



**UNIVERSITE ABDERAHMANE MIRRA-BEJAIA  
FACULTE DE TECHNOLOGIE**

**DEPARTEMENT DES MINES ET GEOLOGIE**

**En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines et  
Géologie**

*Mémoire de Master*

*Présenté par*

M<sup>elle</sup> BENMBAREK Mounya.

**Option : Exploitation minière**

**Thème**

*Etude de stabilité du talus de la mine de Rouina (wilaya  
d'Ain Defla) Par l'utilisation de logiciel Slide*

Soutenu le 30 / 06 /2015 devant le jury composé de:

Présidente : Mem Souici

M.C.B

U.A.M.B

Encadreur: M<sub>r</sub> Boukarm

M.A.B

U.A.M.B

Examinatrice: Mem Kicher

M.A.B

U.A.M.B

*Année Universitaire: 2014-2015*

## **REMERCIEMENTS**

*Toute notre gratitude, grâce et remerciement vont à ALLAH le tout puissant qui nous a donné la force, la patience, le courage et la volonté pour élaborer ce travail.*

*Le grand merci à mon promoteur : M<sup>r</sup> BOUKARM pour la sollicitude avec laquelle il a suivi et guidé ce travail.*

*Je suis sensible à l'honneur que je fais Madame SOUCI, MCB à l'université de Bejaia, d'avoir accepté de présider le jury de mon soutenance, ainsi que ces divers conseils méthodologiques, pour l'aide précieuse qu'elle n'a cessé de m'apporter de mon formation à travers ses conseils et son soutien.*

*Un grand remerciement pour Madame KICHER, MAB à l'université de Bejaia d'avoir accepté d'examiner et de juger mon travail pour son aide inestimable, ses discussions pertinentes, sa disponibilité et sa compréhension.*

*Je tiens à remercier le directeur de la mine de Rouina de SOMIFER spa monsieur Kamel ZAOUIT et monsieur Nasser RASKALA qui m'ont donné l'autorisation pour faire un stage au sein de la mine et aussi un grand remerciement à mon père Mr BENMBARAK Abd elkader.*

*Et merci beaucoup pour toute l'équipe d'ingénieur et surtout Mme Karima METAERIAI qui m'ont bien accueillies pendant tous les jours de mon stage et aussi pour les conseils, les informations et leurs aides précieuses qui m'ont donné pendant ce stage.*

*Mes vifs remerciements vont également au corps professoral et administratif de la Faculté (Mines et Géologie), pour la richesse et la qualité de leur enseignement et qui déploient de grands efforts pour assurer à leurs étudiants une formation actualisée chef de département Mr. MAZA Mostafa pour son aide et de m'avoir laissé l'occasion pour profiter de ses grandes expériences dans le domaine d'environnement minier.*

*Mes reconnaissances vont à tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin à la réalisation de ce travail et surtout M<sup>r</sup> BELALA.h.*

*Enfin mes remerciements vont à mes collègues et en particuliers à ma promotion.*





# *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail :*

*A celle qui m'a tant données de sacrifice, de patience et d'amour, ma douce mère à qui je souhaite une longue vie pleine de santé et de bonheurs.*

*A mon très cher père qui a toujours subvenu à mes besoins, et qu'a fait de moi ce que je suis maintenant.*

*A mes sœurs : Hayat, Souhila Et mon frère : Abde raouf pour leurs amour et leur tendresse et qui m'ont toujours soutenu de manière inconditionnelle depuis le début de mes études.*

*A toute ma famille.*

*A tous mes ami(e)s*

*A ceux qui m'ont soutenu dans les moments les plus difficiles de ma vie.*

***Mounya.B***



# Sommaire

## Liste des abréviations

## Liste de figures

## Liste des tableaux

## Introduction générale.....1

Chapitre I : Etude de la stabilité des talus.

I.1. Introduction .

## I.2. Talus minier ..... 3

## I.3. Classification des mouvements de terrain ..... 4

### I.3.1. Les glissements ..... 5

#### I.3.1.1. Principales causes des glissements ..... 5

#### I.3.1.2. Description des modes de rupture ..... 6

##### I.3.1.2.1. Rupture plane ..... 6

##### I.3.1.2.2. Rupture circulaire ou rotationnelle ..... 7

##### I.3.1.2.3. Rupture en dièdres ..... 9

##### I.3.1.2.4. Rupture par basculement..... 10

### I.3.2. Les coulées ..... 11

#### I.3.2.1. Coulées boueuses ..... 11

#### I.3.2.2. Coulées de solifluxion..... 11

### I.3.3. Les écroulements ..... 11

### I.3.4. Le fluage ..... 12

## I.4. Méthodes de calcul de la stabilité des talus ..... 13

### I.4.1. calcul du coefficient de sécurité ..... 14

### I.4.2. Le coefficient de sécurité vis-à-vis de la rupture ..... 15

### I.4.3. Méthodes de calcul de la rupture ..... 16

#### I.4.3.1. Méthode des tranches..... 16

##### I.4.3.1.1. Méthode de FELLENIUS (1936)..... 17

##### a. Méthode de BISHOP simplifiée (1954)..... 19

##### b. Méthode de Janbu (1956)..... 19

##### c. Méthode de Morgenstern et Price(1965)..... 21

#### I.4.3.2. La méthode d'analyse inverse (retour expérience) ..... 22

## I.5. Facteurs influençant sur la stabilité des talus des gradins..... 23

### I.5.1. Facteurs géologiques (état de contrainte) ..... 23

### I.5.2. Facteurs hydrogéologiques (pression hydrostatique)..... 23

### I.5.3. Facteurs géotechniques. .... 24

### I.5.4. Facteurs technologiques ..... 24

### I.5.5. Facteurs géographiques (précipitation atmosphérique) ..... 24

## I.6. Stabilisation des talus rocheux ..... 24

## I.7. Conclusion.

## **Chapitre II : Les massifs rocheux.**

### **II.1. Introduction.**

<b>II.2. Propriétés et caractéristiques d'un massif rocheux</b> .....	27
II.2.1. Propriétés structurel .....	27
II.2.2. Matrice rocheuse.....	27
II.2.3. Les discontinuités.....	28
II.2.4.1. Nature des discontinuités.....	28
II.2.4.1.1 Les joints stratigraphiques.....	28
II.2.4.1.2. Les diaclases.....	28
II.2.4.1.3. Les fentes ou fractures d'extension.....	28
II.2.4.1.4. Les faille.....	29
II.2.4.1.5. Les plis.....	29
II.2.4.2. Paramètres géométriques des discontinuités .....	29
II.2.4.2.1. Orientation .....	29
II.2.4.2.2. Extension .....	30
II.2.4.2.3. Espacement.....	30
II.2.4.2.4. Densité .....	30
II.2.4.2.5. Ouverture .....	31
<b>II.3. Les classifications géo mécanique</b> .....	31
II.3.1. Classification géo mécanique de Bieniawski .....	31
II.3.1.1. Paramètres De Bieniawski .....	32
II.3.1.1.1. Résistance en compression simple .....	32
II.3.1.1.2. Rock Quality Designation (RQD) .....	32
II.3.1.1.3. Conditions des discontinuités .....	33
II.3.1.1.4. Espacement des fissures .....	34
II.3.1.1.3. Venues d'eau .....	34
II.3.1.2. Subdivision de Bieniawski (Classification RMR des massifs) .....	34
II.3.2. Classification de SMR – Romana .....	35
II.3.3. Classification de la forabilité des massifs rocheux.....	37
II.3.3.1. L'indice de forabilité .....	37
<b>II.4. Propriétés physico-mécaniques des roches</b> .....	38
II.4.1. Propriétés physique.....	38
II.4.1.1. La masse volumique.....	38
II.4.1.1.1. Masse volumique absolue.....	38
II.4.1.1.2. Masse volumique apparente .....	38
II.4.1.2. Densité.....	39
II.4.1.2.1. Densité absolue .....	39
II.4.1.2.2. Densité apparente .....	39
II.4.1.3. Dureté .....	39
II.4.1.4. L'absorption d'eau (teneur en eau).....	40
II.4.1.5. La porosité .....	40

II.4.2. Propriétés mécaniques.....	41
II.4.2.1. Résistance à la compression.....	41
II.4.2.2. Résistance à la traction.....	42
II.4.2.3. La résistance au cisaillement.....	43
II.4.2.4. La cohésion et l'angle de frottement interne.....	44
II.4.2.4.1. Cohésion(C).....	44
II.4.2.4.2. L'angle de frottement interne ( $\phi$ ).....	44
II.4.2.5. Module de Young.....	44
II.5. Conclusion	

## **Chapitre III : Condition géologique et minière de la mine de Fer de Rouina.**

### **III.1. Introduction.**

### **III.2. Historique des travaux de recherches..... 46**

### **III.3. Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement..... 46**

#### III.3.1. Situation géographique..... 46

#### III.3.2. Géologie régional..... 49

#### III.3.3. Litho-stratigraphie..... 50

##### III.3.3.1. L'autochtone..... 50

##### III.3.3.2. Le Tell septentrional..... 50

##### III.3.3.3. Stratigraphie..... 50

##### III.3.3.4. Minéralisation..... 50

##### III.3.3.5. Tectonique..... 51

##### III.3.3.6. Géologie local..... 51

###### III.3.3.6.1. Paléozoïque..... 52

###### III.3.3.6.2. Jurassique..... 52

###### III.3.3.6.3. Le lias..... 53

#### III.3.3.7. Hydrogéologie du gisement..... 53

### **III.4. Travaux d'exploration du site Rouina..... 53**

#### III.4.1. Travaux topographiques..... 53

#### III.4.2. Réserves exploitables..... 54

### **III.5. Exploitation minière..... 55**

#### III.5.1. Mode d'ouverture..... 55

#### III.5.2. Méthode d'exploitation..... 55

##### III.5.2.1. Organisation de travail..... 55

###### III.5.2.1.1. Régime de travail..... 55

###### III.5.2.1.2. Moyennes humaines..... 56

### **III.6. Ordre d'exploitation..... 58**

### **III.7. Processus d'exploitation..... 59**

#### III.7.1. Travaux d'abattage..... 59

#### III.7.2. Travaux de tir..... 59

#### III.7.3. Travaux de chargement..... 62

#### III.7.4. Travaux de Transport..... 62

### **III.8. Processus de terrassement et mise à terril..... 63**

<b>III.9. Processus de concassage</b> .....	63
<b>III.10. Mesure de sécurité et d'hygiène envisagée</b> .....	63
<b>III.11. Conclusion.</b>	
<b>Chapitre IV: Calcul de la stabilité du la mine de Fer de Rouina.</b>	
<b>IV.1. Introduction.</b>	
<b>IV.2. classifications géo mécanique</b> .....	64
IV.2.1. Classification de forabilité des massifs rocheux .....	64
<b>IV.3. propriétés physiques du minerai de fer de la mine de Rouina</b> .....	65
<b>IV.4. propriétés mécaniques du minerai de fer de la mine de Rouina</b> .....	65
IV.4.1. la résistance a la compression simple .....	65
<b>IV.5. Calcul de la stabilité des talus (la butte) de la mine de Rouina</b> .....	67
IV.5.2. Les étapes de calcul.....	67
IV.5.2.1. La géométrisation du modèle .....	67
IV.5.2.2. Les propriétés des roches : .....	70
IV.5.2.3. Niveau piézométrique (hydraulique) .....	71
IV.5.2.4. facteur de sécurité $F_s$ .....	72
IV.5.2.6. Variation de cohésion (c) et l'angle de frottement interne ( $\phi$ ) sur le facteur de sécurité .....	74
IV.5.2.7. Calcule le facteur de sécurité après glissement.....	75
IV.5.2.7.1. La méthode de Bishop simplifiée.....	76
IV.5.2.7.2. La méthode Jambu simplifiée .....	77
IV.5.2.7.3. La méthode Morgenstern-Price /GLE.....	78
IV.5.2.8. Interprétation des résultats .....	78
<b>IV.6. conclusion.</b>	
<b>Conclusion général.....</b>	<b>81</b>
<b>Références bibliographique.</b>	
<b>Annexe A.</b>	
<b>Annexe B.</b>	
<b>Annexe C.</b>	

