



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par :

SOUMEUR Yehya

OUANNOUGHI Dyhia

Thème

**Etude de stabilité lors de l'exploitation de la
carrière de calcaire El M'cife(Jijel)**

Soutenu le 02/07/2016 devant le jury composé de:

President: Mr. SAADOUN Abd Razak.	MAB	U.A.M.B
Promoteur: Mr. BOULKRAM Riadh.	MAB	U.A.M.B.
Examineur: Mr. DJEZAIRI Omar.	MAB	U.A.M.B.

Année Universitaire: 2015-2016

REMERCIEMENT

Nous remercions le Bon Dieu qui nous a donné le courage et la patience pour achever nos études.

Nous remercions très chaleureusement notre promoteur Mr BOUKARM Riadh qui n'a ménagé aucun effort pour que ce mémoire puisse voir le jour, nous lui exprimons notre gratitude de nous avoir dirigé, encouragé et surtout aidé afin de réaliser ce travail.

Nous remercions les membres du jury, Monsieur SAADOUN et, Monsieur DJEZAIRI qui ont bien voulu examiner ce travail.

Nos vifs remerciements vont, également, à tout le personnel de la carrière El M'cife et surtout l'ingénieur BRAHIMI pour leur aide et pour leur gentillesse.

Plus précisément, nous voudrions remercier nos enseignants qui ont suivi notre formation universitaire.

Enfin, il nous sera difficile d'omettre de remercier tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à ce travail. Qu'ils trouvent dans ces quelques lignes l'expression de nos sincères remerciements.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail :

A l'âme défunte de mon frère

A mes très chers parents

Ames très chères frères

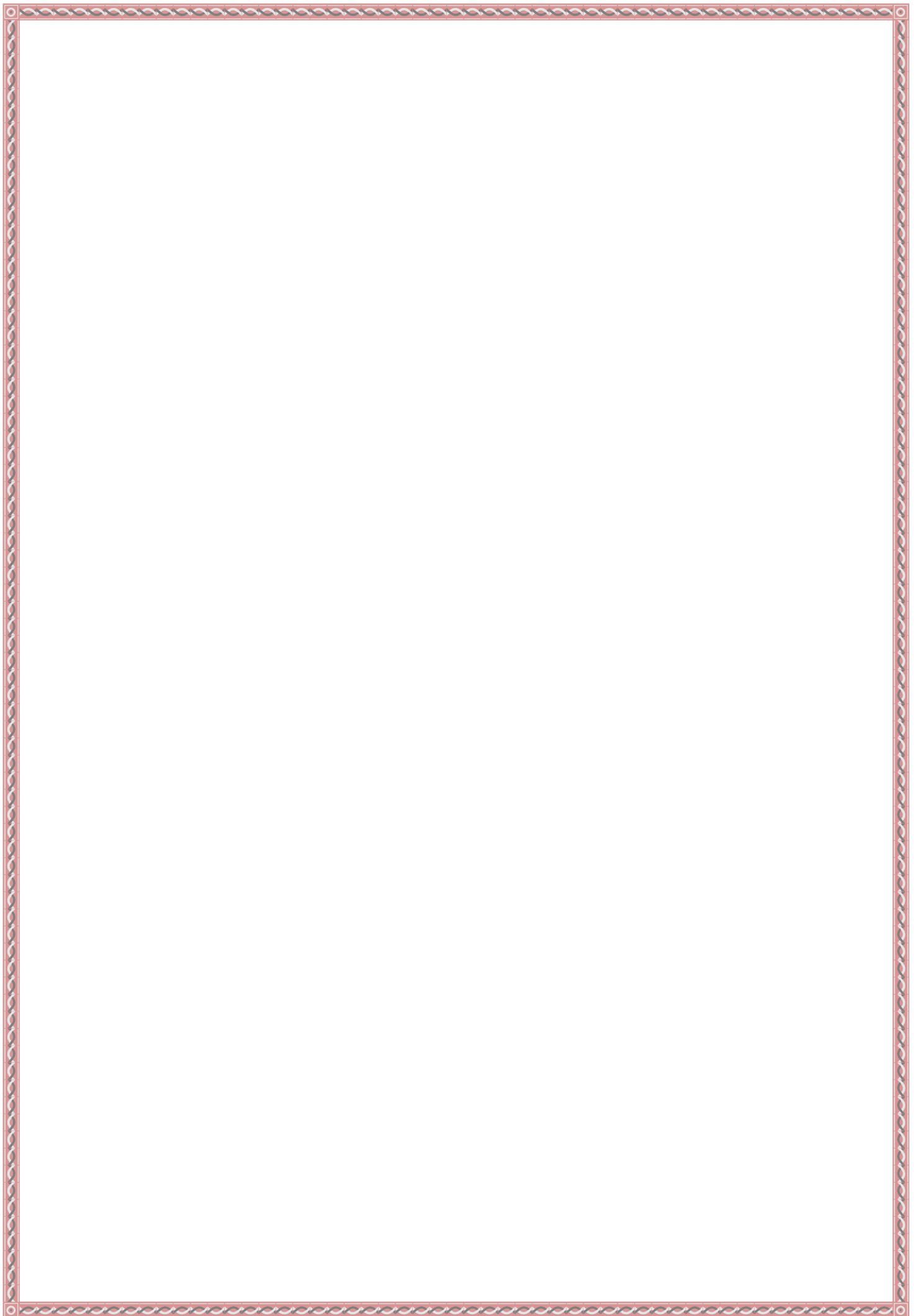
A mes très chères sœurs

A toute ma famille

A tous mes amis (es) sans exception

Yehya





Dédicace

Je dédie ce modeste travail :

A l'âme défunte de ma mère

A mon très cher père

A mes très chères sœurs

Particulièrement AMINA

A mes très chers frères

A toute ma famille

A ceux qui m'ont quitté

Et ceux que j'ai retrouvés

A tous mes ami(e)s sans exception,



Dyhia

Liste d'abréviation

Φ : Diamètre ;

Cm : Centimètre ;

Cm³ : Centimètre cube ;

mm : millimètre ;

m : mètre ;

g : Gramme ;

° : Degré ;

ONEX : Office National des Explosifs ;

MPa : Méga Pascal ;

N : Newton ;

RWS : Puissance de l'explosif ;

T : tonne ;

Tr : Trous ;

Ch : Chargement ;

C : Camion ;

f : Foreuse ;

F : Facteur de contrainte ;

CUP : Coefficient d'utilisation pratique ;

ρ : La masse volumique ;

ϕ : La cohésion ;

Liste des figures

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1. Schéma de la carrière.	4
Figure I. 2. Eléments géométriques et technologiques d'un gradin.	5
Figure I.3. Schéma d'un bloc d'exploitation	6
Figure I.4. Coupe verticale d'une mine à ciel ouvert montrant certains éléments fondamentaux à ciel ouvert	6
Figure I.5. Profil en largeur de la piste.	11
Figure I.6. La plate forme de travail	14
Figure I.7. Illustration des paramètres constituant un schéma de tir	18
Figure I.8. Amorçage latéral	19
Figure I.9. Amorçage ponctuel	19
Figure I.10. Blocométrie et charge d'explosif	20
Figure I. 11. chargement des trous	26

Chapitre II

Figure II.1. Les éléments principaux de la description d'un glissement de terrain	34
Figure II.2. Glissement : (a) Rotationnel, (b) Plan, (Reid et al. 1999)	36
Figure II.3. Pente infinie de surface de rupture plane	42
Figure II.4. La masse du talus découpé en tranches.....	44
Figure II.5. La représentation des forces	47
Figure II.6. Les dimensions	47
Figure II.7. Représentation des forces inter-tranchent sur une tranche.....	48
Figure II.8. La représentation des forces sur une tranche dans la méthode de Bishop	50
Figure II.9. Représentation des forces sur une tranche.....	52
Figure II.10. La représentation des forces sur une tranche	53
Figure II.11. Résultante des forces parallèles	54

Liste des figures

Figure II.12. Représentation de toutes les forces inconnues sur une tranche dans la méthode de Spencer	54
Figure II.13. Les coordonnées pour une surface de rupture non circulaire utilisée dans la méthode de Spencer	55
Figure II.14. Représentation graphique des forces sur une tranche.....	55

Chapitre III

Figure III.1.1. Carte de situation géographique de la wilaya de Jijel et de la zone d'étude	59
Figure III.1.2. Carte de situation de la zone d'étude de la Sarl NOSTRAP dans la wilaya de Jijel.	60
Figure III.1.3. Situation topographique et géographique de la carrière de NOSTRAP.	61
Figure III.1.4. Vue générale de la zone en exploitation (Niveau supérieur).	62
Figure III.1.5. Carte géologique de la région d'étude à Chekfa.	64
Figure III.1.6. Montre la couverture dans la partie Ouest de gisement.....	67
Figure III.1.7. Coupe géologique Nord-Sud du gisement de NOSTRAP.	67
Figure III.1.8. Coupe géologique Est – Ouest du gisement de NOSTRAP.	68
Figure III.1.9. Des gneiss emballés dans des argiles.	68
Figure III.1.10. Des gneiss plus ou moins altérés.....	68
Figure III.1.11. La formation des marnes compactes	69
Figure.III.1.12. Composition chimique des échantillons prélevés (en %).	70
Figure III.3.1. Le modèle utilisée avec les dimensions	89
Figure III.3.2. Les paramètres utilisables dans Slide	90
Figure III.3.3. Choix de la méthode de calcul	90
Figure III.3.4. Choix de la surface de glissement	91
Figure III.3.5. La présence ou l'absence eau... ..	91
Figure III.3.6. La valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Bishop	93
Figure III.3.7. La valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Spencer	94
Figure III.3.8. La valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Janbu simplifiée	94

Liste des tableaux

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1. Les caractéristiques des explosifs utilisés	22
Tableau I.2. Valeurs des facteurs de contrainte f en fonction de l'inclinaison des trous β	24

Chapitre II

Tableau II.1. Classification des mouvements de terrain	35
Tableau II.2. Classification selon l'activité en fonction de l'évaluation de la vitesse moyenne de glissement à long terme	37
Tableau II.3. Classification selon la profondeur de la surface de glissement (En m sous la surface du sol).	38

Chapitre III

Tableau III.1.1. Coordonnées des bornes du périmètre du gisement	60
Tableau III.1.2. Résultats des analyses chimiques par Fluorescence « X » sur les échantillons Prélevés (en %).	69
Tableau III.1.3. Résultats des analyses Minéralogiques sur l'échantillon prélevé (en %)..	70
Tableau III.1.4. Résultats des essais physiques... ..	71
Tableau III.1.5. Résultats des essais de compression... ..	71
Tableau III.1.6. Résultats des essais sur coefficient d'abrasivité... ..	72
Tableau III.1.7. Résultats des essais los - Angeles	72
Tableau III.1.8. Résultats des essais Micro –Deval	72
Tableau III.1.9. Tableau de calcul des réserves géologiques... ..	74
Tableau III.2.1. Densité de chargement, MARMANITE II.	82
Tableau III.2.2. les résultats obtenue.....	87
Tableau III.3.1. Les valeurs de la cohésion et l'angle de frottement.	89



• Introduction

• Générale

Introduction générale

Dans le monde, la consommation des matières premières ne cesse de croître. Les pays riches, en minerais tels que le fer, le cuivre, etc.... pour lesquels l'exploitation doit être importante, très mécanisée et produire en très grandes quantités pour être rentable. Ce type d'exploitation constituerait des pôles technologiques autour desquels pourrait s'ordonner un tissu industriel qui manque si cruellement en cette période.

La vocation minière d'un pays doit offrir des perspectives de développement nouveau, compte tenu du contexte dans lequel il se situe et de l'évolution de l'économie mondiale.

Ce choix de la mécanisation a une incidence directe sur les coûts et les rendements.

Les problèmes de stabilité des pentes se rencontrent fréquemment dans la construction des routes, des canaux, des digues, des barrages et des carrières. En outre certaines pentes naturelles sont ou peuvent devenir instables. Une rupture d'un talus peut être catastrophique et provoquer des pertes de vies humaines ainsi que des dégâts naturels considérables.

L'objectif de toute entreprise est assurée une exploitation optimale de ces ressources en tenant compte de leur diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines d'une part, d'autre part la stabilité des talus.

La SARL NOSTRAP située à Chekfa Wilaya de Jijel, sa production en matériaux de construction (granulats) égale à 350000 T par an. Elle couvre une superficie de plusieurs kilomètres carrés. La position stratégique de cette entreprise permet de satisfaire une production des granulats pour différents usages (routes, chemins de fer et béton hydraulique).

Cette étude a pour but, d'une part, d'établir un plan d'exploitation pour les prévisions de 2017, les plans des tirs des mines, le chargement et le transport dans la carrière ainsi que le dimensionnement du matériel afin de satisfaire les opérations de production projetées, et d'autre part pour assurer la stabilité des talus, et généralement la stabilité de la carrière.

Pour bien éclairer et faciliter la compréhension du contenu de ce travail aux lecteurs, on a suivi le plan de travail suivant :

- ✓ Chapitre I : Les carrières en générale, leurs plans d'exploitation et la mise à terre.
- ✓ Chapitre II : Consacré à l'étude des glissements des terrains, leurs causes et les méthodes de calculs de ces derniers.
- ✓ Chapitre III : La géologie régionale et locale de la carrière EL M'cife, calculs de tous les paramètres d'exploitation, et on a étudié la stabilité de cette carrière.
- ✓ Et on a terminé par une conclusion générale.



Chapitre 01

- **Généralité sur l'exploitation à ciel ouvert**

Introduction

La technologie d'exploitation à ciel ouvert des gisements montagneux dépend considérablement des conditions topographiques géologiques et climatiques.

Le relief de la surface est le facteur essentiel pour le choix de la méthode d'exploitation du gisement, du mode d'ouverture, des engins miniers.....etc.

La succession d'exploitation du champ de la carrière dépend du relief de la surface, de la puissance et de l'angle de pendage du gîte.

L'exploitation de la carrière se fera de haut en bas cette méthode fait partir de la classification des méthodes d'exploitation selon l'académicien soviétique « RJVSKK », on se base sur les repères géologiques, en faisant l'exploitation par niveau.

I.1. Définition de la carrière [1], [2]

L'exploitation à ciel ouvert consiste à enlever les stériles de recouvrement et à accéder au gisement à partir du jour. On l'appelle également découvert.

L'ensemble des ouvrages destinés à l'exploitation du gisement en découvertes s'appelle carrière, ou mines à ciel ouvert.

Dans le cas général, une carrière a l'allure d'un cratère dont le profil est en gradins (figure1).

La profondeur des carrières contemporaines atteint 300-400m. En projet, on prévoit les carrières de 700 à 900m de profondeur.

Dans certains cas favorables, le schéma de la carrière se simplifie beaucoup. Par exemple, pour exploitation une couche horizontale, avec faible recouvrement, la carrière pourra n'avoir que deux gradins : l'un pour recouvrement et l'autre pour la couche.

Selon le pendage, on classe les gisements en découvertes de la façon suivante :

- Gisements plats de 0 à 10°
- Gisements inclinés de 10 à 30°
- Gisements dressants plus de 30°.

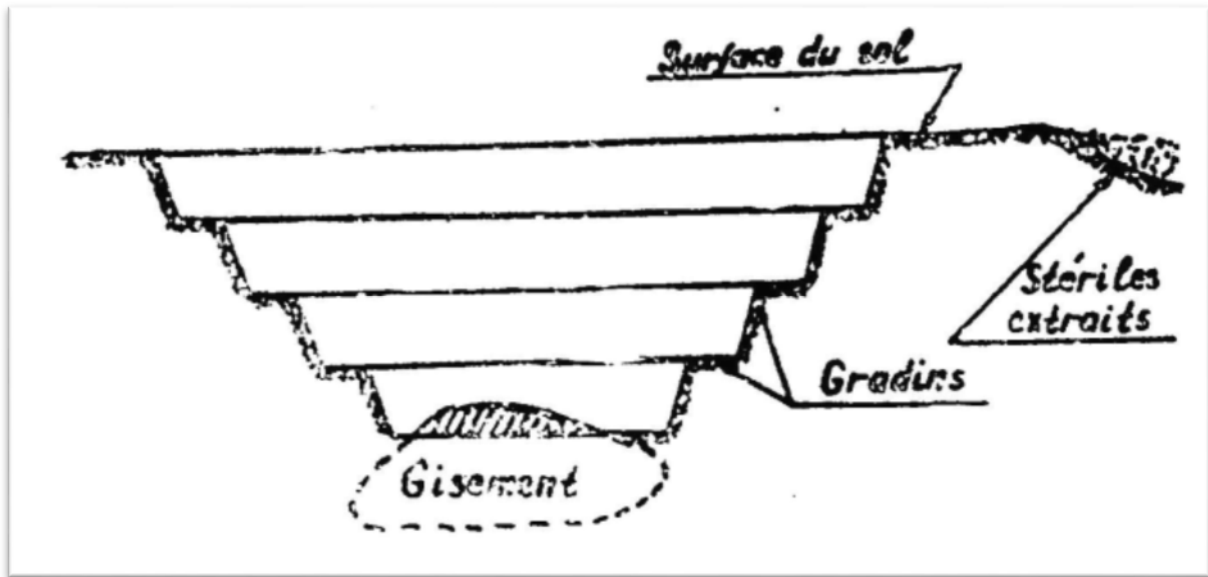


Figure I.1. Schéma de la carrière. [2]

I.2. Les éléments de la carrière [1], [3]

Le stade principal en mine à ciel ouvert consiste à élargir petit à petit une tranchée de découpage dont les parois sont taillées et prennent par la suite la forme d'un gradin.

I.2.1 Gradins

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

- Le front d'attaque
- Le talus du gradin

Les éléments géométriques et technologiques sont sur la figure ci-dessous :

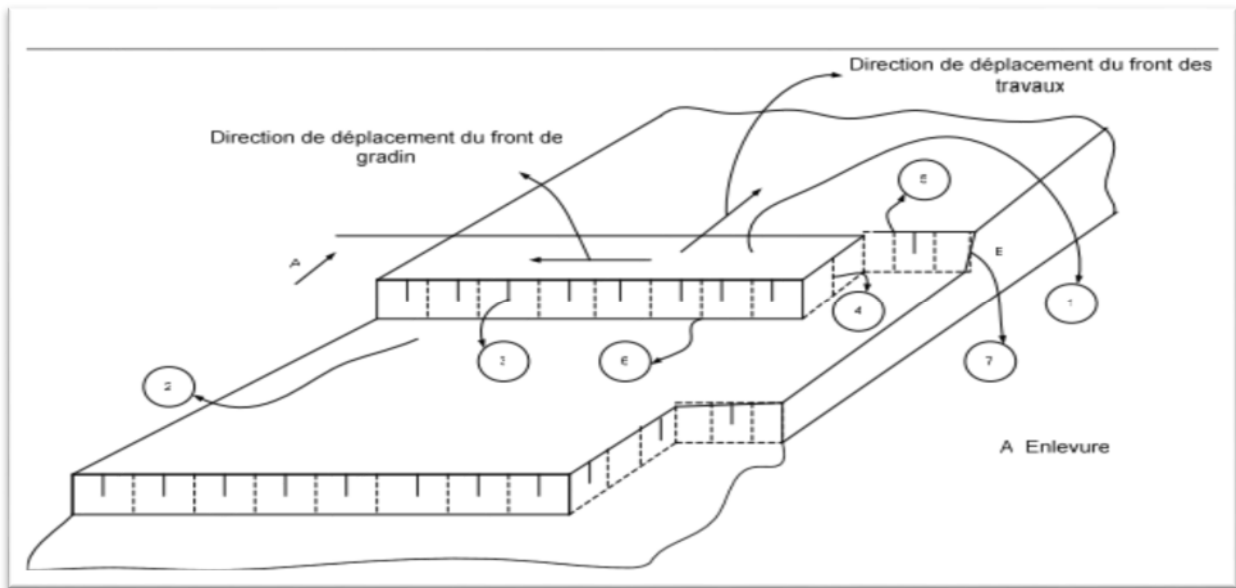


Figure I.2. Eléments géométriques et technologiques d'un gradin [3]

1. **Toit du gradin** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieure
2. **Mur** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie inférieure
3. **Talus** : la surface latérale inclinée limitant le gradin du côté vide de l'exploitation
4. **Front d'attaque** : c'est l'emplacement où l'excavateur travaille
5. **Arrête supérieure** : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus
6. **Arrête inférieure** : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus
7. **Angle du gradin** : c'est l'angle formé entre le mur et le talus. Cet angle est choisi suivant la nature des roches et particulièrement en fonction de leur nature.

Les gradins qui reculent au cours d'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en exploitation.

Une partie de l'enlèvement limitée en longueur par des moyens d'abattage et de chargement indépendant s'appelle bloc.

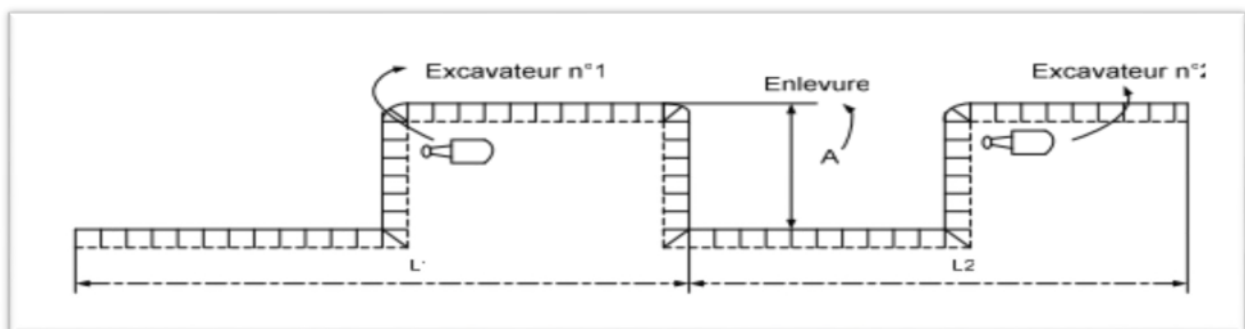


Figure I.3. Schéma d'un bloc d'exploitation [3]

D'une carrière quelconque ou mine à ciel ouvert, l'ensemble des gradins en exploitation constitue en général une vaste excavation dont la configuration générale est représentée par la figure suivante :

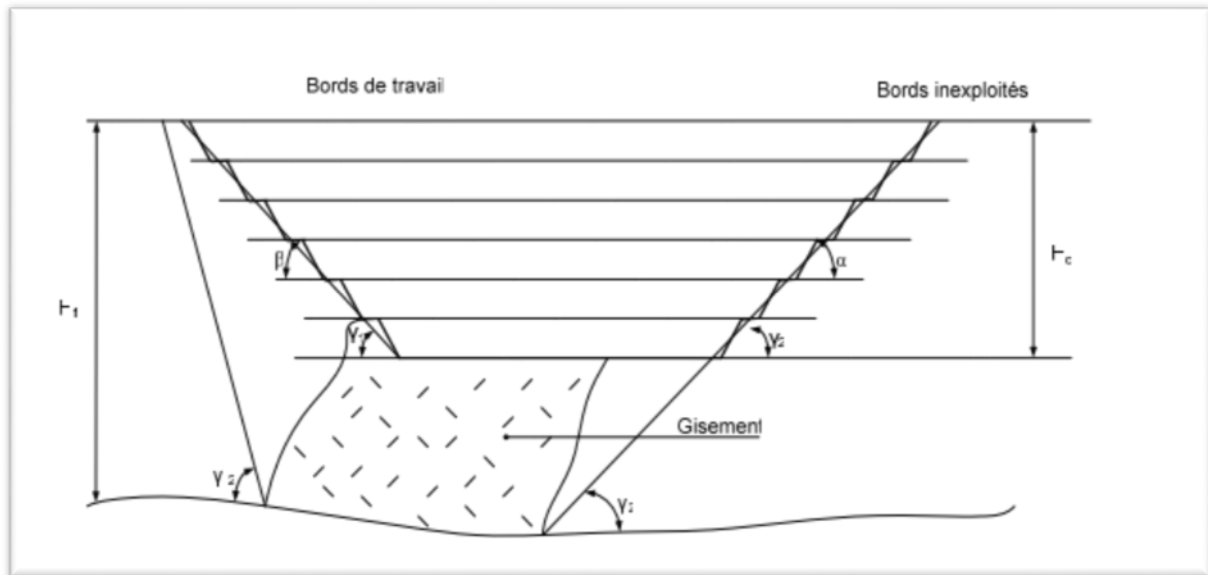


Figure I.4. Coupe verticale d'une mine à ciel ouvert montrant certains éléments fondamentaux à ciel ouvert [3]

La plate forme inférieure du dernier gradin s'appelle le fond de la carrière.

Les bords de la carrière sont des surfaces latérales limitant les vides créés par l'exploitation.

Ce sont des plates-formes et des talus des gradins.

On distingue :

- ✓ Les bords de travail
- ✓ Les bords inexploités

Les bords de travail représentent un ensemble de gradin sur lesquels les travaux d'exploitation sont exécutés progressivement.

Les bords inexploités sont des bords où l'on n'effectue pas les travaux d'exploitation et sont utilisés pour l'évacuation des produits et la sécurité des travaux.

I.2.3 Contour de la carrière

Le contour supérieur de la carrière est l'intersection du bord supérieur de la carrière et la surface vierge. Tandis que le contour inférieur est l'intersection du bord inférieur de la carrière et de son fond.

I.2.4. Talus de la carrière

La position principale du bord de la carrière en tout moment d'exploitation est caractérisée par le talus de la carrière. Ce dernier représente une surface imaginaire passant par le contour supérieur et inférieur de la carrière.

I.3. Les étapes de l'exploitation à ciel ouvert [1]

Les étapes de l'exploitation à ciel ouvert sont les suivantes :

- préparation de la surface à l'emplacement du gisement qui comprend le défrichage, le détournement des cours d'eau en dehors du champ de la carrière, le déplacement des roches, la démolition de différents constructions ;
- assèchement du champ de carrière et prise de mesure contre afflux d'eau qui consiste à protéger l'inondation de la carrière par des eaux de pluies ou par celles souterraines ;
- ouverture du champ de la carrière qui a pour but de réaliser l'accès aux moyens de transport à partir de la surface jusqu'au niveau de travail ;
- enlèvement des stériles de recouvrement qui est destiné à dégager la substance à exploiter ;
- enlèvement de la substance utile la conformité de la production prévue de la carrière et des exigences à la qualité des produites extraites.

I.4. Systèmes d'exploitation à ciel ouvert [1], [2], [4]

Compte tenu, des conditions naturelles, des propriétés physico-mécaniques de la roche et des éléments de la carrière.

I.4.1. Classification des méthodes d'exploitation

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

- méthode d'exploitation sans transport : cette méthode est divisée en deux types :
 - ✓ Simple : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
 - ✓ Avec remaniement des déblais au terril : les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;
- Méthode avec emploi d'engins de transfert : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);
- Méthode spéciale : les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.
- Méthode avec transport des déblais : les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;

- Méthodes mixtes : les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts; autres combinaisons entre les quatre premières méthodes.

I.4.2. Choix de la méthode d'exploitation

Le choix de la méthode d'exploitation dépend de :

- ❖ Ordre et succession de l'exécution des travaux de creusement (préparatoire), de découverte et d'exécution ;
- ❖ Disposition du front de travail ;
- ❖ Nombre de bords exploitable et inexploitable ;
- ❖ Sens de progression des travaux miniers.

I.4.3.détermination des paramètres principaux de la méthode d'exploitation

Les principaux paramètres de la méthode d'exploitation sont :

- ✓ hauteur des gradins ;
- ✓ largeur de la plate forme de travail ;
- ✓ largeur des bermes de sécurité et de transport ;
- ✓ nombre de gradins en stériles et en minerai ;
- ✓ vitesse de déplacement de chantier et l'avancement annuel du front de travail ;
- ✓ approfondissement annuel des travaux miniers.

I.5. Conditions technico – minières de la carrière

I.5.1.Régime de fonctionnement de la carrière [3], [6]

Le régime de travail adopté pour l'ensemble des ateliers de la carrière est le suivant :

- Nombre d'heure de travail par poste ;
- Nombre de postes par jour;
- Nombre de jour ouvrable par semaine;
- Nombre de jour ouvrables par an.

I.5.2. Capacité de production

I.5.2.1. La production annuelle de la carrière

La production annuelle est la quantité de produit obtenu par an de la carrière.

I.5.2.2. La production mensuelle :

La production mensuelle (P_m) est le rapport entre la production annuelle et le nombre de mois par an. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{P_a}{N_{mois}} (T/mois) \quad (I.1)$$

Où

- N_{mois} : nombre des mois dans une année.

I.5.2.3. Production hebdomadaire

La production hebdomadaire est déterminée par la formule suivante :

$$P_s = \frac{P_m}{4} (T/semaine) \quad (I.2)$$

I.5.2.4. La production journalière

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/an}} (T/jour) \quad (I.3)$$

$N_{j/an}$: Nombre de jours ouvrables par année.

I.5.2.5. Production horaire

D'après la production journalière par poste de l'unité, on a un volume horaire à produire

$$P_h = \frac{P_j}{N_h \times N_{p/j}} (T/h) \quad (I.4)$$

Où :

- N_h : nombre d'heures du travail par poste ;
- $N_{p/j}$: nombre des postes par jour.

