ Classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile.

Les étapes de réalisation des différents travaux s'établissent dans l'ordre suivant :

- ✓ Préparation et délimitation de la surface du champ minier ;
- ✓ Assèchement du gisement ;
- ✓ Découpage du gisement ;
- ✓ Exploitation du gisement proprement dite (enlèvement des stérile et
- ✓ Extraction du minerai);
- ✓ Fermeture de la carrière et restauration du sol. [1]

1.5.1. Choix de la méthode d'exploitations [1]

La méthode d'exploitation s'agit en la façon de prendre ce gisement.

Il faut tenir en compte dans le choix d'une méthode ces paramètres ;

- ✓ La forme géométrique des corps minéralisés.
- ✓ La mécanique des roches.
- ✓ Disponibilité du matériel.
- ✓ Le déblocage et le soutènement.

✓ L'environnement. [1]

1.5.1.1. Méthodes d'exploitation basées sur la morphologie du gisement [1]

✓ Méthode d'exploitation par fosse ;

✓ Méthode d'exploitation par découverte :

✓ Méthode d'exploitation à flanc de montagne (flanc de coteau). [1]

1.6.Principes opérations technologique [2]

1.6.1. L'abattage [2]

- Le choix de la préparation des roches à l'abattage dépend du type des roches, propriétés physiques et mécaniques, du paramètre technique des engins et des équipements miniers disponible, des exigences de propreté du minerai, extrait, productivité de l'entreprise
- L'abattage signifie la destruction du massif jusqu'à l'obtention de dimension acceptable pour le travail efficace et admissible, pour le travail efficace des engins de chargement de transport. Les roches mi-dures peuvent être préparées par émottage mécaniques, pour les roches dures la préparation de ces roches se fait à l'aide de l'explosif, pour les roches tendres elles n'ont pas besoin d'une préparation donc extraites directement par des engins qu'on l'appelle excavateur. (Ce sont des machines des terrassements ou de chargement autotractées, destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par son godet jusqu'au lieu déversement.) [2]

1.6.1.1. Mode d'abattage [3]

➤ Mode d'extraction par pelle

L'extraction par pelle est pratiquée dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport). [3]

➤ Mode d'abattage à l'explosif

L'abattage des roches à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m². [3]

1.6.1.2. Travaux d'abattage [4];

➤ Le chargement [4];

Le chargement comme définit précédemment est une opération minière qui consiste à évacuer les déblais du front de taille vers un engin de transport. Nous devons le différencier du déblayage qui consiste à l'évacuation des déblais du front de taille

➤ Travaux de chargement [4]

Vu les travaux de développement prévues, le chargement de la masse abattue s'effectue à l'aide des chargeuses.

Volume de godet ; $E = 4 \text{ m}^3$. [4]

❖ **Rendement la chargeuse [5]**

Le rendement d'une chargeuse ; est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps présenté par l'équation suivante ; [5]

(1.1)

❖ **Nombres des chargeuses nécessaires [5]**

Il est déterminé par l'équation suivante ; [5]

(1.2)

Avec ;

N_r : nombre des rotations /jour :

➤ **Le transport [5]**

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30-70%. Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles. Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert. [5]

➤ **Les exigences principales du transport [5]**

La distance à parcourir pour le transport du minerai et du stérile du front de taille jusqu'au lieu de déchargement doit être minimal.

Les temps morts soient réduits.

Paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'extraction et de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches déplacées.

- ✓ Sécurité maximale et rendements maximal.
- ✓ Meilleur sens de progression des travaux miniers.

Pour les types de transport, il existe beaucoup de types citons : Par camion, à l'aide des convoyeurs, sur rails,

Mais le plus utilisé c'est le transport par camion : il est efficace pour le transporte minéraux dans des distances relativement courtes (4-6 km). [5]

- 1000m : vers le concasseur pour le minerai.
- 600m : vers le terril nord pour les stériles.

➤ **Les travaux de transport [5]**

S'effectues à l'aide des camions de 14 m^3 (20 T) de front de taille jusqu'au le lieu de stockage pour le minerai et la mise a terrils pour le stérile.

❖ **Rendement des camions [5]**

Déterminé par l'équation suivante ;

$$(1.3)$$

Avec ;

Q : Capacité de la benne du camion Dumper ;

Kq ; Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($Kq \leq 1$) ;

Tc ; Le temps de réalisation d'un cycle.

❖ **Le nombre le camion nécessaire pour assurer la production [5]**

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule Suivant;

$$(1.4)$$

Avec :

Ph ; Production horaire ;

$Kirr$: coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2) ;

Rc : Rendement des camions.

1.6.2. La foration [6][7]

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec une meilleure orientation, et avec (longueur, diamètre) nécessaire.

❖ **Le rendement de la foreuse :**

Déterminé par l'équation suivante :

$$(1.5)$$

Avec ;

Ntr / P : nombre de trous foré par poste;

❖ **Nombre de foreuses :**

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$(1.6)$$

Avec;

Pa : La production annuelle souhaitée;

Kr : Coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25);

Ntr/ p : Nombre de trous réalisés par poste

❖ **Nombres des trous à forer :**

Avec;

$$(1.7)$$

T : la durée d'un poste;

Ku : coefficient d'utilisation de la foreuse;

T_f : la durée de réalisation d'un trou.

1.6.2.1. Paramètres caractérisant l'engin de foration; [9]

- ✓ Le diamètre de foration: dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de foration varie de 45 à 152 mm;
- ✓ La profondeur de foration : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible profondeur et en diamètre réduite. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes;
- ✓ La quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille.

1.6.2.2. Techniques de foration; [9]

- ✓ Foration par roto percussion avec marteau hors du trou ;
- ✓ Foration par roto percussion avec marteau fond de trou ;

1.6.2.3. Réalisation de forage ;[9]

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

- ✓ Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- ✓ Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration
- ✓ L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

1.6.3. Les explosifs [9]

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action électrique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température. Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- ✓ Combustion simple ;
- ✓ Déflagration ;
- ✓ Détonation.

1.6.3.1. Le mode de décomposition [9]:

Dépend essentiellement de :

- ✓ La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage;
- ✓ Son confinement. Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple;

- ✓ Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation;
- ✓ En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :
- ✓ **Les explosifs déflagrants** : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde);
- ✓ **Les explosifs détonants** : leur décomposition est rapide (2000 à 7000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.
- ✓ **Les explosifs primaires** : Très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.
- ✓ **Les explosifs secondaires** : Relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

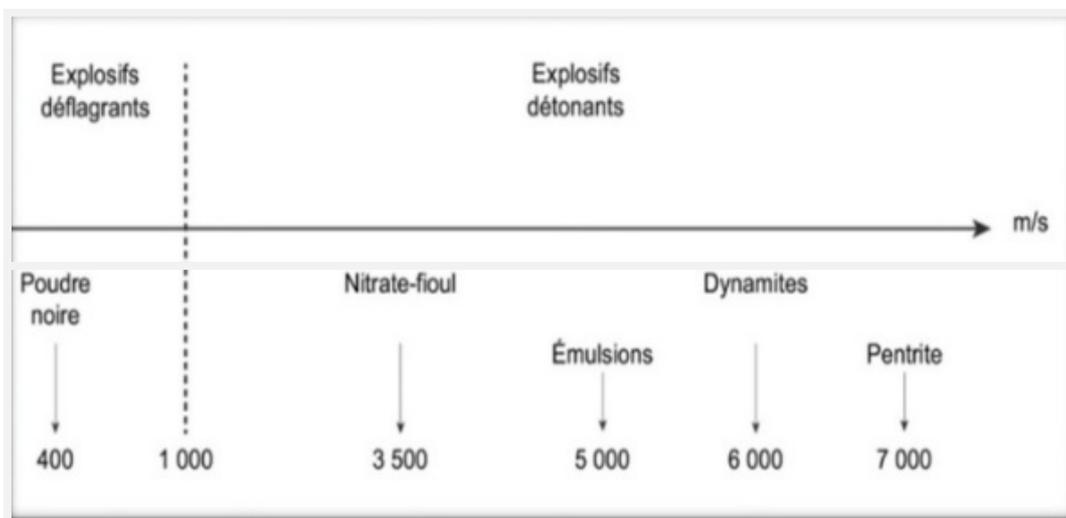


Figure 13 La vitesse de décomposition d'explosifs [9]

1.6.3.2.

Caractéristique de l'explosif [10]

Quand on veut étudier ou choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ces caractéristiques techniques qui sont principalement :

- ✓ La densité;
- ✓ Le diamètre critique de détonation;
- ✓ La sensibilité à l'amorce;
- ✓ La sensibilité aux chocs, à la friction, à la chaleur et à l'humidité;
- ✓ La vitesse de détonation;
- ✓ L'énergie;
- ✓ L'aptitude à transmettre la détonation.

1.6.3.3. Critères de choix d'explosifs [11]

Se définit par le travail qui lui est demandé (par exemple : abattage, décrochage, fissuration etc.).

Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

❖ **Par rapport au massif rocheux [11]**

L'humidité détermine une première sélection forcément respectée ; un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être « adapté » à la roche, ce choix peut se faire par l'examen du rapport d'impédance ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante.

❖ **Par rapport à la productivité de l'entreprise [11]**

Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre.

1.6.4. Les explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX) : [12]

❖ **GELANITE [12]**

La gélatine est un explosif nitré d'une consistance gélatineuse dont la couleur varie du jaune au marron clair. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation important.

Utilisation

Utilisée dans des terrains à roches dures à semi dures, pour des travaux d'abattage à ciel ouvert ou en souterrain. Travaux à ciel ouvert Carrières, travaux publics, fonçage des puits ; Travaux d'aménagement des ports ...etc.

Avantage

Consistance gélatineuse très résistante à l'eau :

- ✓ Explosif dense traduit par une vitesse de détonation élevée ;
- ✓ Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.

❖ **MARMANIT [12]**

La MARMANIT est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT.