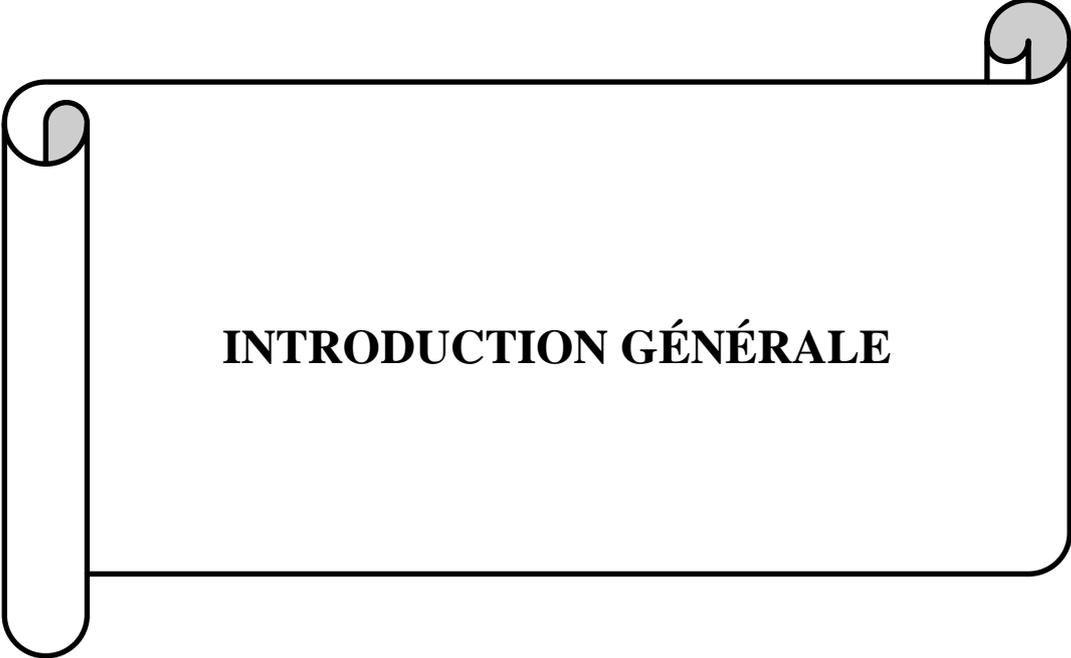
## Liste des figures

Figure I.1 : Définition d'un talus minier. ....	3
Figure I.2: Classification des déformations dans les mines à ciel ouvert.....	5
Figure I.3 : Rupture plane. ....	6
Figure I.5: Rupture rotationnelle simple. ....	7
Figure I.6 : Rupture rotationnelle avec profil initial. ....	7
Figure I.7 : Exemples de rupture circulaire.....	8
Figure I.8: Glissements successifs emboîtés. ....	8
Figure I.9 : Rupture d'un dièdre (les fissures naturelles sont hachurées). ....	9
Figure I.10 : Exemples de rupture de dièdres.....	9
Figure I.11 : Rupture par basculement. ....	10
Figure I.12 : Rupture par basculement. ....	10
Figure I.14 : L'écroulement. ....	12
Figure I.15: Le fluage.....	12
Figure I.16 : Surface de rupture.....	<b>Erreur ! Signet non défini.</b>
Figure I.17 : Surface de rupture potentielle.....	15
Figure I.18 : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche. ....	17
Figure I.19 : Forces agissantes sur une tranche d'après l'hypothèse de Fellenius.....	18
Figure I.20: Les forces appliquées pour la méthode de Janbu. ....	19
Figure I.21:Variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et la longueur.....	21
Figure I.22 : Représentation des forces sur une tranche selon la méthode simplifiée de Morgenstern et Price.....	22
Figure I.23: Schéma du principe d'une analyse inverse par méthode analytique inverse (a)et par méthode numérique directe (b).....	22
Figure I.24 : Aplatissement d'un talus.....	24
Figure I.25 : Stabilisation des talus par le drainage ....	25
Figure I.26: Stabilisation des talus par boulonnage. ....	25
Figure I.27 : Stabilisation des talus des ancrages.....	26
Figure II.28 : Orientations des discontinuités. ....	30
Figure II.29 : Schéma représenter les étapes de calcules le RQD.....	33
Figure II.30: Dispositif expérimental de la compression. ....	41
Figure II.31: Schéma de la Compression Uni axiale. ....	42

Figure II.32: Schéma de la Traction indirecte.....	43
Figure II.33: Diagramme contrainte- déformation.....	45
Figure III.34 : Situation géographique de la ville de Rouina. ....	47
Figure III.35 : Schéma du périmètre du gisement de fer de Rouina. ....	49
Figure III.36: Carte géologique de la mine de Rouina. ....	52
Figure III.38: Plan topographique de la mine de Rouina. ....	55
Figure III.39: Le sens d'exploitations. ....	58
Figure III.40 : Schéma de tir. ....	61
Figure V.41 : Représenté la coupe verticale topographique (coupe 16).....	68
Figure V.42 : La géométrisation du talus .....	69
Figure V.43 : Dimensions réelles du model.....	69
Figure V.44 : Les propriétés de la couche de minerai de Fer.....	70
Figure V.45 : Les propriétés de la couche calcaire minéralisée.....	70
Figure V.46 : Les propriétés de la couche schiste.....	71
Figure V.47 : Représenté le niveau hydraulique (piézométrique) du talus.....	71
Figure V.48: Limite amont du glissement.....	72
Figure V.49 : Limite aval du glissement (dans la plate forme de la mine de Rouina).....	73
Figure V.50: La variation de cohésion (c).....	74
Figure V.51: La variation l'angle de frottement interne ( $\phi$ ).....	75
Figure V.52 : Calcul le facteur de sécurité par la méthode de Bishop.....	76
Figure V.53 : Calcul le facteur de sécurité par la méthode de Janbu.....	77
Figure V.54: Calcul le facteur de sécurité par la méthode de Morgenstern-Price.....	78

## Liste de tableaux

Tableau I.1 : Principales classes de déstabilisation sur les versants en fonction des terrains concernés.....	13
Tableau I.2:Equilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du coefficient de sécurité.....	14
Tableau I.3 : Equilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité.....	15
Tableau II.4: Résistance en compression simple $C_0$ (Roche Intacte). ....	32
Tableau II.5: Classification de condition de discontinuités selon Bieniawski.....	33
Tableau II.6: Classification d' Espacement des fissures. [30] .....	34
Tableau II.7:Classification de venues d'eau. [31] .....	34
Tableau II.8 : Classification du massif rocheux de Bieniawski. ....	35
Tableau II.9: Classification de massif rocheux de SRM.....	36
Tableau II.10: Représentation de l'indice de forabilité. ....	37
Tableau II.11 : Représente les 10 minéraux teste de l'échelle de Mohr.....	39
Tableau II.12: Coefficient de la dureté selon Protodiakonov.....	40
Tableau II.13: Classes de résistance à la compression uni axiale.....	42
Tableau II.14: Classification des roches en fonction de la résistance à la traction.....	43
Tableau III.15 : Coordonnées du périmètre de la Mine de Rouina en (UTM).....	48
Tableau III.16: Moyen Matériels nécessaires.....	56
Tableau III.17 : Moyen Matériels nécessaires.....	56
Tableau III.18 : La répartition de la production de minerai/ stérile. ....	57
Tableau III.19 : Travaux de forage.....	59
Tableau III.20 : Les paramètres du plan de tir.....	59
Tableau III.21: Les paramètres de travaux de transport. ....	62
Tableau V.22 : Les propriétés physiques du minerai de fer de Rouina.....	65
Tableau V.2 3: Résultat de la résistance à la compression simple.....	65
Tableau V.24 : La cohésion et l'angle du frottement interne des couches. ....	66
Tableau V. 25 : Le facteur de sécurité par les trois méthodes.....	73
Tableau V.26 : la cohésion (c) et l'angle de frottement interne( $\phi$ ) de la Couche contact schiste-calcaire.....	75
Tableau V.27 : résultat de calcul de facteur de sécurité $F_s$ par les trois méthodes.....	79



**INTRODUCTION GÉNÉRALE**

### Introduction générale

Les talus des mines à ciel ouvert résultant des activités d'extraction constituent des ouvrages géotechniques au sens où l'on parle d'ouvrages miniers. La conception optimale de ces ouvrages doit intégrer les concepts de sécurité, de récupération du minerai et de rentabilité, et doit reconnaître que les opérateurs miniers et les investisseurs s'attendent à ce que les pentes soient stables ou que les instabilités soient gérables pour la durée de vie de la mine.

La stabilité des talus reste une des questions principales qui se pose lors de l'exploitation à ciel ouvert des gisements. Elle a une influence directe sur la sécurité du travail dans la mine, les principes technologiques d'exploitation, la profondeur finale de l'exploitation, les problèmes de drainage, etc....

Le problème de la stabilité des talus dans les carrières et les mines à ciel ouvert et la stabilité des terrains en général constitue l'une des préoccupations majeures des géotechniciens et des gestionnaires d'ouvrages d'art et miniers.

Dans le cas des carrières, ce problème est d'une importance capitale pour :

- assurer la continuité de la production.
- sauvegarder les vies humaines et les engins de production.

Ainsi, l'étude de la stabilité des talus et la détermination des paramètres géométriques des gradins sont nécessaires pour toutes les carrières.

La stabilité des talus lors d'une exploitation à ciel ouvert demande une étude détaillée de tous les facteurs géologiques et géotechniques du massif : la lithologie, les conditions tectoniques, les propriétés physiques et mécaniques des roches, la fracturation du massif, la situation hydrogéologique, etc....

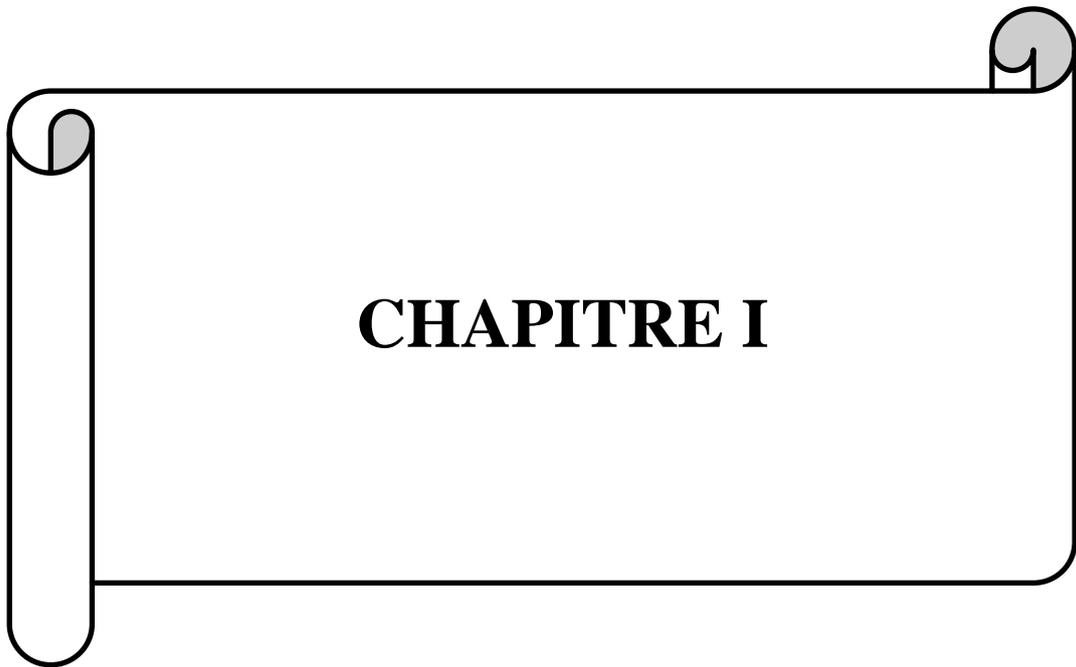
La présente étude se propose d'étudier la stabilité des talus de la mine de Fer du Rouina (Wilaya de Ain Defla). Pour cela, le mémoire est organisé comme suit :

- Le premier chapitre consiste en une description des différents paramètres physiques et mécaniques des roches et classification de massif rocheux.
- Le second chapitre nous permettra d'aborder la stabilité des talus dans son volet théorique ainsi que les différentes méthodes de calcul de stabilité.
- Le troisième chapitre est une description du contexte géologiques et des conditions minières de la mine de Fer de Rouina.
- Le quatrième chapitre traite l'étude de stabilité des talus de la mine de Fer de Rouina par logiciel Slide et la méthode inverse pour avoir les propriétés qui on a manqué

## Introduction générale

---

d'après leur récente rupture qui a eu lieu le 11 novembre 2011 en se servant des données disponibles nécessaires à la réalisation de cette étude.