I.5.3. Durée de vie de la carrière

La durée de vie de la carrière est un paramètre très important pour l'estimation du délai nécessaire et suffisant pour exploiter le gîte.

$$T = \frac{R_{ex}}{P_a} (an) \quad (I.5)$$

- R_{ex} : Les réserves exploitables ;
- P_a : Production annuelle.

I.5.4. Travaux préparatoires à ciel ouvert

I.5.4.1. Caractéristiques des pistes : [4]

D'après les conditions de l'exploitation. Les pistes des carrières se divisent en stationnaires et provisoires.

❖ **pistes stationnaires** : constituées sur les bermes de transport pour une longue durée, habituellement revêtement soutier et une circulation à double voie.

❖ **pistes provisoires** : constituées sur les gradins et les terrils, se déplacent au fur et à mesure de l'avance du front des travaux miniers et elles ne sont pas revêtue.

Pour le traçage de la piste, on utilise l'ancienne piste.

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

➤ **1^{ère} cas** : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times C) \quad (I.6)$$

Où

- T : c'est la largeur de la piste ;
- a : largeur de la benne du camion ;
- C : largeur de la bande de sécurité, (m)

$$C = 0.5 + 0.005V \quad (I.7)$$

Où

V : c'est la vitesse moyenne de circulation des camions.

➤ **2^{ème} cas** : circulation à double voie (pour la piste principale) :

$$T = 2 \times (a + c) + X \quad (I.8)$$

Où :

X: distance entre les bennes des camions,

$$X = 2 \times C \quad (m) \quad (I.9)$$

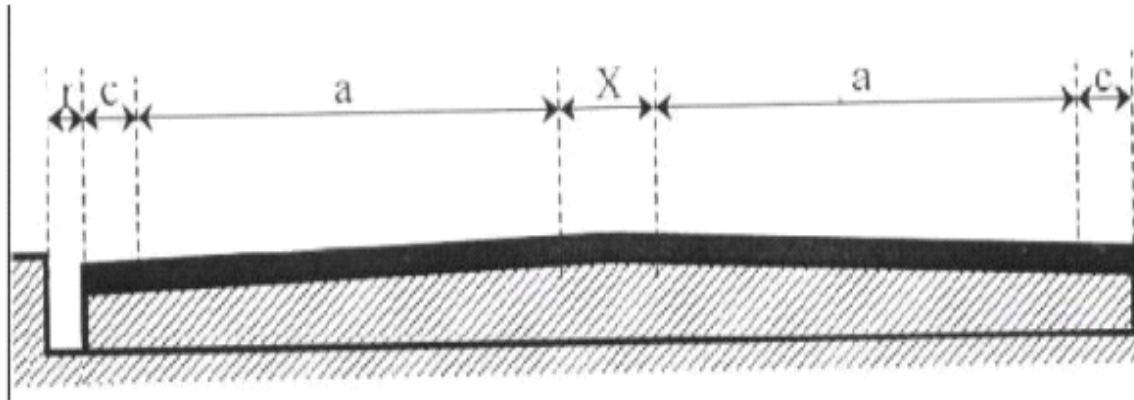


Figure I.5. Profil en largeur de la piste. [7]

I.5.4.2. Principaux éléments du système d'exploitation [7]

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments sont :

- Le gradin ;
- Le front des travaux du gradin et de la carrière ;
- La plate-forme de travail ;
- La zone de travail ;
- La vitesse d'avancement ;
- Longueur du bloc ;
- Les paramètres du plan de tir.

a. Le gradin [4]

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement ;
- La production journalière est plus élevée ;
- Le déroulement des travaux est amélioré ;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux ;
- Le prix de revient se trouve diminué.

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- ✓leur hauteur ;
- ✓le talus ;

- ✓ l'angle du talus du gradin ;
- ✓ arête inférieure et supérieure ;
- ✓ enlevures ;
- ✓ la largeur des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

➤ **La hauteur du gradin**

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- caractéristiques des excavateurs employés ;
- stabilité des roches ;
- nécessité d'exécuter des tirs d'abattage ;
- règles de sécurité ;
- production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

➤ **L'angle de talus du gradin**

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80°.

b. Plate-forme de travail

C'est la banquette sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement ; du transport ; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure) ; les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico–mécaniques des roches ; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) ; et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif ; la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z \quad (I.10)$$

Où :

- L_{pt} : Largeur de la plate forme de travail, (m) ;
- A : Longueur de l'enlevure en massif, (m) ;
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m) ;
- C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m) ;

- T : Largeur de la voie de transport, (m) ;
- Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;

La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{W}{\cos(\beta)} \quad (m) \quad (I.11)$$

- ✓ W : ligne de moindre résistance ;
- ✓ β : L'inclinaison de trou.

Remarque :

La ligne de moindre résistance est calculée par la relation suivant :

$$W = 45 \times D_{tr} \quad (m) \quad (I.12)$$

Ou :

- ✓ D_{tr} : diamètre de trou.

La largeur de X est calculée par la relation suivante :

$$X = A(2K_f \times H_g / H_t - 1) \quad (I.13)$$

Avec :

- K_f : coefficient de foisonnement des roches ;
- H_g : hauteur du gradin, (m) ;
- H_t : hauteur du tas

$$H_t = (0.5 \div 0.8) \times H_g \quad (I.14)$$

Et pour les calcaires :

$$H_t = 0.8 \times H_g \quad (m) \quad (I.15)$$

La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g \quad (m) \quad (I.16)$$

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (ctg\gamma - ctg\alpha) \quad (I.17)$$

- γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ($60^\circ - 70^\circ$) ;
- α : l'angle de talus de gradin en exploitation, 75° ;

La largeur du chemin de transport est de : T= 10m

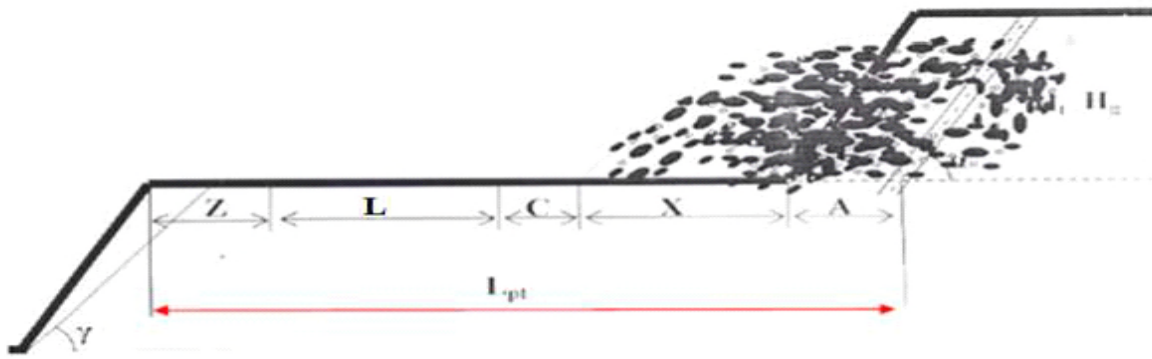


Figure I.6. La plate forme de travail. [7]

c. longueur de la piste (L)

C'est la distance entre le concasseur primaire (au niveau du gradin à exploité) et le concasseur secondaire ancien site.

I.5.5. Organisation des opérations d'extraction

I.5.5.1. L'abattage

L'opération d'abattage se fait par des travaux de tir et de forage

a. La foration [8], [10]

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 la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

b. Le rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_f = N_{tr/p} \times L_{tr} \quad (I.18)$$

Avec:

- $N_{tr/p}$: nombre de trous foré par poste ;

c. Le nombre des foreuses

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

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{tr/p} \times N_{p/j} \times N_{j/an} \times Q_{tr}} \quad (I.19)$$

Avec :

- P_a : La production annuelle souhaitée ;
- K_r : Coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25) ;
- $N_{w/p}$: Nombre de trous réalisés par poste.

d. Nombres des trous à forer

$$N_{w/p} = \frac{T \times K_u}{T_f} \quad (I.20)$$

Avec :

- T : la durée d'un poste ;
- K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse ;
- T_f : la dure de réalisation d'un trou.

I.5.5.2. Le chargement [7]

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte. En fosse, les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets. Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. Pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre, conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire. Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers.

a. Le rendement de la chargeuse [4]

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- Type de la chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;

- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Pour calculer le rendement effectif de la chargeuse, on peut utiliser la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{T_d \times K_u}{T_{ch}} \quad (I.21)$$

- T_d : La durée du travail par jour ;
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ;
- T_{ch} : Temps de chargement d'un camion.

b. Nombre des chargeuses nécessaire

$$N_{ch} = \frac{N_r}{R_{ch}} \quad (I.22)$$

Avec:

- N_r : nombre des rotations /jour :
- q_p : capacité de la benne du camion

I.5.5.3. Transport [4]

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.

a. Rendement des camions

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times Q \times K_q}{T_c} \quad (I.23)$$

Avec :

- Q_c : capacité de la benne du camion Dumper;
- K_q : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q \leq 1$) ;
- T_c : le temps de réalisation d'un cycle.

b. Le nombre le camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_h \times K_{irr}}{R_c} \quad (I.24)$$

Avec :

- P_h : Production horaire ;
- K_{irr} : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2) ;
- R_c : Rendement des camions.

I.6. Processus technologiques d'exploitation à ciel ouvert

I.6.1. Description et condition de l'opération de tir

Le déroulement de l'opération de tir à l'explosif se fait à la manière suivante :

- ✓ vérification des trous destinés au tir ;
- ✓ chargement des trous selon le plan de tir élaboré à cet effet ;
- ✓ répartition de la quantité d'explosifs sur les trous avec stockage à zéro ;
- ✓ connections des trous par le cordon détonnant et la disposition électrique (utilisation de tir à micro retard) ;
- ✓ évacuation de la zone de sécurité de tir ;
- ✓ mise à feu des charges ;
- ✓ vérification des résultats de tir et élaboration du PV de tir.

I.6.2. Présentation d'un schéma de tir [5]

Pour abattre un massif à l'explosif, on réalise un ensemble de trous de mines dont les paramètres géométriques sont définis:

- La plateforme : zone sur laquelle évolue les engins ;
- Le front : est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (réglementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité.
- La banquette : les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales ; on appelle cette distance banquette.
- L'espacement : est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- La maille : on désigne par maille le couple banquette-espacement ;

- l'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par surforation.

Les paramètres de chargement qui interviennent dans les plans de tirs sont ainsi définis :

- L'explosif placé en fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on désigne par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure ;
- Le bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges («bourrage intermédiaire»), soit en haut de trou (« bourrage terminal ou final»);
- La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

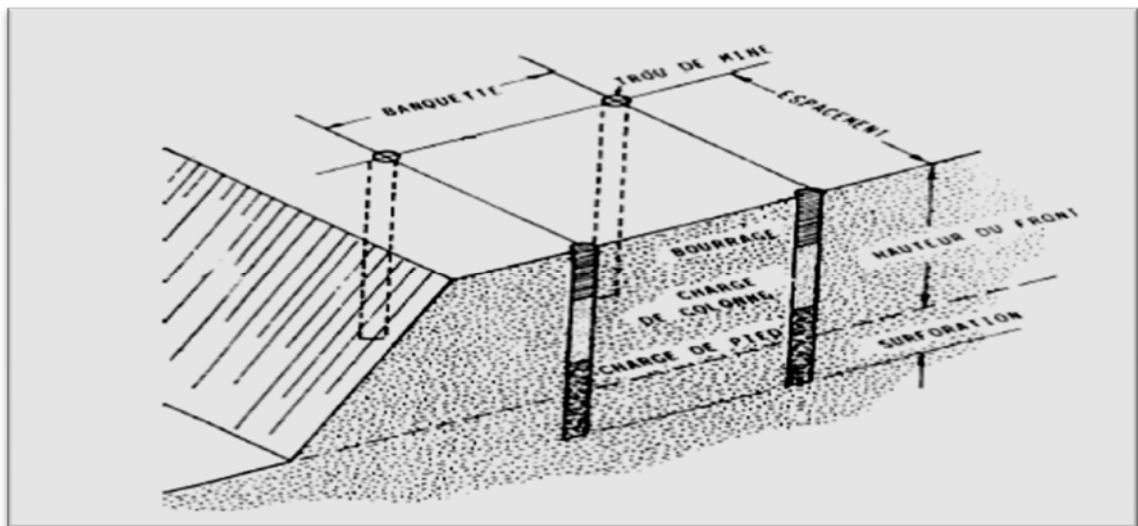


Figure I.7. Illustration des paramètres constituant un schéma de tir. [5]

Le contrôle de la granulométrie du tas de roche abattus peut être obtenu par la variation des paramètres suivants :

I.6.2.1. La foration [6]

Les paramètres qui interviennent dans le choix du type d'engin de foration sont :

- diamètre
- la hauteur du gradin
- banquette
- espacement
- profondeur du trou
- surprofondeur
- inclinaison du forage

I.6.2.2. Le chargement [4], [6]

Les paramètres de chargement de l'explosif dans le trou sont la nature et la quantité d'explosif.

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet en tenant compte de la production journalière;

I.6.2.3. L'amorçage

L'amorçage est donc un élément essentiel de la chaîne pyrotechnique car il conditionne la fiabilité, la qualité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu. il existe deux types d'amorçages : ponctuelle et latérale.

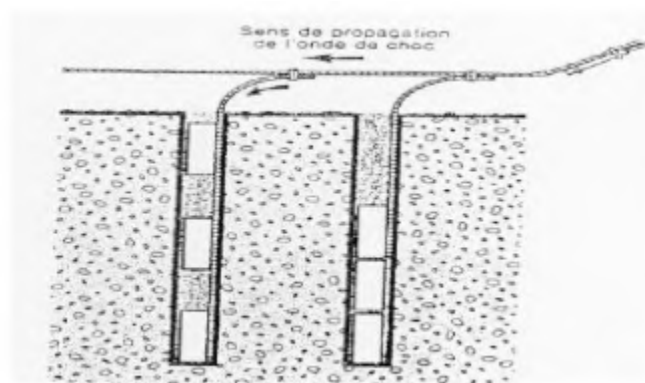


Figure I.8. L'amorçage latéral [6]

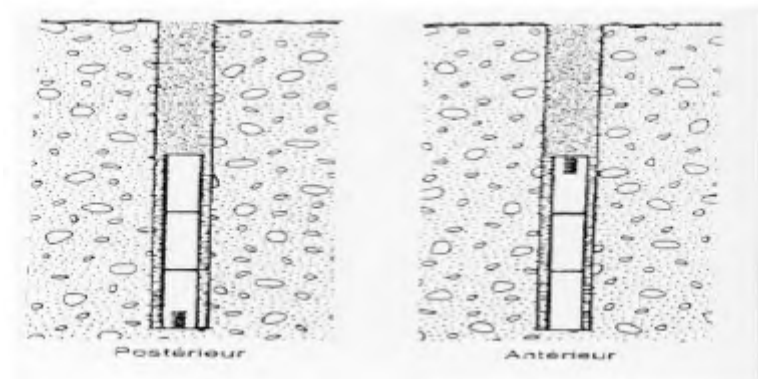


Figure I.9. Amorçage ponctuel. [6]

L'amorçage postérieur est plus meilleur que celui d'antérieur La mise en détonation de l'explosif peut être réalisé avec un cordeau détonant dans ce cas l'amorçage est dit latéral ou bien par détonateur, l'amorçage dans ce cas est dit ponctuel.

I.6.3. La foration

I.6.3.1. Diamètre du trou (Φ) [8]

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille).

Le coût de la foration diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de foration.

Si le diamètre augmente la hauteur du gradin augmente mais la fragmentation résultante est moindre et vice-versa.

I.6.3.2. La hauteur du gradin [6] [11]

La hauteur du gradin est déterminée en fonction :

- des engins de chargement ;
- du diamètre de foration ;
- de la production annuelle ;
- de la stabilité des roches du talus ;
- des règles de sécurité en rapport avec la normalisation minière.

Pour une bonne conception d'un plan de tir, la hauteur du gradin doit être 3 à 3,5 fois la banquette. Pour l'exploitation de la plus part des gisements on procède à une exploitation par gradin de 15 m de hauteur

I.6.3.3. L'angle de talus du gradin (α) : [11]

Pour la détermination de l'angle du talus on tient compte des paramètres physico – mécaniques de la roche et des engins miniers, pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale.

- Avantage de l'inclinaison :
 - ✓ Le gradin est plus stable ;
 - ✓ La fragmentation est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
 - ✓ La sur profondeur est moins longue ;
 - ✓ La consommation d'explosif est moindre ;
 - ✓ Les trous peuvent être plus espacés.

I.6.3.4. Le choix de l'explosif [8]

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux

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. Si le massif est pré-facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz);

- des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation

même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût d'exploitation, son prix est pris en compte dans son choix mais les exploitants tendent de plus en plus à l'associer au coût de la foration et au coût du chargement du tas qui sont des postes plus élevés qui varient dans le sens inverse de celui de l'explosif. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif (cf. figure 7).

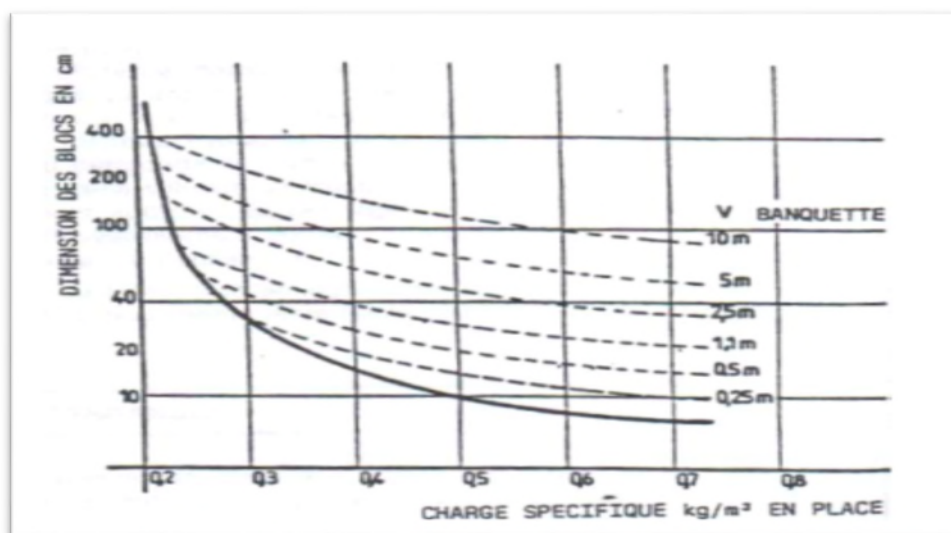


Figure I.10. Blocométrie et charge d'explosif [8]

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante : La charge de fond de trou de mines est chargée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinue en charge étagée qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

- MARMANITE, pour la charge de pied avec :
 - ✓ Diamètre de cartouche de 80 mm ;
 - ✓ Longueur de la cartouche est 50 cm ;
 - ✓ Poids de la cartouche est 2.5 kg ;
 - ✓ Type de cartouche est : gaine plastique.
- Explosif de colonne :
 - ✓ Conditionnement ANFOMIL en vrac, dans des sacs de 25 kg ;
 - ✓ Quantité explosif de colonne 35 kg ;
 - ✓ Longueur de la colonne 7 m ;

Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX sont données dans le tableau suivant :

Tableau I.1. les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].

Désignation Commerciale	Marmanit II	Anfomil
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Densité	1.05	0.85
Vitesse de détonation[m/s]	4500	2600 ± 100
Puissance C.U.P	1,27	1.15
Energie [kJ/kg]	3987	3803.8
Volume de gaz [L/kg]	868	967
Utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosifs pour roches tendres.

Remarque :

Pour plus information sur les explosifs (voir annexe 1)

I.6.3.5. La banquette (B) [6] [9]

Elle correspond à l'épaisseur de la tranche à abattre et elle dépend des objectifs technico-économiques. Elle varie proportionnellement à l'énergie ou la puissance (weight strength) de la charge et du diamètre. Sa valeur maximale est déterminée par la règle de LANGEFORS par la formule suivante :

$$B_{\max} = 0.03 \times \Phi_t \times \sqrt{\frac{P \times s}{f \times C \times \frac{E}{V}}} \quad (I.25)$$

- B_{\max} : Banquette maximale admissible (m) ;
- Φ_t : Diamètre de foration (mm) ;
- P : Densité de chargement (kg/m^3) ;
- s : Strength de l'explosif (sans dimension), pris pour l'explosif en pied (car le cisaillement du pied est le travail le plus difficile) ;
- C : Constante de roche (kg/m^3) ;
- f : Facteur de contrainte ;
- $\frac{E}{V}$: Rapport écartement sur banquette.

a. Densité de chargement (P)

La densité de chargement est la densité de l'explosif, à laquelle on peut introduire un facteur correctif dans le cas de l'utilisation de cartouches. Dans le cas d'un chargement à plusieurs types d'explosifs, on se réfèrera au chargement utilisé pour le cisaillement du pied, opération la plus difficile dans l'abattage. La densité de chargement est donc donnée par :

$$P = d \times \left(\frac{\Phi_c}{\Phi_t}\right)^2 \quad (I.26)$$

Avec :

- d : la densité de la Marmanite ;
- Φ_c : diamètre de la cartouche ;
- Φ_t : diamètre de trou.

b. La puissance de l'explosif (strength) [7]

LANGEFORS définit le coefficient S par :

$$S = RWS \quad (I.27)$$

- **Constante de roche c [7]**

La constante de roche introduit un paramètre correspondant au massif rocheux et sa géologie.

$$C = c + 0.05 (\text{Kg/m}^3) \quad (I.28)$$

La résistance au tirage(c) : représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m^3 de roche. Cette valeur

est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain (pour le calcaire, $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$) (voir l'annexe 2)

- C : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

c. Facteur de contrainte(f) [6]

Facteur de contrainte f dépend de l'inclinaison de trou. Cette relation définie dans le tableau suivant :

Tableau I.2. Valeurs des facteurs de contrainte f en fonction de l'inclinaison des trous β .

L'inclinaison β (°)	0	10	20	30
F	1	0.95	0.90	0.85

d. Rapport écartement sur banquette (E/V)

On retient la valeur habituelle de 1,25 pour le rapport E/V .

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport S/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,5. Pour le calcul, la valeur de 1,25 a été choisie. On constate expérimentalement que ce rapport influence la fragmentation obtenue : un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue devant engendrer une fragmentation régulière.

I.6.3.6. la banquette pratique

La banquette pratique est la différence entre la banquette maximale et la déviation de forage.

Il est exprimé par la formule suivante :

$$B = B_{\max} - F \quad (I.29)$$

Avec :

- B_{\max} : la banquette maximale ;
- F : la déviation de forage.

a. La déviation de forage (F)

La déviation de foration est les erreurs qui a été fait par la foreuse pendant la foration.

Il est déterminé par la formule suivante :

$$F = 0.05 + 0.03 \times L_{tr} \quad (I.30)$$

Ou

- L_{tr} : la profondeur de trou.

b. la profondeur de trou

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

$$L_r = 1.05 \times (H_g + L_s) \quad (m) \quad (I.31)$$

Où :

- H_g : hauteur du gradin, (m);
- L_s : longueur du sous-foration, (m);

I.6.3.7. La sous-foration (L_s) [6]

La sous-foration sert à bien dégager le pied du gradin en évitant le rebord au pied, ce dernier exigera des forages ultérieurs d'achèvement qui sont très onéreux. Elle dépend de l'épaisseur de la tranche à abattre, elle varie de 0,15 à 0,3 de la longueur de la banquette pratique.

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times B_{\max} \quad (m) \quad (I.32)$$

I.6.3.8. L'espace (E)

La maille E x B est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat de tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, en conséquence, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille :

$$E = 1.25 \times B \quad (m) \quad (I.33)$$

I.6.3.9. Nombre de rangée [6]

Il est déterminé en fonction de la production, la séquence d'initiation de la charge d'explosif Temps disponible entre rangées :

$$10 \times B_{\max} < \text{Temps en ms} < 30 \times B_{\max} \quad (I.34)$$

On peut faire quatre rangées mais il est préférable de concevoir un plan de tir avec deux rangées, pour ne pas créer des nuisances au gradin ainsi que la granulométrie désirée (pour un bon rendement du tir).

I.6.3.10. Distance entre les rangées (b)

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Il s'agit d'un tir à micro retard d'où :

$$b = B (m) \quad (I.35)$$

I.6.3.11. Chargement des trous :

- H : La hauteur du gradin
- B : La banquette
- E : L'espace
- S : Sous-foration
- L B : Longueur de bourrage
- L P : Longueur de la charge
- L C : Longueur de la charge de la colonne
- β : L'inclinaison

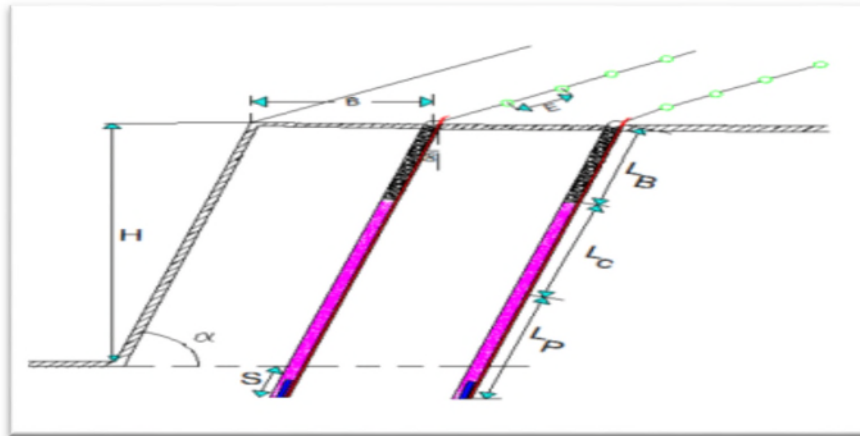


Figure I.11.chargement des trous.

I.6.4. Répartition de la charge [13] [12] [14] [15]

I.6.4.1. Le choix de l'explosif

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : 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, ou plus simplement par le choix d'un explosif de sa vitesse de détonation élevée dans une roche résistante.

Si le massif est pré fracturé en place, on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).

- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif. Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinue, en charge étagée, qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

1. Marmanite II : pour la charge de pied avec :

- ✓ Diamètre de cartouche de 80 mm;
- ✓ Longueur de cartouche est 50 mm;
- ✓ Poids de cartouche est 2,5 kg;
- ✓ Type de cartouche est : gaine plastique

2. Anfomil : pour la charge de colonne En vrac dans des sacs de 25 kg chacun. Les caractéristiques de ces explosifs commercialisés en Algérie par l'ONEX (voir l'annexe n....)

a. La vitesse de détonation

Ce paramètre définit la célérité avec laquelle l'onde de détonation se propage dans une cartouche d'explosif, elle détermine l'effet de brisance sur la roche. Plus elle est élevée, plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

En règle générale :

Les grandes vitesses de détonation sont utilisées pour la destruction de structure en béton armé, pour des roches dures.

Les petites et moyennes vitesses sont utilisées dans des roches tendres et dans des milieux superficiels.

- Une vitesse de détonation lente à un dégagement d'énergie plus lent ;
- Vitesse lente de l'onde de choc est bonne pour la poussée du tas de roche ;
- Vitesse rapide de l'onde de choc est bonne pour la dislocation et la désagrégation du massif de roche.

L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 et 7000 m/s.

b. La puissance de l'explosif

Elle se définit par l'énergie développée pendant la détonation et par la capacité d'un explosif à réaliser un travail donné.

c. La pression de détonation :

C'est la pression dans la zone de réaction derrière le front. Elle est reliée à la densité et à la vitesse de détonation comme illustrée dans l'expression suivante :

$$P = Kr \times \rho \times V^2 \quad (I.36)$$

- V : la vitesse de détonation de l'explosif [4500 m/s] pour le cas de la Marmanite
- ρ : la masse volumique [1,05 g/ cm³] ;
- Kr: coefficient de remplissage en explosif dans le trou (diamètre de la cartouche d'explosif /diamètre du trou.

d. Bloc de plomb (TRAUZL, CUP) :

Ceci se fait par l'évasement d'un bloc de plomb standard dans lequel détonne une quantité standard d'explosif considérée. La puissance s'exprime en volume d'évasement ou en ratio par rapport à des explosifs standard (acide picrique pour le CUP, coefficient d'utilisation pratique).

$$CUP = \frac{M^o}{M} \quad (I.37)$$

Avec :

- M^o: masse de l'explosif standard (acide picrique=15 g).
- M : masse de l'explosif qui provoque le même évasement sur le bloc de plomb.

e. Le coefficient de self excitation (C.S.E) [4]

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation à se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de la puissance de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose. Le coefficient de self excitation est important lors du bourrage des trous de mine.

Pour les explosifs de l'ONEX, Le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

L'expansion des gaz de décomposition qui suit l'explosion exerce une énorme pression sur les parois rocheuses qui les contiennent. Cette haute pression agit sur les parois du trou de mine et provoque d'abord un choc qui fissure les roches avoisinantes et une poussée qui entraîne la projection des roches et leur fragmentation.

La pression des gaz est la même dans toutes les directions mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les lignes de moindre résistance.