Utilisation :

- ✓ Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides
- ✓ Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-dures.

Avantages

- ✓ Explosif de sureté, peu sensible aux actions mécaniques ;
- ✓ Explosif caractérisé par une charge linéaire réduite qui favorise son utilisation.

❖ **TEMEX [12]**

Le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :

- ✓ Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique.
- ✓ Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation.

Tableau : 1.1. Présente Les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX :[12]

Désignations	Densité g/cm ³	Vitesse de Détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4 – 1,5	4000 – 6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitratés	1,0 – 1,15	4000 – 6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0,9	3000 – 4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Émulsions	1,2 – 1,5	4000 – 5000	Excellent	Roches dures et humides

1.6.5. Les accessoires de tir: [12]

1.6.5.1. Le détonateur pyrotechnique [12]

Il est constitué d'un tube d'Aluminium fermé à l'une de ses extrémités et séparé en deux par un petit embouti qu'on appelle opercule. Sur la seconde extrémité un trou est percé pour laisser passer les étincelles la partie fermée du détonateur contient deux éléments distincts : au fond une charge explosive dite secondaire qui est formée par de la pentrite, contre l'opercule une charge d'amorçage très sensible au choc qu'on appelle la charge primaire formée par de l'azoture de plomb.

Avec ce type de détonateur le dispositif de mise à feu est une mèche constituée d'un fin cordon de poudre noire enrobé de plusieurs couches de jute, la dernière étant imprégnée d'un produit bitumineux destiné à la rendre étanche.

Le détonateur est serti sur cette mèche à l'aide d'une pince spéciale appelée pince à serti.

1.6.5.2. Détonateur électrique [12]

Il est constitué d'un tube en Aluminium fermé à l'une de ses extrémités, et à l'autre bout est serti un bouchon en plastique laissant passer deux fils électriques. A l'intérieur du tube contient une charge détonante identique à celle des détonateurs à mèche, une tête d'allumage constitué d'un filament relié à deux fils électrique et enrobé d'une poudre d'allumage

Lorsqu'on envoi le courant électrique dans le circuit de tir le filament rougit et enflamme la poudre d'allumage.

Dans ce type de détonateur électrique il existe 3 classes

Détonateur instantané (DEI) :

Dont l'écart égale à 0.

Détonateur à retard (DER) :

Il existe 12 numéros, dont l'écart de temps entre deux numéros successifs égale à 0.3s.

Détonateur à microretard (DMR) :

Il existe 12 numéros (en Algérie), dont l'écart entre deux numéros successifs est de 20 ms.

1.6.5.3. Le cordeau détonant [12]

Il est constitué d'un cordeau explosif très puissant enrobé d'une gaine de textile qui est elle-même enrobé en plastique de vitesse de détonation de l'ordre de 7000m/s, son rôle est d'amorcer la charge explosive. L'explosion du cordeau détonant engendre une onde de choc puissante qui fait exploser toutes les charges placées à son contact. L'explosion du cordeau est amorcée par un détonateur instantané hors du trou.

1.6.5.4. Le fil de tir [12]

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω.

1.6.5.5. La conception d'un plan de tir [13]

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement :

- ✓ L'adaptation de l'explosif au massif
- ✓ La création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

- ✓ Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coût
- ✓ Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités) ;
- ✓ Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point ne devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture) ;
- ✓ Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles : leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau ;
- ✓ Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières). 5

1.6.5.6. Obectif du tir [13]

- ✓ Assurer la sécurité, c'est-à-dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non

abattus;

- ✓ Abattre un grand volume de roche;
- ✓ Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec une bonne sortie du pied;
- ✓ Un bon alignement des fronts et de la plateforme;
- ✓ Des effets arrière réduits.

1.6.6. Les principaux paramètres d'un plan de tir [14]

1.6.6.1. Paramètre incontrôlable (invariable)

a) Comportement de la roche (résistances et propriétés) [14]

La mécanique des roches modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure.

- ✓ Pression statique : poussée des terrains;
- ✓ Pression dynamique : action des explosifs (objet de notre travail).

b) Discontinuités structurales [15]

C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, La distance entre les discontinuités a également une grande influence sur l'efficacité d'un tir.

c) Conditions climatiques [16]

La présence d'eau dans un terrain est toujours une source de préoccupation pour le mineur, elle influe généralement sur trois paramètres à savoir :

- ✓ La foration ;
- ✓ Le choix de l'explosif ;
- ✓ Le processus d'abattage.

1.6.6.2. Les paramètres contrôlables [16]

1.6.6.3. Paramètre de l'explosif

a) Type d'explosif [16]

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif.

- ✓ La déflagration;
- ✓ La détonation;
- ✓ Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc

On dit que l'explosif est brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant.

On parle d'explosif poussant (ou lent), lorsque l'effet de la détente des gaz est prépondérant.

b) Stabilité des réactions de décomposition chimique [16];

Le diagramme ci-après illustre les variations de la vitesse de détonation dans le temps. La

vitesse maximale est atteinte pour les explosifs détonants au bout d'environ 10 ms et pour les explosifs déflagrants, au bout de 20 ms environ.

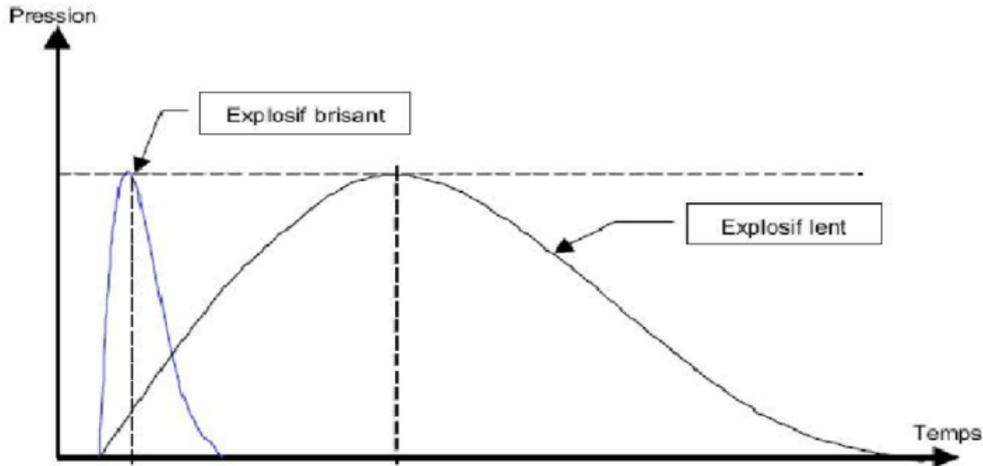


Figure 14 Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent[16].

c) Cas particulier des émulsions – désensibilisation [16];

Le processus de maintien de la détonation dans les émulsions dépend d'un processus un peu différent. On introduit par réaction chimique à la fabrication, dans le produit, des bulles de gaz (gazing) ou d'air enfermé dans une bille de verre ou de plastique (microbille).

d) Mesure de la vitesse de détonation [16];

In situ, des appareils permettent aujourd'hui de mesurer directement la vitesse de détonation des produits en place dans les trous de mine. On peut ainsi analyser :

- ✓ L'efficacité du système d'amorçage;
- ✓ La vitesse réelle du produit en fonction des conditions d'utilisation;
- ✓ L'efficacité des bourrages intermédiaires et finals. On observe une baisse de régime;
- ✓ L'approche du bourrage si celui-ci ne remplit pas sa fonction jusqu'au bout;
- ✓ La précision de la séquence d'amorçage, en instrumentant plusieurs trous voisins.



Figure 15 Appareil de mesure directe de la vitesse de détonation en place[16].

e) Les caractéristiques de performance [16]:

- ✓ Energie et puissance ;
- ✓ Densité ;
- ✓ Vitesse de détonation ;
- ✓ Volume de gaz de réaction.

1.6.6.4. Paramètres liés aux trous :[16]

Le résultat d'un minage, pour une part importante, dépend de la qualité des trous, donc de l'exécution, de la géométrie et des caractéristiques des forages destinés à être chargés. D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant plus efficace qu'elle est confinée l'intérieur du trou conduit à rechercher une foration de qualité.

a) Le positionnement des trous par rapport au front d'abattage [16]:

Lorsque le front de taille présente de fortes irrégularités telles que celles représentées ci-dessous il est indispensable d'établir un profil assez précis de celui-ci. En effet un mesureur approximatif par rapport au sommet apparent du gradin conduit à surévaluer la banquette dans le cas de gauche et à la sous évaluer dans le cas de droite. On risque des projections verticales importantes dans le premier cas ou horizontales dans le deuxième. Si l'on ne dispose pas d'instruments de mesure tels que profileur laser ou distance mètre, on peut par mesure au fil à plomb éviter une erreur grossière. De même l'implantation à partir d'un repère arrière constitue une bonne protection mais la base de mesurage doit être vérifiée tous les 4 ou 5 tirs.

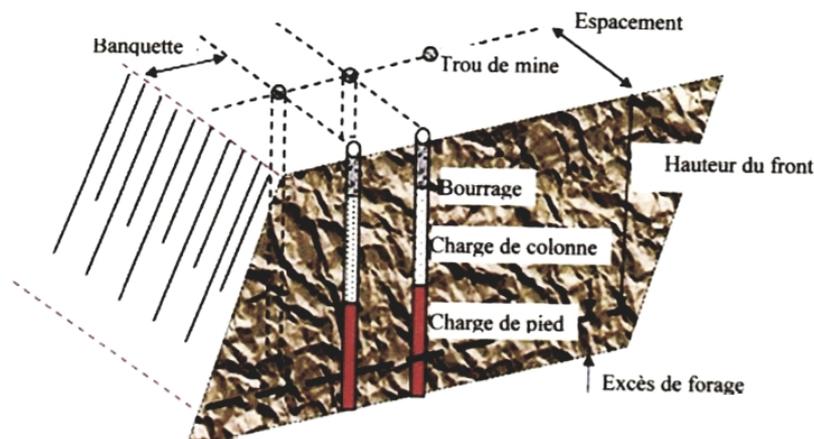


Figure 16 Schéma de dispositions des trous[16].

b) L'excès de forage (sous forage) [16]

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

c) Longueur du trou [16]

Il est dépendu essentiellement de la hauteur du gradin, de l'inclinaison et de la longueur

d'excès. Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. La distribution idéale de la charge est difficile à obtenir pour les trous longs.

d) L'inclinaison du trou [16]

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

1.6.6.5. Les paramètres liés au bourrage [16]

e) Hauteur du bourrage et sa disposition dans les trous [16]

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.

f) Qualité du matériau de bourrage [16]

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 (3 /8) donne une meilleure utilisation de l'énergie explosive.