# CHAPITRE I

## I.1. Introduction

Les problèmes de stabilité des pentes se rencontrent fréquemment dans la construction des routes, des canaux, des digues, des barrages et dans les exploitations à ciel ouvert. De ce fait, ce phénomène constitue l'une des préoccupations majeures des géotechniciens et des gestionnaires des ouvrages d'art et miniers. En outre, certaines pentes naturelles sont ou peuvent devenir instables. Une rupture d'un talus peut être catastrophique et provoquer des pertes en vies humaines ainsi que des dégâts naturels considérables.

Dans le cas des exploitations à ciel ouvert, ce problème est d'une importance capitale pour :

- ❖ Assurer la continuité de la production ;
- ❖ Sauvegarder les vies humaines et les engins de production. [1]

## I.2. Talus minier

Une fosse possède plusieurs talus qui ont des orientations différentes et qui souvent rencontrent des terrains pouvant avoir des caractéristiques géotechniques. Son dimensionnement consiste donc à définir les angles de ces talus de manière à assurer la stabilité générale.

Un talus minier est défini par les paramètres illustrés dans la figure I.1.

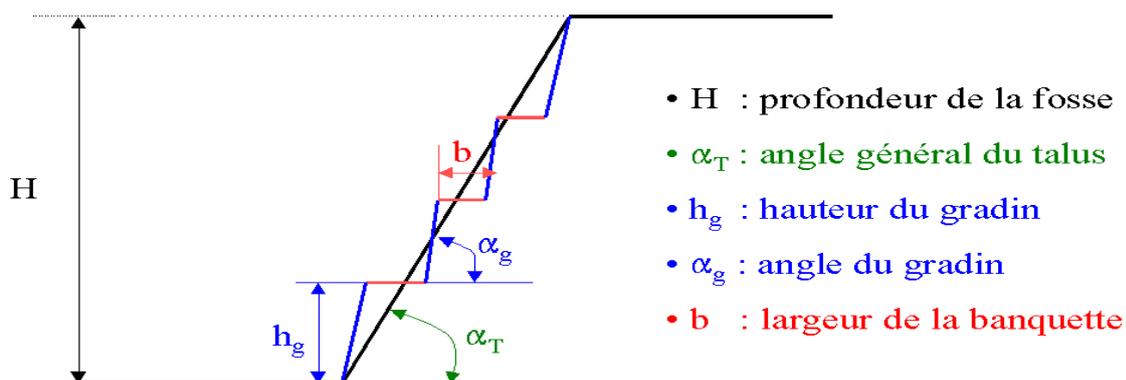


Figure I.1 : Définition d'un talus minier. [2]

Le dimensionnement d'un talus consiste tout d'abord à définir l'angle général  $\alpha_T$  pour la profondeur ultime de la fosse H. Une fois cet angle défini, les autres paramètres du talus (gradins, banquettes, rampe d'accès) seront choisis de manière à respecter l'angle général.

Un gradin est analysé comme un talus de faible hauteur. Son angle  $\alpha_g$  est donc défini de la même façon qu'un talus. La hauteur du gradin  $h_g$  est déterminée en prenant en compte essentiellement des considérations techniques (équipements disponibles, critères de sélectivité, etc...).

Il est évident que pour un talus donné, il y a une relation géométrique entre la profondeur  $H$ , l'angle général  $\alpha_T$ , la hauteur  $h_g$ , l'angle  $\alpha_g$  et les largeurs des banquettes (avec éventuellement la rampe). La largeur des banquettes est généralement définie en dernier lieu. Elle doit permettre la circulation et le croisement des engins utilisés dans l'exploitation. [2]

### **I.3. Classification des mouvements de terrain**

De nombreuses classifications ont été proposées à cause de la diversité des mouvements de terrain. Les principaux critères de classification retenus sont :

- ❖ Types de terrains affectés ;
- ❖ Types de mouvements ;
- ❖ Vitesse des processus
- ❖ Taux de remaniement des matériaux après le mouvement.

Les mouvements de terrain les plus fréquents sont classés en :

- ❖ Glissements ;
- ❖ Coulées ;
- ❖ Ecoulement ;
- ❖ Fluages.

La figure suivante représente la classification des déformations et ruptures appliquée aux mines à ciel ouvert qui a été proposée par Fissenko. [3]

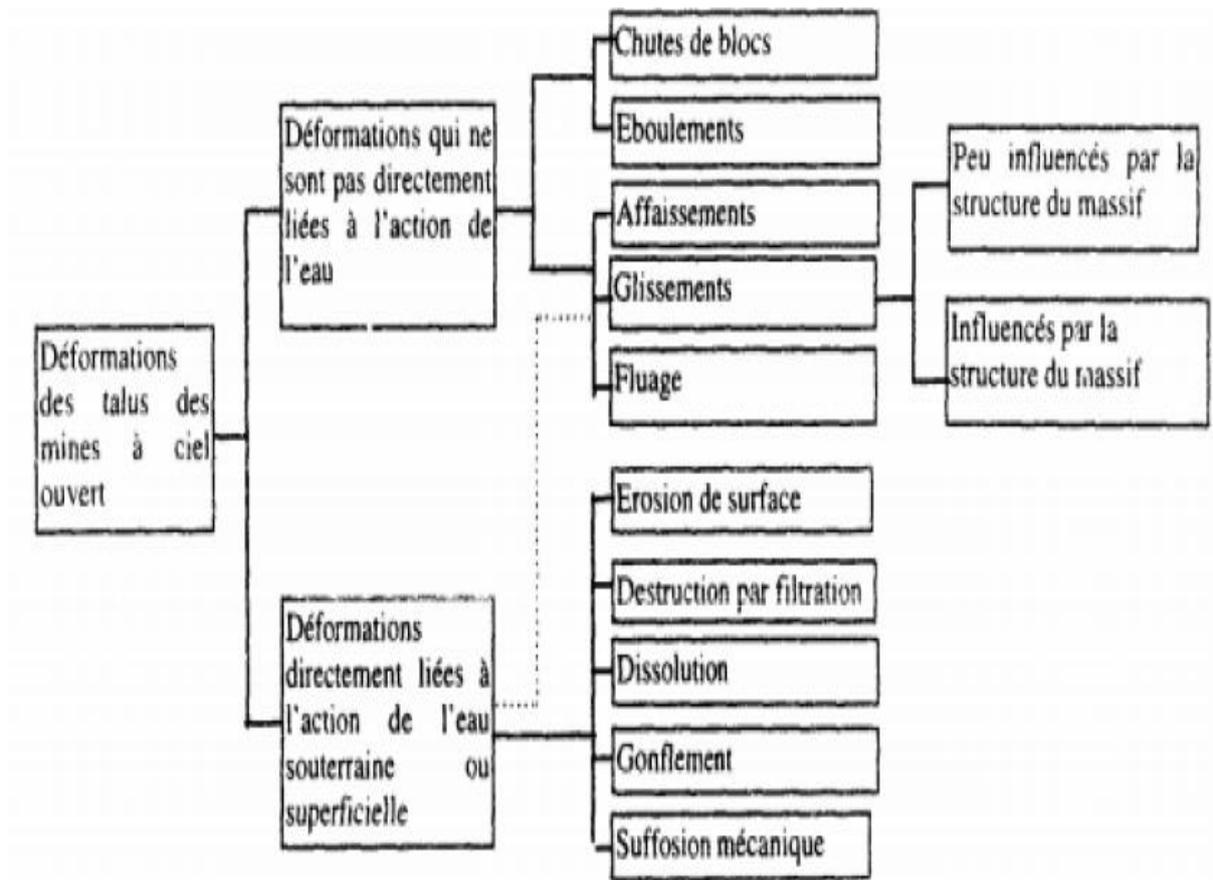


Figure I.2: Classification des déformations dans les mines à ciel ouvert.[3]

### I.3.1. Les glissements

Ils se caractérisent par la translation latérale d’une certaine masse de matériaux au niveau d’une surface de rupture nettement individualisée et se produisent généralement dans des matériaux faiblement cohérents (marnes, argiles..). Les glissements sont les mouvements qui affectent le plus fréquemment les ouvrages de génie civil et génie minier.

#### I.3.1.1. Principales causes des glissements

Plusieurs facteurs contribuent au déclenchement des glissements, les plus importants étant :

- ❖ La nature des terrains : les terrains argileux sont prédisposés aux glissements.
- ❖ L’action de l’eau : l’eau est dans la plupart des cas la cause principale dans la mise en mouvement des terrains.
- ❖ Les causes mécaniques externes : citons parmi les causes mécaniques externes, le terrassement au pied du talus, les entailles effectuées dans les talus stables, toute surcharge naturelle ou artificielle déposée sur une pente, les vibrations naturelles (séismes) ou artificielles (explosion, machines ou engins roulants ...). [3]

### I.3.1.2. Description des modes de rupture

Selon la forme de la surface de rupture, on distingue quatre types de rupture :

#### I.3.1.2.1. Rupture plane

Cette rupture se produit suivant un plan le long d'une discontinuité géologique majeure : faille, plan de stratification ou une famille de fissures parallèle au talus et présentant une inclinaison défavorable dans le sens du talus. (Figure I.3 et I.4).

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 ».

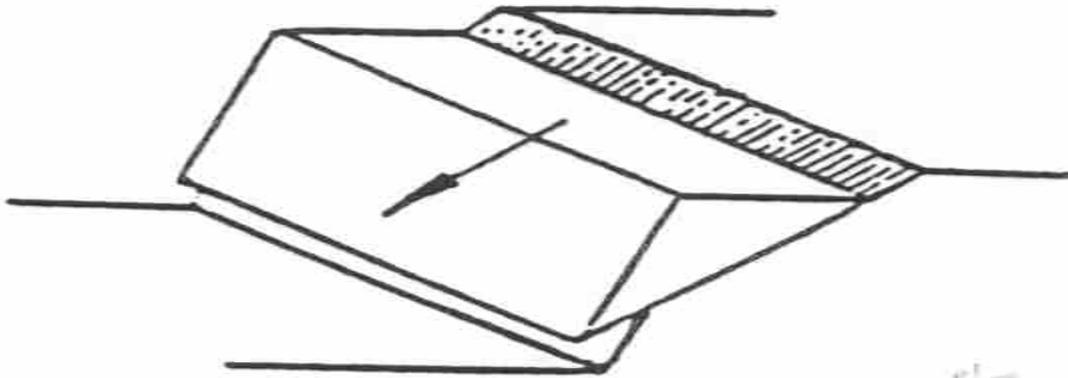


Figure I.3 : Rupture plane. [3]

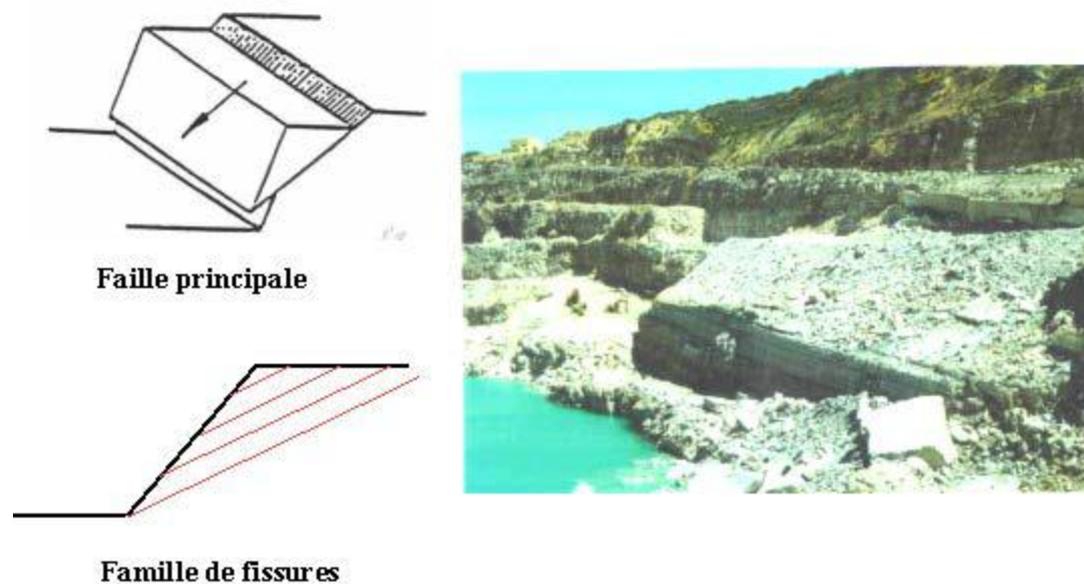


Figure I.4 : Exemple de rupture plane dans une carrière à ciel ouvert de gypse par glissement de bancs le long d'une stratification défavorable.