I.6.4.2. Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

- La charge de pied ;
- La charge de colonne.

a. La longueur de la charge de pied [9]

La charge de pied, est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied elle a une hauteur d'au moins une fois la banquette et la sous-foration:

$$L_p = 1.3 \times B_{\max} (m) \quad (I.38)$$

b. La charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$X_p = 0.88 + \frac{f}{s} \times a \times \left[\frac{0.07}{B} + R + (0.04 \times B) \right] \times B \quad (I.39)$$

Avec :

- f : Facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou ;
- a : la distance entre deux trous.

I.6.4.3. Quantité d'explosif au pied du gradin (Q_p)

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied.

$$Q_p = L_p \times X_p (K_g) \quad (I.40)$$

I.6.4.4. La hauteur du bourrage (H_b) [16]

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface.

Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs.

Si $H_b < B$, le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue. D'autre part, si $H_b > B$, elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moindre.

$$H_b = B (m) \quad (I.41)$$

I.6.4.5. La hauteur de la charge de colonne (L_c) [16]

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

$$L_c = L_{tr} - L_p - H_b \quad (m) \quad (I.42)$$

I.6.4.6. Quantité d'explosif en colonne (Q_c) [10]

La quantité d'explosif en colonne est :

$$Q_c = L_c \times C_c \quad (I.43)$$

Avec :

- C_c : la charge en colonne. Elle est déterminée par la relation suivante :

$$C_c = 0.5 \times L_p \quad (K_g/m) \quad (I.44)$$

I.6.4.7. Quantité de charge d'explosifs dans un trou [10]

La quantité de la charge d'explosifs dans un trou est la somme de la charge de colonne et la charge de pied. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$Q_t = Q_p + Q_c \quad (K_g/m) \quad (I.45)$$

I.6.4.8. La consommation spécifique d'explosif [10]

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{ch} = \frac{Q_t}{(H_g / \cos \beta) \times B \times E} \quad (k_g/m^3) \quad (I.46)$$

I.6.4.9. Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr}) [14]

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta} \quad (m^3/trou) \quad (I.47)$$

Avec :

- B : la banquette pratique ;
- E : l'espacement entre les trous ;

- H_g : la hauteur de gradin ;
- β : angle d'inclinaison de trou.

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma (T/trou) \quad (I.48)$$

Avec :

- γ : la densité de calcaire.

I.6.4.10. Nombre de trous forés en un mois ($N_{tr/mois}$) [7]

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de : La production mensuelle (P_m). Par la relation suivante :

$$N_{tr/mois} = \frac{P_m}{Q_{tr}} (trou/mois) \quad (I.49)$$

I.6.4.11. Nombre de trous forés en un tir ($N_{tr/tir}$)

Le nombre de trou forés en un tir est le rapport entre le nombre des trous forés par mois et le nombre de tir utilisé dans ce mois.

$$N_{tr/tir} = \frac{N_{tr/mois}}{N_{tir}} (trou/tir) \quad (I.50)$$

I.7. Mise en terril et constitution des remblais à minerai [3] [2]

I.7.1 Généralités

Des que les travaux miniers sont entrepris dans une mine a ciel ouvert, les problèmes de constitution de terril et des remblais a minerai s'imposent de plus en plus a cause de l'augmentation progressive du volume de stérile et l'approfondissement des travaux d'exploitation.

La mise en terril constitue une part tellement importante de l'activité d'une mine a ciel ouvert de sorte qu'il existe même une classification des méthodes d'exploitation a ciel ouvert basée sur les particularités technologiques des opérations de constitution des terrils dans les conditions différentes.

I.7.2 Distinction des terrils

Selon l'emplacement des terrils par rapport au champ d'exploitation, on distingue des terrils intérieurs et des terrils extérieurs. Dans le premier cas, les terrils sont constitués dans l'espace vide créé par l'enlèvement des morts terrains et des minerais.

Dans le second cas, on les place en dehors de la configuration finale de la carrière a des endroits spécialement réservés a cet usage.

Qu'ils soient intérieurs ou extérieurs, les terrils peuvent s'étendre a partir de l'endroit choisi par déplacement parallèle, en éventail, en courbe ou en anneau du front de déblais.

a. Terrils intérieurs

Ils sont généralement constitués lors de l'exploitation des gisements en plateaux ou couches horizontales de grande étendue.

Dans le cas simple, la mise en terril se réalise directement par des excavateurs utilisés a l'enlèvement des morts terrains. S'il s'agit des roches dont l'abattage a l'explosif est une nécessité absolue, on utilise des excavateurs de découverte a godet unique dont l'organe de travail doit avoir une grande longueur ainsi qu'une grande capacité du godet. Par contre dans les terrains tendres, arrache par des excavateurs a godets multiples, la mise en terril s'effectue au moyen des engins de transfert (sauterelle et pont de transfert).

b. Terrils extérieurs

Ils sont habituellement utilisés dans l'exploitation des gisements dressants et semi dressants exploités par la méthode des fosses emboîtées. La mise en terril se fait par des engins indépendants tels que la charrue de terril, le bulldozer, la chargeuse frontale, la remblayeuse...

Dans ce cas, la première étape des travaux consiste a constituer un remblai primitif qui servira comme point de départ pour l'extension postérieure du terril. Par ailleurs, on peut se forcer d'utiliser le relief de la région : ravin, dépression, flancs de coteau...

I.7.3. Différents procédés de construction des terrils et remblais à minerai

1. Lorsque les déblais sont transportés par voies ferrées et déchargés sur les talus du terril par basculement des wagons

- Cas des roches dures et semi dures :

- ✓ Charrue de terril
- ✓ Bulldozer
- ✓ Chargeuse frontale

b. Cas des roches tendres

- ✓ Excavateur de terril
- ✓ Procédé hydro mécanique

- Lorsque le transport des produits (sterile et minerai) se fait par camion a benne basculante : dans ce cas, la constitution des terrils ou des remblais de minerai se réalise généralement au moyen des bulldozers
- Lorsque le transport des produits (stériles et minerai) se fait par courroie transporteuse : Dans ce cas, la constitution des terrils ou remblais a minerai se réalise au moyen d'un remblayeuse a minerai (stacker).

Conclusion

L'exploitation de la carrière se fera de haut en bas.

La technologie d'exploitation à ciel ouvert des gisements montagneux dépend considérablement des conditions topographiques géologiques et climatiques.

Le choix de méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- caractéristiques géologique de gisement ;
- production planifiée de la carrière;
- nombre et puissance des engins qui prennent part à la chaîne technologique d'exploitation ;
- mode d'ouverture du gisement ;
- l'allure du gisement et les propriétés physico mécaniques du minerai et des roches à évacuer



Chapitre 02

- **Définition et types des glissements**

INTRODUCTION

Les problèmes de stabilité des pentes se rencontrent fréquemment dans la construction des routes, des canaux, des digues et barrages. En outre certaines pentes naturelles sont ou peuvent devenir instables. Une rupture d'un talus peut être catastrophique et provoquer des pertes de vies humaines ainsi que des dégâts naturels considérables.

L'étude d'un talus comporte, outre la reconnaissance du site et le choix des caractéristiques mécaniques des sols, un calcul de stabilité pour déterminer d'une part la courbe de rupture le long de laquelle le risque de glissement est le plus élevé, d'autre part la valeur correspondante du coefficient de sécurité.

II.1. Quelques modes d'instabilités affectant les pentes de sol [17]

Mouvements de pente peuvent prendre très différentes configurations, de roches renverser à la coulée de boue, peut impliquer une variété de matériau de roche dure, à l'argile sensible et de lœss, et peut résulter d'une variété de phénomènes de fonte rapide des neiges ou de fortes précipitations aux tremblements de terre.

La Figure 1. illustre les éléments principaux de la description d'un glissement de terrain.

Le mode de mouvement dépend de nombreux facteurs, dont l'inclinaison, type de matériau et les conditions hydrologiques.

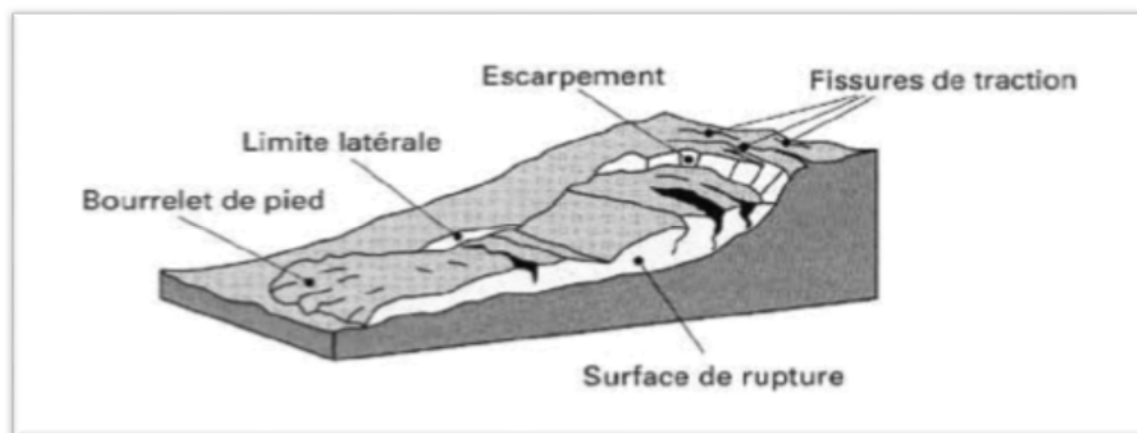


Figure II.1. Les éléments principaux de la description d'un glissement de terrain [18].

Certains types de déplacements donnent presque automatiquement des indications sur les ordres de grandeur des vitesses atteintes classées ainsi par les spécialistes (Tableau 1) :

Tableau II.1. Classification des mouvements de terrain [19].

Classe	Description	Vitesse
7	Extrêmement rapide	5 m/sec
6	Très rapide	3 m/min
5	rapide	1.8 m/heure
4	Modère	13 m/mois
3	Lent	1.6 mm/an
2	Très lent	16 mm/an
1	Extrêmement lent	≥16 mm/an

Il existe six types différents des mouvements du glissement de terrain : écroulements, renversement, glissement, diffusion latérale, coulées, et fluage.

II.1.1. Les glissements [20]

Le glissement est un mouvement d'une pente descendante de sol ou le massif de roche qui se produit surtout à la surface de rupture ou sur des zones relativement minces de déformation en cisaillement intense.

un problème sérieux presque dans toutes les régions du monde, parce qu'ils causent des

II.1.1.1. Définitions sur les glissements de terrain [19]. [21]. [22].

Les glissements de terrain ne sont qu'un type de mouvement gravitaire (ou mouvement de masse), pourtant, par analogie avec certains auteurs anglophones ("land slide" en anglais), on utilise parfois improprement le terme « glissement de terrain » pour désigner tous les mouvements gravitaires.

Glissement de terrain est un phénomène géologique d'où une masse de terre descend sur une pente, autrement dit un plan de glissement plus ou moins continu, plus ou moins plan ou incurvé. Après la mise en mouvement, la masse conserve globalement sa consistance et sa physionomie. Il est soit un processus naturel ou se produit en raison des activités humaines qui perturbent la stabilité de la pente.

Les glissements des terrains représentent pertes économiques ou social sur des propriétés privées et publiques. Les catastrophes naturelles ont démontré la puissance destructrice de soudains mouvements de masse au cours d'un glissement de terrain, qui continuent à faire des victimes et causent des dommages importants aux biens et aux infrastructures sur une base annuelle, Malgré l'apparition fréquente de telles catastrophes naturelles, des lacunes considérables demeurent dans la base de compréhension et

de modélisation des principaux mécanismes de déclenchement et de l'extension spatiale des cicatrices et des zones de dépôts, donc qui entravent les efforts visant développer des systèmes d'alerte précoce efficaces et établir des indicateurs pour panne naissante et tout dommage ultérieur.

Les zones qui sont généralement sujettes à des glissements de terrain sont : Les glissements de terrain existants, ancienne ou récente, à la base ou au sommet de pentes, à la base du creux de drainage mineurs, à la base ou sommet d'un ancien talus de remblai, à la base ou au sommet d'une pente supporte une forte inclinaison.

II.1.1.2.Types des glissements

Selon la forme de la surface de rupture, on distingue deux types de glissements :

- ✓ Glissement plan
- ✓ Glissements rotationnels simples).

A. Glissements rotationnels ou circulaires

Le terrain glisse le long d'une surface concave ayant la forme d'une cuillère, (figure II. 2 :(a)). On distingue le glissement rotationnel simple et complexe (composé).

- **Glissement rotationnel simple** : Ce type de glissement est très fréquent. La surface de rupture à une forme simple et peut-être assimilée à un cylindre.

- **Glissement rotationnel complexe** : Ce type de glissement est rare. Il s'agit de glissements multiples emboîtés les uns dans les autres, dus souvent à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîne des glissements successifs remontants vers l'amont.

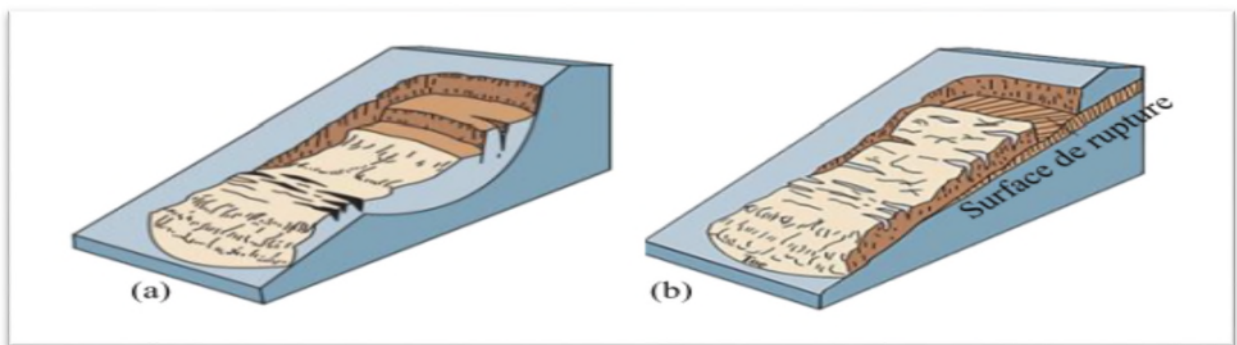


Figure II.2.Glissement : (a) Rotationnel, (b) Plan, [23].

B. Glissement plan

Il se produit suivant un plan, au niveau d'une surface de discontinuité géologique: Zone entre deux matériaux de nature différente, failles, plans de stratification...(figure II. 2 (b)).

La ligne de rupture suit une couche mince de mauvaises caractéristiques sur laquelle s'exerce souvent l'action de l'eau. Une telle couche est appelée « couche savon ».

II.1.1.3. Vitesse moyenne de mouvement des glissements:

La vitesse moyenne de mouvement des glissements atteint le plus souvent quelques millimètres par an pour un glissement su stabilisé, très lent, et quelques centimètres à quelques décimètres par an pour un glissement actif.

Il existe quelques cas exceptionnels où le glissement peut être bien plus rapide et où la masse en mouvement, sans perdre sa compacité, peut atteindre plusieurs décimètres par jour. Exceptionnellement, des mouvements très rapides peuvent se produire.

Tableau II.2. Classification selon l'activité en fonction de l'évaluation de la vitesse moyenne de Glissement à long terme.[23]

Glissement	Vitesse de glissement
Substabilise, tres lent	0-2 cm/an
Peu actif, lent	2-10 cm/an
Actif (ou lent avec phases rapide)	≥10 cm/an

Les glissements peuvent être classés selon la profondeur estimée de la surface de glissement et selon la vitesse moyenne à long terme des mouvements (comme mesure de leur activité).

Lors de l'évaluation du danger potentiel que représente un glissement, on ne doit pas seulement considérer le volume ou la vitesse du glissement.

Il faut aussi tenir compte des mouvements différentiels qui se manifestent et qui peuvent conduire au basculement des bâtiments ou à la formation de fissures. Les glissements peuvent aussi se transformer en glissements coulée (coulées de terre) et atteindre des zones très étendues. Il faut enfin prendre garde aux interactions entre glissements de terrain et cours d'eau, par lesquelles de grandes masses de matériaux alluvionnaires peuvent être mobilisées.

Ce phénomène peut conduire à la formation d'une retenue sur un cours d'eau, puis entraîner des débâcles (laves torrentielles) qui mettent en danger les zones situées en aval.

Tableau II.3.Classification selon la profondeur de la surface de glissement
(En m sous la surface du sol).[23]

Glissement	Surface de glissement
Superficiel	0-2 m
Semi profond	2-10 m
Profond	≥10 m

II.1.1.4. Les facteurs qui contrôlent le type et le taux de glissement [24]. [25].

Il existe trois principaux facteurs qui contrôlent le type et le taux du mouvement de masse qui pourrait se produire à la surface de la Terre.:

➤ Gradient de pente

Plus la pente du terrain est grande, plus il est probable que le mouvement de masse se produise.

➤ La consolidation de la pente

Les sédiments et les roches et les sédiments fracturés ou mal cimentés sont faibles et plus vulnérables aux mouvements de masse.

➤ L'eau

Si les matériaux de pente sont saturés d'eau, ils peuvent perdre la cohésion et s'écouler facilement.

Lorsqu'il pleut, la déformation horizontale d'une pente augmente et continue d'augmenter pendant un certain temps après la pluie.

II.1.1.5. Les étapes de l'activité des glissements de terrain [22]. [26].

Il y a quatre étapes différentes successives possibles de l'activité des glissements de terrain.

1. Phase de pré-défaillance : Lorsque la masse de sol est encore continue. Cette étape est principalement contrôlée par la rupture progressive et fluage.
2. Phase de rupture : Caractérisé par la formation d'une surface de cisaillement continu à travers l'ensemble du sol ou de la masse de roche.
3. Phase après rupture : Qui comprend le mouvement du sol ou de la masse de roche impliqués dans le glissement de terrain, de juste après la rupture jusqu'à ce qu'il s'arrête essentiellement.

4. Phase de réactivation : Lorsque les diapositives de masse du sol ou de la roche le long d'un ou de plusieurs surfaces de cisaillement préexistants. Cette réactivation peut être occasionnelle ou permanente avec les variations saisonnières de la vitesse de déplacement.

II.1.1.6.principales causes de glissements de terrain

Le glissement a rarement une cause unique. C'est le plus souvent une action conjointe de plusieurs facteurs négatifs qui déclenchent un glissement ; l'un des facteurs intervenant seul n'aurait en général rien produit. Les causes a rarement une cause unique. C'est le plus souvent une action conjointe de plusieurs facteurs négatifs qui déclenchent un glissement ; l'un des facteurs intervenant seul n'aurait en général rien produit. Les causes envisageables dans l'étude du glissement de terrain peuvent se rattacher à trois catégories :

- Les lois générales de la dynamique, ($F = m \times g$), illustrées par la pesanteur, qui agit en permanence sur toute masse. Ce facteur est constant pour un site déterminé, sauf en cas de séisme.

- La loi de comportement du matériau, qui montre que pour tout solide, les déformations sont liées aux contraintes (forces par unité de surface appliquées sur un solide) et à leur variation, mais aussi à la température du solide, à sa teneur en eau, et à son vieillissement.

- Les conditions qui règnent au pourtour du massif (dites «conditions aux limites») :

- formes de la surface topographique et de la surface de glissement, qui délimitent le volume instable (conditions aux limites géométriques),
- ensemble des contraintes sur le pourtour du massif, parmi lesquelles les pressions interstitielles (conditions aux limites hydrauliques) jouent un rôle très important.
- la nature des terrains constituant le site
- les diverses formes d'action de l'eau
- action de la pluie et les eaux de ruissellement
- émergence de nappes aquifères
- les réseaux de distributions d'eau et égouts
- actions rhéologiques de l'eau
- les actions mécaniques externes
- pente du versant

- fouilles et affouillement de pied
- surcharges et pentes de crêtes
- déboisement du site
- séismes et vibrations

Avant tout mouvement, il existe un état d'équilibre entre les catégories de facteurs. Les causes des mouvements doivent donc être recherchées dans les variations possibles de ces facteurs:

- ✓ Variation de la pesanteur
- ✓ En cas de séisme, il se produit une accélération qui modifie localement la pesanteur. L'équilibre de certains volumes est ainsi modifié, ce qui peut conduire à de mouvements de terrains.
- ✓ Variation de la loi de comportement

La loi de comportement peut se modifier de différentes manières. Pour certains matériaux dits « fragiles » (durs et cassants), il peut y avoir une brusque diminution de leur résistance si la contrainte qu'ils subissent dépasse un certain seuil. Il y a alors rupture brutale.

Pour d'autres matériaux, la teneur en eau peut déterminer un phénomène de cohésion apparente, due à la capillarité, qui existe dans tous les sols argileux, sableux (château de sable) ou même graveleux.

Cette cohésion capillaire est fortement dépendante des infiltrations d'eau dans le terrain ou de la remontée du niveau piézométrique. La disparition de cette cohésion est à l'origine de nombreux glissements superficiels, en liaison directe avec des précipitations importantes.

Les caractéristiques propres du matériau peuvent aussi varier de manière progressive dans le temps, par exemple par altération.

- ✓ Variation des conditions aux limites

Elle peut avoir plusieurs origines, soit une origine météorologique (précipitations, fonte de la neige), soit une origine humaine (modification de forme par surcharge ou terrassement, modification de l'hydrologie naturelle).

II.1.1.7.Méthodes de calcul des glissements

Introduction

Une fois la résistance au cisaillement, la pression d'eau dans les pores, la géométrie de la pente et d'autres propriétés du sol sont établis, les calculs de la stabilité des talus doivent être effectués pour s'assurer que les forces stabilisatrices sont suffisamment supérieures aux forces qui tendent à provoquer un glissement.

a. Le principe d'équilibre limite

De manière classique, on définit les conditions d'équilibre limite et on utilise un coefficient de sécurité. On suppose que l'équilibre limite existe au moment de la rupture le long de la ligne de glissement. L'expérience montre que la zone en équilibre limite forme une bande assez étroite de part et d'autre de la zone de rupture. La stabilité de l'ensemble est donc liée à celle de la bande considérée.

Les méthodes de calcul consistent à rechercher la surface le long de laquelle le coefficient de sécurité F est le plus faible.

b. Définition du coefficient de sécurité

Le coefficient de sécurité, F , est défini à l'égard de la résistance au cisaillement du sol comme :

$$F_s = \frac{\tau_{\max}}{\tau} \quad (\text{II.1})$$

Où :

- τ_{\max} : résistance au cisaillement du sol ;
- τ : contraintes de cisaillement s'exerçant le long de la surface.

La contrainte de cisaillement d'équilibre est la contrainte de cisaillement nécessaire pour maintenir la pente juste stable ; l'équation (1) peut être exprimée comme :

$$\tau = \frac{T}{F_s} \quad (\text{II.2})$$

La résistance au cisaillement peut être exprimée par l'équation de Mohr-Coulomb. Si la résistance au cisaillement est exprimée en termes de la contrainte totale, l'équation (2) est écrite comme :

$$\tau = \frac{c + \sigma \tan \phi}{F_s} \quad (\text{II.3})$$

Où :

$$\tau = \frac{c}{F_s} + \frac{\sigma \tan \phi}{F_s} \quad (\text{II.4})$$

Où c et ϕ sont la cohésion et l'angle de frottement pour le sol, respectivement, et σ est la contrainte totale normale sur le plan de cisaillement. Les mêmes valeurs pour le coefficient de sécurité sont appliquées à la cohésion et à l'angle de frottement dans cette équation.

Si la résistance au cisaillement est exprimée en termes de contrainte effective, la seule modification de ce qui précède est que l'équation (4) est écrite en termes d'efficacité, comme suit :

$$\tau = \frac{c' + (\sigma - u) \tan \phi'}{F_s} \quad (\text{II.5})$$

Où c' et ϕ' représentent les paramètres de résistance au cisaillement effective en termes de la contrainte effective, et u est la pression de l'eau interstitielle.

Glissement plan

Pendant longtemps on a préféré croire (par simplicité des calculs) que les surfaces de glissement étaient planes. Or la simple observation sur le terrain prouve que les surfaces sont courbes. Cependant dans des cas particuliers, on peut admettre des rayons de courbure infinis, ce qui nous amène à des glissements plans. D'autre part, cette méthode est une bonne introduction aux méthodes plus élaborées que nous verrons dans la suite de ce chapitre.

Si on considère une pente infinie, la pente est supposée s'étendre infiniment dans toutes les directions et le glissement est supposé se produire le long d'un plan parallèle à la face de la pente. Car la pente est infinie, les contraintes sont les mêmes sur tous les deux plans qui sont perpendiculaires à la pente, comme les plans A-A' et B-B' dans la figure 8

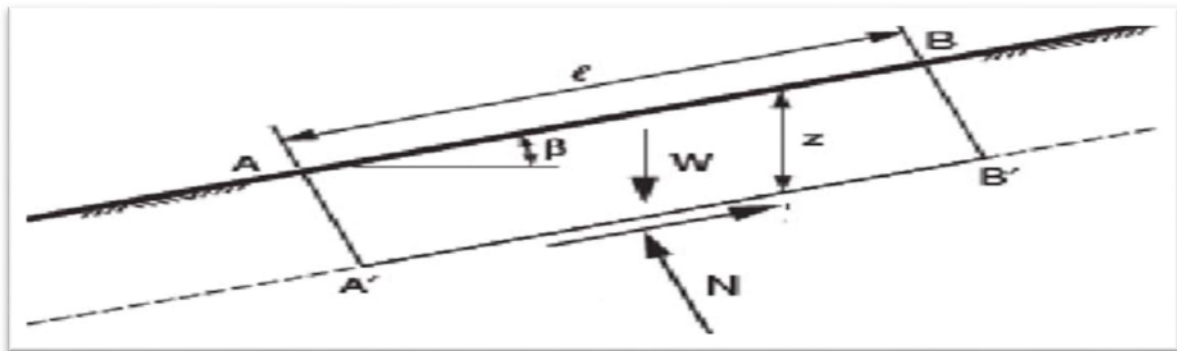


Figure II.3. pente infinie de surface de rupture plane.[22]

Les équations d'équilibre sont calculées en considérant un bloc rectangulaire comme celui de la Figure 3. Pour une pente infinie, les forces sur les deux extrémités du bloc seront identiques en amplitude, en sens opposé, et colinéaires. Ainsi, les forces sur les extrémités du bloc équilibrent exactement les uns aux autres et peuvent être ignorés dans l'équilibre des équations. Résumant les forces dans des directions perpendiculaires et parallèles au plan de glissement donne les expressions suivantes pour la force de cisaillement, T , et la force normale, N , sur le plan:

$$T = w \sin \beta \quad \text{Et} \quad N = w \cos \beta \quad (\text{II.6})$$

Où β est l'angle d'inclinaison de la pente et du plan de glissement, mesuré par rapport à l'horizontale, et W est le poids du bloc. Pour un bloc de l'unité d'épaisseur dans la direction perpendiculaire au plan de la section transversale dans la Figure 28, le poids est exprimé en :

$$W = \gamma.l.\cos\beta \quad (\text{II.7})$$

Où y est l'unité de mesure du poids total du sol, l la distance entre les deux extrémités du bloc, mesuré parallèlement à la pente, et Z la profondeur verticale au plan de cisaillement. En substituant (7) dans (6) donne :

$$T = \gamma.l.z.\cos\beta.\sin\beta \quad (\text{II.8})$$

Et :

$$N = \gamma.l.\cos^2\beta \quad (\text{II.9})$$

Les contraintes normales et de cisaillement sur le plan de cisaillement sont constantes pour une pente de longueur infinie et sont obtenues en divisant les équations (8) et (9) par la surface du plan (1.1), pour obtenir:

$$\tau = \gamma.z.\cos\beta.\sin\beta \quad (\text{II.10})$$

$$\sigma = \gamma.z.\cos\beta.\sin\beta \quad (\text{II.11})$$

En substituant ces expressions dans l'équation (3) pour obtenir la formule du coefficient de sécurité, on trouve :

$$F_s = \frac{c + \gamma.z.\cos^2\beta.\tan\phi}{\gamma.z.\cos\beta.\sin\beta} \quad (\text{II.12})$$

En termes de contraintes effectives :

$$F_s = \frac{c' + (\gamma.z.\cos^2\beta - u)\tan\phi'}{\gamma.z.\cos\beta.\sin\beta} \quad (\text{II.13})$$

Pour un sol purement pulvérulent ($c, c'=0$), le coefficient de sécurité se réduit à :

$$F_s = \frac{\tan\phi}{\tan\alpha} \quad (\text{II.14})$$

L'équilibre limite est atteint pour $F_{\min}=1$; soit: $\alpha = \phi$. Ceci exprime bien que l'angle de talus naturel d'un sol pulvérulent est égal à l'angle de frottement interne.

II.1.1.8.les méthodes classiques pour l'analyse de la stabilité

Il existe plusieurs dizaines de méthodes de calcul de stabilité ayant toutes des avantages et des inconvénients. Aucune n'est parfaite, car aucune ne tient compte de la déformabilité du sol.

Nous étudierons ci-après plusieurs méthodes de calcul traditionnelles mais la confiance que l'on peut leur accorder sera essentiellement fonction de l'expérience que l'on peut en avoir.