1.6.6.6. Paramètres liés au plan [16]

a) Banquette [16]

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

b) L'espacement [16]

On entend par espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

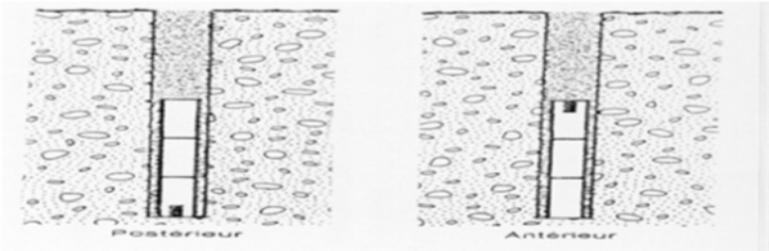
c) Rapport de maille [16]

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement sur celle de la banquette.

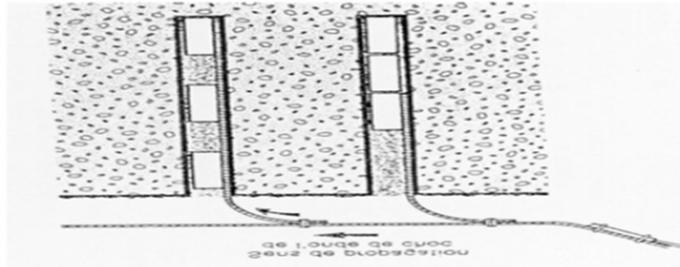
Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être aussi élevé que possible, entre (1,1 et 1,5).

Pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de (1).

La production d'embrochement, recommande de le réduire à une valeur inférieure à un.



d) Types d'amorçage [16]

Figure 17 L'amorçage latéral[16]

1.6.7. Modèles de la fragmentation des roches [17]

1.6.7.1. Classification des modèles de calculs [17]

Les modèles de calcul selon Hadjadj Aoul Elias 1999, peuvent être classés suivant plusieurs types à savoir : [17]

- ✓ Modèles algébriques;
- ✓ Modèles de comportement composite;
- ✓ Modèles empiriques;
- ✓ Modèles physiques;
- ✓ Modèles mécaniques.

a) Modèles algébriques [16]

Ces modèles reposent sur des lois physico-chimiques fondamentales pour décrire ce qui se passe pendant un tir. Les résultats du tir sont ainsi calculés par un ensemble d'équations.

b) Modèles de comportement composite [16]

Ces modèles, qui ont vu une norme essor ces dernières années en parallèle avec l'évolution rapide des ordinateurs, modélisent la génération de fissures dans le massif rocheux sous les contraintes dynamiques. La méthodologie commune de ces modèles est l'emploi de la méthode des éléments finis ou de la méthode des différences finies pour analyser l'état de contrainte lors de la formation des fissures et l'influence de ces fissures sur l'état de contrainte. Ils diffèrent dans la manière dont l'état de contrainte est modélisé et dans le calcul de la formation de fissures.

c) Model KUZ RAM[18]

Kuz-Ram est la combinaison des équations de Kouznetsovo et de Rosine-Rammler, et le Model empirique de fragmentation. Elle a été utilisée par beaucoup d'ingénieurs de mine pour prédire la

fragmentation des Roches résultant de tir.

1.6.7.2. La taille moyenne des fragments [18]

Une équation empirique reliant la taille moyenne des fragments issus d'un tir X50 et la charge spécifique d'explosif appliquée a été développée par Kuznetsov (1973) en fonction du type de roche et d'explosif. Son équation est de la forme

Déterminer par l'équations suivante:

(1.8)

Avec ;

X_{50} : la taille moyenne des fragments ; cm

V_{tr} : volume de roches abattues par un trou de mine tiré ($w \times a \times H_g$) ; m³/trou

Q_{tr} : masses en (kg) de l'explosif contenant l'équivalent d'énergie de la charge explosive dans chaque trou

A : le facteur de la roche ;

Avec :

A=7 pour les roches moyennement dures, f=7~10.

A=10 pour les roches dures et très fissurées f=10~14.

A=13 pour les roches très dures et moyennement fissurées, f=12~16.

f est le facteur de dureté de Protodiakonov.

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

(1.9)

Avec;

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%

(1.10)

Avec ;

VODe : vitesse de détonation effective de l'explosif, m/s

VODn : vitesse de détonation nominale de l'explosif, m/s

On sait que ;

(1.11)

K : charge spécifique d'explosif, Kg/m³

Alors l'équation deviendra pour une charge spécifique donnée :

$$(1.12)$$

L'équation peut être réarrangée pour calculer la taille moyenne des fragments X_{50} (cm) pour une charge spécifique d'explosif donnée ;

$$;kg/ \quad (1.13)$$

1.6.7.3. Indice d'uniformité [18]

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),[19] [20] a adapté le modèle de distribution de la granulométrie de Rosin-Rammler (1979), [21] 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 :

$$D'où \quad (14)$$

$$(1.14)$$

Avec :

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.

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

$$(1.15)$$

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 : $X = X_{50} R = 0.5$

$$(1.16)$$

L'indice d'uniformité (n) il est basé sur des paramètres géométriques de foration et de plan de tir, équations (18)

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

(1.17)

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

(1.18)

Avec :

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)

P : facteur de disposition de la maille de tir ;

P=1 pour une disposition des trous en carré/rectangulaire ; P=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 :

(1.19)

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 des paramètres de tir sur les valeurs de « n » 1987) [20] est appelée le modèle de fragmentation de Kuz-Ram :

Tableau : 1.2. L'effet des paramètres de tir sur « n »[18]

Paramètres	Effet des paramètres sur l'augmentation de 'n'
b/D	Décroit
W	Croit
Le/Hgr	Croit
a/b	Croit
P	Croit si p=1.1

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 découverte 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) exerce 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.

1.6.7.4. La résistance d'explosif (Équation de Tidman) [18]

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

$$(1.20)$$

Indice de tirabilité Cunningham (1987), [20] affirme que dans la plupart des cas le facteur de la roche (A) doit varier entre 8÷12. 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 fiabilité (blastibility index) développé par Lilly (1986),[22] de la manière ;

$$(1.21)$$

Avec :

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.

Table : 1.61 Les différents paramètres de calcul du facteur de la roche d'après Cunningham (1987) [20]

Paramètres	Destinations	Taux
RMD	Description de la masse rocheuse : Pulvérulent/friable Avec des joints verticaux	

	Massive	
JF	JPS+JPO	
JPS	Facteur d'espacement entre des familles de joints <0.1m 0,1à MS MS à DP	10 20 50
MS	Dimension Max du bloc in-situ (m)	
DP	Dimension de la maille de forage supposé DP>MS	
JPO	Facteur de l'orientation du plan de joints Horizontal ou sortant ($dr < 30$) • Le long de la direction du pendage du gradin ($60 < dr$) entrant ($30 < dr < 60$)	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	$25 * RD - 50$
RD	Densité (t/m)	
HF	Facteur de dureté de la roche si $Y < 50$ Gpa si $Y > 50$ Gpa	$HF = Y/3$ $HF = USC/5$
Y	Module de Young, Gpa	
UCS	Résistance à la compression, Mpa	

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

(1.22)

Avec ;

 F_{50} : dimension moyenne du bloc in-situ, (m)**1.6.7.5. Consommation Spécifique [20]**

L'équation pour la consommation spécifique est donnée par la formule suivante ;

(1.23)

Avec ;

 q_p : consommation spécifique (Kg/m³)

b : la Banquette (m)

a : espacement entre deux trous (m)

 H_{gr} : hauteur du gradin (m) Q_{tr} : poids de la charge (kg)**1.6.7.6. Poids de la charge [20]**

L'équation pour le poids de la charge est ;

(1.24)

Avec ;

Dtr: diamètre du trou (m) ;

Lch: longueur de la charge (m) ;

Ps : densité de l'explosif (m).

1.7. Préparation mécanique [1]

La préparation mécanique est destinée à réduire les dimensions des morceaux du minerai pour le but de libérer les composants utiles de leur gangue. Elle peut être effectuée en une ou plusieurs étapes car elle dépend de plusieurs facteurs tels que : les dimensions du minerai (tout-venant), ainsi que sa dureté, sa composition minéralogique, le rendement des appareils utilisées et leurs consommations de l'énergie.

➤ Les procédés minéralurgiques [1]:

Plusieurs méthodes peuvent être appliquées : les méthodes de fragmentation, les méthodes de classification et les méthodes de séparation. Les objectifs spécifiques et principaux sont consignés dans le tableau suivant.

Tableau : 1.3. Les étapes de minéralurgie [1]

Familles	TECHNIQUES ASSOCIEES	OBJECTIF PRINCIPAL
Technique de fragmentations	Concassage Broyage	Réduire la granulométrie de la roche à un certain niveau de libération.
Technique de classification	Criblage et tamisage (classification uniquement en dimension) Classification pneumatique Classification hydraulique	Obtenir une granulométrie spécifique en vue d'une commercialisation ou pour disposer d'une granulométrie favorable à d'autres modes de traitement
Technique de séparations	Séparation Gravimétrique, Densimétrique, Magnétique, Optique, Électrostatique, Radiométrique, Hydro Métallurgique, Pyrométallurgique	Séparer les grains de minéral utiles des grains mixtes et des grains de gangues.