C'est l'un des modes de rupture le plus dangereux surtout lorsqu'il se produit le long d'une faille principale. Des volumes de roche importants peuvent être déplacés dans ce cas.[3]

### I.3.1.2.2. Rupture circulaire ou rotationnelle

Cette rupture se produit dans un terrain homogène de faible résistance mécanique (faible cohésion). Le massif ne présentant pas de directions préférentielles de glissement, la rupture se fait par cisaillement du terrain le long d'une loupe de glissement (ligne circulaire). On distingue le glissement rotationnel simple et complexe (composé).

#### a. Glissement rotationnel simple

Ce type de glissement est très fréquent. La surface de rupture a une forme simple et peut être assimilée à un cylindre. Dans un tel glissement, on distingue (figure I.5 et I.6) : au sommet des fissures de traction et un escarpement, correspondant au départ de la surface de glissement, et à la base un bourrelet formé par des matières glissées. Dans certains cas, la surface de rupture peut être assimilée à un cercle, d'où le nom de glissement circulaire.

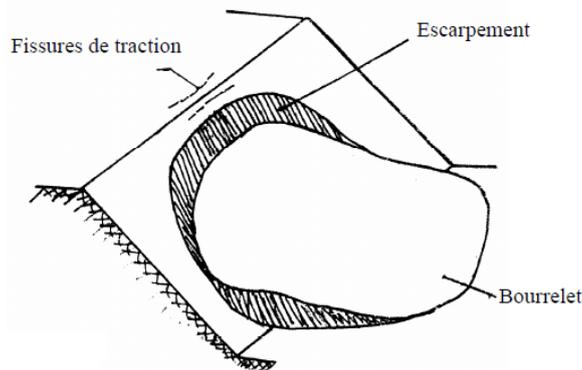


Figure I.5: Rupture rotationnelle simple. [3]

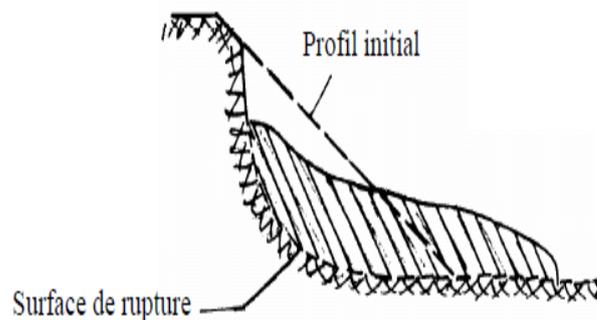


Figure I.6 : Rupture rotationnelle avec profil initial. [3]

Les terrains favorables à ce mode de rupture sont les sols, les remblais, les roches homogènes peu compétentes ainsi que les roches résistantes mais dont le niveau de fracturation leur confère des caractéristiques mécaniques en masse très faibles. [3]

Des exemples sont donnés dans la figure I.7.



Figure I.7 : Exemples de rupture circulaire.[3]

Ce mode de rupture est également très dangereux. Lorsque les conditions de stabilité ne sont pas satisfaites, des volumes de roche très élevés peuvent être déplacés.

**b. 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 remontant vers l'amont. (Figure I.8).

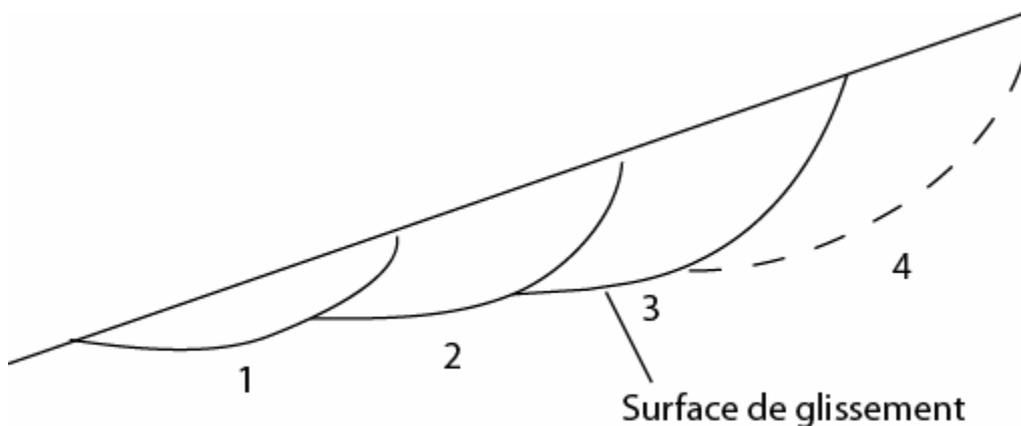
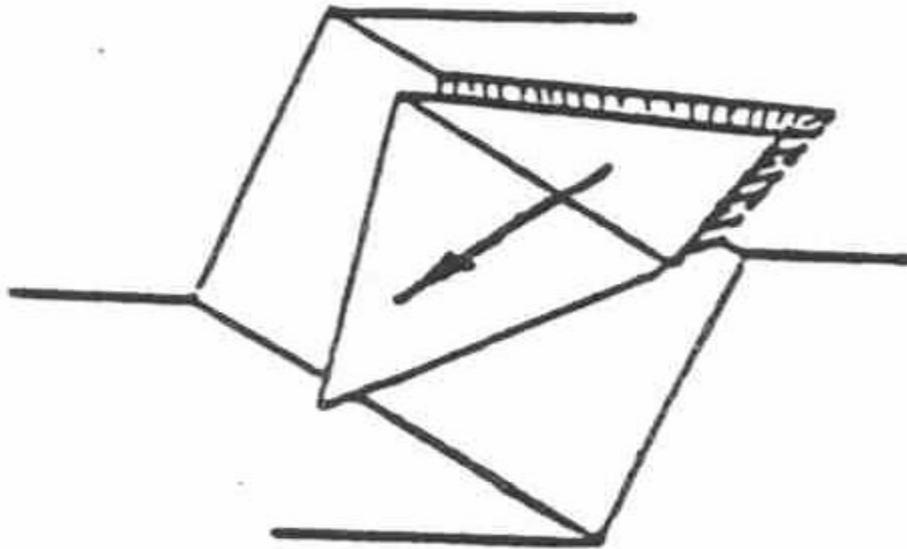


Figure I.8: Glissements successifs emboîtés.[3]

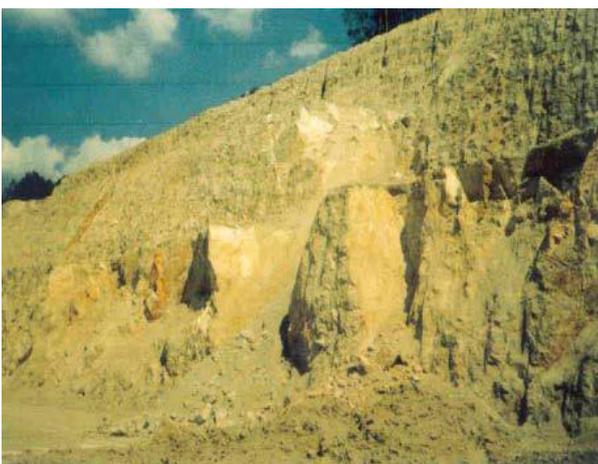
### II.3.1.2.3. Rupture en dièdres

Cette rupture se produit lorsque le terrain est découpé par une fracturation principale caractérisée par plusieurs orientations. Conjuguées avec l'orientation du talus, les fissures forment des blocs qui se trouvent dégagés par les surfaces libres du talus (gradins, banquettes) et qui sous l'effet des forces mises en jeu se détachent et chutent. (Figure I.9).



**Figure I.9 : Rupture d'un dièdre (les fissures naturelles sont hachurées).[3]**

Ce mode de rupture est moins dangereux que les deux précédents. Il se produit généralement à une plus petite échelle (1 ou 2 gradins), mais il peut causer des dommages importants. Plusieurs exemples sont donnés en figure I.10. [3]



**Figure I.10 : Exemples de rupture de dièdres.[3]**

#### I.3.1.2.4. Rupture par basculement

Ce mode de rupture est beaucoup plus rare que les 3 autres précédents. Il se produit lorsque le massif est découpé par une famille de fissures importantes qui présente les caractéristiques suivantes :

- ❖ orientation parallèle au talus ;
- ❖ fort pendage ;
- ❖ écartement réduit entre les fissures, ce qui conduit à la formation de plaques de faible épaisseur.

La rupture se produit par décollement des plaques et leur basculement (figures I.11 et, I.12). Une dégradation progressive des gradins pourrait conduire à l'instabilité du talus.

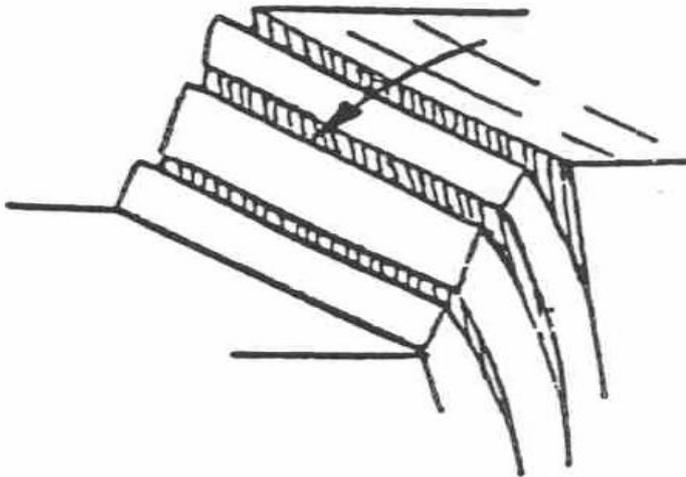


Figure I.11 : Rupture par basculement.[3]

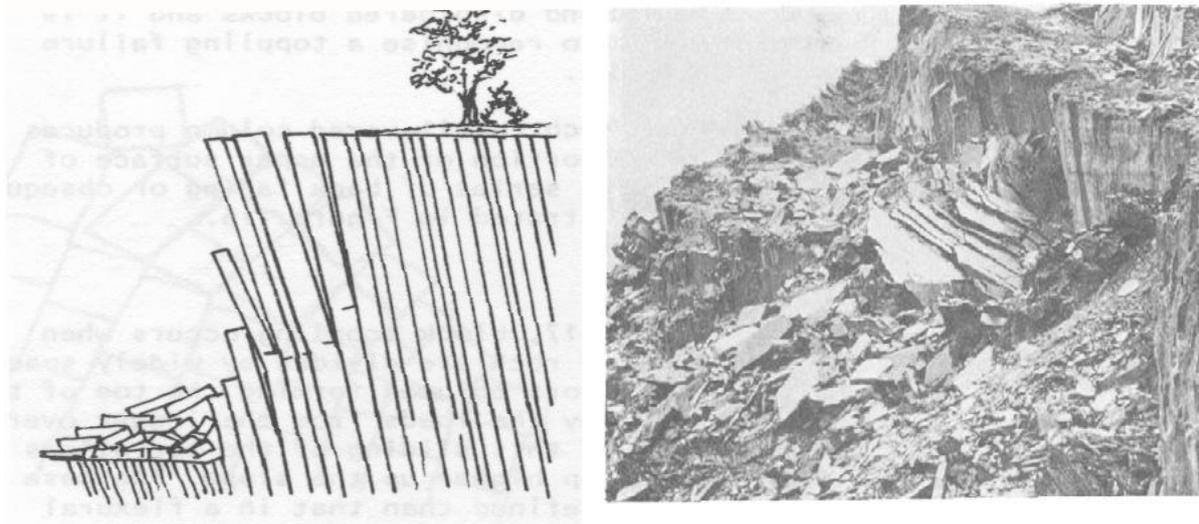


Figure I.12 : Rupture par basculement.[3]

### I.3.2. Les coulées

Elles se produisent à partir du matériel meuble, momentanément saturé en eau, prenant alors une consistance plus ou moins visqueuse, parfois proche de la fluidité. On distingue plusieurs types de coulées telle que :

#### I.3.2.1. Coulées boueuses

Incluant coulée de blocs, de terre, de boue, lave torrentielle, avalanche de débris et se produisant surtout en montagne. (Figure I.13).