Ces méthodes peuvent être classées selon plusieurs critères, dans le présent chapitre ces méthodes seront classées selon la nature des forces considérant dans la vérification de l'équilibre qu'ils soient des forces, des moments ou des forces et des moments en même temps.

a. Méthodes de l'équilibre des moments :

Les méthodes qui supposent une surface de rupture circulaire envisagent l'équilibre des moments sur le centre du cercle pour l'ensemble de la masse libre composé de toutes les tranches.

a. 1. La méthode générale des tranches pour une surface de rupture circulaire

Le principe de la méthode consiste à découper le massif situé au dessus de la ligne de rupture en tranches. L'expérience montre qu'il n'est pas nécessaire de prévoir des tranches très minces pour obtenir une précision suffisante.

Ces méthodes considèrent une surface de rupture circulaire et sont basées sur l'équilibre des moments sur le centre du cercle.

Se référant à la pente et la surface circulaire de rupture illustré dan la figure (4), le moment moteur peut être exprimée comme :

$$M = \sum w_i . a_i \quad (\text{II.15})$$

Où

w_i : est le poids de la i^{eme} tranche, et a_i : est la distance horizontale entre le centre du Cercle et le centre de la tranche.

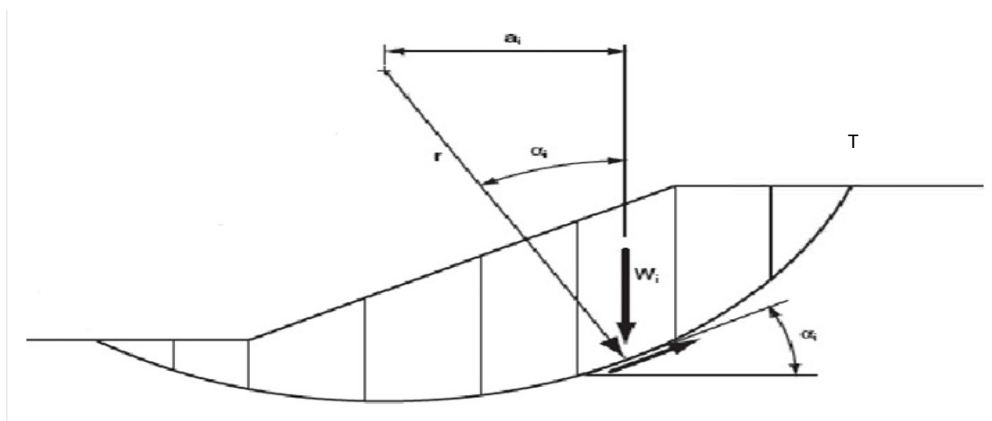


Figure II.4.La masse du talus découpé en tranches. [22]

Les distances vers la crête de la pente, à la droite du centre montre la figure (4), sont positives; les distances vers le pied de la pente, à la gauche du centre, sont négatives. Bien que théoriquement, le bras de levier soit mesuré à partir du centre du cercle au centre de gravité de la tranche, un nombre suffisant de tranches permet de considérer les différences entre le centre et le centre de gravité de la tranche sont Négligeables.

Le bras de levier a_i dans l'équation (15) peut être exprimé en termes de rayon du cercle et de l'inclinaison de bas de la tranche respectifs. Bien que la base de la tranche soit courbée, la base peut être considérée comme une ligne droite, comme l'a suggéré dans la figure (2), avec une perte négligeable de la précision. L'inclinaison de la base du morceau est représentée par l'angle α . mesuré entre la base de la tranche et de l'horizontale. L'angle entre une ligne prolongée à partir du centre du cercle au centre de la base de la tranche et une ligne verticale est aussi égal à l'angle α_i . (2). Ainsi, le bras de levier est exprimée par :

$$\alpha_i = r \cdot \sin \alpha_i \quad (\text{II.16})$$

Et le moment moteur exprimé dans la relation (15) devient :

$$M = r \sum w_i \cdot \sin \alpha_i \quad (\text{II.17})$$

Le rayon dans l'équation (18), a été transféré en dehors de la somme, car le rayon est constant pour un cercle

Le moment résistant est fourni par la contrainte de cisaillement r sur la base de chaque tranche; la contrainte normale a sur la base de chaque tranche agir à travers le centre du cercle, et donc ne produire aucun moment. Le moment résistant de toutes les tranches est :

$$M_r = \sum r \cdot T_i = r \sum T_i \quad (\text{II.18})$$

Où T_i est la force de cisaillement à la base de la $i^{\text{ème}}$ tranche et la sommation est effectuée pour toutes les tranches. La force de cisaillement est le produit de la contrainte de cisaillement τ_i et la surface de la base de la tranche de l'unité d'épaisseur Al . Ainsi :

$$M_r = r \sum \tau_i \cdot \Delta l_i \quad (\text{II.19})$$

La contrainte de cisaillement peut être exprimée en termes de la force de cisaillement et le facteur de sécurité par l'équation (2) à donner

$$M_r = r \sum \frac{T_i \cdot \Delta l_i}{F} \quad (\text{II.20})$$

Assimiler le moment résistant [Eq. (20)] et le moment moteur [Eq. (18)] Et les réorganiser, l'équation suivante peut être écrite pour le coefficient de sécurité.

$$F_s = \frac{\sum T_i \cdot \Delta l_i}{\sum W_i \cdot \sin \alpha_i} \quad (\text{II.21})$$

Pour une contrainte totale, la résistance au cisaillement est exprimée par :

$$T_i = c + \sigma \tan \phi \quad (\text{II.22})$$

On remplaçant ceci dans l'équation (21), on trouve :

$$F_s = \frac{\sum (c + \sigma \tan \phi) \cdot \Delta l}{\sum w \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.23})$$

L'équation (2) représente l'équation d'équilibre statique pour les moments du centre d'un cercle. Si q est égale à zéro, l'équation (2) devient :

$$F_s = \frac{\sum c \cdot \Delta l}{\sum w \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.24})$$

Si l'angle de frottement n'est pas égal à zéro, l'équation présentée ci-dessus pour le coefficient de sécurité [Eq. (2)] Exige que la contrainte normale sur la base de chaque tranche soit connue. Le problème de la détermination de la contrainte normale est indéterminé. La méthode Ordinaire des tranches et de bishop faire deux séries d'hypothèses distinctes pour obtenir la contrainte normale sur la base des tranches et, par la suite, le facteur de sécurité.

a. 2.La méthode de Fellenius:

Cette méthode est aussi parfois appelée la méthode suédoise de tranches.

C'est la première méthode de tranches développé et présenté dans la littérature. La simplicité de la méthode a permis de calculer des coefficients de sécurité en utilisant les calculs à la main.

Dans cette méthode, toutes les forces inter tranche sont ignorées. Le poids de la tranche est découpé dans les forces parallèles et perpendiculaires à la base de la tranche. La composante du poids parallèle à la base de la tranche est la force gravitationnelle mobilisatrice. La somme des moments autour d'un point utilisé pour décrire la surface de la rupture est également utilisée pour calculer le coefficient de sécurité.

La forme la plus simple de l'équation du coefficient de sécurité en l'absence de toute eau pour une surface de rupture circulaire:

$$F_s = \frac{\sum (c \Delta l + W \cos \alpha \cdot \tan \phi)}{\sum W \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.25})$$

Se référant à la tranche illustrée à la Figure 5 la force normale de la méthode Ordinaire de Tranches peut s'exprimer comme :

$$N = W \cdot \cos \alpha \quad (\text{II.26})$$

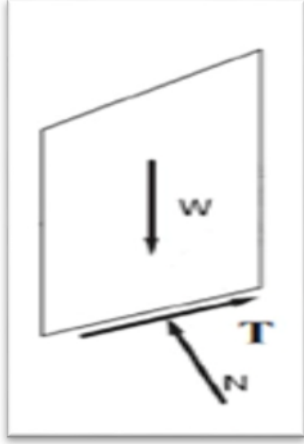


Figure II.5. La représentation des forces [26]

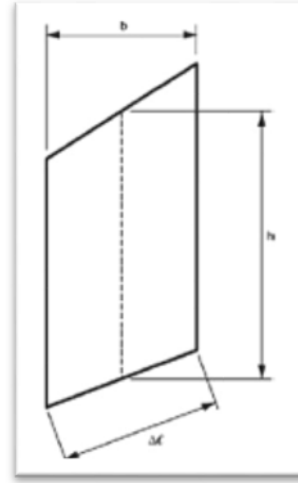


Figure II.6. les dimensions [26]

Et la contrainte normale peut être exprimée par :

$$\sigma = \frac{W \cdot \cos \alpha}{\Delta l} \quad (\text{II.27})$$

Remplaçant σ par ça valeur dans l'équation (-23-), on trouve :

$$F_s = \frac{\sum (c \cdot \Delta l + W \cdot \cos \alpha \cdot \tan \phi)}{\sum W \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.28})$$

Pour une contraint total effective:

$$F_s = \frac{\sum [c' \cdot \Delta l + (W \cdot \cos \alpha - u \Delta l) \tan \phi']}{\sum W \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.29})$$

La contraint normale effective peut être exprimée par la relation :

$$\sigma' = \frac{W \cdot \cos \alpha}{\Delta l} - u \cdot \cos^2 \alpha$$

Alors la relation (29) devient :

$$F_s = \frac{\sum [c' \cdot \Delta l + (W \cdot \cos \alpha - u \cdot \Delta l \cdot \cos^2 \alpha) \tan \phi']}{\sum W \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.30})$$

Et :

$$b = \Delta l \cdot \cos \alpha \Rightarrow \Delta l = \frac{b}{\cos \alpha}$$

Finalement l'équation du coefficient de sécurité pour la méthode de Fellenius est donnée par :

$$F_s = \frac{\sum \frac{1}{\cos \alpha} [c \cdot b + (W \cdot \cos^2 - ub) \tan \phi]}{\sum W \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.31})$$

a. 3.Méthode de Bishop (1955)

Dans la méthode de Bishop l'expression du coefficient de sécurité est obtenue en écrivant les deux équations d'équilibre statique :

- L'équilibre des forces verticales qui sont appliquées à chaque tranche. –
- L'équilibre global des moments.

Soit la tranche représentée dans la figure (7) ci-après.

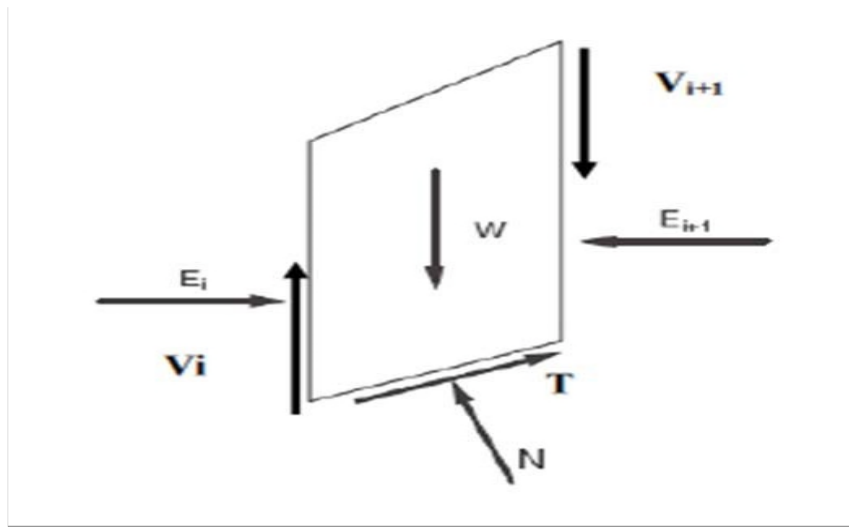


Figure II.7.Représentation des forces inter-tranches sur une tranche[26]

Le coefficient de sécurité est déterminé comme suit :

➤ **l'équilibre vertical**

$$W_i + (V_i + V_{i+1}) = N_i \cos \alpha_i + T_i \sin \alpha_i \quad (\text{II.32})$$

D'où (4) et (32) :

$$W + (V_i + V_{i+1}) = N_i \cos \alpha_i + \frac{C_i}{F_s} \cdot \frac{b_i}{\cos \alpha_i} \sin \alpha_i + N_i \cdot \frac{\text{tg } \phi_i}{F_s} \sin \alpha_i \quad (\text{II.33})$$

D'où la valeur de

$$N_i = \frac{W_i + (V_i - V_{i+1}) - C_i \frac{b_i}{F_s} \text{tg } \alpha_i}{\cos \alpha_i + \sin_i \frac{\text{tg } \phi_i}{F_s}} \quad (\text{II.34})$$

Ou bien sous forme compacte, en désignant la quantité :

$$\cos \alpha_i \left(1 + \frac{tg \alpha_i tg \phi_i}{F_s} \right) = m_\alpha$$

$$N_i = \frac{W_i + (V_i - V_{i+1}) - C_i \frac{b_i}{F_s} tg \alpha_i}{m_\alpha} \quad (\text{II.35})$$

Pour une ligne de glissement circulaire

$$F_s = \frac{\sum_{i=1}^n \left[C_i \frac{b_i}{\cos \alpha_i} + N_i tg \phi_i \right]}{\sum_{i=1}^n W_i \sin \alpha_i} \quad (\text{II.36})$$

On porte dans l'expression de F_s la valeur de N_i précédemment calculée :

$$F_s = \frac{1}{\sum W_i \sin \alpha_i} \left[\sum \left(\frac{C_i b_i}{\cos \alpha_i} + tg \phi_i \left[\frac{W_i + (V_i + V_{i+1}) - C_i \frac{b_i}{F_s}}{m_\alpha} \right] \right) \right] \quad (\text{II.37})$$

Le deuxième membre contient F_s explicitement et par l'intermédiaire de m_α mais la formule se prête très bien à une résolution par approximations successives.

L'équilibre horizontal de la tranche s'écrit :

$$(E_i - E_{i+1}) + N_i \left(\frac{tg \phi_i}{F_s} \cos \alpha_i - \sin \alpha_i \right) + \frac{C_i b_i}{F_s} = 0 \quad (\text{II.37})$$

D'où la valeur de N_i

$$N_i = \frac{-C_i \frac{b_i}{F_s} + (E_i - E_{i+1})}{\sin \alpha_i - \frac{tg \phi_i}{F} \cos \alpha_i} \quad (\text{II.38})$$

L'élimination de N_i entre les deux expressions issue des équilibres horizontaux et verticaux et donne une relation entre les composantes horizontales et verticales des efforts :

$$(E_i - E_{i+1}) + (V_i - V_{i+1}) \left[\frac{\sin \alpha_i - \frac{\text{tg } \phi_i}{F} \cos \alpha_i}{\cos \alpha_i + \frac{\text{tg } \phi_i}{F} \sin \alpha_i} \right] = W_i - \frac{C_i b_i}{F} \text{tg } \alpha_i \left[\frac{\sin \alpha_i - \frac{\text{tg } \phi_i}{F} \cos \alpha_i}{\cos \alpha_i + \frac{\text{tg } \phi_i}{F} \sin \alpha_i} \right] - \frac{C_i b_i}{F} \quad (39)$$

Puisque les efforts inter-tranches sont des intérieurs au talus, leurs sommes sont nulles :

$$\sum (E_i - E_{i+1}) = 0 \text{ et } \sum (V_i - V_{i+1}) = 0$$

En sommant la relation précédente sur les efforts inter-tranches verticaux

a. 4.Méthode de Bishop simplifiée :

Dans la méthode de Bishop, les forces sur les côtés de la tranche sont supposés être horizontales (c'est-à-dire, il n'y a pas de cisaillement entre les tranches). Les forces sont résumées dans le sens vertical pour satisfaire l'équilibre dans cette direction et d'obtenir une expression de la contrainte normale sur la base de chaque tranche. Se référant à la tranche illustrée dans la figure (8) et on détermine les forces verticales, l'équation de l'équilibre suivante peut être écrite pour les forces dans le sens vertical:

$$N \cdot \cos \alpha + T \sin \alpha - W = 0 \quad (\text{II.41})$$

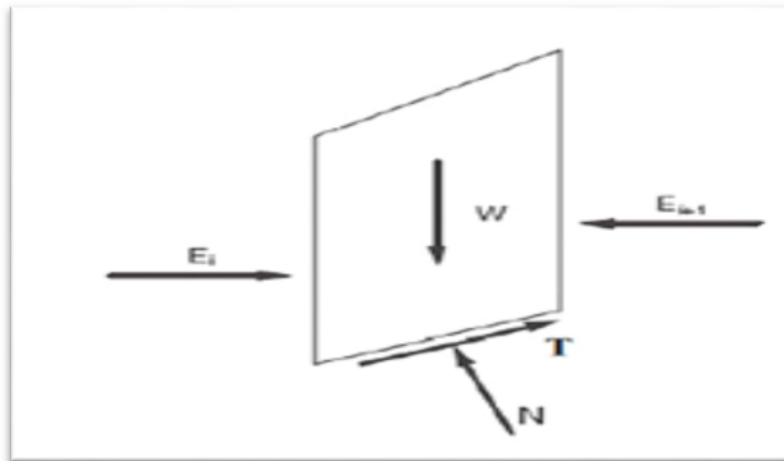


Figure II.8.La représentation des forces sur une tranche dans la méthode de Bishop. [22]

Les Forces sont considérées comme positives lorsqu'ils agissent vers le haut. La force de cisaillement dans l'équation (41) est liée au contrainte de cisaillement par :

$$T = \tau \cdot \Delta l \quad (\text{II.42})$$

Pour les forces de cisaillements exprimés en termes de contraintes effectives avec l'équation de force de Mohr-Coulomb, nous pouvons écrire :

$$T = \frac{1}{F} [c' \Delta l + (N - u \cdot \Delta l) \tan \phi'] \quad (\text{II.43})$$

Combinant les équations (41) et (43) et pour résoudre la force normale, N, nous obtenons

$$N = \frac{w - \left(\frac{1}{F}\right) (c' \Delta l - u \cdot \Delta l \cdot \tan \phi') \sin \alpha}{\cos \alpha + \left[(\sin \alpha \cdot \tan \phi') / F \right]} \quad (\text{II.44})$$

La contrainte effective normale à la base de la tranche peut être exprimée par la relation :

$$\sigma' = \frac{N}{\Delta l} - u \quad (\text{II.45})$$

Combinant les équations (41) et (43) et on les introduire dans l'équation d'équilibre (23), on peut écrire -après réarrangement des termes- :

$$F = \frac{\left[\frac{c' \Delta l \cdot \cos \alpha + (w - u \cdot \Delta l \cdot \cos \alpha) \tan \phi'}{\cos \alpha + \left((\sin \alpha \cdot \tan \phi') / F \right)} \right]}{\sum w \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.46})$$

De l'équation (30) ; l'expression finale du coefficient de sécurité de la méthode de bishop simplifiée s'écrit comme suite :

$$F = \frac{\sum \left[\frac{c' b + (w - u b) \tan \phi'}{m_\alpha} \right]}{\sum w \cdot \sin \alpha} \quad (\text{II.47})$$

Avec :

$$m_\alpha = \cos \alpha \left(1 + \frac{\tan \alpha \cdot \tan \phi'}{F} \right)$$

b. Méthodes de l'équilibre des forces :

La méthode de coin : Cette méthode est utilisée quand la surface de rupture peut être approchée de manière satisfaisante par 2 ou 3 lignes droites. Il semble qu'actuellement la méthode des tranches paraisse offrir la meilleure approche pour obtenir une solution précise pour n'importe quelle surface de rupture, ainsi que pour des sols stratifiés ou zonés.

c. Méthodes de l'équilibre des moments et des forces :

Jusqu'à présent, toutes les méthodes qui ont été présentées sont basées sur des formes relativement simples à la surface de rupture: un plan ou un cercle.

Mais dans la plupart des temps la surface de rupture est plus complexe, souvent à la suite des zones ou des couches de sol relativement faible. Dans de tels cas, il est nécessaire de calculer la stabilité en utilisant des formes plus complexes de la surface de glissement.

Plusieurs procédures ont été mises au point pour les analyses des surfaces de rupture plus complexes.

c.1.La méthode de Janbu simplifiée:

La méthode simplifiée de Janbu est un indice composite basé sur des surfaces de cisaillement (c'est-à-dire non circulaire) et le coefficient de sécurité est déterminé par l'équilibre des forces horizontales. Comme dans la méthode de Bishop, la méthode considère les forces inter-tranches normales, mais néglige les forces de cisaillement (T) (voir figure 9). La base de la force normale (N) est déterminé de la même manière que dans la méthode de Bishop et le coefficient de sécurité est calculé par:

$$F = \frac{\sum (c' l + (N - ul) \tan \phi') \sec \alpha}{\sum W \tan \alpha + \sum \Delta E}$$

Où :

$$\sec \alpha = \frac{1}{\cos \alpha}$$

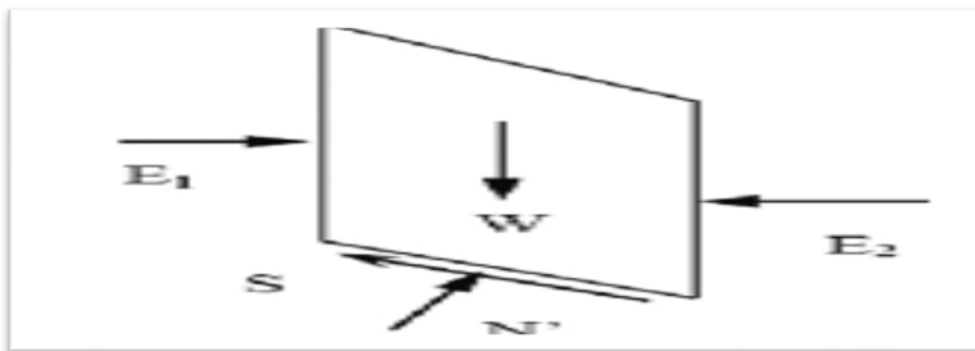


Figure II.9.Représentation des forces sur une tranche.

$$\sum \Delta E = E_1 - E_2 \quad (\text{Zéro s'il n'y a pas de force horizontale}).$$

Jan bu introduit un facteur de correction (f_0), dans le coefficient de sécurité F_0 , pour tenir compte des effets des forces inter-tranches de cisaillement. Avec cette modification, la méthode de Jan bu corrigé donne un coefficient de sécurité supérieur,

$$F_f = f_0 F_0$$

$$F_0 = \frac{\sum \left[\frac{b (c' + (p - u) \tan \phi')}{n_\alpha} \right]}{\neq \sum p b \cdot \tan \alpha} \quad (\text{II.49})$$

Avec :

$$n_\alpha = \cos^2 \alpha \left(1 + \tan \alpha \frac{\tan \phi'}{F} \right)$$

C'est un facteur de correction qui varie en fonction de la profondeur à la longueur de la masse de la terre glissante et du type de sol.

$p = w/b$ = Contrainte totale verticale ;

b = Largeur d'une tranche.

c.2. la méthode de Janbu généralisée (Janbu 1973):

La méthode généralisée de Janbu considère les deux forces inter-tranches et suppose une ligne de poussée afin de déterminer une relation des forces inter-tranches. Par conséquent, le coefficient de sécurité devient une fonction complexe avec les forces inter-tranches à la fois.

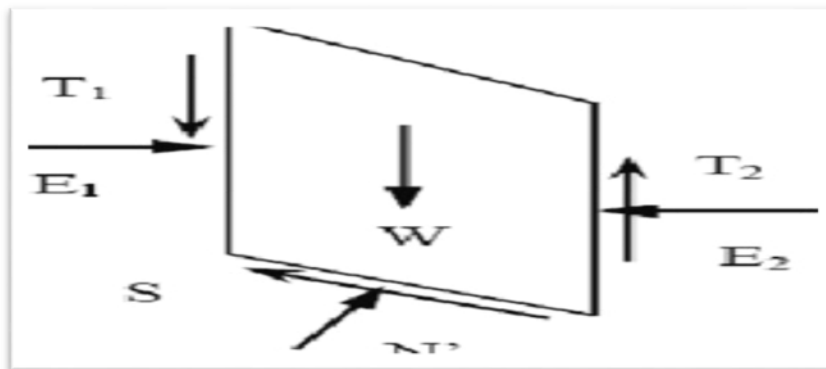


Figure II.10. La représentation des forces sur une tranche

$$F = \frac{\sum (c'l + (N - ul) \tan \phi') \sec \alpha}{\sum (w - \{T_2 - T_1\}) \tan \alpha + \sum (E_2 - E_1)} \quad (\text{II.50})$$

De même, la force totale normale à la base (N) devient une fonction de la force inter-tranche de cisaillement (T) comme:

$$N = \frac{1}{m_\alpha} \left\{ w - (T_2 - T_1) - \frac{1}{F} (c'l - ul \cdot \tan \phi') \sin \alpha \right\} \quad (\text{II.51})$$

c.3. La méthode de Spencer :

La méthode de Spencer est initialement présentée pour les surfaces de rupture circulaire, mais la procédure peut être facilement étendue aux surfaces de rupture non circulaires. Spencer (1967) a mis au point deux équations de coefficient de sécurité, l'un à l'égard de l'équilibre des forces horizontales et un autre à l'égard de l'équilibre de moment. Il a adopté un rapport constant entre les forces inter-tranches de cisaillement et normal.

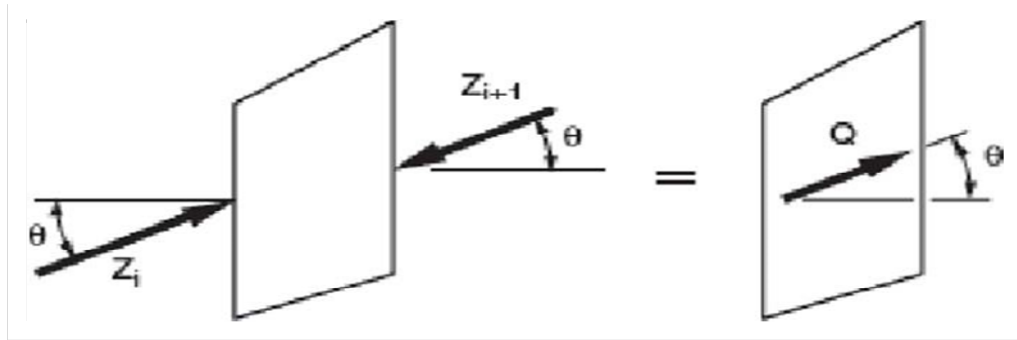


Figure II.11.Résultante des forces parallèles

L'équation de l'équilibre des forces:

$$\sum Q_i = 0$$

Et

$$Q_i = z_i - z_{i+1}$$

Parce que les forces inter-tranche sont supposées être parallèles Q_i Z_i et Z_{i+1} ont la même direction et Q_i est tout simplement la différence scalaire entre les forces inter-tranches de gauche et de droite de la tranche (Voir figure 12).

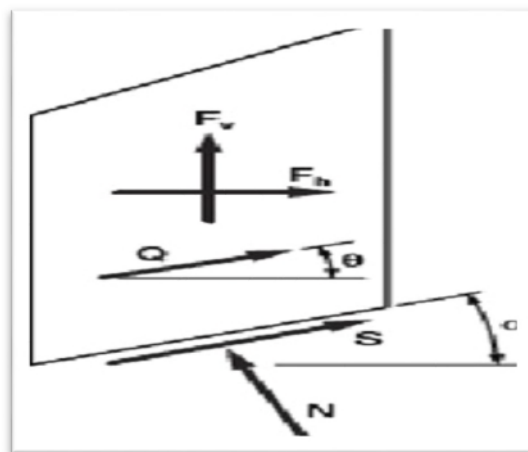


Figure II.12.représentation de toutes les forces inconnues sur une tranche dans la méthode de Spencer.

L'équation d'équilibre des moments est exprimée par la relation :

$$\sum Q (x_b \sin \theta - y_Q \cos \theta) = 0$$

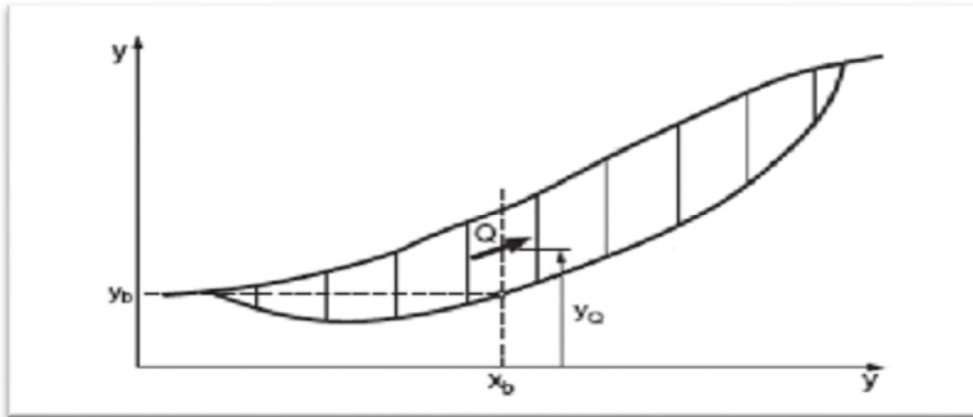


Figure II.13. les coordonnées pour une surface de rupture non circulaire utilisée dans la méthode de Spencer.