1.8. Conclusion

Dans ce chapitre on a étudié comment l'exploitation et la construction des agrégats se réalise dans les mines à ciel ouvert, à partir des différents principes de l'exploitation à ciel ouvert (les étapes de la construction et l'exploitation et la conception de plan de tir) pour extraire le gisement et la méthode de Kuz-ram et son objectif.

CHAPITRE 02

La stabilité des mines à ciel ouvert

2. La stabilité des mines à ciel ouvert

2.1. Introduction :

La rupture par glissement d'un talus se manifeste habituellement par un déplacement en bloc d'une partie du massif. L'analyse de la stabilité des talus est l'une des importants problèmes en géotechnique. L'estimation de la sécurité réelle vis-à-vis du risque de rupture est une question complexe surtout dans le domaine des données limitées ou peu connues. Le problème réside dans la détermination de la surface critique de rupture et le facteur de sécurité correspondant (F), c'est-à-dire le rapport entre la résistance au cisaillement du massif à étudier à la contrainte de cisaillement s'exerçant le long de la surface de rupture.

2.2. Stabilité des talus des mines à ciel ouvert : [23]

2.2.1. Facteurs influençant la stabilité des talus [23] :

L'analyse des processus de déformation dans les mines à ciel ouvert doit tenir compte de l'influence commune des facteurs naturels et techniques. On peut subdiviser les facteurs naturels en trois groupes

- ✓ Topographique et Climatiques : Relief du site, régime des précipitations, régime des températures, conditions spécifiques du gel-dégel;
- ✓ Géologiques : Lithologie du massif, conditions tectoniques, spécificités structurales et texturales des roches et du massif, propriétés mécaniques des roches, etc.
- ✓ Hydrologiques : Eaux superficielles qui traversent le territoire de l'exploitation ou se situent à proximité, eaux souterraines dans le massif, présence d'eau dans les contacts entre les roches ou dans les discontinuités tectoniques, etc.

Parmi les facteurs techniques on peut citer la géométrie de la mine et des stériles, les angles de talus de la mine et des stériles, la méthode d'excavation et de l'abattage de la roche, la structure de la mécanisation des travaux, la présence à proximité de la mine d'excavations souterraines, les méthodes et les paramètres de pompage, etc.

2.2.2. Les déformations dans les mines à ciel ouvert [23]:

Une classification des déformations et ruptures appliquée aux mines à ciel ouvert à été proposée par Fissenko (1965). Elle contient quatre types principaux de déformations : les chutes de blocs, les éboulements, les glissements et les mouvements de fluage. Plus tard on a ajouté à cette classification les déformations par affaissement.

2.3. Calcul de stabilité: [24]

L'analyse de la stabilité des pentes s'effectue habituellement à la rupture à l'aide de la méthode des tranches. Cette méthode donne par l'intermédiaire du coefficient de sécurité une idée de l'état d'équilibre de la pente étudiée par rapport à l'équilibre limite.

L'expression du coefficient de sécurité est différente selon qu'il s'agit d'une rupture plane, circulaire ou quelconque.

Le degré de précision des calculs dépendra toutefois de la qualité de détermination des Paramètres de cisaillement, mais aussi des moyens de calcul mis en œuvre.

2.4.Objectifs et principes de base d'un calcul de stabilité [25]

2.4.1. Sur un versant apparent stable [25]:

L'objectif d'un calcul de stabilité est de définir la surface de glissement qui, parmi l'infinité de surfaces de ruptures envisageables, par tâtonnement, à tester le plus grand nombre de surface de ruptures possibles, Après un nombre suffisant de surfaces ainsi testées, la plus petite des valeurs de F obtenues, définit le coefficient de sécurité du site étudié. La surface testée qui lui correspond, est donc la surface de rupture la plus probable pour le site considéré.

Lorsqu'on projette de réaliser des ouvrages sur un versant, le calcul de stabilité permet aussi de choisir les paramètres de définition de ces ouvrages, de telle façon que la stabilité du site et celle des ouvrages soient garanties.

2.4.2. Sur versant ou un glissement est apparu [25]

Le calcul de stabilité permet de chiffrer la valeur F correspondant à la rupture observée et donc d'apprécier la marge qui sépare l'état actuel du versant de l'état d'équilibre. L'intérêt du calcul tient ici aux points suivants :

- ✓ Il permet d'analyser le mécanisme de la rupture en comparant l'importance relative des forces en présence et donc, parmi plusieurs causes possibles, de repérer celles qui jouent un rôle décisif dans l'apparition de la rupture ;
- ✓ Il permet de définir les dispositifs confortatifs, c'est-à-dire les forces à introduire pour ramener F à une valeur supérieure à 1.

2.5.Le choix du type de méthode de calcul [26]

Un autre choix important, qui dépend des moyens que l'on peut mettre en œuvre, doit être posé entre une méthode modélisant toute la masse de sol (méthode des éléments finis) et une méthode cinématique, définissant une surface de rupture par exemple (méthode d'équilibre limite). Dans le cas d'une méthode intéressant toute la masse, le calcul fournira directement la zone de rupture la plus probable, alors qu'une méthode s'appuyant sur une courbe préalablement définie sera répétée un grand nombre de fois pour un résultat semblable. Ce choix doit être fait en examinant les moyens disponibles, le comportement global de la pente, mais aussi en s'assurant de la possibilité d'obtenir les paramètres de calcul correspondant au modèle.

2.6. La méthode de l'équilibre limite. [27]

Il existe de nombreuses méthodes pour déterminer la surface critique d'une pente et le coefficient de sécurité associé. Toutes ces méthodes dites d'équilibre limite ont en commun la même difficulté qui est de trouver à la fois :

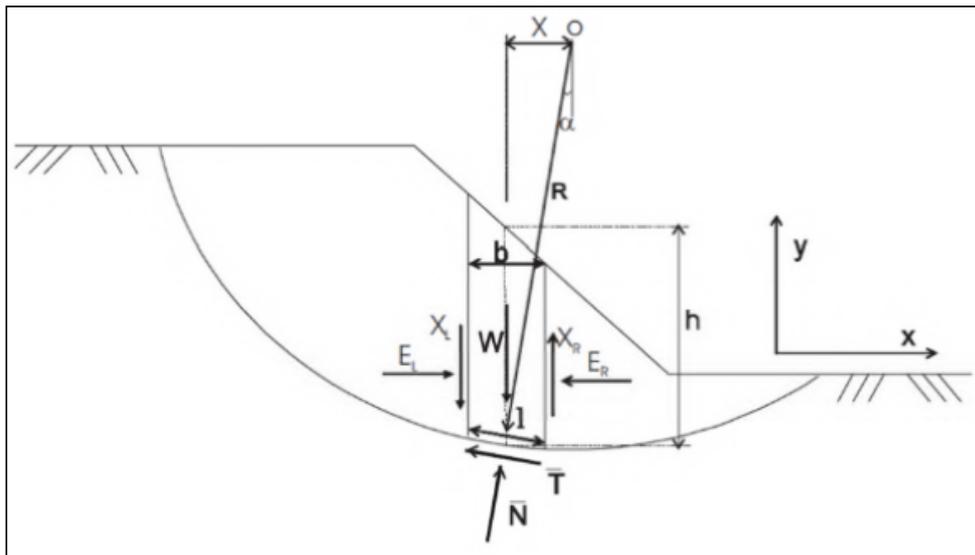
- La surface critique ;
- Les contraintes normales et tangentielles le long de cette surface ;
- Le facteur de sécurité (sur le critère de rupture) à partir des équations d'équilibre.

2.7. Principes et hypothèses des méthodes d'équilibre limite [27] :

Le principe de base de toutes ces méthodes est de découper le volume du massif étudié en un certain nombre de tranches et d'appliquer les différentes forces comme le montre à titre indicatif la figure **Figure 2.1** Toutes ces méthodes ont en commun la même difficulté qui est de trouver à la fois:

- ✓ la surface critique;
- ✓ les contraintes normales et tangentielles le long de cette surface;
- ✓ le facteur de sécurité (sur le critère de rupture) en partant des équations d'équilibre.

Figure 2.1. Exemple d'une rupture circulaire. [26]



2.7.1. Définition du facteur de sécurité F [28]

Le calcul de la stabilité des talus est généralement estimé à l'aide d'un coefficient appelé coefficient de sécurité F . Ce coefficient est défini comme étant le rapport du moment par rapport à un point fixe de la résultante des forces résistantes au glissement aux forces provoquant le glissement.

$$F = \frac{\sum \text{moments des forces résistantes du mouvement}}{\sum \text{moments des forces provoquant le mouvement}} \quad (2.1)$$

En se référant aux valeurs du coefficient de sécurité on peut évaluer l'état de stabilité du talus comme le montre le tableau ci-après :

Tableau : 2.71 Équilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du F [28].

Facteur de sécurité F	État de l'ouvrage
$F < 1$	Danger
$F = 1$	Stabilité limite
$1 < F < 1,25$	Sécurité contestable
$1,25 < F < 1,4$	Sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants mais c'est une sécurité contestable pour les talus des carrières à ciel ouvert
$F > 1,4$	Sécurité satisfaisante

A l'issue des expériences une classification a été proposée par la société internationale de la mécanique des roches qui est la suivante [28]:

Tableau : 2.72 Equilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité[28]

$F < 1$	Talus instable
$1 < F < 1,5$	Glissement possible
$F > 1,5$	Généralement stable

Le coefficient F est compris entre 1,15 et 1,30 en tenant compte des facteurs suivants:

- ✓ Les erreurs dues à l'exactitude des méthodes de calcul de la stabilité du bord.
- ✓ Les incertitudes expérimentales de la détermination des propriétés physicomécaniques des roches, comme la valeur moyenne du poids volumique des roches composant le massif.
- ✓ Les incertitudes de la détermination de l'influence de la fissure.
- ✓ L'influence des charges dynamiques provoquées par le tir, par le mouvement des moyens de transport et par les séismes.