#### I.3.2.2. Coulées de solifluxion

Déplacement lent des sols en milieu périglaciaire, résultant de l'instabilité de la partie dégelée du sol, en surface, au cours de l'été. [3]

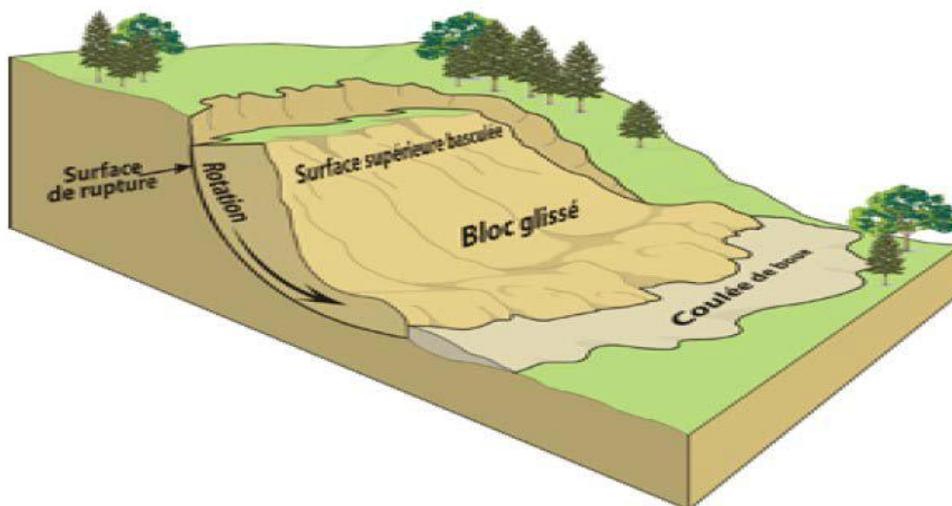


Figure I.13 : Coulée de boue. [3]

### I.3.3. Les écroulements

Ce sont des chutes soudaines de masses rocheuses (figure I.14). On utilise le terme de chute de pierres pour le détachement de quelques unités de volume inférieur à  $1 \text{ dm}^3$ , ou chute de blocs pour un volume supérieur. Le terme écroulement est utilisé quand il s'agit de la chute soudaine d'une masse rocheuse qui se détache d'une paroi en se désorganisant. [3]

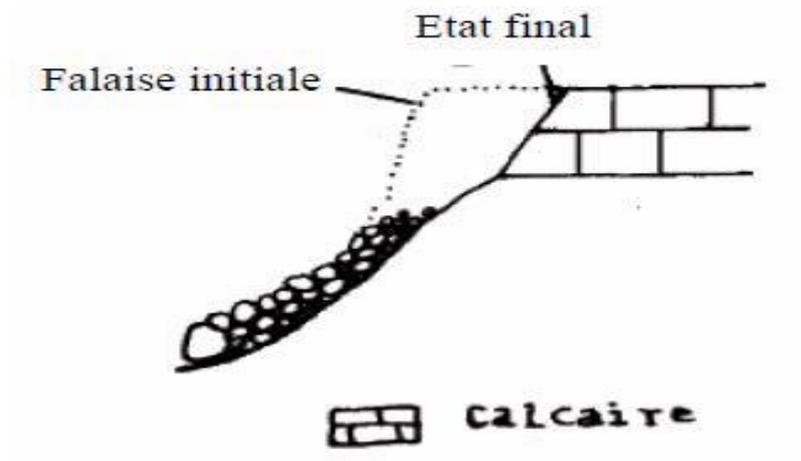


Figure I.14 : L'écroulement.[3]

### I.3.4. Le fluage

Il correspond à des mouvements lents, dus à des sollicitations proches de la rupture (domaine plastique). Dans l'exemple de la figure I.15, le banc de marne flue sous le poids de la falaise calcaire. Ceci peut provoquer une fissuration du banc calcaire peu déformable et un risque d'écroulement de la falaise. [3]

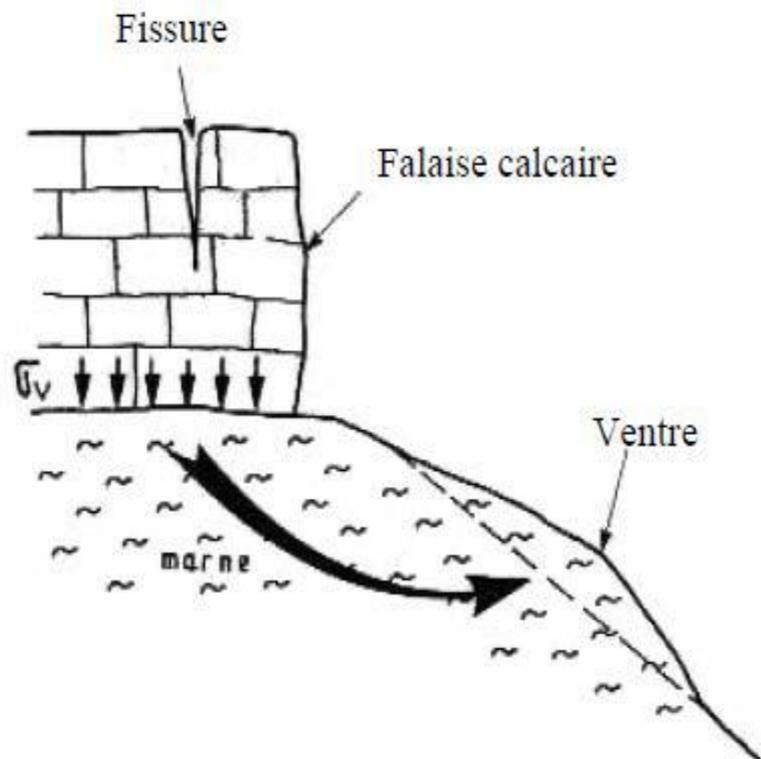
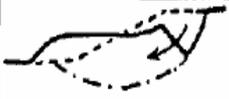


Figure I.15: Le fluage.[3]

Une compilation des différents types de mouvements de terrain est donnée dans le tableau ci-dessous :

**Tableau I.1 : Principales classes de déstabilisation sur les versants en fonction des terrains concernés.[3]**

Classes	Types	Schéma	Terrains concernés	Remaniement interne	Vitesse moyenne
<b>GLISSEMENTS DE TERRAIN</b> <i>(sens strict)</i>	GLISSEMENT CIRCULAIRE (loupe)		roches peu cohérentes	plutôt faible	quelques cm à quelques m par jour
	GLISSEMENT PLAN		- marnes - alluvions - moraines		discontinu (saisons)
	GLISSEMENT DE NIVEAU D'ALTÉRATION		altérites	plutôt fort	quelques m par jour
<b>COULÉES</b>	COULÉE DE SOLIFLUXION		roches meubles		discontinu (saisons)
	COULÉE DE BOUE			plusieurs m par seconde variable (selon fluidité)	
<b>ÉCROULEMENTS</b>	ÉCROULEMENT DE SURPLOMB		roches cohérentes	variable selon le stade	déclenchement très rapide
	ÉCROULEMENT D'AVAL PENDAGE		stratifiées ou non		chute en quelques secondes
<b>FAUCHAGE</b>					très lent quelques cm par an

**I.4. Méthodes de calcul de la stabilité des talus**

Les méthodes de calcul de stabilité des terrains sont basées sur la constatation suivante : Lorsqu'il y a glissement de terrain, il y a séparation d'une masse du sol du reste du massif et son glissement se fait suivant une surface de rupture. Ayant défini une surface de rupture « S », on étudie la stabilité de la masse (1) mobile par rapport au massif (2) qui est fixe (figure I.16). [4]

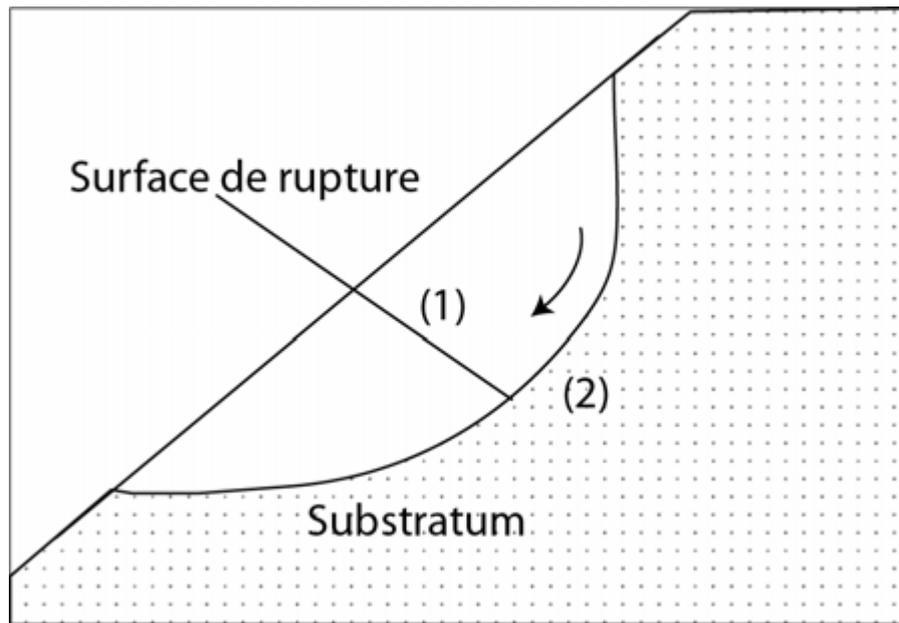


Figure I.16 : Surface de rupture. [4]

**I.4.1.calcul du coefficient de sécurité**

Le calcul de la stabilité des talus est généralement estimé à l'aide d'un coefficient appelé coefficient de sécurité  $F_s$ . Ce coefficient est défini comme étant le rapport entre force motrice et la force résistante.

En se référant aux valeurs du coefficient de sécurité on peut évaluer l'état de stabilité du talus comme le montre le tableau I.2 ci-dessous. [5]

**Tableau I.2 : Equilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du coefficient de sécurité. [5]**

Facteur de sécurité $F_s$	Etat de l'ouvrage.
$F_s < 1$	Danger.
$F_s = 1$	Stabilité limite
$F_s \in ] 1, 1.25 [$	Sécurité contestable.
$F_s \in ] 1.25, 1.40 [$	Sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants mais par contre c'est une sécurité contestable pour les talus des carrières à ciel ouvert.
$F_s > 1.4$	Sécurité satisfaisante

A l'issue des expériences une classification a été proposée par la société internationale de la mécanique des roches dans le tableau I.3 ci-dessous :

**Tableau I.3 : Equilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité. [5]**

$F_s < 1$	talus instable.
$1 < F_s < 1.5$	glissement possible.
$F_s > 1.5$	généralement stable.

**I.4.2. Le coefficient de sécurité vis-à-vis de la rupture**

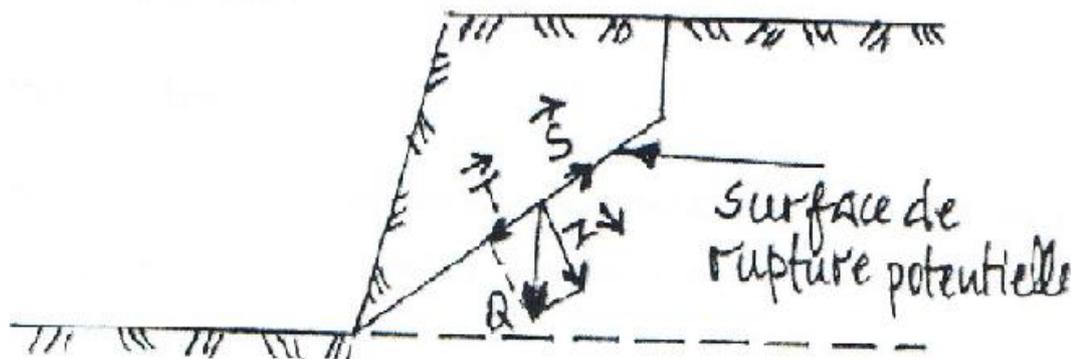
Les méthodes les plus couramment utilisées pour évaluer l'état de stabilité d'une pente sont dites des méthodes de calcul à la rupture dites « par tranche ».

Elles consistent à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de roches délimité par les faces libres du talus et une surface de rupture potentiels, et les forces qui tendent à la mettre en mouvement.

Les calculs sont réalisés pour un grand nombre de surfaces de glissement éventuelles afin de rechercher le coefficient de sécurité minimal correspondant à la surface de glissement la plus critique. [5]

**Remarque**

Une valeur du coefficient de sécurité comprise entre 1,1 et 1,3 est généralement considérée comme critère admissible pour que la stabilité vis-à-vis de glissements en grande masse soit assurée dans la mesure où le contrôle du comportement mécanique et hydraulique du massif rocheux est réalisé. «  $F_s$  » comprise entre 1,1 et 1,3 est faible comparé aux valeurs adoptées pour les talus routiers ou les barrages, ceci pour des raisons économiques évidentes.