Après une série de calcul Spencer a trouvé une expression réduite pour le coefficient de sécurité comme suite :

$$Q = \frac{-F \sin \alpha - F \cos \alpha - \left(\frac{c \cdot \Delta l}{F}\right) + (F \cos \alpha - F \sin \alpha + u \Delta l) \left(\frac{\tan \phi'}{F}\right)}{\cos(\alpha - \theta) + \left[\frac{\sin(\alpha - \theta) \tan \phi'}{F}\right]} \quad (52)$$

c.4.La méthode de Morgenstern et Price :

La méthode de Morgenstern et Price aussi satisfaisante à la fois les forces et les moments et suppose une fonction des forces inter-tranches. Selon Morgenstern – Price (1965), l'inclinaison des forces inter-tranches peut varier par une fonction arbitraire (f (x)) comme:

Les forces considérées sont indiquées dans la figure 14 :

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

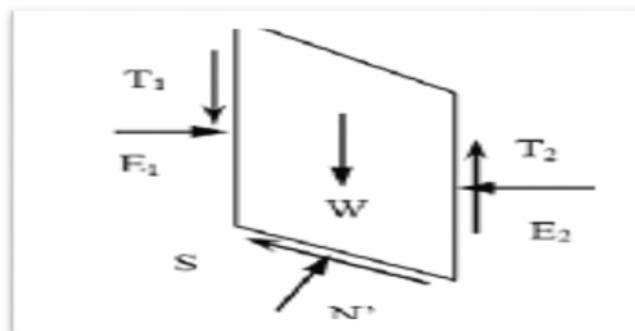


Figure II.14.représentation graphique des forces sur une tranche

Où

$f(x)$: Fonction des forces inter-tranches qui varie continuellement le long de la surface de rupture, λ : Facteur d'échelle de la fonction supposée.

La méthode propose tout type assumant la fonction de la force, par exemple un demi-sinus, trapézoïdal ou autre. Les relations de la force normale à la base (N) et les forces inter-tranches (E, T) sont les mêmes que dans la méthode générale de Janbu. Pour une fonction de force, les forces inter-tranches sont calculées par la procédure d'itération jusqu'à ce que, F_f est égal à F_m dans les équations (53) et (54).

$$F_f = \frac{\sum [c \cdot l + (N - ul) \tan \phi] \sec \alpha}{\sum \{w - (T_2 - T_1)\} \tan \alpha + \sum (E_2 - E_1)} \quad (53)$$

Et

$$F_m = \frac{\sum (c \cdot l + (N - ul) \tan \phi)}{\sum w \sin \alpha} \quad (54)$$

En générale cette méthode :

- Considère les deux forces inter tranches,
- Suppose une fonction des forces inter-tranches $f(x)$,
- Permet la sélection de la fonction des forces inter tranches,
- Le coefficient de sécurité est calculé à la fois par les équations d'équilibres des forces et des moments.

c.5.La méthode de Sarma :

Sarma (1973) a développé une méthode pour une tranche verticale ou non pour les blocs. Cette méthode satisfait les deux conditions d'équilibre. En outre, la relation entre les forces inter tranche est assumée comme un processus linéaire de Mohr-Coulomb expression:

$$T = c \cdot h + E \cdot \tan \phi \quad (II.55)$$

h : Hauteur de la tranche,

Les forces inter-tranches sont ajustées jusqu'à ce que le coefficient de sécurité pour l'équilibre des forces et des moments soit satisfait. En générale, la méthode de Sarma :

- Tien compte à la fois de la force et des forces inter-tranches de cisaillement
- Satisfaire à la fois l'équilibre des forces et des moments.

Conclusion

Cependant une longue expérience a été acquise tant dans les méthodes de calcul que dans les techniques de construction, de telle sorte que les problèmes de stabilité de pentes peuvent maintenant être résolus avec une assez bonne fiabilité.

La stabilité d'une pente peut être augmentée par l'une ou les méthodes suivantes :

- Diminuer la pression d'eau par drainage ;
- Réduction de la pente β ;
- Ajouter un contre poids (berme) ou création d'une butée ;
- Augmenter la résistance au cisaillement ;
- Introduction des éléments résistants dans le sol



- *Chapitre 03*

- **Processus d'exploitation et l'étude de stabilité**

III.1 Présentation du site [3]

III.1.1. Généralités

La zone étudiée se trouve au niveau de la commune de Chekfa, à 29 km au Sud Est de la ville de Jijel, au lieu dit El M'Cif.

La Wilaya de Jijel est limitée par :

- La Mer Méditerranée au Nord ;
- La wilaya de Skikda à l'Est ;
- La wilaya de Béjaia à l'Ouest ;
- La wilaya de Sétif et celle de Mila au Sud.

La Wilaya de Jijel est caractérisée par un relief montagneux. Bien que l'altitude moyenne soit de 600 à 1000 m, on distingue principalement deux régions physiques :

➤ **La région des plaines :**

Elle est située au Nord, le long de la bande littorale allant des petites plaines de Jijel aux plaines d'El-Aouana, au Bassin de Jijel, aux Vallées de Oued Kébir et de l'Oued Boussiaba et les petites plaines de Oued Z'hor.

➤ **La région des montagnes :**

Elle occupe (82 %) du territoire de la wilaya et est composée de deux zones :

- ✓ La Zone des montagnes moyennes situées dans la partie littorale et centrale de la wilaya, est caractérisée par une couverture végétale très abondante et un réseau Hydro graphique important.
- ✓ La Zone de montagnes difficiles situées à la limite Sud de la wilaya. Elles comportent les plus hauts sommets de la wilaya dont les principaux sont : Tamasghida, Tababour, Bouazza et Seddat.

La commune de Chekfa est située au Sud Est de la wilaya de Jijel et est limitée :

- Au Nord, par la Mer Méditerranée ;
- Au Nord-Est, par la commune de Nouchfi ;
- A l'Est et au Sud, par la commune de Bordj Tahar ;
- Au Sud-Ouest, par la commune de Chahna ;
- A l'Ouest par la commune de Taher.

La région de Jijel est considérée parmi les régions les plus pluvieuses d'Algérie. Elle est caractérisée par un climat méditerranéen, pluvieux et froid en hiver, chaud et humide en été. Les températures varient entre 20° C et 35° C en été et 5° C à 15° C en hiver. La saison de pluie dure environ 06 mois.

Les précipitations moyennes annuelles enregistrées dans la wilaya varient de 800 à 1200 mm/an.



Figure III.1.1. Carte de situation géographique de la wilaya de Jijel et de la zone d'étude.[3]



Figure III.1.2. Carte de situation de la zone d'étude de la Sarl NOSTRAP dans la wilaya de Jijel. [3]

Les coordonnées topographiques de périmètre d'exploitation mis en forme selon le découpage UTM hectométrique sont données dans le tableau ci-après.

Tableau III.1.1. Coordonnées des bornes du périmètre du gisement

Coordonnées UTM		
N° Points	X(m)	Y(m)
1	766 400	4 073 700
2	766 800	4 073 700
3	766 800	4 073 450
4	766 560	4 073 450
5	766 480	4 073 400
6	766 450	4 073 300
7	766 350	4 073 300
8	766 350	4 073 450
9	766 400	4 073 450

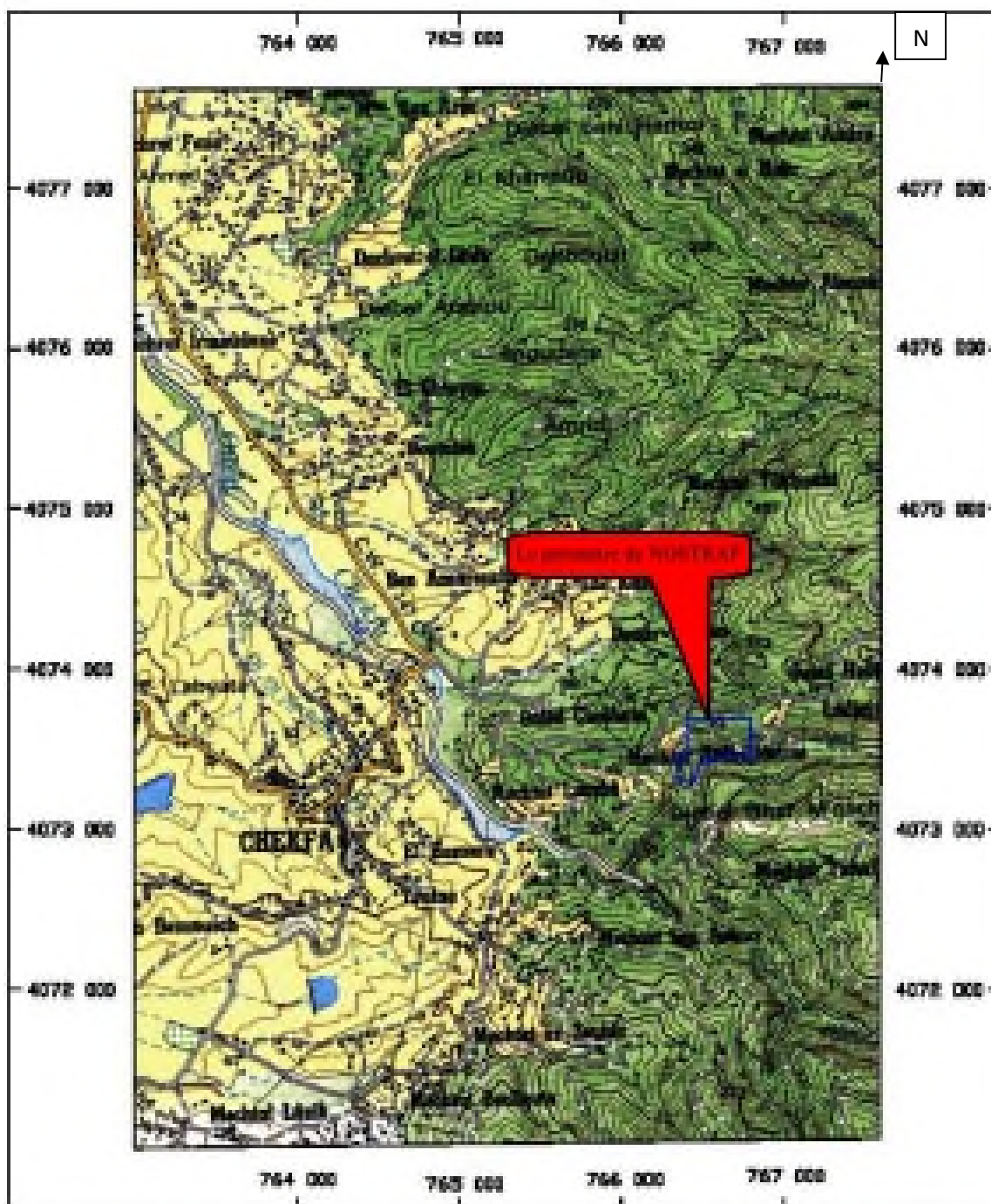


Figure III.1.3. Situation topographique et géographique du carrière de NOSTRAP.

(Extrait de la carte topographique de Jijel, Feuille NJ-31-VI-2 Est, Echelle 1/50 000)



Figure III.1.4. Vue générale de la zone en exploitation (Niveau supérieur).[22/03/2016]

III.1.2. Géologie de la région de Jijel.

La région de Jijel appartient au domaine Nord Atlasique qui caractérisée par un relief essentiellement montagneux et exceptionnellement accidenté, à part quelques plaines côtières sur le couloir Kaous - Taher - Chekfa.

Sa géologie est liée à celle de la Petite Kabylie. On a un ensemble de terrains sédimentaires d'âge Mésozoïque et Cénozoïque couvrant les terrains métamorphiques. Ces formations tertiaires reposeraient soit sur le Socle kabyle, soit sur les terrains d'âge Crétacé ou sur les séries de types flyshs.

Des sédiments littoraux couvrent les structures tertiaires individualisées durant le Néogène ; elles constituent le Bassin Néogène de Jijel ou Bassin Sahélien de Jijel.

Pratiquement, un ensemble de terrains sédimentaires d'âge secondaire et tertiaire, ainsi que des terrains métamorphiques, peuvent être aperçus dans la région.

On peut individualiser les principaux ensembles structuraux comme suit :

➤ Dans les bassins de Ziama-Mansouriah, les Massifs carbonatés du mésozoïque, constituants principaux de la partie orientale de la chaîne calcaire sont conservés dans les hauts reliefs.

➤ Le Massif éruptif : connu localement sous le nom du Massif de Cavallo, ils'étend des Aftis à l'Ouest jusqu'au village d'El-Aouana à l'Est.

Au Sud, il est limité par la gouttière reliant les Aftis au col d'El-Aouana. Cette gouttière est comblée par des dépôts marneux à calcaires marneux parfois pélitiques du Sénorien ou du Miocène.

➤ Le Bassin Néogène de Jijel : nettement développé à l'Est de Jijel, il est caractérisé par une morphologie de collines arrondies dont les constituants principaux sont les marnes du Burdigalien (Miocène inférieur), localement recouvertes par les dépôts détritiques du Pliocène.

➤ Le Massif ancien : dans lequel on distingue des terrains métamorphiques et des terrains primaires peu métamorphisés. Ces affleurements sont connus à l'Ouest de Texenna et dans la région d'El-Milia à El-Ancer.

➤ Les Flyschs : d'âge Crétacé et tertiaire, affleurent à la faveur de l'érosion. Ils sont recouverts à l'Ouest par la chaîne calcaire et à l'Est par le Massif ancien. Au Nord, ils chevauchent les grès de l'Oligocène et le Massif éruptif.

➤ Les Dépressions ou plaines côtières : comblées par des dépôts non consolidés du Plio-quaternaire et constituant les plaines côtières dont les plus importantes sont celles de Kissir, Mencha, Djendjen, Nil et El-Kébir

III.1.2. 1.Tectonique

Les plis qui ont touchés la région de Jijel et le Nord du massif kabyle sont les plissements anté-crétacés, qui ont produit au Nord des principaux massifs les dépôts Albiens puis Sénoniens, et ensuite les plissements Eocènes, qui ont amené l'invasion marine sur la plus grande partie du massif ancien de la région orientale (dépôt des grès de Numidie) de Jijel à Annaba.

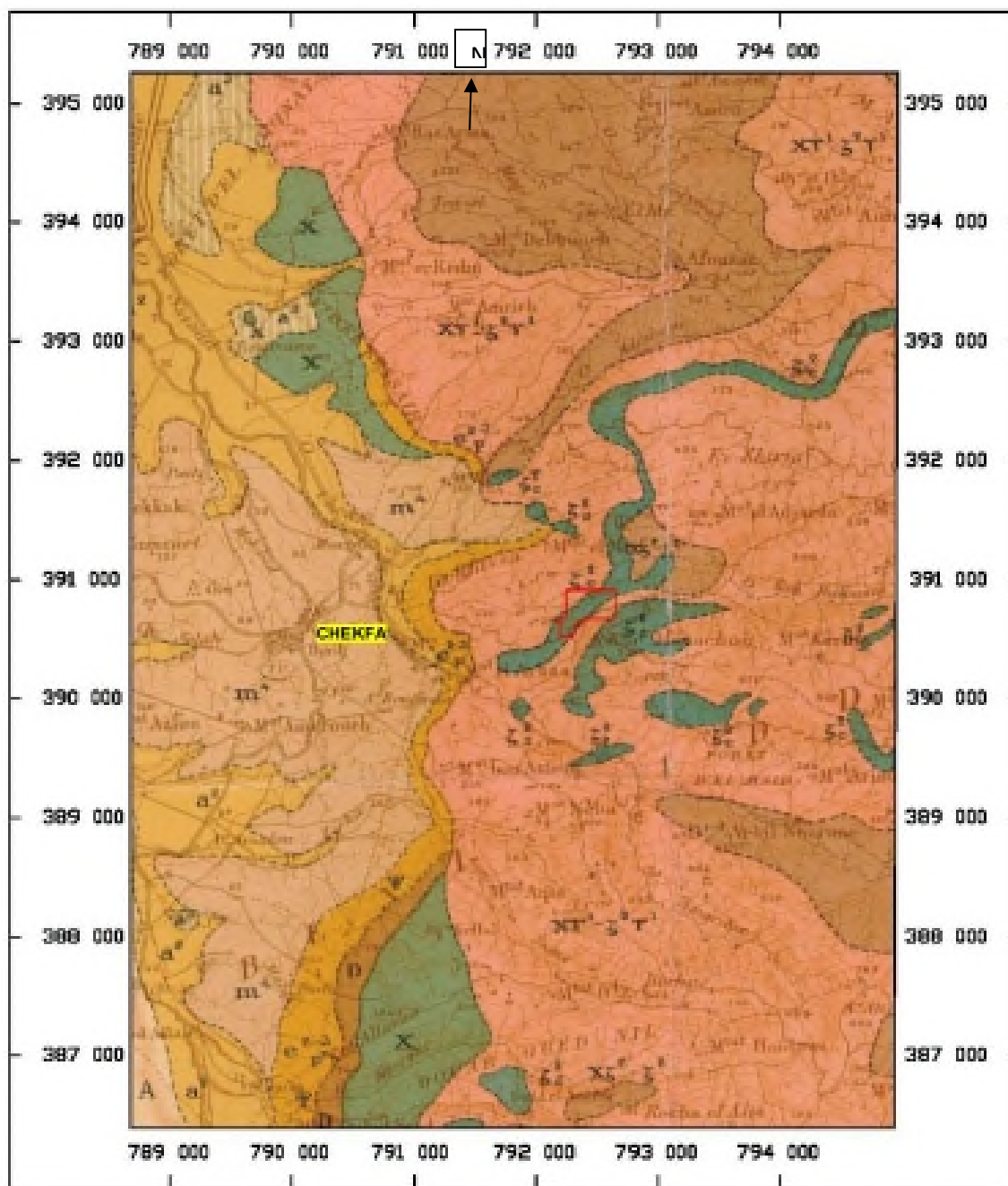
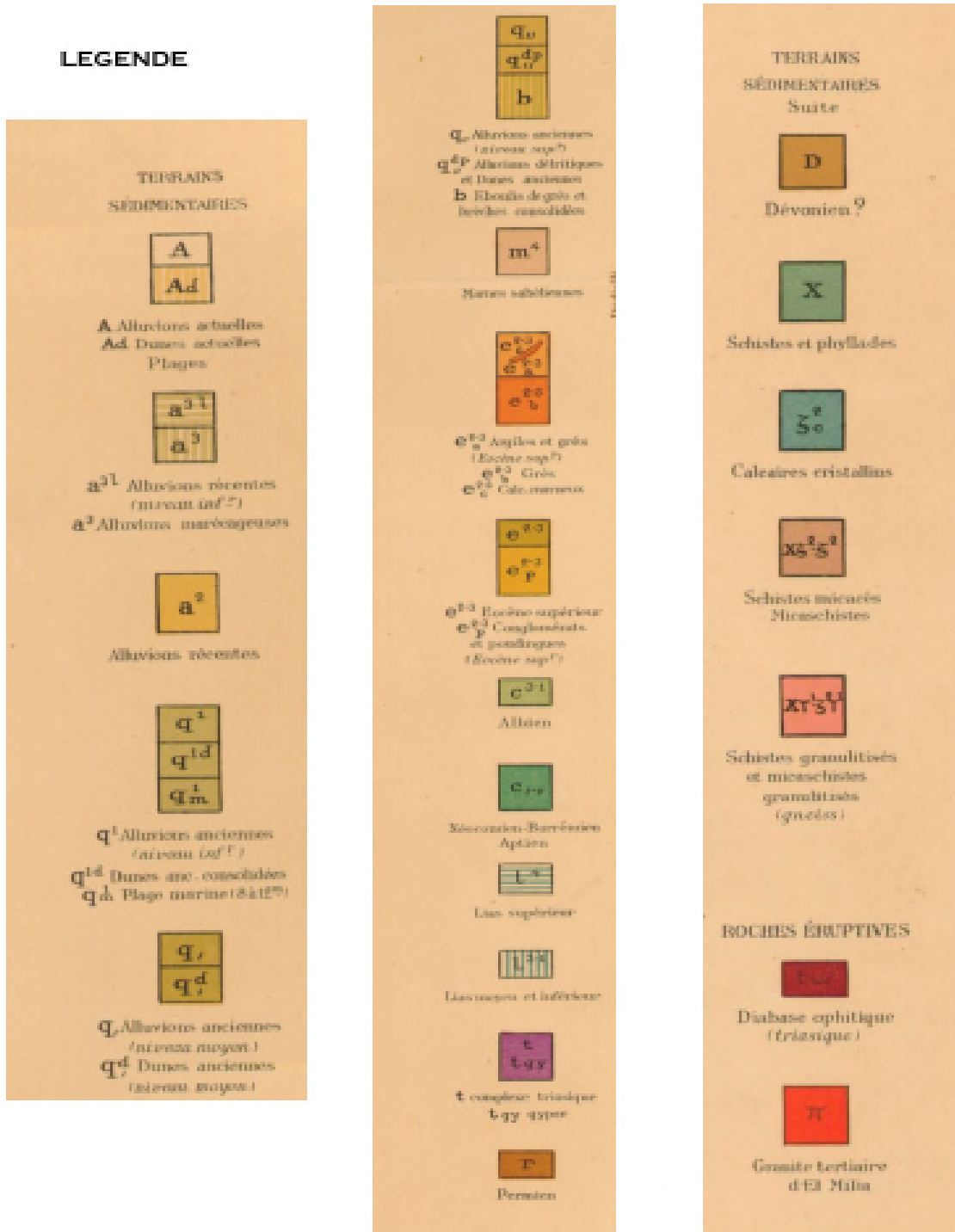


Figure III.1.5. Carte géologique de la région d'étude à Chekfa.
(Extrait de la carte géologique de El Milia, Feuille N°29, Echelle 1/50 000).



III.1.3. Description du gisement

III.1.3.1. Localisation et morphologie du gisement

Le gisement de M'Cif est situé à 29 km au Sud Est de la ville de Jijel, on y accède au gisement par deux accès, au Nord par le CW 135, et par le Sud via la route qui relie la ville Chekfa et la ville de Bordj Thar.

Le gisement fait partie d'une montagne et se présente sous forme de traines métamorphiques qui rassemblent plusieurs faciès.

III.1.3.2. Géologie du gisement :

Le gisement de M'Cif est constitué d'une épaisse couverture argileuse qui surmonte une formation gneissique, qui elle-même encaisse des calcaires. Ces formations peuvent être décrites comme suite :

➤ **La couverture**

La couverture est de nature argileuse constituée essentiellement des argiles et de couverts végétaux.

➤ **Les gneiss.**

Les gneiss sont plus importants que les autres formations qui se trouvent dans le gisement, avec des altérations plus en moins remarquables. On trouve des gneiss satinés à micas blanc et des micas schistes.

Cette formation gneissique est répartie sur tout le périmètre ainsi que les traines limitrophes. (Voir Fig. 5 & 6). dans la partie Sud et sur la front en exploitation, on trouve des gneiss emballés dans des argiles.

➤ **Les calcaires.**

Les calcaires cristallins constituent la matière marchande à extraire. Ils se trouvent sous forme de blocs encaissés dans les formations gneissiques, ces calcaires sont de couleur gris ou sous formes des calcaires blancs sacharoides.

On note dans le gisement la présence de marnes compactes à schisteuses.



Figure III.1.6. Montre la couverture dans la partie Ouest de gisement [22/03/2016]

COUPE A – A'

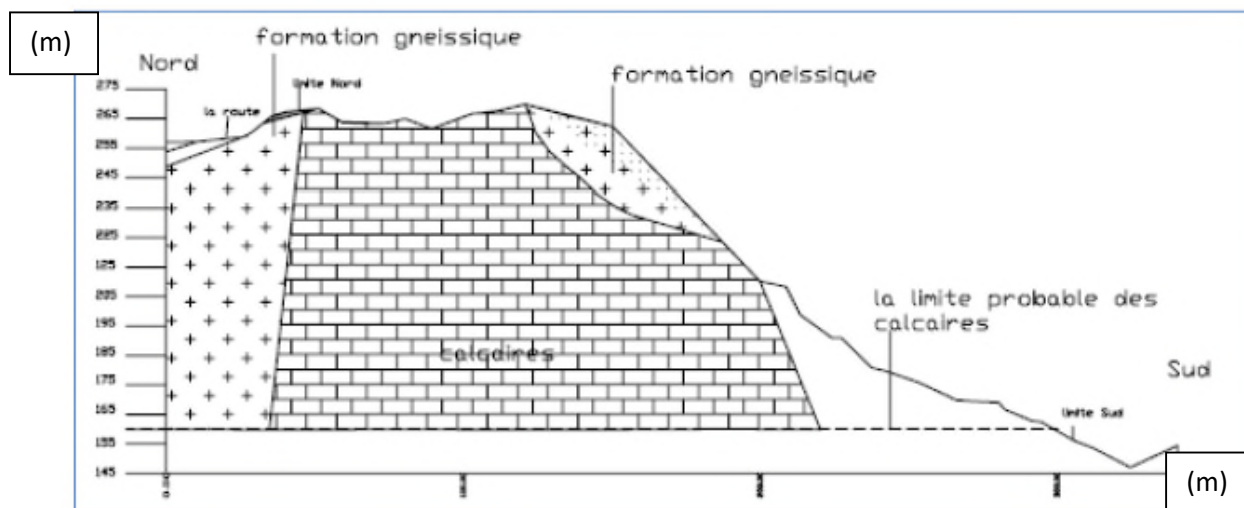


Figure III.1.7. Coupe géologique Nord-Sud du gisement de NOSTRAP.[3]

COUPE B – B'

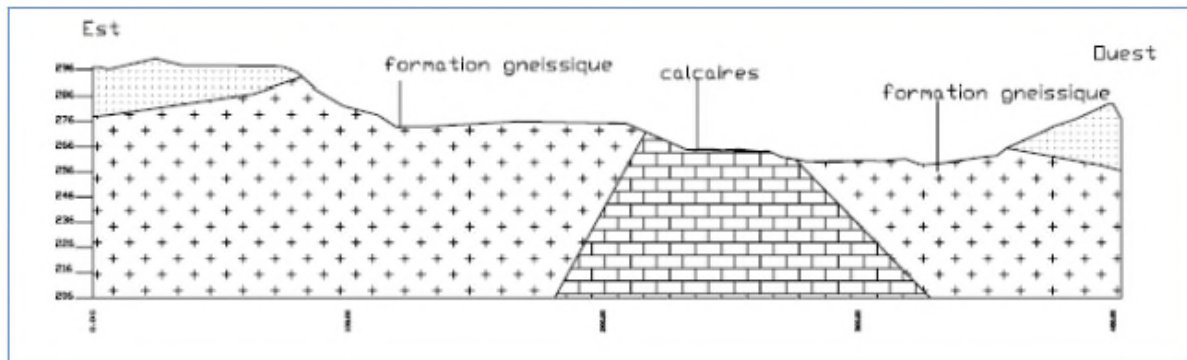


Figure III.1.8.Coupe géologique Est – Ouest du gisement de NOSTRAP.



Figure III.1.9.des gneiss emballés dans des argiles.[24/03/2016]



Figure III.1.10.des gneiss plus ou moins altérés [24/03/2016]



Figure III.1.11. la formation des marnes compactes [24/03/2016]

III.1.4. Caractéristiques qualitatives des calcaires

Pour déterminer les caractéristiques qualitatives des calcaires, notamment leur aptitude à être utilisés dans la production des granulats, un prélèvement de 4 échantillons a été effectuée à des fins d'analyses et d'essais de laboratoires au niveau du C.E.T.I.M

III.1.4.1. Résultats des analyses chimiques

L'analyse chimique a été effectuée sur une classe gravimétrique 8/15 mm dont les résultats sont présentés ci-après.

Tableau III.1.2. Résultats des analyses chimiques par Fluorescence « X » sur les échantillons prélevés (en %).

N° d'échant	Teneur des éléments chimiques en%											
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	MnO	P ₂ O ₅	P ₂ O ₅	SO ₃	P.A.F
AA.14.05449	4.13	0.88	0.40	52.1	0.39	0.14	0.16	<0.05	0.03	0.04	0.47	41.27
AA.14.05451	71.51	14.35	1.04	2.09	0.27	3.20	4.59	0.09	0.29	0.08	0.07	2.50

Avec

Pour le premier cas (AA.14.05449) on remarque que la teneur de CaO est plus élevée ; cela est justifié car il donne naissance à la calcite qui est le minéral dominant dans la roche de calcaire.

Pour le deuxième cas (AA.14.05451) on remarque que la teneur en SiO₂ est plus élevée qui est l'élément dominant dans la roche Gneiss.