2.7.1.1. Méthode de BISHOP simplifiée [29]

La méthode simplifiée de Bishop est très courante dans la pratique pour les surfaces de cisaillement circulaire. Cette méthode prend en compte les forces normales entre les tranches mais néglige les forces

de cisaillement entre les tranches. Elle satisfait en outre à l'équilibre des forces verticales.

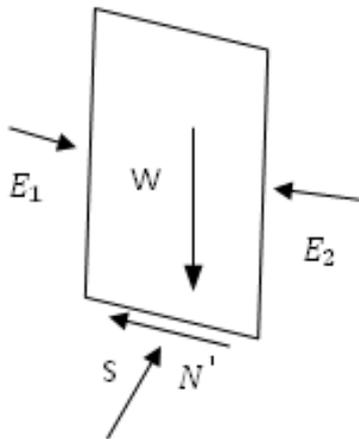


Figure 22 Forces considérées en la Méthode de Bishop Simplifié et Jan bu Simplifié[29]

Pour déterminer la force normale de base effective (N'), qui est donné par:

$$N' = \frac{1}{m_\alpha} \sum \left(W - \frac{c' \times l \times \sin \alpha}{F} - u \times l \times \cos \alpha \right) \quad (2.2)$$

$$m_\alpha = \cos \alpha \left(1 + \tan \frac{\tan \varphi'}{F} \right) \quad (2.3)$$

Avec ;

W : Poids de la masse glissante ; u : pression interstitielle ; l : longueur de base de tranche ; α : angle d'inclinaison de la surface au milieu de la tranche ; c' et φ' : cohésion et angle de frottement respectivement en termes de contrainte effective ; F : facteur de sécurité.

Le facteur de sécurité est basé sur l'équilibre des moments et calculé par :

$$F_m = \frac{\sum (c' \times l + N' \tan \varphi')}{\sum W \sin \alpha} \quad (2.4)$$

En résumé, la méthode de bishop simplifié :

- ✓ Satisfait l'équilibre des moments pour le facteur de sécurité ;
- ✓ Satisfait l'équilibre des forces verticales pour N ;
- ✓ Tient compte de la force normale entre les tranches ;
- ✓ Plus courant dans la pratique ;
- ✓ S'applique surtout aux surfaces de glissement circulaire.

2.7.1.2. Méthode JANBU simplifiée [30]

La méthode simplifiée de janbu est basée sur une surface de cisaillement composée (Non circulaire). Et le facteur de sécurité est déterminé par l'équilibre des forces horizontales, comme dans la méthode précédente la méthode prend en compte les forces normales (E) entre les tranches, mais

néglige les forces de cisaillement (T).

La force normale de base (N) est déterminée de la même manière que dans la méthode de bishop simplifiée, et le facteur de sécurité est calculé comme suite :

$$F_f = \frac{\sum(c' \times l + (N - u \times l) \tan \varphi') \sin \alpha}{\sum W \tan \alpha + \sum \Delta E} \quad (2.5)$$

Avec ;

$\Delta E = E_2 - E_1$: les forces normales nettes entre les tranches (zéro s'il n'y a pas de force horizontal).

En résumé:

- ✓ Satisfait l'équilibre de la force verticale pour N ;
- ✓ Tient compte de la force normale entre les tranches ;
- ✓ Plus courant dans la pratique ;
- ✓ S'applique surtout aux surfaces de glissement circulaire.

2.7.2. Méthode de Morgenstern-Price [31]

Elle satisfait également aux équilibres de force et de moment et suppose la fonction de force interstice. Selon cette méthode, l'inclinaison de la force entre les tranches peut varier avec une fonction arbitraire ;

$$T = f(x)\lambda E \quad (2.6)$$

Avec ;

$f(x)$: Fonction de force intercalaire qui varie continuellement le long de la surface de glissement ;

- λ : facteur d'échelle de la fonction supposée.

La méthode suggère de supposer n'importe quel type de fonction de force, par exemple demi-sinusoïdale, trapézoïdale ou défini par l'utilisateur. Les relations pour la force normale de base (N) et les forces intercalaires (E, T) sont les mêmes que celles données, les forces intercalaires sont calculées par une procédure d'itération jusqu'à ce que le F_f soit égale à F_m .

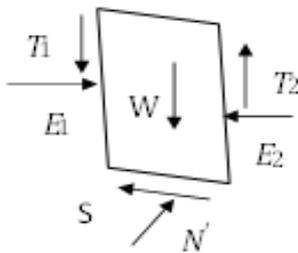


Figure 23 Forces considérées en la méthode de Morgenstern-Price [31]

$$F_f = \frac{\sum(c' \times l + (N - u \times l) \tan \varphi') \sin \alpha}{\sum(W - (T_2 - T_1)) \tan \alpha + \sum \Delta E} \quad (2.7)$$

$$F_m = \frac{\sum(c' \times l + N' \tan \varphi')}{\sum W \sin \alpha} \quad (2.8)$$

En résumé, la méthode de Morgenstern-Price ;

- ✓ Prend en compte les deux forces intercalaires ;

- ✓ Suppose une fonction de force intercalaire ;
- ✓ Permet de sélectionner la fonction de force intercalaire ;
- ✓ Calcule le facteur de sécurité pour l'équilibre des forces et des moments.

2.7.3. Méthode de Spencer [32]

Cette méthode a le même principe de calcul que la méthode de Morgenstern and Price, la différence réside dans la fonction de variation qui est constante ($f(x)=1$), et que l'angle d'inclinaison (θ) est constant dans toutes les tranches. Spencer a présenté cette méthode pour une surface de rupture circulaire, en 1973, on l'avait développé pour une surface non circulaire.

2.8. Conclusion

La stabilité des mines à ciel ouvert est très importante pour la suite des travaux d'exploitation et la sécurité des travailleurs.

Les méthodes de l'équilibre limites peuvent être utile rapide et fiable pour l'étude de cette stabilité.

CHAPITRE 3

Présentations du site

3. Présentations du site

3.1. Présentations de la carrière

Le présent document est élaboré en vue de l'exploitation des calcaires du lieu-dit Kefazrou (périmètre SARL MEZIANE TRAVAUX ROUTIERE).

Commune d'EL MHIR (Wilaya de Bordj Bou Arreridj) pour l'approvisionnement des secteurs de bâtiment et des travaux publics en agrégat.

Dans ce chapitre est consacré à la présentation du site d'étude savoir :

- La situation géographique de la carrière Kef Azerou SARL MEZIANE ;
- Géologie locale et régionale du site d'étude.

Tableau : 3.11 Les coordonnées du périmètre UTM NORD SAHARA

POINT S	Coordonnées	
	X(m)	Y(m)
1	622 600	4 002 900
2	622 900	4 002 900
3	622 900	4 002 800
4	623 000	4 002 800
5	623 600	4 002 400
6	622 600	4 002 400
7	622 600	4 002 300
8	622 600	4 002 300



Figure 31 *Vue l'ensemble du site de la carrière*

3.2. Situation géographique du gisement de la carrière KefAzero ELMHIR

Le périmètre d'étude est situé à 8Km au nord-ouest de la commune d'ELMHIR dans la wilaya de bordj Bou Arreridj au lieu-dit Kef AZEROU.

L'accès au site se fait à l'ouest par la route nationale N°05, reliant la ville de bordj Bou Arreridj à Alger, administrativement localisé dans la commune D'EL M'HIR, wilaya de bordj



Figure 32 *Les situations géographiques de la zone d'étude*

3.3. Contexte Géologique

3.3.1. Géologie de la région

Géologiquement la wilaya de bordj Bou Arreridj est située sur le territoire des hautes plaines, à cheval sur la chaîne de montagnes des Bibans, dans ce cas la montagne est représentée par Azerou El Kébire qu'elle-même fait partie d'une chaîne des Azerou qui est chevauchée par la chaîne Bibans.

La chaîne des Azrou, elles sont constituées de deux chaînons disjoints : Azerou Sghir et Azerou El Kébir. Les deux présentent la même constitution et le même type de structure.

Les lames en relief constituées par des calcaires rocheux, patines et rougeâtres, de formations Albien, rançonnées par de failles transversales. Elles sont recouvertes stratigraphiques au NW, les marnes et calcaires de Albien supérieure - Vraconien.

Chacun de ces chaînons est entouré par un contact anormal, le séparant de couches plus récentes : Sénonien sur leur bordure occidentale, Nummulitique sur leurs bordures orientale et

méridionale.

Au pied de la chaîne des Azerou s'étalent les dépôts de tufs, de travertins hydrothermaux dus à l'activité des eaux thermales qui circulent dans le secteur. Cette activité hydrothermale a également engendré une minéralisation assez variée dans ces lames dolomitiques et les marnes qui l'entourent.

3.3.2. Géologie du gisement :

Le gisement fait partie d'une montagne dite Kef Azrou la cote la plus basse se trouve dans la partie sud du périmètre d'exploitation qui est de 568 m s'élevant en pente vers la partie nord atteignant les 846 m, soit un dénivelé de 634m.

La couverture des calcaires est pratiquement inexistante sur la masse rocheuse, alors que sur le reste de gisement elle est de nature sédimentaire (argile, terre végétale et des débris de calcaires), qui est importante dans la partie ouest du périmètre.

La formation utile est présentée par des calcaires dolomitiques d'âge Albien. La totalité de cette formation est concentrée dans la partie périmètre alors que la partie ouest afflue des marnes et des argiles qui atteignent 10 de la totalité des réserves en place.

Les calcaires du gisement sont de nature massive, plus ou moins compacte, de couleur gris marron à surface blanchâtre en profondeur.

Le coloris est très varié, de marron à gris pour les calcaires des niveaux inférieurs, vert rouge verdâtre pour les niveaux supérieurs et très sombres pour les niveaux riches de sa minéralisation.