**Figure I.17 : Surface de rupture potentielle. [5]**

### I.4.3. Méthodes de calcul de la rupture

L'analyse de la stabilité des ouvrages en terre se fait traditionnellement au moyen des méthodes de calcul à la rupture qui donnent par coefficient de sécurité ( $F_s$ )

Les principales méthodes de calcul de la stabilité des talus sont :

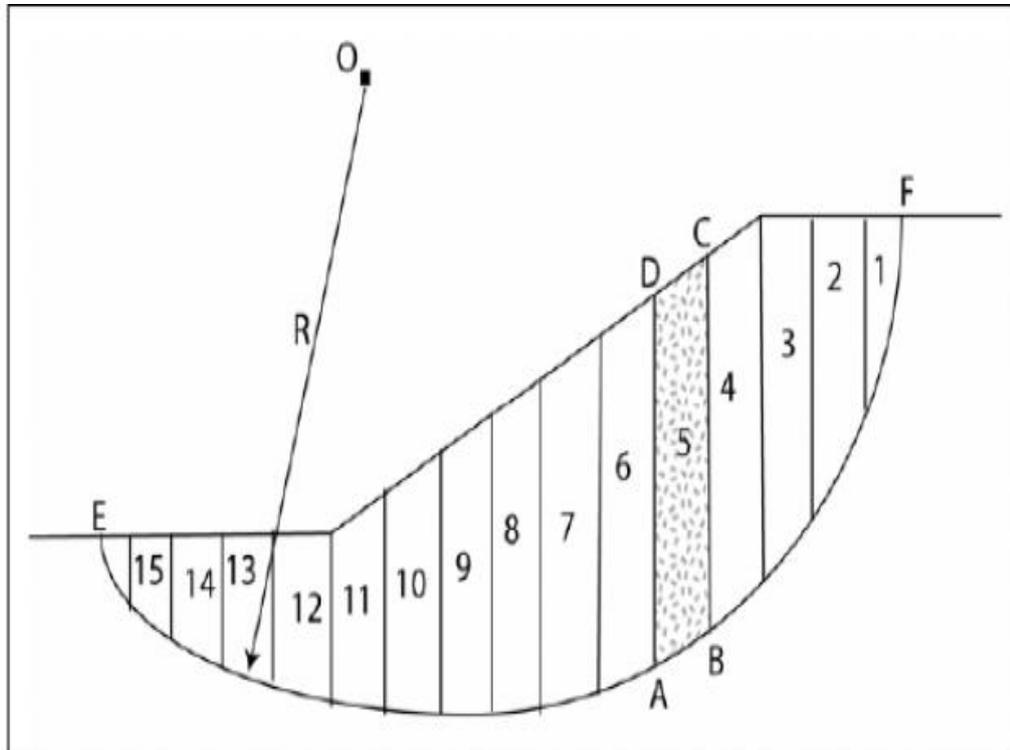
- ❖ Les méthodes basées sur l'équilibre limite ;
- ❖ Méthode géométrique (ou stéréographique) ;
- ❖ Les méthodes des éléments finis ;
- ❖ Les méthodes des abaques.

La mise en équation du problème de l'équilibre d'une masse de sol peut se faire en décomposant le talus en tranches dont on étudie d'abord l'équilibre individuel avant de globaliser le résultat en faisant intervenir certaines hypothèses simplificatrices. C'est la

« **Méthode des tranches** ». [7]

#### I.4.3.1. Méthode des tranches

Cette méthode consiste à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de terrain, délimité par les forces libres du talus et une surface de rupture potentielle, et celles qui tendent à la mettre en mouvement. [8]



a-

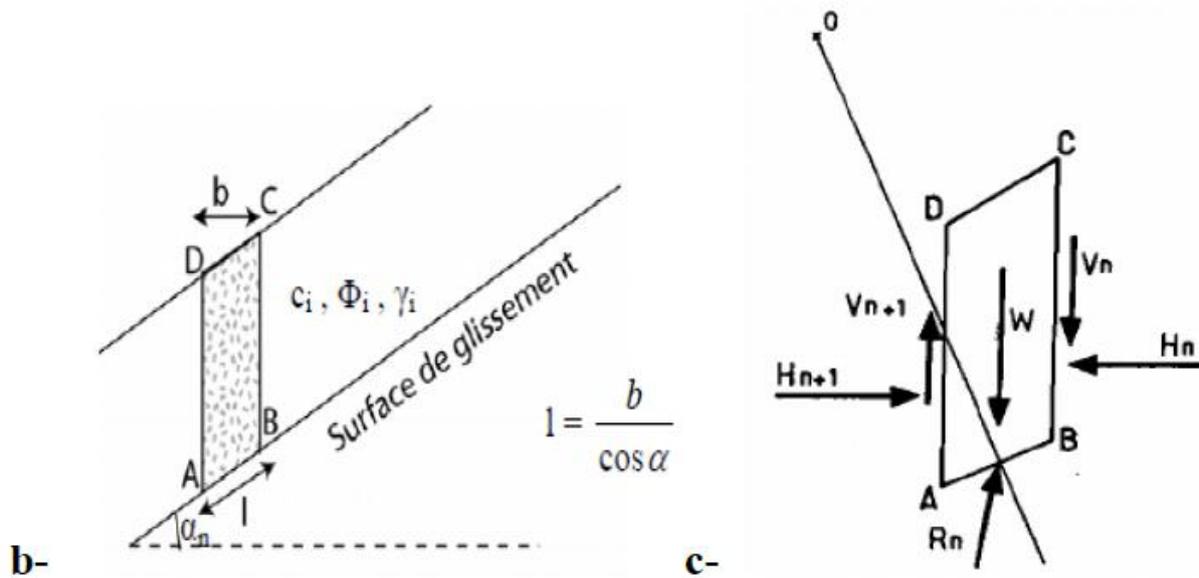


Figure I.18 : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche.

[7]

#### I.4.3.1.1. Méthode de Fellenius (1936)

Appelée aussi méthode suédoise, on considère que :

- ❖ La ligne de glissement est de forme circulaire ;
- ❖ On néglige totalement les efforts inter-tranches ;
- ❖ La seule force agissant sur l'arc AB est le poids W. Par rapport au centre O, on peut définir :
- ❖ Le moment moteur comme celui du poids des terrains W tendant à provoquer le glissement ;
- ❖ Le moment résistant maximal fourni par la valeur maximale que peut prendre la composante tangentielle de  $R_n$ . (figure I.19).

D'après la loi de Coulomb :

$$R_n = c_n \cdot AB + N_n \cdot \tan \Phi_n \quad (01)$$

Par ailleurs :  $N_n = W_n \cos \alpha_n \quad (02)$

Donc :  $R_n = c_n \cdot AB + W_n \cos \alpha_n \tan \Phi_n \quad (03)$

D'autre part :  $AB = l_n = bn / \cos \alpha_n \quad (04)$

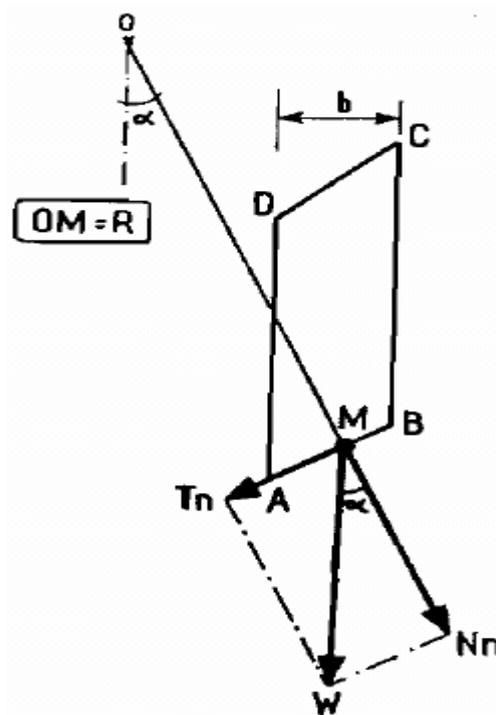


Figure I.19 : Forces agissantes sur une tranche d'après l'hypothèse de Fellenius. [8]

La somme des moments résistants maximaux s'écrit donc :

$$\sum Rm1^* (c_i \cdot b_n / \cos\alpha_n + W_n \cos\alpha_n \tan\Phi_i) \quad (05)$$

Où : m = nombre total de tranches.

$C_i, \Phi_i$  = caractéristiques mécaniques de la couche dans laquelle est situé l'arc AB.

Le moment moteur est dû à  $T_n$  et égal à  $T_n \cdot R$ .

Par ailleurs :  $T_n = W_n \sin\alpha_n$  (06)

En remplaçant (05) et (06) dans la formule de  $F_s$ , on obtient l'expression du facteur de sécurité :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m \left( c_i \frac{b_n}{\cos\alpha_n} + W_n \cos\alpha_n \tan\phi_i \right)}{\sum_{n=1}^m W_n \sin\alpha_n}$$

Ou :

- ❖ b, la largeur des tranches.
- ❖  $\alpha$ , l'angle orienté que fait le rayon du cercle passant par le milieu de la base de la tranche avec la verticale.

- ❖ la hauteur de la tranche pour le calcul du poids W.

Cette méthode montre qu'il s'agit d'une méthode directe de calcul de F en vérifiant seulement l'équilibre des moments par rapport à un centre O du cercle de glissement. [8][9]

**a. Méthode de BISHOP simplifiée (1954).**

Dans cette méthode on considère que :

- ❖ La ligne de glissement est toujours de forme circulaire ;
- ❖ Les efforts verticaux inter-tranches sont nuls ( $V_n - V_{n+1} = 0$ ).

Le facteur de sécurité est donné par la formule suivante :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i b_n + W_n \text{tg} \varphi_i)}{m \alpha \sum_{n=1}^m W_n \sin \alpha_n}$$

Ou :

- ❖  $m_\alpha = \cos \alpha_n [1 + \text{tg} \alpha_n \text{tg} \varphi_i / F_s]$  .

Pour déterminer  $F_s$  il faut procéder par itérations successives. La première itération est faite en adoptant, comme valeur  $F_s$  le coefficient de sécurité obtenu par la méthode de Fellenius. C'est donc une méthode indirecte (ou itérative) et elle vérifie uniquement l'équilibre des moments, tout comme la méthode de Fellenius (ne vérifie pas l'équilibre des forces). [10] [11]

**b. Méthode de Janbu (1956)**

La méthode généralisées de JANBU (JANBU 1973) 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:

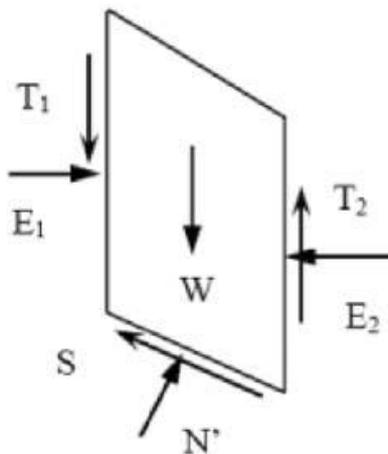


Figure I.20: Les forces appliquées pour la méthode de Janbu. [13].

$$F_{S_0} = \frac{\sum_{n=1}^m (b_n t g \varphi_i (C_i + (\frac{W_n}{b_n} - U)) / n \alpha)}{\sum_{n=1}^m W_n t g \alpha_n}$$

Avec:

$$N \alpha = \cos^2 \left( 1 + t g \alpha_n \frac{t g \varphi_i}{F_{S_0}} \right)$$

- ❖  $\frac{W_n}{b_n}$  : est la contrainte verticale totale ;
- ❖  $b_n$  : est la largeur de la tranche n ;
- ❖  $\alpha_n$  : l'inclinaison de la surface de glissement au milieu de la tranche n ;
- ❖ U: pression de l'eau interstitielle.

On peut remarquer que la méthode de Janbu, satisfait l'équilibre des forces et considère les forces normales inter-tranche E.C'est une méthode indirecte (itérative, puisque  $F_{S_0}$  est des deux côtés de l'équation). Elle est utilisée généralement pour une surface de cisaillement composée (surface de glissement générale ; (figure II.20a).