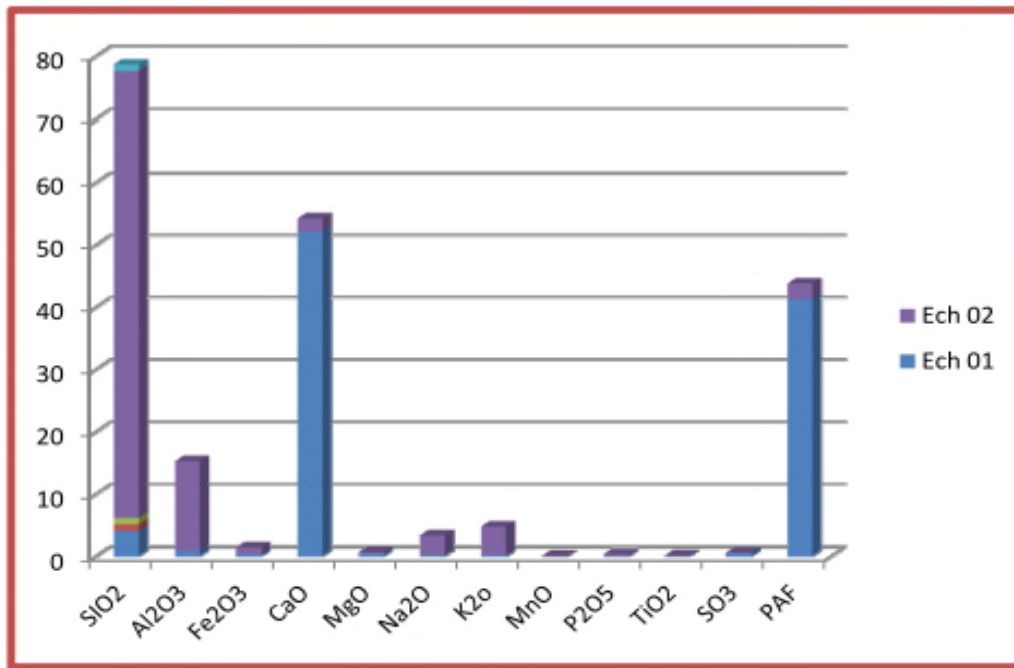


Figure.III.1.12.Composition chimique des échantillons prélevés (en %). [3]

III.1.4.2. Résultats des analyses minéralogiques :

La composition minéralogique estimative semi qualitative a été évaluée sur la base des résultats chimiques et elle figure sur le tableau suivant :

Tableau III.1.3.Résultats des analyses Minéralogiques sur l'échantillon prélevé (en %).

Minéraux	Composition minéralogique (%)	
	AA.14.05449	AA.14.05451
- Quartz SiO ₂	04	34
-Calcite CaCO ₃	91	04
-Albite NaAlSi ₃ O ₈	--	27
-Feldspaths K(Orthoclase) K ₂ O ₆ SiO ₂ Al ₂ O ₃	--	20
- Muscovite H ₂ KAl ₃ SiO ₄ .	03	10
-Kaolinite Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH).	--	04
-Minéraux ferrugineux+autres	02	01

Les résultats de l'analyse minéralogique confirme se qui on est constaté par l'interprétation des résultats précédemment traiter.

III.1.4.3. Résultats des essais :

➤ Essais physiques :

Tableau III.1.4.: Résultats des essais physiques.

Code Echantillon	Masse Vol. réelle (t/m ³)	Masse vol. imbibée (t/m ³)	Teneur en eau (%)	Coef. d'absorption (%)	Porosité (%)
AA.14.05449	2.702	2.709	0.062	0.263	0.709
	2.698	2.704	0.108	0.397	1.070
Moyenne	2.700	2.707	0.085	0.330	0.889
AA.14.05450	2.701	2.708	0.103	0.274	0.740
	2.702	2.707	0.109	0.172	0.464
Moyenne	2.701	2.707	0.106	0.223	0.602
AA.14.05451	2.557	2.589	0.529	1.242	3.175
	2.553	2.587	0.676	1.334	3.404
Moyenne	2.555	2.588	0.603	1.288	3.290
AA.14.05452	2.593	2.613	0.423	0.748	1.941
	2.566	2.594	0.481	1.100	2.822
Moyenne	2.580	2.604	0.452	0.924	2.381

Ou :

AA.14.05449 et AA.14.05450 : pour la roche calcaire.

AA.14.05451 et AA.14.05452 : pour la roche gneiss.

➤ Essais de compression :

Tableau III.1.5. Résultats des essais de compression.

Code Echantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance à la compression		
			Force (kN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
AA.14.05449	5*5*5	348.9	209.8	83.9	69.9
	--	347.5	171.8	68.7	
	--	345.6	140.6	56.3	
AA.14.05450	5*5*5	349.9	178.6	71.4	79.8
	--	349.2	202.4	81.0	
	--	345.7	217.4	87.0	
AA.14.05451	5*5*5	319.0	208.2	83.3	76.1
	--	323.2	178.8	71.5	
	--	327.5	184.4	73.6	
AA.14.05452	5*5*5	340.7	295.3	118.1	127.0
	--	342.0	395.3	158.1	
	--	350.7	261.7	104.7	

➤ Essais d'abrasivité

Tableau III.1.6. Résultats des essais sur coefficient d'abrasivité.

Code Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale de la palette (g)	Masse finale de la palette (g)	Coefficient D'abrasivité ABR (g/tonne)	Moyenne ABR (g/tonne)
AA.14.05451	4/6.3	47.117	46.564	1106	1299
	--	47.105	46.359	1492	
AA.14.05452	4/6.3	47.000	46.359	1282	1276
	--	46.886	46.251	1270	

Tableau III.1.7.résultat des essais los - angeles

Code échantillon	Fraction utilisé(mm)	Masse initiale(g)	Masse final(%)	Coef Micro-Deval	moyenne
AA-14-05449	10/20	5000	3579	28.4	28
	--	--	3653	26.9	
AA-14-05450	10/20	5000	3720	25.6	25
	--	--	3797	24.1	
AA-14-05451	10/20	5000	3371	32.6	34
	--	--	3239	35.2	
AA-14-05452	10/20	5000	3617	27.7	27
	--	--	3692	26.2	

Tableau III.1.8. Résultat des essais Micro -Deval

Code échantillon	Fraction utilisé(mm)	Masse initiale(g)	Masse final(%)	Coef Micro-Deval	moyenne
AA-14-05449	10/40	5000	359	28.2	28
	--	--	363	27.4	
AA-14-05450	10/40	5000	370	26.6	26
	--	--	374	25.2	
AA-14-05451	10/40	5000	391	21.8	21
	--	--	395	21.0	
AA-14-05452	10/40	5000	439	12.2	13
	--	--	435	13.0	

Interprétation des résultats

La masse volumique moyenne pour les deux échantillons **AA.14.05449** et **AA.14.05450** est de 2.70 g/cm³, pour les calcaires cristallins.

Pour les deux autres échantillons de gneiss, soit **AA.14.05451** et **AA.14.05452**, elle est de 2.56 g/cm³.

La résistance à la compression, varie de 69.9 MPa à 127 MPa pour les 4 échantillons caractérisant des roches mi dures à dures nécessitant l'utilisation d'explosifs pour leur abattage.

Les valeurs du Los Angeles (LA) pour la fraction 10-25 mm varie entre 25 et 28 % pour les deux échantillons de calcaires **AA.14.05449** et **AA.14.05450**, alors que les échantillons **AA.14.05451** et **AA.14.05452** des gneiss, elle est entre 27 et 34 % ; en général LA est acceptable pour les 4 échantillons.

Les valeurs de MDE pour les classes granulaires 10-14 mm sont très bonnes pour les calcaires cristallins avec une moyenne de 17 % et seulement acceptables pour les gneiss avec une moyenne de 27 %.

Enfin, les calcaires cristallins et accessoirement les gneiss, sont aptes à une utilisation avantageuse dans la confection des bétons pour la construction et sélectivement peuvent également être utilisés dans les corps de chaussées.

III.1.5. les réserves géologiques

Les réserves géologiques ont été estimées dans les limites des calcaires délimités suite aux reconnaissances effectuées par la Sarl GENERALE DES MINES en date du 12 au 13 Août 2014.

Le volume total des calcaires ainsi que le volume des gneiss ont été calculés par la méthode des coupes géologiques sériées. Ainsi, 6 coupes géologiques sériées ont été réalisées (coupes 1-1' à 6-6') de direction Nord-Sud.

Les calcaires affleurant à la côte 265 m.

Le calcul des réserves géologiques des calcaires a été effectué jusqu'au plancher situé à la cote 160 m.

La formule utilisée pour le calcul des volumes étant: $(S1+S2)/2*D(S1S2)$ dans les conditions de :

$$\Delta S/S \leq 0.04$$

Dans le cas contraire, la formule utilisée est celle du prisme tronqué où le volume est égal :

$$V = (S1 + S2 + \sqrt{S1 + S2}) / 3 * D$$

Tableau III.1.9. tableau de calcul des réserves géologiques(2014).

N° profil	Surface (m ²)	Surface moyenne (m ²)	Distance(m)	Volume (m ³)	densité	Tonnage(T)
1	4066.46	3988.23	100	398823.00	2.72	1084798.56
2	3910.00	3867.203	100	386720.30	2.72	1051879.22
3	3824.40	3796.46	100	379646.00	2.72	1032637.12
4	3768.51	4751.28	100	475128.00	2.72	1292348.16
5	5734.04	3767.66	100	376766.00	2.72	1024803.52
6	2099.37	-	-	-	-	-
Total matière				2017083.30	2.72	5486466.58

On remarque que le tonnage de la carrière est important, ce qui justifier l'exploitation de cette carrière on déduisant sa durée de vie dans le chapitre qui suit.

III.2. Réalisation du plan d'exploitation

La présente étude technique de gisement de calcaire d'EL M'Cife entre dans le cadre d'établissement d'un programme d'exploitation pour l'année 2017. Cette étude comprend les résultats des travaux d'exploitation effectués pendant l'année précédente (2016).

Les travaux réalisés en 2016 représentent le point de départ pour les travaux à réaliser en 2017.

III.2.1. Conditions technico – minières de la carrière

III.2.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière

Le régime de travail adopté pour l'ensemble des ateliers de la carrière est le suivant :

- Nombre d'heure de travail par poste 8 h (avec une heure de pause);
- Nombre de postes par jour 01;
- Nombre de jour ouvrable par semaine 05;
- Nombre de jour ouvrables par an 250.

III.2.1.2. Capacité de production

a. La production annuelle de la carrière

L'objectif de l'unité d'El M'Cife est d'assurer une production annuelle

$$P_a = 350000 \text{ (T/an)}$$

b. La production mensuelle

D'après la loi (I.1), on trouve :

$$P_m = \frac{350000}{12} = 29166.6$$

$$P_m = 29166.6 \text{ (T/mois)}$$

Avec

Nombre de mois on rentable par année =12 mois

c. Production hebdomadaire

D'après la loi (I.2), on trouve :

$$P_s = \frac{29166.6}{4} = 7291.65$$

$$P_s = 7291.65 \text{ (T/semaine)}$$

d. La production journalière

L'application de la loi (I.3) donne :

$$P_j = \frac{350000}{250} = 1400$$

$$P_j = 1400 \text{ (T/jour)}$$

e. Production horaire :

D'après la loi (I.4), on trouve :

$$P_h = \frac{1400}{7 \times 1} = 200$$

$$P_h = 200 \text{ (T/h)}$$

III.2.1.3. Durée de vie de la carrière

La valeur des réserves exploitables sont des données calculées par l'entreprise.

$$R_{ex} = 1778703.3 \text{ (m)}$$

En appliquant la loi (I.5) :

$$T = \frac{1778703.3}{350000} = 5$$

$$T = 5 \text{ (an)}$$

III.2.4. Travaux préparatoires à ciel ouvert

III.2.4.1. Caractéristiques des pistes

- 1^{ère} cas : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

-La largeur de la bande de sécurité

En appliquant la loi (I.7),

Avec :

- $V = 15 \text{ (Km/h)}$;
- $a = 4 \text{ (m)}$ (valeur approximative).

Donc :

$$C = 0.5 + 0.005 \times 15 = 0.575$$

$$C = 0.6 \text{ (m)}$$

- la largeur de la piste

En appliquant la loi (I.6) :

$$T = 4 + (2 \times 0.6) = 5.2$$

$$T = 5.2 \text{ (m)}$$

2^{ème} cas : circulation à double voie (pour la piste principale) :

- **la distance entre les camions**

D'après la loi (I.9) on trouve :

$$X = 2 \times 0.6 = 1.2$$

$$X = 1.2 \text{ (m)}$$

- **la largeur de la piste**

L'application de la loi (I.8), donne :

$$T = 2 \times (4 + 0.6) + 1.2 = 10.4$$

$$T = 10.4 \text{ (m)}$$

III.2.4.2. Principaux éléments du système d'exploitation :

a. Le gradin

➤ La hauteur du gradin

Pour les roches du gisement d'El M'Cife, la hauteur des gradins est fixée entre 12 à 15m, ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité.

➤ L'angle de talus du gradin

L'angle de talus du gradin pour la carrière El M'Cife est de 75°.

b. Plate-forme de travail :

On calcule d'abord les paramètres de la plate forme :

1- la largeur de l'enlevure est calculée par la loi (I.11) :

➤ la ligne de moindre de résistance (calculée par la loi)

La ligne de moindre résistance est calculée par la relation suivante :

$$W = 45 \times D_{tr}$$

Avec

- $D_{tr} = 89 \text{ (mm)}$

$$W = 45 \times 0.089 = 4 \text{ (m)}$$

$$W = 4 \text{ (m)}$$

Donc

$$A = \frac{4}{\cos 10} = 4.06 \approx 4 \text{ (m)}$$

- La hauteur du tas H_t

La hauteur de tas est déterminée par la formule (I.14) :

Et pour les calcaires :

$$H_t = 0.8 \times 15 = 12$$

$$H_t = 12 \text{ (m)}$$

- La largeur de X est calculée par la relation suivante :

$$X = 4 \times (2 \times 1.5 \times 15 / 12 - 1) = 16.36$$

$$X = 16.36 \text{ (m)}$$

- La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times 15 = 3$$

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

-La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

- γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ($\gamma=60^\circ$);
- α : l'angle de talus de gradin en exploitation, 75° ;

$$Z = 15 \times (ctg 60 - ctg 75) = 4.64$$

$$Z = 4.64 \text{ (m)}$$

- La largeur du chemin de transport est de : $T = 10\text{m}$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 4 + 16.36 + 3 + 10.4 + 12 = 38.4$$

$$L_{pt} = 38.4 \text{ (m)}$$

c. longueur de la piste, L

La longueur de la piste de la carrière El M'Cife est :

$$L = 1\text{km}$$

III.2.4.3. Organisation des opérations d'extraction

a. L'abattage

L'opération d'abattage se fait à l'exposif.

- **Le rendement de la foreuse**

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_f = N_{tr/p} \times L_{tr}$$

Et

$$N_{tr} = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Avec

- $L_{tr} = 16.72$ (m) ;
- $T = 7h = 420$ min ;
- $T_f = 55$ (s)
- $K_u = 0.85$.

Donc

$$N_{tr} = \frac{420 \times 0.85}{55} = 6.49 \square 6$$

$$N_{tr} = 6 \text{ (trous)}$$

On trouve que :

$$R_f = 6 \times 16.72 = 100.32$$

$$R_f = 100.32 \text{ (ml/poste)}$$

➤ **Le nombre des foreuses**

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule (I.19)

Avec :

- $P_a = 350000$ T/an au départ.
- $K_r = 1,2$;
- $N_{p/j}$: pour la foration un seul poste ;
- $N_{j/an} : N_{j/an} = 250$ jours ;
- $Q_{tr} = 471.32$

$$N_s = \frac{350000 \times 1.2}{9 \times 1 \times 250 \times 471.32} = 0.39 \square 1$$

$$N_s = 1 \text{ (sondeuse)}$$

Remarque :

On prend 2 sondeuse pour le cas d'empanne.

b. Le chargement :➤ **Le rendement de la chargeuse**

Le rendement de la chargeuse est déterminé par la loi (I.21)

Avec

- $T_d = 8h = 28800s$
- $T_c = 55 (s)$

$$R_{ch} = \frac{28800 \times 0.85}{55} = 445.09$$

$$R_{ch} = 445.09 \text{ (cycle)}$$

➤ **Nombre des chargeuses nécessaire**

En appliquant la loi (I.22) :

Avec

$$q_p = 30 (T)$$

$$N_r = \frac{1400}{30} = 47$$

$$N_r = 47 \text{ (rotation)}$$

Donc

$$N_{ch} = \frac{47}{445.09} = 0.1 = 1$$

$$N_{ch} = 1 \text{ (Chargeuse)}$$

Remarque :

On prend deux chargeuse pour le cas d'empanne.

c. Transport➤ **Rendement des camions**

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times Q \times K_q}{T_c}$$

Avec

- $Q_c = 30 (T)$
- $K_q = 0.85$
- $T_c : 21.95 \text{ min} = 1317\text{s}$

Donc

$$R_c = \frac{3600 \times 30 \times 0.85}{1317} = 69.7$$

$$R_c = 69.7 (T/h)$$

➤ **Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production :**

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule (I.24) :

Avec

- $P_h = 175 (T/h)$;
- $K_{irr} = 0.85$.

$$N_c = \frac{175 \times 0.85}{69.7} = 2.13$$

Remarque :

On prend : $N_c = 3 (\text{camion})$

III.2.4.4. Processus technologiques d'exploitation à ciel ouvert

a. La foration :

➤ **Diamètre du trou (Φ)**

Dans le cas étudié, on utilise des trous de diamètre (D_{tr}) :

$$D_{tr} = 89 (mm)$$

➤ **La hauteur du gradin**

Pour l'exploitation de la plupart des gisements, on procède à une exploitation par gradin de 15 m de hauteur.

➤ **L'angle de talus du gradin (α)**

Pour assurer la stabilité des gradins, on donne un angle $\alpha = 75^\circ$ par rapport à l'horizontale autrement dit un angle de 10° par rapport à la verticale.

➤ **La banquette maximale (B_{\max})**

La valeur maximale est déterminée par la règle de LANGEFORS par la formule suivante :

$$B_{\max} = 0.03 \times \Phi_t \times \sqrt{\frac{P \times s}{f \times C \times \frac{E}{V}}}$$

• **Densité de chargement (P)**

La densité de chargement est donnée par la relation (I.26).

Les caractéristiques des explosifs sont mentionnées dans le tableau suivant :

Tableau III.2.1. Densité de chargement, MARMANITE II. (ONEX)

MARMANITE II encartouchée		
Densité	d (kg/m ³)	1.05
Diamètre de cartouche	Φ_c (mm)	80
Diamètre de trou	Φ_t (mm)	86
Densité de chargement	P (kg/m ³)	0.85

Donc

$$p = 1.05 \times \left(\frac{0.08}{0.089} \right)^2 = 0.848 \approx 0.85$$

$$P = 0.85 \text{ (Kg/m)}$$

• **La puissance de l'explosif**

LANGEFORS définit le coefficient S par :

$$S = RWS = 85\%$$

✓ **Constante de roche c**

La constante de roche introduit un paramètre correspondant au massif rocheux et sa géologie.

$$C = c + 0.05 \text{ (Kg/m}^3\text{)}.$$

- pour le calcaire, $c = 0.4 \text{ kg/m}^3$.

$$C = 0.04 + 0.05 = 0.45$$

$$C = 0.45 \text{ (Kg/m}^3\text{)}.$$

- **Facteur de contrainte (f)**

Pour le cas de la carrière El M'Cife ; on prend : $f = 0.95$

- **Rapport écartement sur banquette (E/V)**

On retient la valeur de 1,25 pour le rapport E/V .

- **la banquette pratique**

La banquette pratique est exprimée par la formule (I.26) :

- ✓ **La déviation de forage (F)**

La déviation de forage est déterminée par la formule suivante :

$$F = 0.05 + 0.03 \times L_{tr}$$

- ✓ **la profondeur de trou**

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

$$L_{tr} = 1.05 \times (H_g + L_s) \quad (m)$$

- ✓ **La sous-foration (L_s)**

$$L_s = 0.3 \times B_{\max} \quad (m)$$

$$L_s = 0.3 \times 3.1 = 0.93$$

$$L_s = 0.93 \quad (m)$$

Donc

$$L_{tr} = 1.05 \times (15 + 0.93) = 16.72$$

$$L_{tr} = 16.72 \quad m$$

Et

$$F = 0.05 + 0.03 \times 16.72 = 0.55$$

$$F = 0.55 \quad (m)$$

Donc la banquette pratique :

$$B = 3.1 - 0.55 = 2.55$$

$$B = 2.55 \text{ (m)}$$

➤ **L'espace (E)**

LANGEFORS conseille que :

$$E = 1.25 \times B \text{ (m)}$$

Donc

$$E = 1.25 \times 2.55 = 3.2$$

$$E = 3.2 \text{ (m)}$$

➤ **Nombre de rangée**

Il est préférable de concevoir un plan de tir avec deux rangées, pour ne pas créer des nuisances au gradin ainsi que la granulométrie désirée (pour un bon rendement du tir).

$$N_r = 2 \text{ (rangées)}$$

➤ **Distance entre les rangées (b)**

$$b = 2.55 \text{ (m)}$$

b. Répartition de la charge

➤ **Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine**

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

- La charge de pied ;
- La charge de colonne.

✓ **La longueur de la charge de pied**

La charge de pied est déterminée par la formule (I.38), qui donne :

$$L_p = 1.3 \times 3.1 = 4.03$$

$$L_p = 4.03 \text{ (m)}$$

✓ **La charge linéaire de pied**

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$X_p = 0.88 + \frac{f}{s} \times a \times \left[\frac{0.07}{B} + R + (0.04 \times B) \right] \times B$$

Avec

- a : la distance entre deux trous (a=4.68).

$$X_p = 0.88 + \frac{0.95}{0.85} \times 4.68 \times \left[\frac{0.07}{2.55} + 0.4 + (0.04 \times 2.55) \right] \times 2.55$$

$$X_p = 7.94 \text{ (Kg/ m)}$$

➤ **Quantité d'explosif au pied du gradin (Q_p)**

La quantité d'explosif au pied du gradin est calculée d'après la formule (I.40) :

$$Q_p = 7.94 \times 4.03 = 32$$

$$Q_p = 32 \text{ (Kg)}$$

➤ **La hauteur du bourrage (H_b)**

$$H_b = 2.55 \text{ (m)}$$

➤ **La hauteur de la charge de colonne L_c**

Elle est déterminée par la formule (I.42):

$$L_c = 16.72 - 4.03 - 2.55 = 10.14$$

$$L_c = 10.14 \text{ (m)}$$

➤ **Quantité d'explosif en colonne (Q_c)**

La quantité d'explosif en colonne est :

$$Q_c = L_c \times C_c$$

Avec

$$C_c = 0.5 \times X_p$$

$$C_c = 0.5 \times 4.03 = 2.02$$

$$C_c = 2.02 \text{ (Kg/m)}$$

Donc

$$Q_c = 2.02 \times 10.14 = 20.48$$

$$Q_c = 20.48 \text{ (Kg/m)}$$

➤ **Quantité de charge d'explosifs dans un trou**

La quantité de la charge d'explosifs dans un trou est la somme de la charge de colonne et la charge de pied. Elle est déterminée par la formule (I.45):

$$Q_t = 32 + 20.48 = 52.5$$

$$Q_t = 52.5 \text{ (Kg/m)}$$

c. La consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{ch} = \frac{Q_t}{(H_g / \cos \beta) \times B \times E}$$

$$Q_{ch} = \frac{52.5}{(15 / \cos 10) \times 2.55 \times 3.2} = 0.42$$

$$Q_{ch} = 420 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

d. Volume de la roche abattu par un trou (V_{tr}) [14]

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta}$$

$$V_{tr} = 2.55 \times 3.2 \times \frac{15}{\cos 10} = 124.29$$

$$V_{tr} = 124.29 \text{ (m}^3\text{/trou)}$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma$$

Avec :

- γ : la densité de calcaire ($\gamma = 2.72$).

$$Q_{tr} = 124.29 \times 2.72 = 338.07$$

$$Q_{tr} = 338.07 \text{ (T/trou)}$$

e. Nombre de trous forés par mois ($N_{tr/mois}$)

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de : La production mensuelle (Pm). Par la relation (I.49) :

$$N_{tr/mois} = \frac{29166.66}{338.07} = 86.27 \approx 86.$$

$$N_{tr/mois} = 86 \text{ (trou/mois)}$$

f. Nombre de trous forés en un tir (N_{tr})

Dans la carrière El M'Cife, ils ont utilisée deux (2) tirs par mois.

Donc :

$$N_{tr/tir} = \frac{N_{tr/mois}}{N_{tir}} \text{ (trou/tir)}$$

$$N_{trou/tir} = \frac{89}{2} = 44.5$$

$$N_{trou/tir} = 44.5 \square 44 \text{ (trou/tir)}$$

Les résultats sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau.III.2.2. les résultats obtenus.

Les paramètres	Les résultats
La profondeur de trou	$L_{tr} = 16.72$ (m)
La plate forme de travail	$L_{pt} = 34.55$ (m)
Nombre de foreuse	$N_f = 1$ (foreuse)
Nombre de chargeuse	$N_{ch} = 1$ (chargeuse)
Nombre de camion	$N_c = 3$ (camion)
La banquette maximale	$B_{max} = 3.1$ (m)
La banquette pratique	$B = 2.55$ (m)
Espacement	$E = 3.2$ (m)
Distance entre les rangées	$b = 2.55$ (m)
Quantité d'explosif au pied de gradin	$Q_p = 32$ (Kg/m)
Quantité d'explosif en colonne	$Q_c = 20.48$ (Kg/m)
Quantité d'explosif dans un trou	$Q_t = 52.5$ (Kg/m)
Consommation spécifique	$Q_{ch} = 0.42$ (Kg/m ³)
Volume de la roche abattue	$V_{tr} = 124.29$ (m ³ /trou)
Nombre des trous foré par mois	$N_{tr/mois} = 86.27$ (trous)
Nombre des trous foré par tir	$N_{tr/tir} = 44$ (trous)

III.3. Etude de stabilité de la carrière

Le calcul de la stabilité des talus revient à déterminer le facteur de sécurité des gradins. Pour cela, il est nécessaire d'abord de déterminer les propriétés physico-mécaniques des roches au, puis dans le massif rocheux. Une fois les propriétés physico-mécaniques déterminées, on calcule le facteur de sécurité.

III.3.1. Détermination des propriétés mécaniques des roches

III.3.1.1. Résistance a la compression

La résistance à la compression est définie par la relation suivante :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S} \text{ (Kgf/cm}^2\text{)}$$

- F_{\max} : la charge à rupture ;
- S : surface sur laquelle la charge est appliquée.

Dans notre cas la résistance à la compression : $R_c = 700 \text{ (Kgf/cm}^2\text{)}$.

III.3.1.2. Résistance a la traction

La résistance à la traction est définie par la relation suivante :

$$R_t = \frac{T_{\max}}{S}$$

Avec

- T_{\max} : l'effort maximal de traction ;
- S : surface de l'éprouvette sur laquelle est appliqué l'effort de traction qui produit la décohésion des échantillons de la roche.

La résistance à la traction des échantillons n'a pu être déterminée au laboratoire par manque d'appareil de mesure.

III.3.1.3. Cohésion et angle de frottement interne d'un échantillon

La valeur estimée de la cohésion et l'angle de frottement sont trouvées dans le tableau suivante :

Tableau III.3.1. Les valeurs de la cohésion et l'angle de frottement.

Paramètres	Valeur
Angle de frottement ϕ	40°
Coefficient de cohésion c	0.2Mp

III.3.2. Les étapes de fonctionnement de slide

On a suivis plusieurs étapes pour obtenir les résultats de coefficient de sécurité.