La masse rocheuse est caractérisée par l'existence des formes karstiques de dimension variable, laissée par matière dissoute sous l'effet de la circulation des eaux hydrothermales, comme en témoignent les stalactites et les stalagmites et autres types de minéralisation sous forme d'impureté dans les calcites.

3.3.3. Les caractéristiques qualitatives de calcaires

Les données d'analyse sont structurées dans les tableaux suivants ;

Tableau: 3.31 Analyses chimiques.

N° Echantillon	ANALYSES CHIMIQUE SOMMAIRE (%)								
	SiO ₂ %	Al O %	Fe ₂ O ₃ %	CAO %	MgO %	SO %	K O %	Na O %	P.F %
E1	0.14	0.05	0.90	35.79	17.92	0.09	45.98
E2	0.18	0.06	0.19	37.25	15.48	0.04	0.01	0.02	46.57
E3	0.11	0.06	0.16	32.4	19.45	0.04	0.02	0.01	48.13
E4	0.62	0.84	0.16	48.75	6.24	0.12	0.01	0.03	44.18

E5	0.21	0.08	0.75	39.21	11.24	0.07	45.16

Tableau : 3.32 les essais mécaniques.

N° Échantillon	Poids volumique t /m3	Résistance a la compression kg/cm2	Absorptions de l'eau
E1	2.71	628	1.24
E2	2.7	1174	0.97
E3	2.69	1092	0.83
E4	2.66	1446	0.94
E5	2.74	1120	2.04
Moyenne	2.7	-	-

Tableau : 3.33 Los Angles, Micro deval, fragmentation dynamique.

N° Échantillon	Los Angles (%)	Micro deval (%)	Fragmentation dynamique
E1	21.30	15.20	18.14
E2	24.8	18.1	17.29
E3	22.13	10.92	18.04
E4	25.70	18.12	18.86
E5	25.70	18.12	17.83

D'après les essais effectués sur la roche et la production en différents granulats de la carrière en exploitation du lieu-dit Kef Azrou, nous tenons à signaler que :

- ✓ L'origine de la roche est un calcaire naturel grain fin et très peu perméable roche massive, a densité moyenne est de 2.7 ce qui la classe en roche sédimentaire très compacte (calcaire compact densité entre : 2.7 à 2.8)
- ✓ L'essai Los Angles (Essais de dureté) et L'essai de fragmentation dynamique évaluer respectivement une moyenne de 23.70% et 18.03 sur Cinq échantillons indique une dureté très acceptable de la roche.
- ✓ L'essai d'usure Micro- Deval (Résistance à L'usure) évalué a une moyenne de 16.91% sur Cinq échantillons, démontre que la roche présente de très bonne qualité de l'usure.

En conclusion, la roche provenant de la carrière en exploitation SARL MEZIANE TRAVAU ROURIERS sis à KEF AZROU peut encore servir d'une carrière, sous réserve d'évaluer L'importance du Reste gisement.

Les technologies mises en œuvre dans l'exploitation de la carrière SARL MEZIANE TRAVAUX ROURIERS permettent de répondre.

3.3.4. La Géomorphologie, hydrographie et climat:

Le gisement fait partie d'une montagne dite Kef Azerou. la cote la plus bas se trouve dans le parti Sud du périmètre d'exploitation qui est de 520 m s'élèvent en pente vers la partie Nord atteignant

les.850 m, soit un dénivelé de 330m. Le réseau hydrographique dans la wilaya de B.B Arreridj est constitué par l'oued Bouselam et oued Chebba qui sont des affluents d'oued Soummam.

Ces oueds sont alimentés par des nombreux cours d'eaux temporaire et rentrent souvent en crue pendant la période pluvieuse, ces oueds coulent du sud au nord, tandis qu'oued Ksobcoule du Nord au sud, il draine les eaux du versant nord des édifices montagneux du sud B.B Arreridj le Chtt d'el Hodna.

Le climat de la région est semi-aride avec des étés chauds et des hivers froids enregistrant par fois des chutes de neiges.

3.4.Projet de l'exploitation.

3.4.1. Objectif de la production :

L'objectif visé est de produire 570 000 .450 m cube de produit tout-venant.

3.4.2. Méthode d'exploitation:

Les calcaires du site dit Kefazrou affleurent en surface, ce qui permet de les exploiter en carrière à ciel ouvert. L'abattage de la roche se fera à l'explosif.

L'exploitation sera conduite de haut en bas en gradin légèrement incliné de hauteur égal à 14 m et d'une inclinaison de 70 à 80°.

3.4.3. Capacité et régime de fonctionnement de la carrière ;

Conformément aux capacités des installations, le régime de fonctionnement de la Carrière sera comme suivi:

- ✓ Nombre de jours ouvrable par ans:250
- ✓ Nombre de jours ouvrables par semaine:5.
- ✓ Nombre d'heures ouvrables par poste:8
- ✓ Capacité théorique de la station :350T
- ✓ Capacité théorique de la station :250T /H.
- ✓ Coefficient de foisonnement est:1.5.
- ✓ Coefficient d'utilisation:0.80.

La production calculée sur la base de 350T/H ,250T/H et 150T/H avec un taux de fines de 10%, un taux de karstification de 3%, un taux de pertes d'exploitation de 2% et un coefficient de 80% est:

- ✓ Produit tout venant :635 762 .680 m cube/ans.
- ✓ Produit marchand :572 186.412 m cube/ans.

3.4.4. Rapport des travaux d'exploitation prévisionnel exercice 2022 :

La société SARL Meziane travaux routiers propriétaire du site d'exploitation de calcaire pour agrégats au Lieu-dit Kef Azrou commune EL M'hir, Wilaya de Bordj Bou Arreridj octroyé par le permis minier n°6227 Pxc, envisagera des travaux d'exploitation, des d'extraction et préparatifs des niveaux d'exploitation.

3.4.5. Travaux d'exploitation et d'extraction prévisionnelle :

Pour l'exercice 2021 la société a planifié des travaux de découverte et d'ouverture des pistes d'accès. Aux différents niveaux du site, la découverte de la terre végétale est entamée dans tout le site.

a) Travaux d'exploitation :

Fragmentation avec utilisation des explosifs suivis par Les organes d'attaque pour le débitage secondaire.

La foration des trous de mine se réalise par un groupe de foration les trous forés ont une inclinaison de

70° à 80° pour la stabilité du gradin après L'abattage et la sécurité des engins roulants.

- ✓ Le traitement de la roche abattue passe par les opérations suivantes :
- ✓ Le transport de la roche abattue vers la station de concassage.

Le camion décharge la roche dans un primaire à mâchoires, pour de struction des gros blocs en petits cailloux les petits cailloux se transportent par la bande transporteuse vers le broyeur pour l'obtention des diffèrent classes de granulats.

En phase finale le produit obtenu passe sur un crible pour séparer les différentes classes granulométrie (0/3 :3/8 :8/15 ;15/25 et stérile)

La destination du produit : Agrégats pour Béton BTH ; TP ; Hydraulique et transformateur pour préfabriqué.

b) Travaux d'Exploitation durant l'exercice année 2021 :

Concernant les travaux d'exploitation durant l'exercice 2021.seront effectué aux plusieurs niveaux du haut vers le bas, les zones envisagées ont exploité du périmètre (zones hachurées sur plan) représenté Sur le tableau 5.

Tableau : 3.41 Travaux d'Exploitation durant l'exercice année 2021

N°	SURFACE M2	NIVEAU	H/MOY	VOL/GR/M3
1	2967.74	785	15	44 516.100
2	6426 .61	770	15	96 399.150
3	2519.57	810	15	37 793.550
4	2957.93	830	15	44 368.950
5	1728.13	834	15	25 921.950
6	4127.66	723	15	61 914.900
7	7844.61	720	15	117 669.150
8	3830.86	680	15	57 459.150
9	1130.86	660	15	16 962.900
10	2215.48	625	15	33 232.200
11	2253.43	610	15	33 801.450
TOTAL				570 039.450

Chapitre 04

Modélisation de la stabilité des talus (EL -MHIR)

SARL MEZIANE par le logiciels Slide 6.

4. Modélisation de la stabilité des talus (EL -MHIR) SARL MEZIANE par le logiciels Slide 6

4.1.Introduction :

Comme présenté dans la partie bibliographique, il existe plusieurs approches pour étudier la stabilité.

L'objectif de ce chapitre est d'étudier la stabilité de la carrière du site méthodologique.

On procèdera d'abord, une analyse à partir de la méthode de l'équilibre limite.

4.2.Analyse de la stabilité par Méthode d'équilibre limite :

Dans notre analyse, on utilisera le logiciel Slide [Rocscience Inc, 2011], le concept du logiciel Slide c'est d'effectuer des analyses à l'équilibre limites pour développer des calculs lesquels nous permettent de vérifier la stabilité des talus.

Les analyses de stabilité cherchent les potentielles surfaces de glissements, qui pourrait se développer, cet état de stabilité est traduit par un coefficient de sécurité.

4.2.1. Modèle géotechnique :

Dans notre analyse de stabilité sera concentré sur la phase finale après exploitation des gradins. Le modèle élaboré concerne le contour final de la carrière. Il s'étend sur largeur d'environ 150 m, et d'une hauteur de 35 m. il est constitué d'un ensemble de talus dont la largeur de la plateforme de travail dans la figure 1.