Janbu a introduit un facteur de correction ( $F_0$ ), dans le coefficient de sécurité original, pour pallier aux effets des forces de cisaillement inter-tranche. Avec cette modification, la méthode de Janbu donne des valeurs du coefficient de sécurité  $F_s$  plus importants, comme :

$$F_s = f_0 F_{S_0}$$

Le facteur de correction dépend du rapport entre profondeur et longueur de la surface de rupture (d/L) (figure I.21). Le coefficient de sécurité, avec ce facteur de correction, peut augmenter de 5 à 12%, donnant une marge inférieure dans le cas du frottement seul. [12][13]

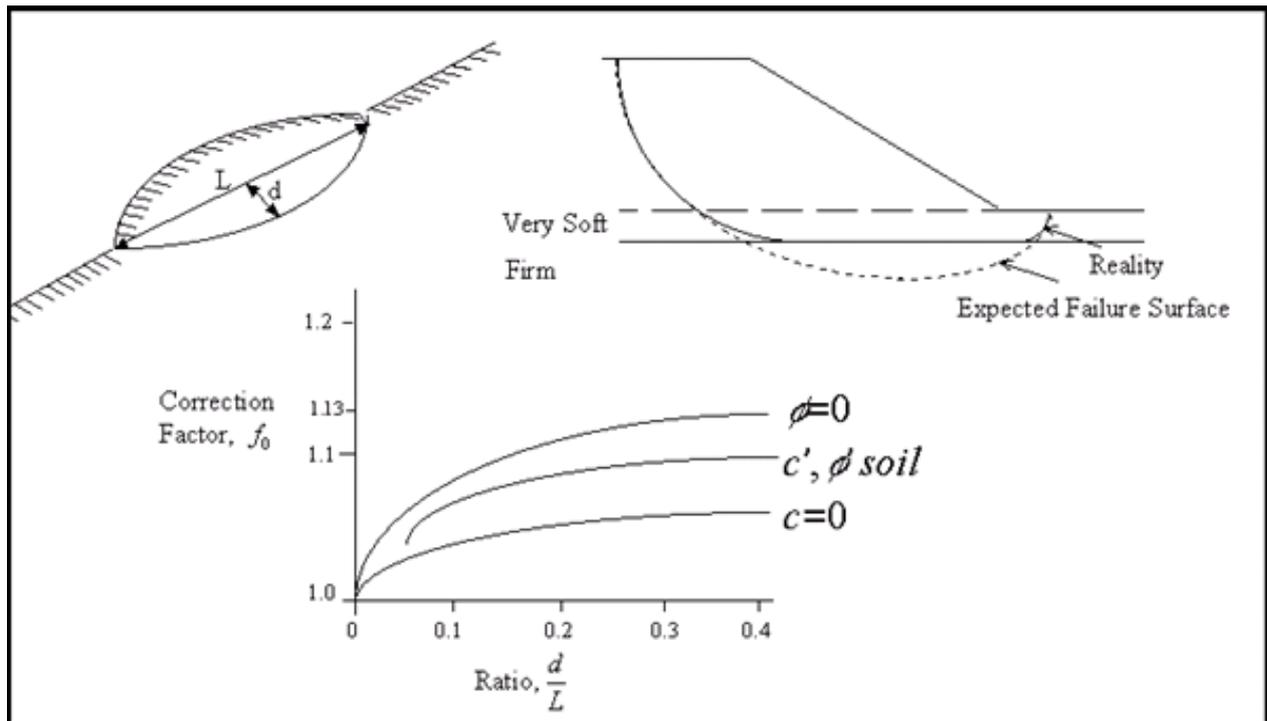


Figure I.21: Variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et la longueur.[12]

**c. Méthode de Morgenstern et Price(1965)**

Morgenstern et Price définissent une fonction donnant l’inclinaison des efforts inter-tranches, cette méthode introduit une fonction mathématique arbitraire pour représenter la variation de la direction des forces entre les tranches :

$$\tan\theta_i = X/E = \lambda \cdot f(x'_i)$$

Où :

$\theta_i$ : est l’angle formé par la résultante et l’horizontale, il varie systématiquement d’une tranche à une autre le long de la surface de glissement ;

$\lambda$  : est une constante qui doit être évaluée pour le calcul du facteur de sécurité ;

$f(x'_i)$  : est la fonction de variation par rapport à la distance le long de la surface de glissement ;

$x'_i$  : est la normalisation linéaire des coordonnées  $x_i$ , avec les valeurs des deux bouts de la surface de rupture égales à zéro et  $\pi$ .

Cette méthode satisfait toutes les conditions d’équilibre statique pour chaque tranche, ainsi que l’équilibre des moments et l’équilibre des forces dans la direction horizontale, pour l’ensemble de la masse qui glisse suivant une surface de rupture circulaire ou non circulaire.

[14]

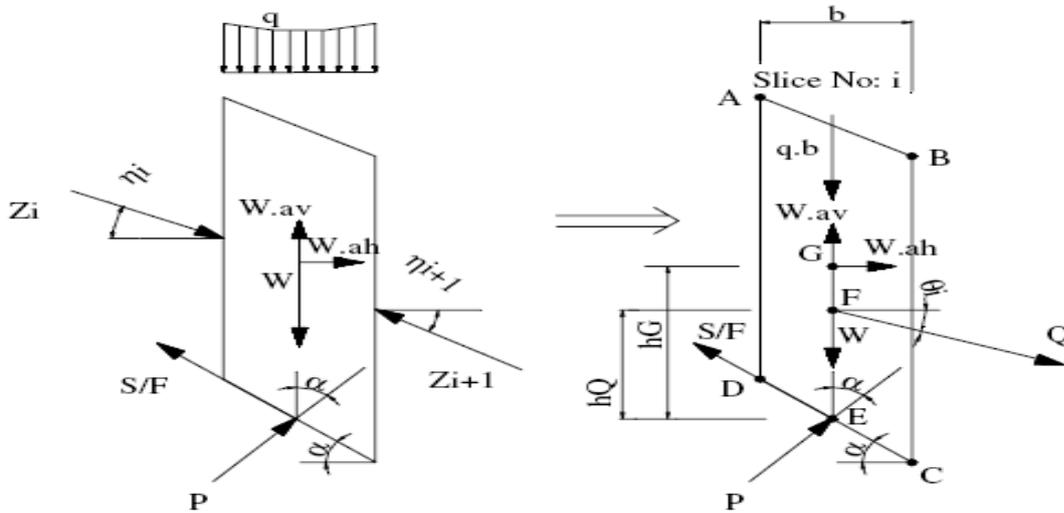


Figure I.22 : Représentation des forces sur une tranche selon la méthode simplifiée de Morgenstern et Price.[14]

I.4.3.2.La méthode d’analyse inverse (retour expérience)

Parker et Sant amarina ont introduit la notion d’analyse inverse pour la géophysique et le génie civil. Ils décrivent deux types d’approches pour résoudre les problèmes inverses :

- ❖ L’approche d’analyse inverse par méthode analytique inverse, schématisée la figure I.23 (a) ;
- ❖ L’approche d’analyse inverse par méthode numérique directe, Schématisée la figure I.23 (b).

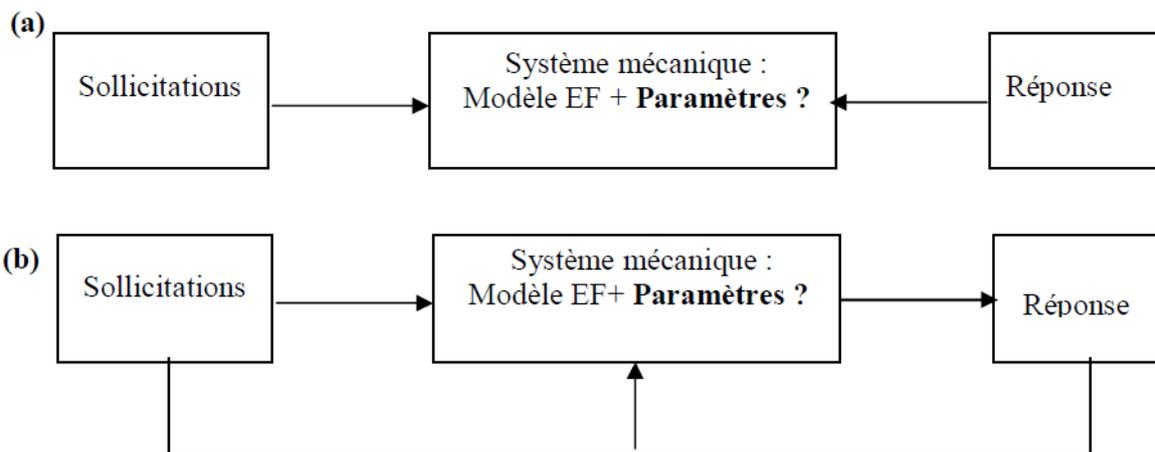


Figure I.23: Schéma du principe d’une analyse inverse par méthode analytique inverse (a)et par méthode numérique directe (b).[15] [16]

Classiquement, un problème est dit bien posé si les sollicitations, les conditions aux limites et les paramètres du sol sont connus. Si le système est stable, alors la réponse du modèle est unique. La résolution du problème inverse peut alors se faire analytiquement figure I.23 (a). [15][16]

L'inversion analytique du problème est une méthode utilisable en géotechnique. Les systèmes géo mécaniques et les modèles associés sont complexes et fortement non linéaires. Les équations de comportement sont irréversibles. Tout ceci rend la solution du problème inverse non unique, voire inexistante, lorsque l'on cherche une solution exacte. [17]

De plus les paramètres que l'on doit introduire dans les calculs géotechniques, sont souvent mal connus. A cela s'ajoutent les incertitudes sur les sollicitations et les conditions aux limites ainsi que l'erreur qui peuvent introduire les hypothèses et les approximations du modèle mécanique utilisé, donc trouver une solution analytique devient difficile. La solution est sensible aux données et aux erreurs sur ces données. Maier et Gioda montrent qu'une résolution par minimisation directe entre des mesures in situ et des quantités numériques correspondantes est préférable puisqu'elle évite l'inversion des équations d'analyse des contraintes. [18]

### **I.5.Facteurs influençant sur la stabilité des talus des gradins**

De nombreux facteurs influent sur la stabilité des talus des gradins des carrières et des mines à ciel ouvert, et sur le mécanisme de leur déformation.

Chacun des facteurs prédétermine la stabilité du massif rocheux en fonction de la nature des liaisons structurales des roches et de la nature du matériau rocheux.

Selon la nature et la structure du matériau rocheux, on distingue trois types essentiels de roches :

- ❖ Roches à liaison rigides ;
- ❖ Roches tendres mais cohérentes ;
- ❖ Roches élastiques.

#### **I.5.1. Facteurs géologiques (état de contrainte)**

- ❖ Structure du massif rocheux ;
- ❖ Propriétés chimiques, physique et mécaniques des roches.

#### **I.5.2.Facteurs hydrogéologiques (pression hydrostatique)**

- ❖ Présence de nappe aquifère ;
- ❖ Pression des pores ;
- ❖ Dissolution.

❖ **I.5.3. Facteurs géotechniques.**

- ❖ Résistance de la roche au cisaillement ;
- ❖ Cohésion de la roche ;
- ❖ Angle de frottement interne.

**I.5.4. Facteurs technologiques**

- ❖ Angle initial du talus de gradin ;
- ❖ Hauteur de gradin ;
- ❖ Plate-forme de travail ;
- ❖ Incidences des travaux de fragmentation ;
- ❖ Vitesse d'avancement des travaux d'extraction...