Ces étapes sont :

- Création de modèle

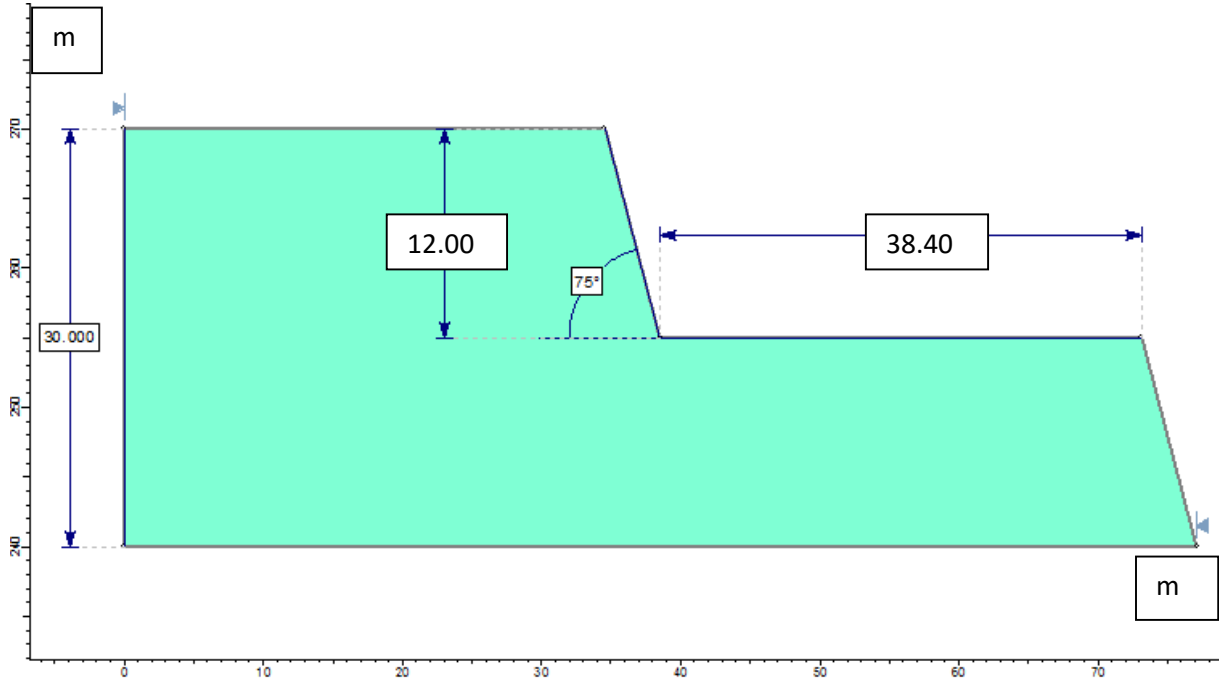


Figure III.3.1.le modèle utilisée avec les dimensions

➤ Définition des paramètres

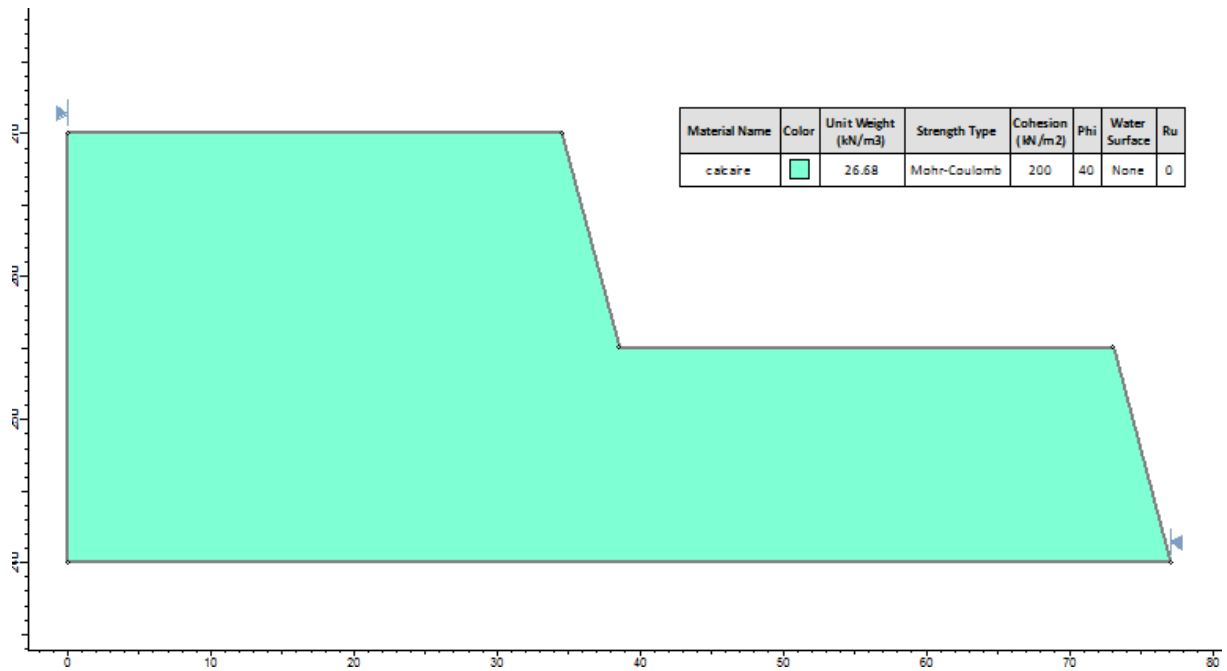


Figure.III.3.2. Les paramètres utilisables dans Slide

➤ Choix de la méthode de calcul

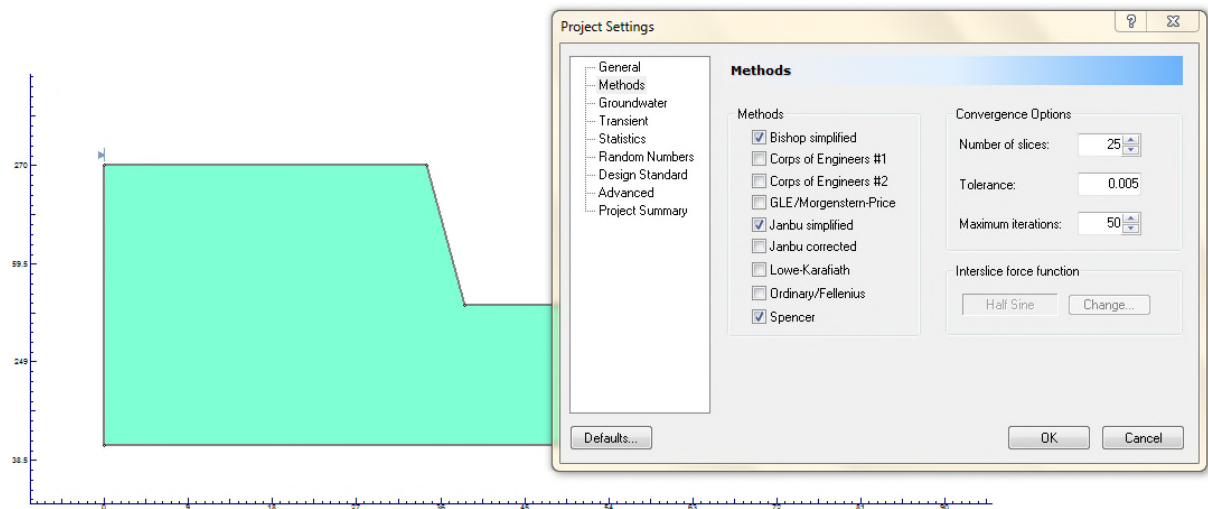


Figure.III.3.3. Choix de la méthode de calcul

➤ **Choix de la surface de glissement**

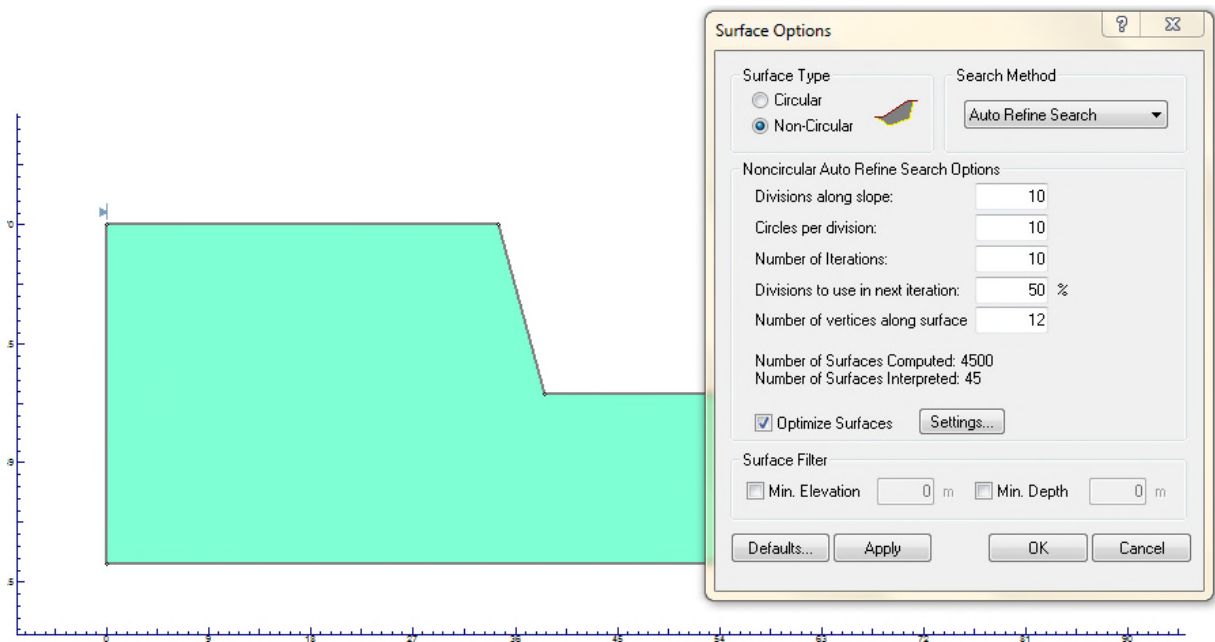


Figure.III.3.4. Choix de la surface de glissement

➤ **La présence ou l'absence eau**

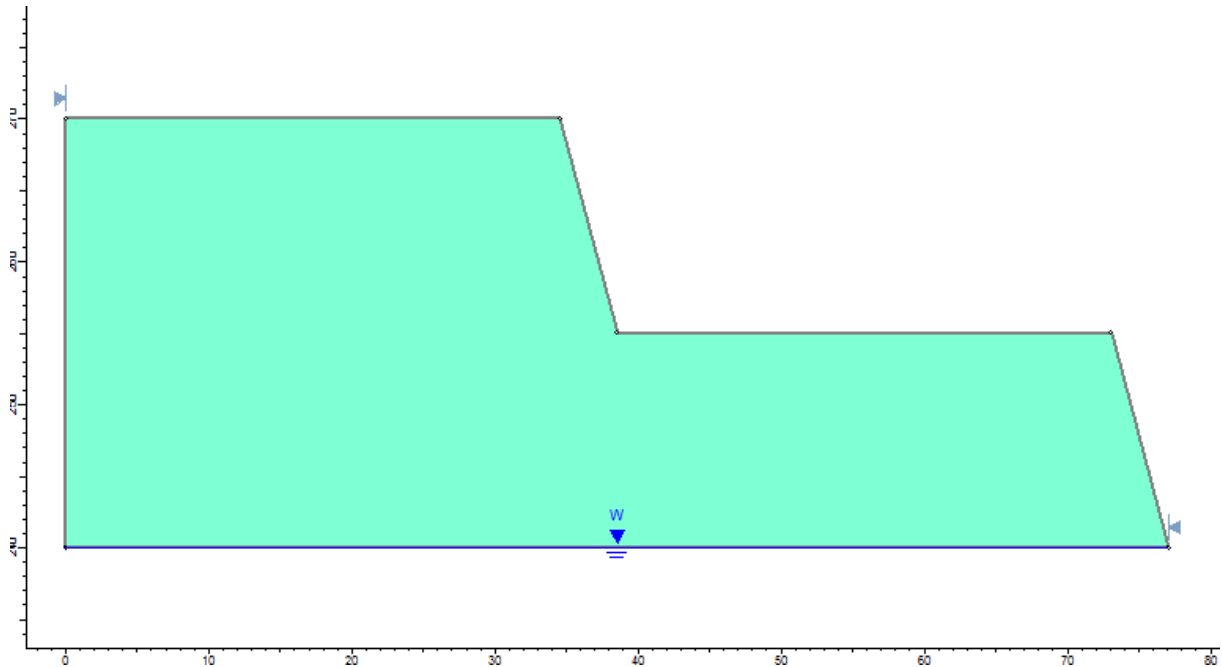


Figure.III.3.5. La présence ou l'absence eau

➤ **Lances le calcul.**

Et enfin, on calcule le facteur de sécurité.

III.3.3. CALCUL DE LA STABILITE DES TALUS DE LA CARRIERE

Pour calculer le facteur de sécurité on utilise logiciel Slide qui fonction avec des paramètres sont : l'angle de frottement et la cohésion.

III.3.3.1. Méthode de calcul

Pour le calcul du coefficient de sécurité, nous avons utilisé les méthodes de BISHOP simplifiée, SPENCER et Janbu simplifiée. Le coefficient de sécurité F_s est donné par les formules suivantes :

$$F_s = \frac{\sum \left[\frac{c'b + (w - ub) \tan \phi}{m_a} \right]}{\sum w \cdot \sin \alpha}$$

BISHOP simplifié

Avec

$$m_a = \cos \alpha \left(1 + \frac{\tan \alpha \cdot \tan \phi}{F} \right)$$

$$F = \frac{\sum (c'l + (N - ul) \tan \phi) \sec \alpha}{\sum W \tan \alpha + \sum \Delta E}$$

Janbu simplifiée

Avec

$$\sec \alpha = \frac{1}{\cos \alpha}$$

$$Q = \frac{-F \sin \alpha - F \cos \alpha - \left(\frac{c' \Delta l}{F} \right) + (F \cos \alpha - F \sin \alpha + u \Delta l) \left(\frac{\tan \phi}{F} \right)}{\cos(\alpha - \theta) + \left[\frac{\sin(\alpha - \theta) \tan \phi}{F} \right]}$$

Spencer

III.3.3.2. Calcul du coefficient de sécurité

➤ **la méthode de Bishop simplifiée**

On a trouvé que : $F_s = 2.908$

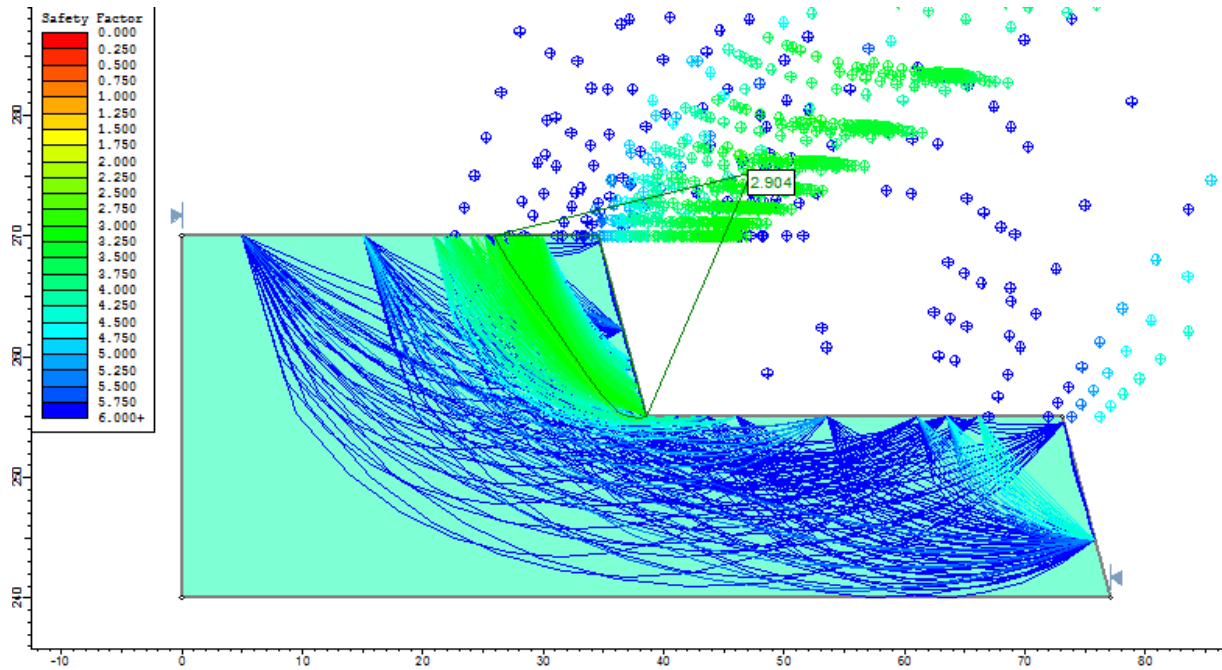


Figure.III.3.6.la valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Bishop.

➤ **Remarque:**

On a trouvé que $F_s = 2.908 > 1.5$. Donc le talus de gradin est stable.

➤ **la méthode de Spencer**

On a trouvé que : $F_s = 3.294$.

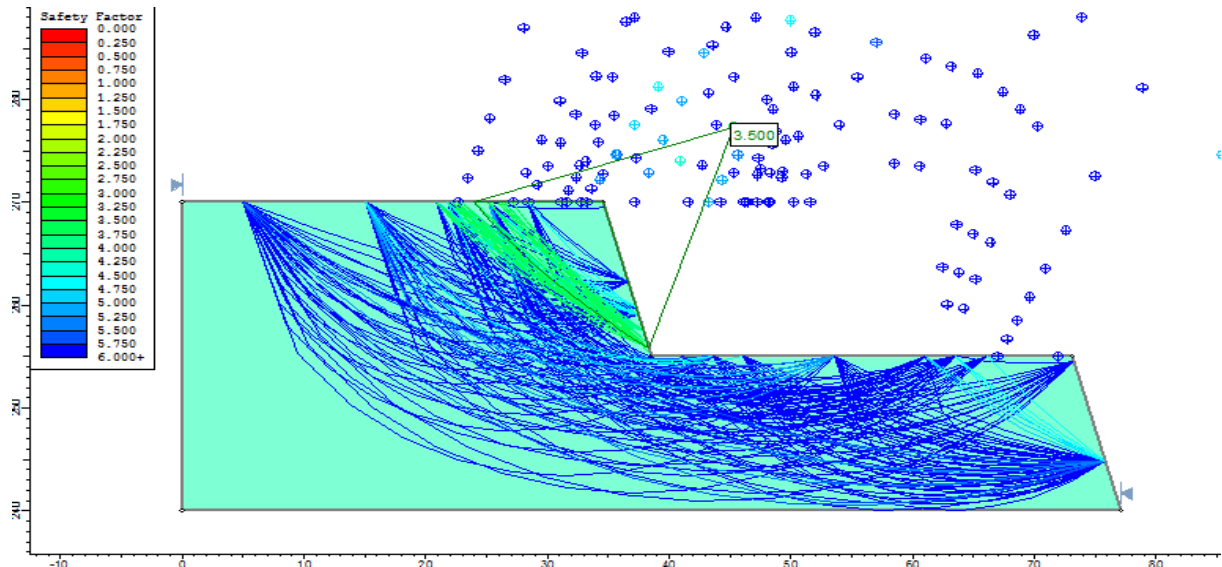


Figure.III.3.7.la valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Spencer.

Remarque:

On a trouvée que $F_s = 3.294 > 1.5$. Donc le talus de gradin est stable.

➤ **la méthode de Janbu simplifiée**

On a trouvée que : $F_s = 3.122$

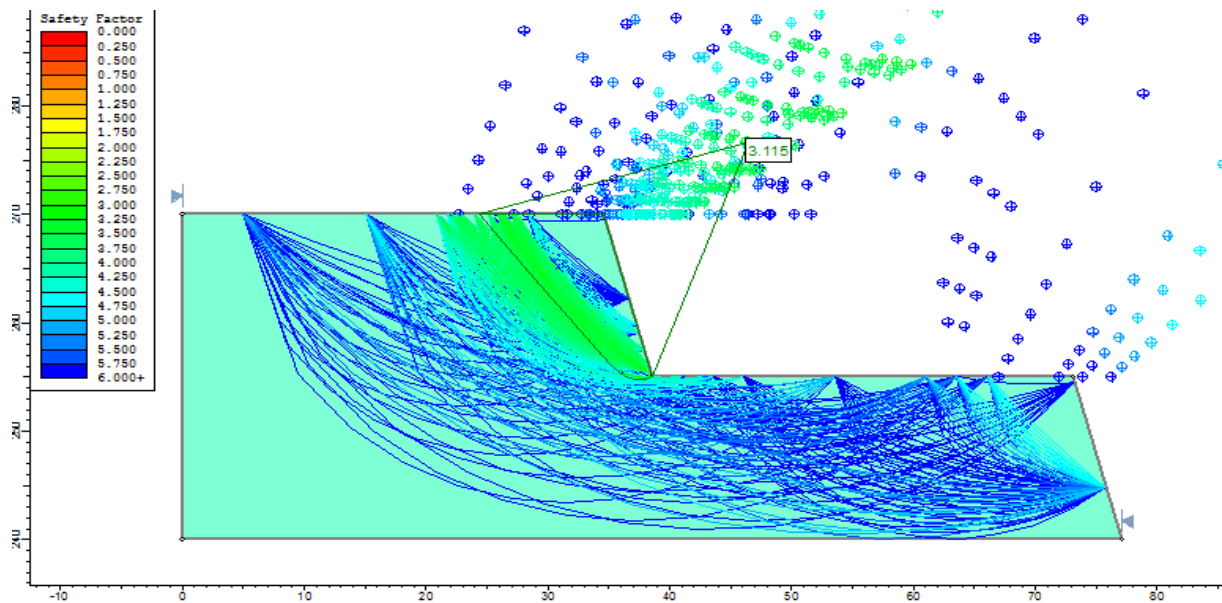


Figure.III.3.8 la valeur de coefficient de sécurité par la méthode de Janbu simplifiée.

➤ **Remarque:**

On a trouvée que $F_s = 3.122 > 1.5$. Donc le talus de gradin est stable.

Conclusion :

Dans cette partie de notre projet on a devises le travail en deux parties :

- ✓ La réalisée le plant d'exploitation de préversion de 2017.

On a calculé tous les paramètres de plant d'exploitation (la durée de vie, la plate forme de travail, les paramètres de plan de tir...etc.). Ces calculs suivant la méthode de LONGFOR

- ✓ L'étude de stabilité des talus des gradins.

On a calculé le coefficient de sécurité a partir de trois méthodes : Bishop, Janbu simplifiée et Spencer. Les résultats obtenu confirme que les gradins sont stable (coefficient de sécurité supérieure a 1.5)

Notre travail a pour but d'élaborer un plan d'exploitation qui permet d'avoir les prévisions programmées en 2017 tout en assurant la stabilité de notre carrière.

Les résultats obtenus ont montré que pour réaliser ces prévisions on utilise la méthode de LANGEFORS pour assurer un bon rendement des travaux de tir.

Aussi, l'étude de stabilité par les méthodes déterministes peut ne donner des résultats faibles dans l'étude de stabilité.



• CONCLUSION

• général

Références bibliographique

- [1] B.BOKY, exploitation des mines;1968 ;
- [2]R.CHAIN et A.BOUHEDJAR, Guide pour l'élaboration des projets de cours : exploitation a ciel ouvert, université de BAJI MOKHTAR ANNABA;
- [3].KAMULETE MUDIANGA N, cours d'exploitation des mines à ciel ouvert ;
- [3].documents interne de l'entreprise ;
- [4].V.KOVALENKO, exploitation des carrières; OPU, 1986 ;
- [5] .COULOMBEZ C, 2007.Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats, rapport d'option mines Paris Tech.
- [6]. A.NEGGAZ, projet d'exploitation de la colline Este de gisement de dolomie-calcaire El-Maleh (Aine Temouchent), 2009 ;
- [7].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.
- [8].GHARBI.K, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007.
- [9].Rock excavation hand book. Décembre 2006.
- [10]. 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.
- [11] .CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [12] K.HARMANN, précis de forage des roches; DUNOD, 1971 ;
- [13] K.HARMANN, précis de forage des roches; DUNOD, 1971 ;
- [14] T.A.TALEB, ouverture et exploitation (plan quinquennal minier) du gisement de calcaire de Djebel d'Har El – Mendjel, El – Maleh, Ain Timouchent; mémoire de fin d'études, ENP 1999;
- [15]. M.A BACHAR ASSED, cours d'exploitation des mines à ciel ouvert, ENP 2004/2005;
- [16]: OLOFSSON S.O «Applied explosives technology for construction and mining», 2002.
- [17]. Leroueil, S, J Vaunat, L Picarelli, J Locat, H Lee and R Faure 1996. Geotechnical characterization of slope movements. In Geotechnical characterization of slope movements. Proceedings of the 7th International Symposium on Landslides, Trondheim, Norway, 53-74
- [18].DURVILLE, Jean-Louis and Gilles SEVE 1996. Stabilité des pentes: Glissements en terrain meuble. Techniques de l'ingénieur. Construction 1: C254. 251-C254. 216..

- [19].Rotaru, Ancuța, Daniel Oajdea and Paulică Răileanu 2007. Analysis of the landslide movements. *International Journal of Geology* 1: 70-79.
- [20].Pariseau, WG and Barry Voight 1979. Rockslides and avalanches: basic principles and perspectives in the realm of civil and mining operations. *Rockslides and avalanches* 2: 1-92.
- [21].CIOCA, Marius, Lucian-Ionel CIOCA and Adrian CIOCA 2008. Disaster Management Spatial Information System. In *Disaster Management Spatial Information System, Conférence Information: Conférence Information 4th IASME/WSEAS International Conférence on Energy, Environment, Ecosystems and Sustainable Development*, 338-341
- [22].Coppola, L, R Nardone, P Rescio and E Bromhead 2006. Reconstruction of the conditions that initiate landslide movement in weathered silty clay terrain: effects on the historic and architectural heritage of Pietrapertosa, Basilicata, Italy. *Landslides* 3: 349-359.
- [23].Reid, Mark E, Richard G LaHusen and William L Ellis 1999. Real-time monitoring of active landslides: US Department of the Interior, US Geological Survey
- [24].Zaruba, Quido and Vojtech Ménécl 1969. *Landslides and their control: Nueva York*. In *Landslides and their control: Nueva York: Elsevier y Academia de Ciencia de Checoslovaquia*.
- [25].Song, Young-Suk, Won-Pyo Hong and Kyu-Seok Woo 2012. Behavior and analysis of stabilizing piles installed in a cut slope during heavy rainfall. *Engineering Geology* 129: 56-67
- [26].Chowdhury, Ashfaque Ahmed, Mohammad Rasul and Mohammad Masud Kamal Khan 2007. Numerical simulation of building performance Under different low Energy cooling technologies. *International Journal of Energy and Environment* 1: 28-36.



• **ANNEXE**

• **01**

Gamme de production de L'ONEX (Office National des Substances Explosifs)

L'ONEX produit une gamme très variée d'explosifs et accessoires de tir

A- LES EXPLOSIFS

1-les explosifs gélatineux

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattage des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grés durs et le granit.

Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- Géonit;
- Gélanit 1;
- Gélanit 2.

2- explosifs pulvérulents

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures, la molasse et les schistes.

Ils sont désignés dans le commerce sous le nom de :

- Marmanit 1;
- Marmanit 2;
- Marmanit 3;
- Carrinit ;
- Anfomil;
- N18 BIS.

B- les accessoires de tir

1- détonateur

1.1 Détonateur pyrotechnique

Détonateur ordinaire n°8.

1.2 Détonateurs électrique

- Détonateur électrique instantané (D.E.I);
- Détonateur sismique (D.E.S);

- Détonateurs électrique micro-retard (D.M.R)-12 numéros;
- Temps de retard 20 millisecondes de 20 à 240 millisecondes;
- Détonateur électrique retard (D.E.R)-12 numéros;
- Temps de retard 1/2 secondes de 1/2 seconde à 6 secondes.

2- les cordons détonants

Le cordon détonant fabriqué par L' ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s, sa résistance à la rupture dépasse les 40 kg/24h.

L'ONEX fabrique le cordon 10gr/m, 12gr/m, le 20gr/m et le 40 gr/m

3-Mèche lente ou de sûreté

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m $\pm 10\%$ elle est étanche, elle a une résistance à la rupture supérieur à 8 kg/mn.

4- Poudre noire

L'ONEX produit trois variétés de poudre noire :

- Poudre noire militaire 1 à 6;
- Poudre noire pour mèche ;
- Poudre fantasia.

5- fil de tir

L'ONEX produit le fil de tir de \varnothing 0,6 mm gainé par du P.V.C antistatique.

Les explosifs.

1. Définition de l'explosif :

Sous la dénomination générale de substance explosive, on entend tout mélange ou composé qui sous l'effet d'un choc, d'un frottement, d'une étincelle, d'un échauffement, ou encore sous l'action d'une onde de choc ou irradiation se transforme en un temps très court en un grand volume de gaz.

2. Déflagration et explosion :

2.1. Déflagration

La déflagration de substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière .la vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s. la déflagration est le régime normal de la poudre noire, et des poudres propulsives.

2.2. Détonation

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc .la vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre

2000 et 9000 m/. Le régime normal des explosifs est la détonation.

La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisée principalement dans les travaux d'abattage et de démolition. La déflagration d'une poudre engendre une poussée exceptionnellement utilisée pour l'abattage (poudre noire comprimée) et le plus fréquemment pour la propulsion.

3. principe d'action de l'explosif :

La détonation d'un explosif produit un très grande volume de gaz à haute pression .si la décomposition de la substance explosive se faite en plein air, les gaz se dégagent avec force et ne fournissent aucun travail utile.

En vase clos, bien au contraire, le dégagement des gaz d'explosion peut être employé pour les travaux de mine bien chargée et suffisamment bourrée.

Dans l'exploitation des carrières ou généralement on a recours à des tous de mines de gros diamètres et de grande profondeur, le fond du trou de mine est alors chargé par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale.

La partie supérieure représentant la charge secondaire est chargée par de l'explosif moins dense

Cette disposition des charges explosives dans le trou de mine permet une bonne fragmentation de la roche avec des projections de déblais réduits.

4. vitesse de détonation :

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau.

Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

Selon le but recherché lors des travaux de minage et selon que le mineur aient affaire à des roches dures ou tendres, il choisira un explosif à haute ou faible détonation.

L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 m/s et

7000 m/s.

5. coefficient de self excitation (C.S.E) :

Il exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de la puissance de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose.

Le coefficient de self excitation est important lors de bourrage des trous de mine.

Pour les explosifs de l'ONEX, Le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

L'expansion des gaz de décomposition qui suit l'explosion exerce une énorme pression sur les parois rocheuses qui les contiennent .cette haute pression agit sur les parois du trou de mine et provoque d'abord un choc qui fissure les roches avoisinantes et une poussée qui entraîne la projection des roches et leur fragmentation.

La pression des gaz est la même dans toutes les directions mais les gaz comme tous les fluides, auront tendance à s'échapper en suivant les ligne de moindre résistance.