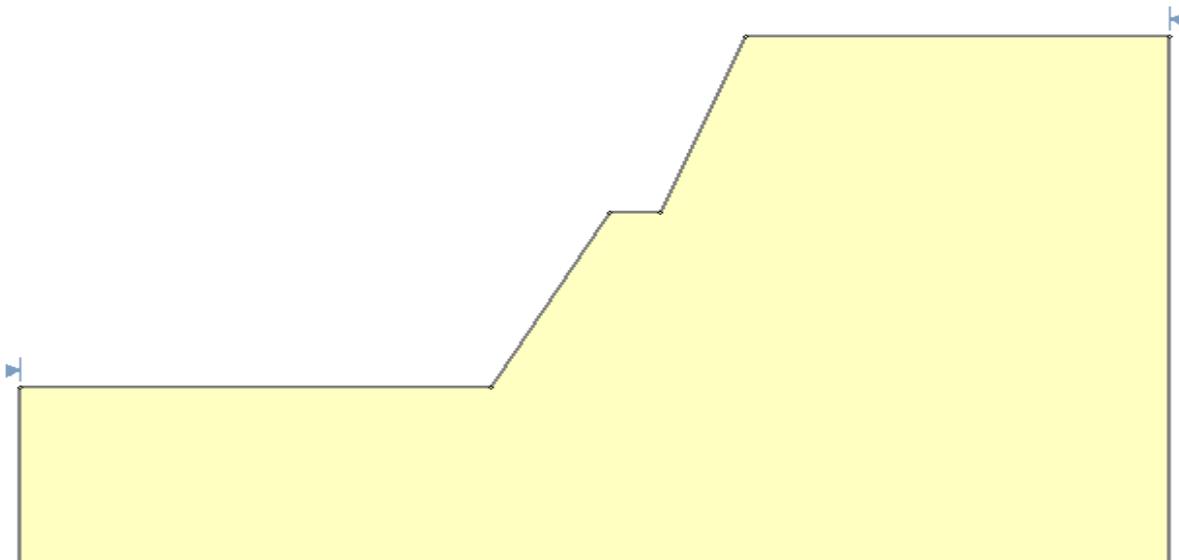


Figure 41 Le modèle géotechnique de l'étude par Slide.

Les paramètres physico-mécaniques des différentes couches sont résumés dans le tableau ci-dessous :

Tableau : 4.21 Paramètres des calculs MEL.

Unité géotechnique	Résistance à la compression	Poids volumique	Cohésion	Angle de frottement interne
Calcaire	20000[KPa]		20MP	40°

Le critère de rupture choisi pour les calculs de stabilité est celui de mohr-coulomb qui se base sur la cohésion de la roche et l'angle de frottement interne. La formule est comme suite :

C : cohésion 20 MP

: Angle de frottement.

L'étude statistique concerne les 04 méthodes choisies à savoir Bishop simplifié, Janbu simplifié, Spencer et Morgenstern Price.

Enfin, la surface de glissement choisie est du type non circulaire.

Facteur de sécurité F

Pour le calcul du coefficient de sécurité on a choisi les quatre méthodes suivantes :

- ✓ Bishop simplifiée;
- ✓ Janbu simplifiée;
- ✓ Morgenstern-Pric;
- ✓ Spencer.

Nous avons utilisé les données physico-mécaniques du massif rocheux.

4.2.2. Résultats et discussion :

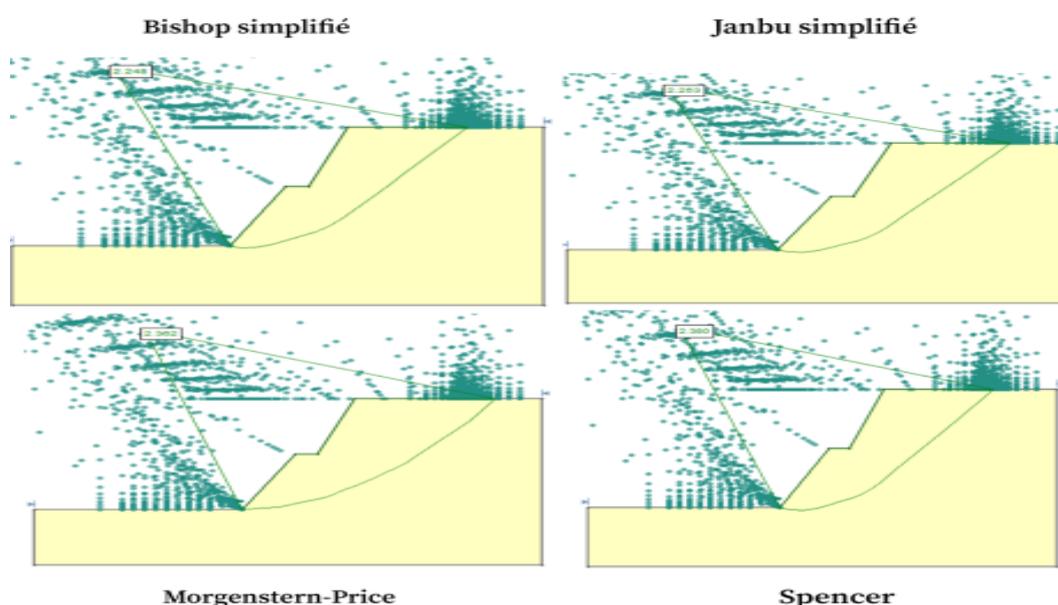


Figure 42 Bishop simplifié & Janbu simplifié & MorgensternP rice&Spence

- ✓ Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Bishop simplifiée est de l'ordre de $F_s=2.248$;
 - ✓ Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Janbu simplifiée est de l'ordre de $F_s=2.253$;
 - ✓ Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Morgenstern-Price est de l'ordre de $F_s=2.362$.
 - ✓ Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode Spencer est de l'ordre de $F_s=2.380$
- Les calculs effectués par le logiciel slide ont donné les résultats suivants :

Tableau : 4.22 les valeurs du F_s .

Méthodes	Bishop Simplifié	Janbu Simplifié	Spencer	Morgenstern-Price
Facteur de sécurité pour (C,	2.248	2.253	2.380	2.362

Comme le montre la **figure 4.2** le talus est stable.

4.3.Conclusion :

D'après l'utilisation de la méthode de l'équilibre limite à travers le logiciel Slide, on a constaté que le calcul de facteur sécurité F_s approprié de la carrière SARL Meziane pour les 4 méthodes sélectionnés est supérieure à deux, ce qui nous permet de conclure que le talus de la carrière est stable.

CHAPITRE 5

**Analyse et prédiction de la qualité du tir par la
méthode Kuz-ram.**

5. Analyse et prédiction de la qualité du tir par la méthode Kuzram

5.1. Analyse de la fragmentation des roches

5.1.1. Méthodes de calcul

On introduit à l'intérieur du programme les caractéristiques de la roche (densité, Module de Yong, et la résistance à la compression).

On introduit les paramètres des discontinuités ainsi que les caractéristiques de l'explosif

On fixe les valeurs de l'espacement, la banquette et le coefficient de disposition de plan de tir Dans notre cas on a : $a = 3.5$ et $b = 3.5$ et maille en quiconque $P = 1.1$.

Tableau : 5.11 les paramètres de tir par la méthode existen

Paramètres	Unité de mesure	Existant dans la carrière
Diamètre du trou (Dtr)	Mm	89
Hauteur du gradin (Hgr)	M	15
Inclinaison du trou (β)	Degré ($^{\circ}$)	18
Longueur d'excès de forage (Lex)	M	0.89
Longueur du trou (Ltr)	M	16.66
Distance entre les trous (a)	M	3.5
Distance entre les rangées (b)	M	3.5
Longueur de bourrage (Lb)	M	2.16
Longueur de la charge d'explosif (Lch)	M	14.5
Consommation spécifique de l'explosif (qp)	Kg/m ³	0.17
Nombre de trou par tir	Trou	45
Type de cordeau détonant	gr/ml	12
D.E. I	N ^o	0
D.M. R	N ^o	1 à 12

5.1.2. Principe du fonctionnement du modèle de Kuz-Ram

Les étapes de fonctionnement du programme sont :

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

Tableau: 5.12 Analyse de la méthode de la fragmentation kuz ram.

Caractéristiques de la roche	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Resistance a la compression ✓ Densité ✓ Modules Young 	10 a 15 MPA 2.667 60 GPA
Paramètre de discontinuité	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Espacement entre les discontinuités ✓ Direction ✓ Taille de bloc 	0.1m 80° 0.3m
Paramètre de l'explosif	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Densité ✓ RWS ✓ Resistance de l'explosif ✓ Vitesse détonations minimal ✓ Vitesse détonations maximal 	1.22 91% (ANFO) 0.609173554 5500m /s 4500m/s

Tableau : 5.13 Pourcentage des passants du tamis

Size (m)	Pourcentage des passant %
0	0.0
0,05	5.0
0,10	14.0
0,15	24.7
0,20	35.9
0,25	46.8
0,30	56.8
0,35	65.6
0,40	73.2
0,45	79.4
0,50	84.5
0,55	88.5
0,60	91.6
0,65	94.0
0,70	95.7
0,75	97.0
0,80	98.0
0,85	98.6
0,90	99.1
0,95	99.4
1,00	99.6
1,05	99.7
1,10	99.8

Évaluation du résultat par Kuz-Ram avec les paramètres existant

Les valeurs des paramètres de travaux de forage et de tir existé dans la carrière est présente dans le

tableau 5.1

Tableau : 5.14 la répartition des roches abattues par le tir de la méthode existé

Dimensions des blocs	Pourcentage %
Roches hors gabarit	2.0
Roches moyennes	97.5
Roches fines	0.4

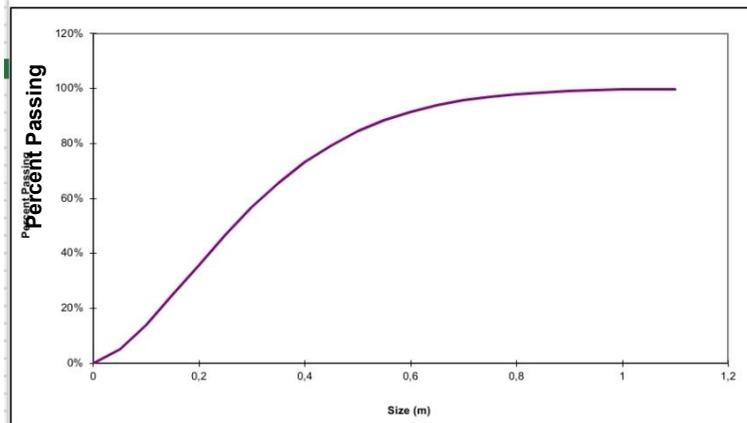


Figure 51 Courbe granulométrique des résultats de tir.

Les résultats de fragmentation du plan de tir sont présentés dans le **tableau 5.3** et la **Figure5.1**
Les quantités des roches hors gabarit de 2.0% et 0.4 % de fines la quantité admissible représentent 98%.

5.1.3. Discussion des résultats

La simulation enregistrée dans le plan est efficace. La méthode de prédiction de la fragmentation (Kuz-Ram) représente un outil de vérification simple et rapide.

La fragmentation des tirs à l'explosif est uniforme.

5.2. Conclusion

L'objectif du travail été la vérification par une méthode prédictive (Kuz-Ram) de la qualité de fragmentation de tir à l'explosif en ciel ouvert.

Nous avons utilisés le modèle de prédiction de KUZ-RAM classique pour prédire la fragmentation pour les différentes conceptions.

Conclusion générale

6. Conclusion générale

En conclusion, l'évaluation de la fragmentation de la roche et l'analyse de la stabilité des mines à ciel ouvert revêtent une importance primordiale tant pour la sécurité des travailleurs que pour la progression des travaux. L'utilisation des méthodes d'équilibre limite s'avère être un moyen rapide et fiable et rapide pour étudier cette stabilité.

À travers l'utilisation du logiciel Slide et l'application des méthodes d'équilibre limite, nous avons pu déterminer que le facteur de sécurité (F_s) calculé pour la carrière SARL Meziane était supérieur à deux, pour les quatre méthodes sélectionnées. Cette constatation nous permet d'affirmer que le talus de la carrière est stable, offrant ainsi un environnement de travail sécurisé et propice à la poursuite des activités minières. L'état du talus de la carrière est stable.

A la fin soulignent l'importance capitale de la mise en œuvre de méthodes prédictives et d'analyse de stabilité pour garantir la sécurité des travailleurs et le bon déroulement des activités dans les mines à ciel ouvert. La prédiction de la fragmentation de la roche et l'étude de la stabilité représentent des éléments essentiels pour assurer une exploitation minière sûre et efficiente. Ainsi, il est crucial de poursuivre le développement et l'utilisation d'outils et de méthodes adaptés afin d'améliorer ces processus et de favoriser des pratiques minières durables .

L'objectif de notre travail est l'application de la méthode de Kuz-ram pour prévoir les fragmentations du minerai obtenu après les travaux de tir et l'étude de la stabilité du talus de notre carrière.

L'application de la méthode Kuz-ram et les méthodes de l'équilibre limites à travers slide ont permis de tirer les conclusions suivantes :

- ✓ La simulation enregistrée dans le plan de tir à travers la méthode Kuz ram est uniforme.
- ✓ La méthode Kuz-ram est une approche algébrique efficace dans la prédiction de la fragmentation après le tir.

Résumé

Le concept de ce travail est d'élaborer pour étudier la méthode Kuz-ram de site EL MHIR (Bordj Bou Arreridj), pour étudier la méthode Kuz-ram de prévoir la fragmentation de la roche lors des travaux de tir, elle permet aussi d'obtenir les fragments exigés par l'industrie et optimiser les travaux tir, elle permet aussi d'observer que la simulation enregistrée dans le plan de tir à travers la méthode Kuz-ram. On a étudié aussi la stabilité des talus à travers le logiciel Slide pour calculer la stabilité du site à son état final après avoir exploité, en se servant des caractéristiques physico-mécaniques du terrain, pour les calculs, on a pris les méthodes d'équilibre limites,

- a) Méthode Bishop simplifié ;
- b) Méthode Janbu simplifiée ;
- c) Méthode Spencer ;
- d) Méthode Morgenstern-Price.

À la suite d'une étude, les résultats obtenus du coefficient de sécurité indiquent que le massif qui constitue les gradins est stable, étant donné les valeurs élevées du coefficient de sécurité et les méthodes d'équilibre limite, malgré leurs hypothèses, restent un moyen rapide de vérification de la stabilité.

Mots-clés : Stabilité des talus, Slide, Méthode d'équilibre limite, Coefficient de la sécurité, Calcaire, Carrières EL- MHIR, méthode de kuz ram, Analyse et prédiction de la qualité.

Abstract

The concept of this work is to study the method Kuz-ram, site EL MHIR (Bordj Bou Arreridj), to study the method Kuz-ram to predict the fragmentation of the rock during the work of shooting, it also allows obtaining the fragments required by the industry and optimize the shooting work and it also allows observing that the simulation recorded in the shooting plan through the Kuz-ram method is effective.

We also studied the stability of the slopes through the slide software to calculate the stability of the site in its final state after having exploited, using the physico-mechanical characteristics of the terrain. For the calculations we took the limit equilibrium methods,

- a) Simplified Bishop's Method
- b) Simplified Janbu's method
- c) Spencer's method
- d) Morgenstern-Price's method

Following a study, the results obtained from the safety factor indicate that the massif which constitutes the steps is stable, given the high values of the safety factor and the limit equilibrium methods, despite their simplifying assumptions, remain a rapid means of verifying stability.

Keywords: Slope stability, Slide, Limit equilibrium method, Safety coefficient, Limestone, EL-MHIR quarries, Kuz ram method, Quality analysis and prediction.

Bibliographie

- [1] MR Djazairi. « Cours master en exploitations à ciel ouvert espace E- Learning Bejaia».
- [2] ALIOUCHE Mohamed, « Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement ; Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) », Mémoire de magister en géologie, Constantine, 2008.
- [3] D. Salah et B. Islam, « L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire –Ain Kbira- » Mémoire de master, Université Abderrahmane Mira Bejaia, 2015.
- [4] AMARI G. ; 2010.Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbas). Mémoire de fin d'études de l'ENP
- [5] V.KOVALENKO, exploitation des carrières ; OPU, 1986
- [6] GHARBI.K, « L'adaptation du plan de tir à la bloc métrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007.
- [7] LOUNIS F, 2007.Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha. Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique
- [8] FREDJ Mohamed, « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) », mémoire de magister, Université de Badji Mokhtar, ANNABA 2012
- [9] GHARBI Kouider, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier », mémoire de grade ingénieur, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE, Alger 2007.
- [10] Vincent van Overbeke, Integrating Blast Management in to Loading, Hauling and Crushing Cicle, Cimescaut (Belgica)
- [11] BOUSSAID Bachir, « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir », mémoire de grade ingénieur d'état, UNIVERSITE ABOU BEKR BELKAÏD –TLEMCEM 2015.
- [12] SAADOUNE. Abderrezak, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar -M'sila-», Diplôme de Magister en Mines Université Badji Mokhtar Annaba, 2012.
- [13] LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de KefBatha »
- [14] Rustan A, Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd Int Sympo on Rock by Blqsting, Brisbqnce, pp 303-310, 1990
- [15] Ash R.L., Konya C.J. and Rollins R.R., Enhancement Effects from Simultaneously Fired Explosive Charges, Trans. Soc. Nin. Eng. A. 1 .M.E. Vol .244, pp.427-435
- [16] Mouloud NEFIS, « modèle d'un plan de tir », mémoire de MAGISTER, Université Badji Mokhtar, ANNABA 2010.
- [17] hadjadj Aoul Elias ; 1999, prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes. Thèse doctorat université d'Annaba
- [18] Kuznetsov V.M, 1973 the mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining Science, volume 9 (2), pages 144-148, 1973
- [19] Cunningham C.V.B, 1983 The Kuz-Ram model for prédiction of fragmentation

- from blasting. In Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 439-454, 1983
- [20] Cunningham C.V.B, 1987 - Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model : four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475-487.
- [21] Rosin Rammler, 1979, “the laws governing the fineness of powdered coal”, J.Inst.Fuel, Fuel, 7, 2936.
- [22] Lilly P. 1986 an empirical method of assessing rock mass blastability. In Proc. Large Open Pit Mining Conference (AusIMM), pages 89-92, 1986.
- [23] Françoise Homand et Pierre Duffaut, [2000], « Manuel de mécanique des roches », Les presses de l'école des Mines Paris
- [24] Mohamed Khemissa, [2006], « Méthodes d'analyse de la stabilité et techniques de stabilisation des pentes », Laboratoire de Développement des Géomatériaux, Université de M'sila.
- [25] M.C Bouraiou, [2000], « Stabilité des pentes et des talus », Organisme national de contrôle technique de la construction de l'est C.T.C-EST.
- [26] Jean-Pierre Masekanya, [2008], « Stabilité des pentes et saturation partielle, Etude expérimentale et modélisation numérique », Thèse doctorat, Université de Liège.
- [27] Fry J. J. Brunet C. (1999) Comparaison of classical and elasto-plastics methods for the evaluation of safety factor against failure of an embankment dam, Documents de EDF, Centre National d'Equipeement Hydraulique,
- [28] Aulin P., Rouquès G. amp ; Touboul A. (1973) Calcul de la stabilité des pentes en rupture non circulaire, Rapport de recherche LPC n°36.
- [29] Bishop, A. W. (1954). The use of failure circle in the stability analysis of slopes
- [30] Janbu, N. (1973). Slope stability computation. Embankment-dam engineering, Casagrande volume, R. C. Hirschfeld and S. J. Poulos , eds., John Wiley amp ; Sons , NewYork , 47 – 86
- [31] Morgenstern, N. R and Price., V. E. (1965). The analysis of the stability of general slip surfaces. Geotechnique 15 : 79-93.
- [32] Spencer, E. (1967). A method of analysis of the stability of embankment assuming parallel inter-slice forces. Géotechnique, 17 : 11-26