6. Caractéristiques des explosifs :

Le choix d'un explosif est lié à la nature et aux caractéristiques des roches à miner celles-ci peuvent être tendres, dures ou dureté moyenne voir tableau ci-après.

Selon qu'on a affaire à u type de roches ou un autre, le choix de l'explosif en dépend. Pour faciliter ce choix, nous donnons les principales caractéristiques des explosifs qui les différencient entre eux.

7. Puissance ou brisance :

C'est la quantité d'énergie que développe un explosif au moment ou il détone. Elle est déterminée au laboratoire par des essais et est exprimée couramment par le coefficient d'utilisation pratique CUP ou encore par l'essai TRAUZL.

8. Densité :

L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5.

C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais avec des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables. Pour les travaux de mine en roches dures, le mineur choisira un explosif à haute densité tandis que pour les travaux en roches tendres le même mineur préférera un explosif à faible densité.

9. Catégorie d'explosif :

Les explosifs fabriqués par l'ONEX sont des explosifs brisants qui comprennent :

- Les dynamites de consistance gélatineuse sous notre appellation commerciale de géonit et gélanit 1 et 2 contenant plus de 12% de nitroglycérine .ce sont des explosifs brisants insensibles à l'eau et utilisés dans la recherche sismique et dans les travaux en roche dure.
- Les explosifs nitrates sous forme pulvérulente sous notre appellation commerciale de carrinit et marmanit. Une large gamme est offerte à nos clients avec des densités variables et

les diamètres appropriés. Dans le tableau sont reportées les principales caractéristiques de nos produits ainsi que les conditions d'en cartouche et d'emballage.

CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS

O.N.E.X.

10-TABLEAU N°1

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume Gaz; L/kg	Utilisation
Géonit	Très bonne	1,50	5800	1,15	18	733	Explosif sismique en région humide et off-shore. Explosive pour roche dure.
Gélanit I	Bonne	1,40	6300	1,33	8	865	Abattage en carrières roches dure
Gélanit II	Bonne	1,45	6000	1,27	6	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1,0	4500	1,27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0,95	4000	1,28	5	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
Marmanit II	Médiocre	0,98	4100	1,27	2	868	Explosif pour roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	0,95	3800	1,18	2	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 BIS	Médiocre	0,95	2500	1,16	4.5	---	Explosif sismique en régions sèche. Explosif pour roches tendres.
Anfomil	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	Explosif pour travaux à ciel ouvert, Explosif pour roches tendres

CONDITIONNEMENT DES EXPLOISIFS

O. N. E. X

11- TABLEAU N°2 (suite) :

Désignation commerciale	Format / cartouche Ø Longueur (mm)	Poids/ cartouche (g)	Type de cartouche	Conditionnement
Géonit	50×370	1000	Cartouche plastique (CP)	caisse de 25 kgs
	50×420	1250		" " 25 kgs
	65×500	2500	Gaine plastique (GP) CP	" " 25 kgs
Gélanit I	25 ×130	100	Papier paraffine (PP)	caisse de 25 kgs
	30 ×120	125		" " 25 kgs
	30 ×230	250	PP	" " 25 kgs
	50× 420	1250	PP	" " 25 kgs
	65× 500	2500	GP	" " 25 kgs
	80 ×340	2500	GP GP	" " 25 kgs
Gélanit	25× 130	100	PP	caisse de 25 kgs
	30 120	125	PP	" " 25 kgs
	30 ×230	250	PP	" " 25 kgs
	50 ×420	1250	GP	" " 25 kgs
	65 × 500	2500	GP	" " 25 kgs
	80 340	2500	CP	" " 25 kgs

CARACTERISTIQUE DES EXPLOISIFS (O. N. E. X)

11- TABLEAU N°1 (suite) :

Désignation commerciale	Format / cartouche Φ Longueur (mm)	Poids/ cartouche (g)	Type de cartouche	Conditionnement
Carrinit	25 × 140 30× 140 50× 640 65× 750	70 100 1250 2500	PP PP GP GP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
Marmanit I	25 × 140 30× 140 50× 640 65× 750	70 100 1250 2500	PP PP GP GP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
Marmanit II	25 × 140 30× 140 50× 640 65× 750	70 100 1250 2500	PP PP GP GP	caisse de 25 kgs en carton
Marmanit III	25 × 140 30× 140 50× 640 65× 750	70 100 1250 2500	PP PP GP GP	caisse de 25 kgs en carton renforcé
N. 18	65× 350	1000	PP	

CARACTERISTIQUES DES ACCESSOIRES DE TIR

O.N.E.X.

TABLEAU N° 01

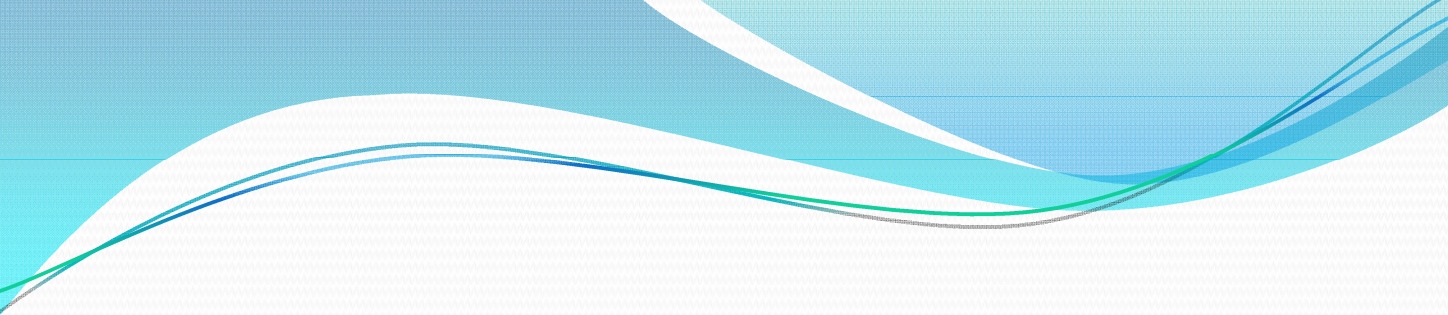
Désignation Commerciale	nature	couleur	Etanchéité à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Vitesse de combustion	Résistance à la Rupture
ONACORD1	Cordeau détonant 12GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	40KP/24H
MILACORD 1	Cordeau détonant 10 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	40KP/24H
MILACORD 4	Cordeau détonant 40 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	
ONACORD	Cordeau détonant 24 GRS	Rouge	Très bonne	6500 min	/	100 KP/24H
MILAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	/	/	/	40KP/5min
ONAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	Etanche	/	/	40KP/5min

CARACTERISTIQUES DES DETONATEURS

O.N.E.X.

TABLEAU N °01

PRODUITS	Type	Temps de Retard (s)	Nombre de Retard	Résistance ohmique Par détonateur
Détonateur électrique instantané (D.E.I)	Basse intensité	0	/	1,5 ohm
Détonateur électrique à retard (D.E.R)	Basse intensité	1/2 s	12 (6 s)	1,5 ohm
Détonateur électrique à micro-retard (D.E.R)	Basse intensité	20 millisecondes	12 (240 millisecondes)	1,5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse intensité	0	/	1,5 ohm temps de réaction 1 millisecondes



• **ANNEXE**

• **02**



• **Référence**

• **bibliographique**

Résumé :

L'objectif de ce travail est d'élaborer un plan d'exploitation pour la prévision de 2017, et d'assurer la stabilité de la carrière, en suivant tout les étapes nécessaire à la réalisation de cette étude.

Nous avons prés la carrière de calcaire d'El M'cife(Jijel), comme exemple. En utilisant pour les calculs de plan de tir la méthode de Langefors, et pour l'étude de stabilité en utilisant les méthodes de Bishop, Janbu simplifiée et Spencer.

Les résultats de ces études indiquent que le plant d'exploitation est réalisé, et les gradins de la carrière sont très stables, étant donné les valeurs élevées du coefficient de sécurité.

Mots clés : plan d'exploitation-méthode de Langefors-la stabilité des talus-méthode de Bishop simplifiée-Janbu simplifiée-Spencer-coefficient de sécurité-carrière El M'cife.

ملخص

الهدف من هذا العمل هو تأسيس مخطط استغلال من اجل 2017, و تأكيد استقرار المحجرة مع إتباع كل المراحل اللازمة من اجل انجاز هذه الدراسة.

وقد اعتمدنا في دراستنا على طريقة لونغفور في إعداد مخطط التفجير لمحجرة المسيف (جيجل) و على طرق بيشوب-جامبو-سيانسر من استقرار المحجرة.

نتائج هذه الدراسة تبين إن مخطط الاستغلال قد انجز ومدرجات المحجرة مستقرة هي الأخرى.

كلمات المفتاحية: مخطط الاستغلال-طريقة لونغفور - طريقة بيشوب-جامبو-سيانسر, معامل استقرار المحجرة.

Summary :

The objective of this work is to develop a business plan for the prediction of 2017, and to ensure the stability of the quarry, following all the steps necessary for the realization of this study.

We near the limestone quarry of El M'cife (Jijel), as an example. Using for shooting plan calculated method Langefors, and for the stability study using the methods of Bishop, Janbu simplifies and Spencer.

The results of these studies indicate that the operating plant is realized, and the quarry stands are very stable, given the high values of the safety factor.

Keywords: operating-method Langefors-slope stability-Bishop method simplifies design-Janbu simplifies Spencer-safety factor Career El M'cife.

Sommaire	P
Liste d'abréviation	
Liste des figures	
Liste des tableaux	
Introduction générale	
Chapitre I : Généralité sur L'exploitation à ciel ouvert	
Introduction.....	02
I.1. Définition de la carrière.....	02
I.2. les éléments de la carrière	03
I.2.1 Gradins.....	03
I.2.2. Contour de la carrière	05
I.2.3 .Talus de la carrière.....	06
I.3. Les étapes de l'exploitation à ciel ouvert.....	06
I.4. Systèmes d'exploitation à ciel ouvert.....	06
I.4.1. Classification des méthodes d'exploitation.....	06
I.4.2. Choix de la méthode d'exploitation.....	07
I.4.3.Détermination des paramètres principaux de la méthode d'exploitation.....	07
I.5. Conditions technico – minières de la carrière.....	07
I.5.1.Régime de fonctionnement de la carrière.....	07
I.5.2. Capacité de production	07
I.5.2.1. La production annuelle de la carrière	07
I.5.2.2. La production mensuelle	07
I.5.2.3. La production hebdomadaire.....	08
I.5.2.4. La production journalière	08
I.5.2.5.La production horaire.....	08
I.5.3.Durée de vie de la carrière.....	08
I.5.4.Travaux préparatoires à ciel ouvert	09
I.5.4.1.Caractéristiques des pistes.....	09
I.5.4.2.Principaux éléments du système d'exploitation.....	10
I.5.5. Organisation des opérations d'extraction.....	13
I.5.5.1. L'abattage.....	13
I.5.5.2. Le chargement	14
I.5.5.3. Transport.....	15
I.6. Processus technologiques d'exploitation à ciel ouvert	16
I.6.1. Description et condition de l'opération de tir.....	16

I.6.2.Présentation d'un schéma de tir.....	16
I.6.2.1. La foration.....	17
I.6.2.2. Le chargement.....	18
I.6.2.3.L'amorçage.....	18
I.6.3.La foration.....	19
I.6.3.1. Diamètre du trou.....	19
I.6.3.2. La hauteur du gradin.....	19
I.6.3.3. L'angle de talus du gradin	19
I.6.3.4. Le choix de l'explosif	20
I.6.3.5. La banquette	21
I.6.3.6. la banquette pratique.....	23
I.6.3.7. La sous-foration	24
I.6.3.8. L'espacement	24
I.6.3.9. Nombre de rangée.....	24
I.6.3.10. Distance entre les rangées	24
I.6.3.11. Chargement des trous	25
I.6.4. Répartition de la charge	25
I.6.4.1. Le choix de l'explosif	25
I.6.4.2.Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine.....	28
I.6.4.3. Quantité d'explosif au pied du gradin.....	28
I.6.4.4. La hauteur du bourrage	28
I.6.4.5. La hauteur de la charge de colonne.....	29
I.6.4.6. Quantité d'explosif en colonne	29
I.6.4.7. Quantité de charge d'explosifs dans un Trou.....	29
I.6.4.8. La consommation spécifique d'explosif.....	29
I.6.4.9. Volume de la roche abattu par un trou.....	29
I.6.4.10. Nombre de trous forés par mois.....	30
I.6.4.11. Nombre de trous forés par tir.....	30
I.7.Mise a terril et constitution des remblais à minerai.....	30
I.7.1.Généralités.....	30
I.7.2. Distinction des terrils.....	30
I.7.3.Différents procédés de construction des terrils et remblais à minerai.....	31
Conclusion.....	32
Chapitre II : Définition et types de glissements	

Introduction.....	33
II.1.Quelques modes d’instabilités affectant les pentes de sol.....	33
II.1.1.Les glissements.....	34
II.1.1.1.Définitions sur les glissements de terrain.....	34
II.1.1.2.type de glissement.....	35
II.1.1.3.Vitesse moyenne de mouvement des glissements.....	36
II.1.1.4.Les facteurs qui contrôlent le type et le taux de glissement.....	37
II.1.1.5.Les étapes de l’activité des glissements de terrain.....	37
II.1.1.6.Principales causes de glissements de terrain.....	38
II.1.1.7.Méthodes de calcul des glissements.....	39
II.1.1.8.Les méthodes classiques pour l’analyse de la stabilité.....	42
Conclusion.....	56
Chapitre III : Processus d’exploitation et l’étude de stabilité	
III.1 Présentation du site.....	57
III.1.1. Généralités.....	57
III.1.2. Géologie de la région de Jijel.....	61
III.1.2. 1.Tectonique.....	62
III.1.3. Description du gisement.....	65
III.1.3.1. Localisation et morphologie du gisement.....	65
III.1.3.2. Géologie du gisement.....	65
III.1.4.Caractéristiques qualitatives des calcaires.....	68
III.1.4.1. Résultats des analyses chimiques.....	68
III.1.4.2. Résultats des analyses minéralogiques.....	69
III.1.4.3. Résultats des essais.....	70
III.1.5. Les réserves géologiques.....	72
III.2. Réalisation du plan d’exploitation.....	74
III.2.1. Conditions technico – minières de la carrière.....	74
III.2.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière.....	74
III.2.1.2. Capacité de production.....	74
III.2.1.3. Durée de vie de la carrière.....	75
III.2.2. Travaux préparatoires à ciel ouvert.....	75
III.2.2.1. Caractéristiques des pistes.....	75
III.2.2.2. Principaux éléments du système d’exploitation.....	76
III.2.2.3. Organisation des opérations d’extraction.....	77
III.2.2.4. Processus technologiques d’exploitation à ciel ouvert.....	80
III.3. Etude de stabilité de la carrière.....	87
III.3.1. Détermination des propriétés mécaniques des roches.....	87
III.3.1.1. Résistance a la compression.....	87

III.3.1.2. Résistance a la traction.....	87
III.3.1.3. Cohésion et angle de frottement interne d'un échantillon.....	87
III.3.2. Les étapes de fonctionnement de slide.....	88
III.3.3. Calcul de la stabilité des talus de la carrière.....	91
III.3.3.1. Méthode de calcul.....	91
III.3.3.2. Calcul du coefficient de sécurité.....	91
Conclusion.....	93
Conclusion Générale	

Tableau N°01 : résistance au tirage de quelques roches.

Roche	C (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

Présentation du logiciel Slide

Le logiciel Slide est conçu pour l'analyse de la stabilité des pentes. Il peut être utilisé pour concevoir et/ou analyser des pentes naturelles ou d'ingénieries tels les remblais, les barrages en terre et les talus et bord de mines. Ce programme a la capacité d'analyser à la fois une surface de rupture non circulaire définie par l'utilisateur et la recherche de la surface de rupture minimale non circulaire. Slide a une interface graphique qui fournit un large éventail de modélisation et d'interprétation de données de fonctionnalités (Abramson et al., 2001). Il permet aussi :

- 1- L'évaluation de la stabilité des talus dans des conditions spécifiques ;
- 2- L'évaluation de la possibilité de la rupture des pentes ;
- 3- La détermination de l'influence des changements proposés sur une pente ;
- 4- Les comparaisons de l'efficacité des solutions de rechange correctives ou préventives ;
- 5- L'analyse de sensibilité pour évaluer l'influence des variations dans les paramètres critiques telles que la géométrie, les propriétés des matériaux et les conditions de l'eau souterraine sur la stabilité des pentes ;
- 6- L'analyse des ruptures qui ont été déjà produites. Ceci aide à comprendre les

mécanismes de rupture et à obtenir les propriétés matérielles in-situ ;

7- La conception des mesures réparatrices ou préventives pour les pentes et l'évaluation des effets des chargements exceptionnels tels que les tremblements de terre sur les pentes et les remblais.

a- Les caractéristiques de modélisation par Slide

Les caractéristiques de modélisation par Slide pour l'étude de stabilité d'une pente sont influencées par des facteurs telles que des conditions géologiques (sols, strates, discontinuités, conditions des eaux souterraines, ...etc.), les propriétés des matériaux et de la géométrie. En règle générale, plusieurs de ces facteurs ne peuvent être définis avec beaucoup de certitude. Cette incertitude signifie que les ingénieurs doivent analyser divers scénarios possibles afin d'éviter les surprises et un comportement inattendu (Abramson et al., 2001).

b- Les étapes de modélisation par Slide :

- Saisie des limites : C'est de définir les limites de la région de dessin, afin de voir le modèle en cours de création que nous entrons dans la géométrie. La première limite qui doit être définie pour chaque modèle de Slide est la frontière externe, qui englobe la région d'analyse.

Localisation des surfaces critiques : l'un des aspects les plus importants de l'analyse de la stabilité des pentes est de trouver la surface de glissement. Les développeurs de ce logiciel ont mis en œuvre des techniques de recherche prouvées pour localiser les deux surfaces de glissement ; circulaires et non circulaires. Ils aident les ingénieurs à déterminer les surfaces critiques (Abramson et al., 2001). Les techniques employées par ce logiciel sont :

- La recherche de la grille de surface circulaire ;

- La détermination d'une seule surface circulaire définie par un centre et un rayon ou par trois points sur la surface ;
- La recherche auto-affiner : une technique itérative pour localiser le cercle de glissement minimum en utilisant les résultats d'une itération précédente pour réduire la zone de recherche dans l'étape suivante ;
- La recherche de bloc non circulaire en utilisant la génération aléatoire de surface de glissement.

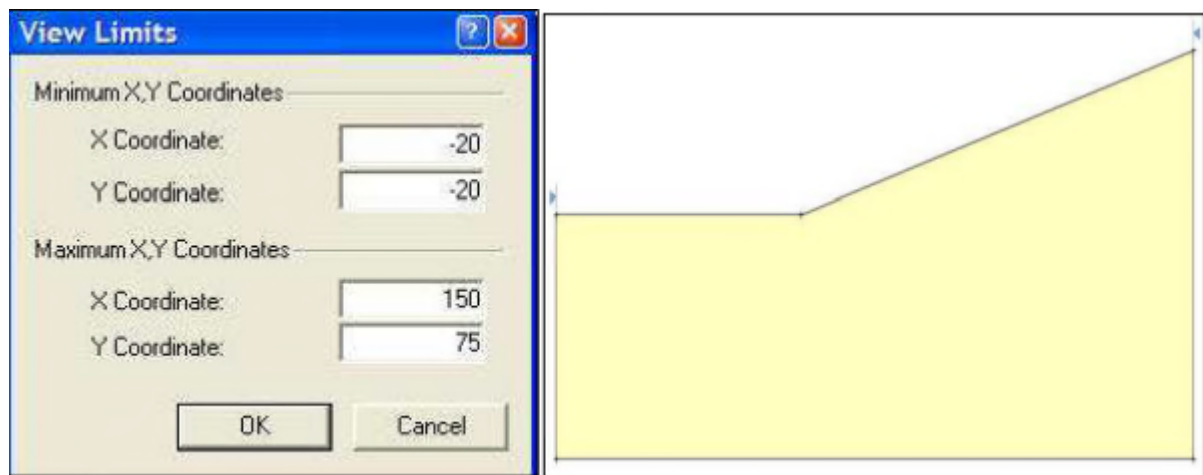


Figure 1.Fenêtre de sélection des limites du model (Logiciel Slide).

Localisation des surfaces critiques : l'un des aspects les plus importants de l'analyse de la stabilité des pentes est de trouver la surface de glissement. Les développeurs de ce logiciel ont mis en œuvre des techniques de recherche prouvées pour localiser les deux surfaces de glissement ; circulaires et non circulaires. Ils aident les ingénieurs à déterminer les surfaces critiques (Abramson et al., 2001). Les techniques employées par ce logiciel sont :

- La recherche de la grille de surface circulaire ;
- La détermination d'une seule surface circulaire définie par un centre et un rayon ou par trois points sur la surface ;

-La recherche auto-affiner : une technique itérative pour localiser le cercle de glissement minimum en utilisant les résultats d'une itération précédente pour réduire la zone de recherche dans l'étape suivante ;

- La recherche de bloc non circulaire en utilisant la génération aléatoire de surface de glissement.

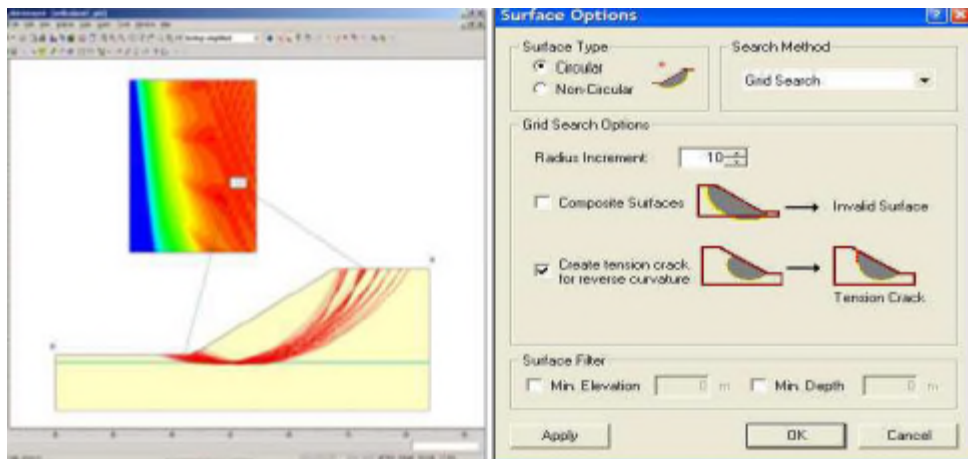


Figure 2.Fenêtre de sélection de la surface de glissement (Logiciel Slide).

Méthodes d'analyse : Slide comporte plusieurs méthodes d'analyse d'équilibre, d'où l'utilisateur peut sélectionner une ou toutes les méthodes d'analyse qui seront exécutées lors de la phase de calcul.

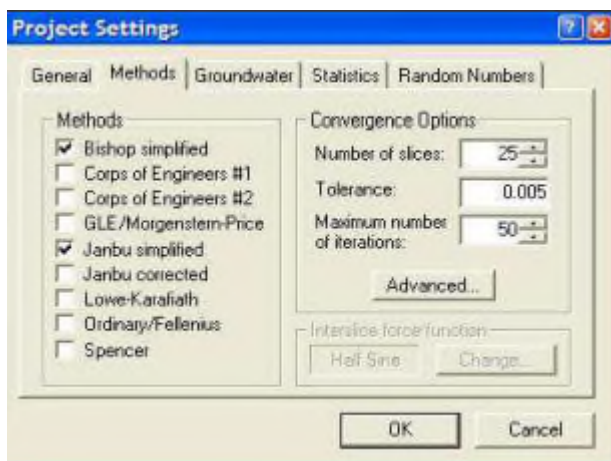


Figure3.Fenêtre de sélection des méthodes d'analyse (Logiciel Slide).

Limites de la pente : Les limites de pente sont calculées automatiquement par Slide dès que la frontière externe est créée, ou chaque fois que les opérations de montage (par exemple sommets en mouvement) sont effectuées sur la frontière externe. Les limites de pente servent à deux objectifs dans une analyse d'une surface circulaire:

- **Le filtrage** : Toutes les surfaces de glissement doivent être en intersection avec la frontière externe, dans les limites de la pente. Si les points de début et de fin d'une surface de glissement ne sont pas dans les limites de la pente, la surface de glissement est jetée (non analysés). Voir figure ci-dessous:

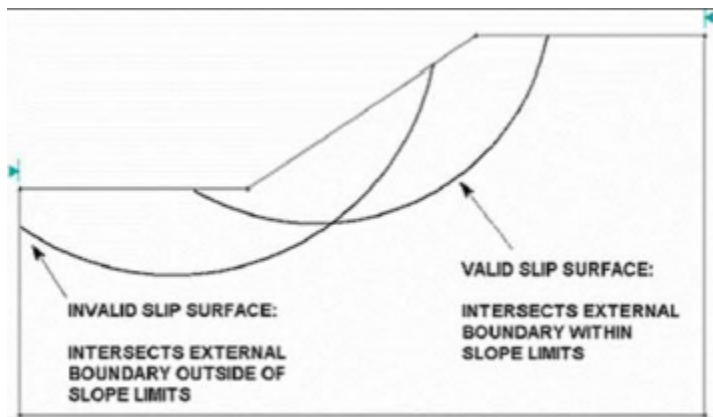


Figure 3.Exemple de validation de surface de glissement (Logiciel Slide).

La génération : Les sections de la frontière externe entre les limites de pente définissent la surface de la pente à être analysée et qui est utilisée pour générer les cercles de glissement pour une grille de recherche, comme suit:

Pour chaque point de la grille de centre de glissement, les rayons maximaux sont déterminés sur la base des distances du centre de glissement, à la surface de la pente, comme le montre la figure 3 Le rayon d'incrément est ensuite utilisé pour déterminer le nombre de cercles de glissement générés entre le minimum et le maximum des cercles de rayons à chaque point de la grille.

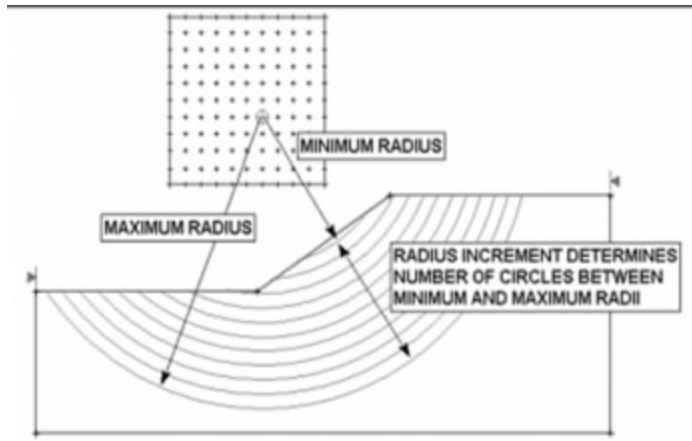


Figure 4.Exemple de détermination du nombre de cercles de glissement (Logiciel Slide).

1- **Propriétés :** Les propriétés des matériaux sont introduites par l'utilisateur.

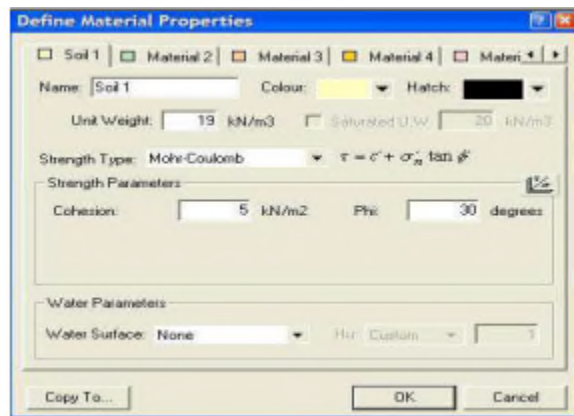


Figure 5.Fenêtre de saisie des propriétés des matériaux (Logiciel Slide).

2- **Calcul et interprétation des résultats :** Slide affiche des recherches telles que :

- Une surface de glissement avec le facteur de sécurité le plus bas;
- Toutes les surfaces de glissement sont codées par couleur en fonction du facteur de sécurité qui varie en fonction de la méthode d'analyse choisie.

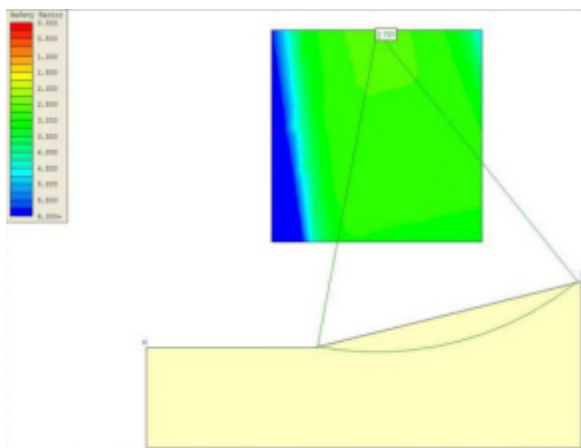


Figure6. Exemple d'interprétation des résultats (Logiciel Slide).