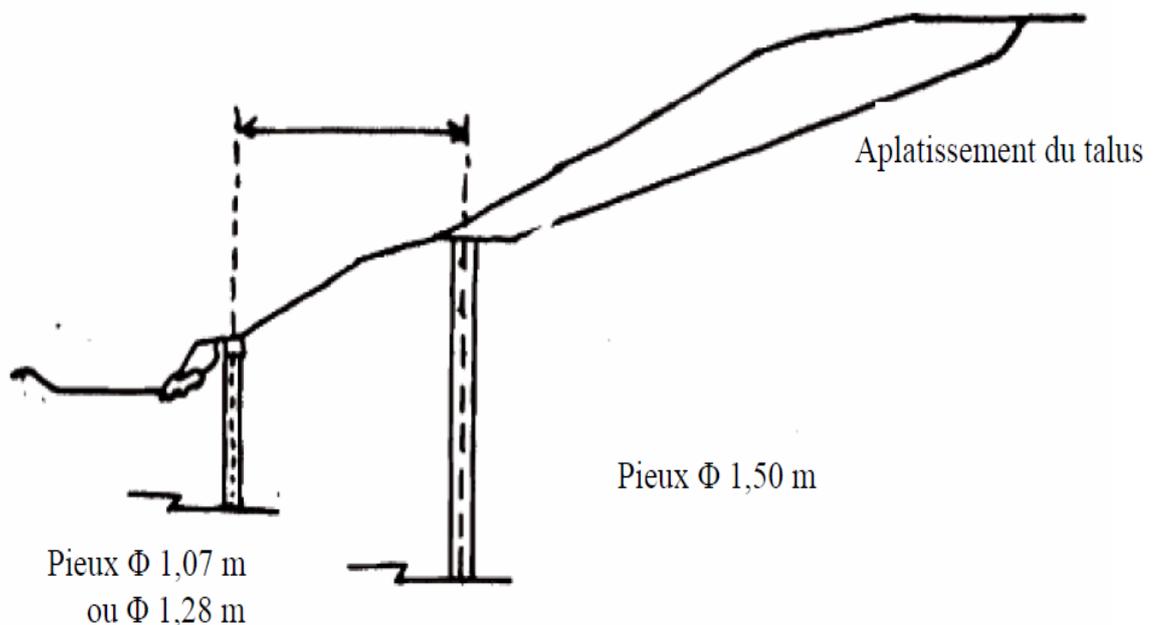
**I.5.5. Facteurs géographiques (précipitation atmosphérique)**

- ❖ Relief (horizontal, montagneux...) ;
- ❖ Température des roches ;
- ❖ Température de l'air. [19][20]

**I.6. Stabilisation des talus rocheux**

Pour augmenter la stabilité des talus rocheux, on utilise différentes techniques, parmi lesquelles, on citera :

- ❖ **L'aplatissement du talus:** cette technique consiste à diminuer le poids du massif rocheux qui a tendance à glisser (figure I.24).



**Figure I.24 : Aplatissement d'un talus.[21]**

- ❖ **Le drainage:** les pressions peuvent être responsables de la diminution de  $F_s$ , le drainage peut dans ce cas être utilisé, surtout si la perméabilité des discontinuités est suffisante. Les drains peuvent être mis en place à partir du talus ou à partir d'une galerie de drainage (figure I.25).

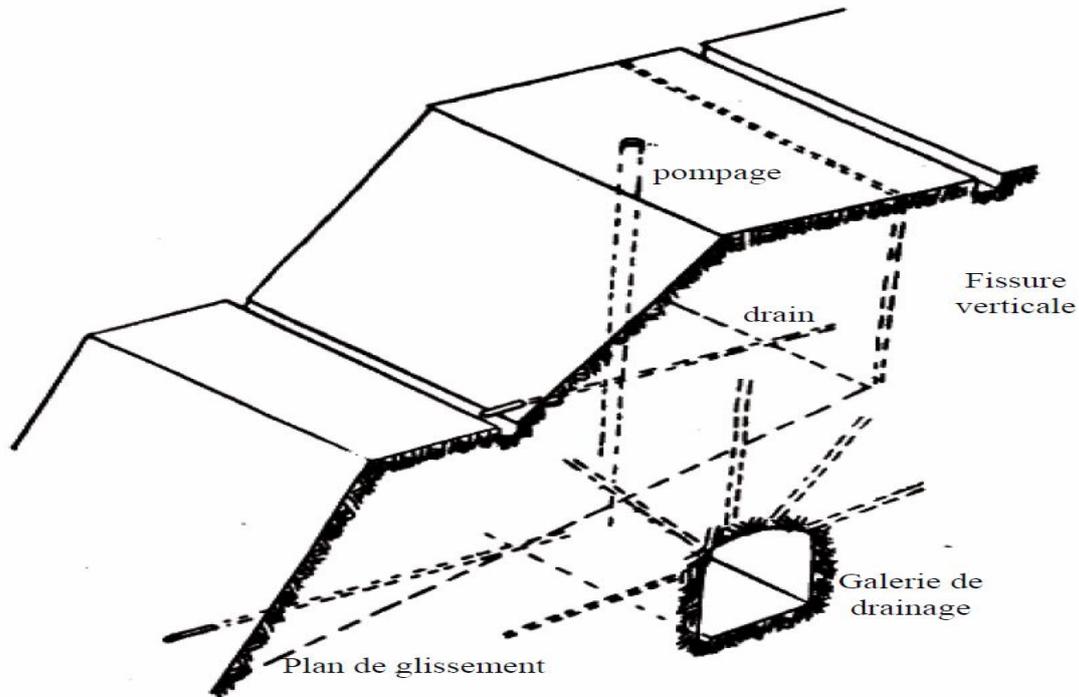


Figure I.25 : Stabilisation des talus par le drainage. [21]

- ❖ **Le boulonnage:** cette technique a pour objet de retenir en place des blocs rocheux. L'influence de celle-ci ne s'étend que sur quelques mètres (figure I.26).

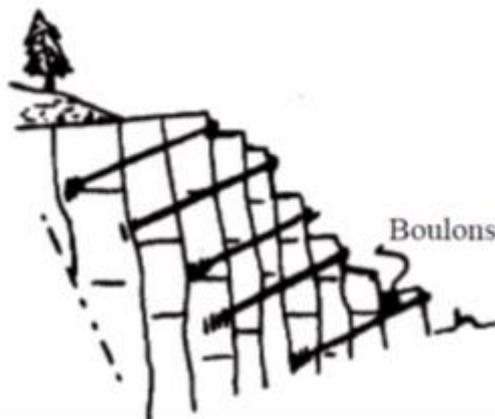


Figure I.26: Stabilisation des talus par boulonnage.[21]

- ❖ **Les ancrages:** ces techniques peuvent retenir des massifs rocheux beaucoup plus importants, vue la profondeur du scellement et les efforts qui peuvent être mobilisés (figure I.27).

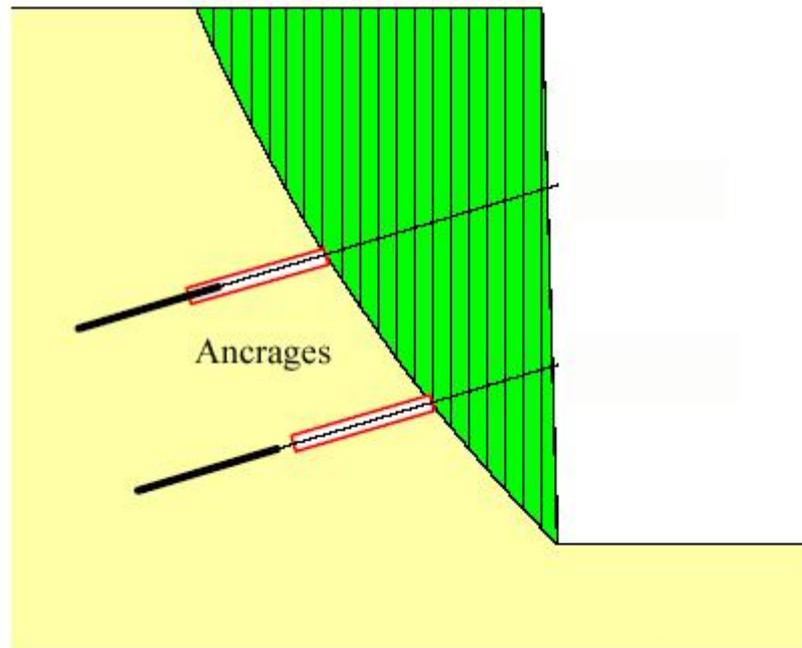


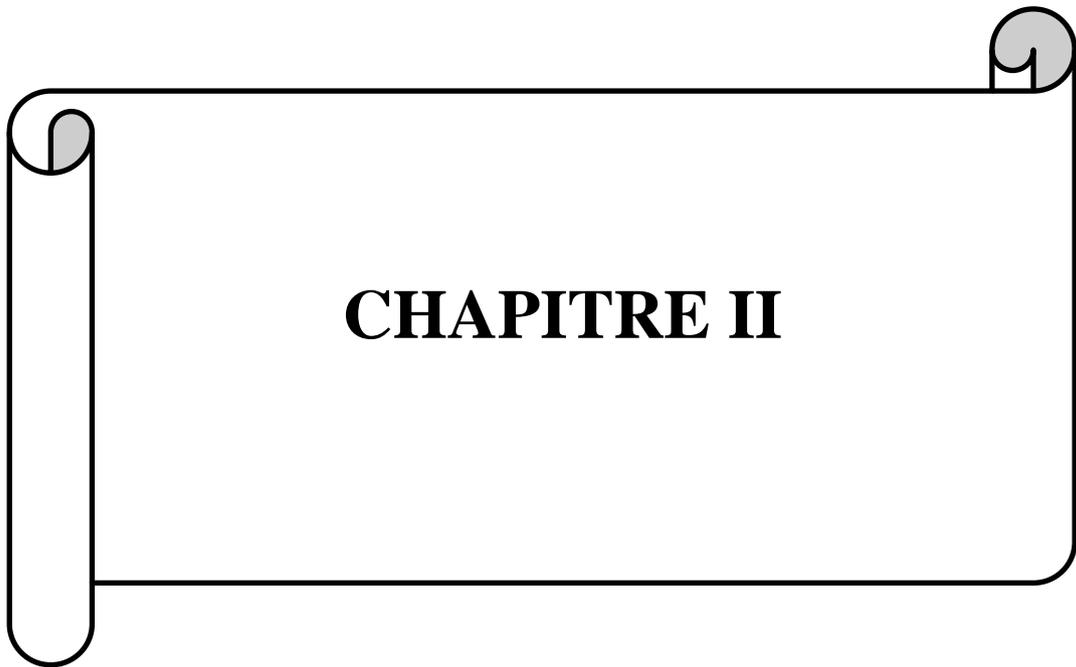
Figure I.27 : Stabilisation des talus des ancrages.[22]

- ❖ **L'injection:** elle consiste à augmenter les caractéristiques de cisaillement par introduction dans les joints d'un coulis d'injection. [21][22]

## I.7. Conclusion

Les mouvements de terrain sont très variés, par leur nature (glissements de terrains, éboulements rocheux, coulées de boues, ...) et par leur dimension (certains glissements peuvent atteindre plusieurs dizaines de millions de m<sup>3</sup>). Leur répartition spatiale est guidée par la topographie et par la géologie (nature et fracturation des formations affleurant, hydrogéologie). [23]





## CHAPITRE II

## II.1. Introduction

La reconnaissance des massifs rocheux permet d'appréhender les problèmes qui peuvent se poser lors de l'étude d'un projet de construction ou lors de l'expertise de sinistres.

La reconnaissance des propriétés d'un terrain constitue le lien entre la cause d'un sinistre et les remèdes que l'on se propose de mettre en place.

Dans ce chapitre une étude bibliographique sur les constituants d'un massif rocheux est établie. Elle concerne les propriétés et les caractéristiques d'un massif rocheux, la structure géométrique des discontinuités, leur comportement mécanique ainsi que celui de la matrice rocheuse.

## II.2. Propriétés et caractéristiques d'un massif rocheux

### II.2.1. Propriétés structurel

La roche a une structure discontinue. Elle peut être assimilée à un milieu composé d'éléments continus plus ou moins homogènes, de forme géométrique quelconque, la matrice rocheuse, et de zones fines situées entre ces éléments continus, qualifiées de discontinuités.

En mécanique des roches, le terme discontinuité désigne toute interruption des propriétés mécanique ou physique dans la matrice rocheuse. Il s'agit souvent d'une dégradation des propriétés mécaniques sur des zones de très faible épaisseur. L'étude d'un massif rocheux fracturé nécessite donc une caractérisation de la matrice rocheuse, ainsi que celle des discontinuités. [24]

### II.2.2. Matrice rocheuse

La matrice rocheuse est définie comme un volume de roche intacte qui possède des propriétés homogènes et non coupé par des discontinuités discrètes et isolées. La matrice rocheuse fait ainsi référence aux blocs non-fracturés situés entre les discontinuités structurales. En fonction des caractéristiques du massif rocheux et de son histoire géologique, la taille de ces blocs peut varier de quelques millimètres à plusieurs mètres.

Il existe plusieurs méthodes de classification des roches. Le plus souvent, on les classe en fonction de leur origine géologique. Selon l'AFTES (2003), on distingue trois grandes familles de roches :

- ❖ Les roches magmatiques résultent du refroidissement et de la solidification de magmas avec ou sans cristallisation. Elles peuvent être formées soit en profondeur, on a alors les roches plutoniques (granites par exemple), soit à la surface et on a alors les roches effusives (basaltes par exemple).

- ❖ Les roches sédimentaires sont formées par la décomposition (mécanique, chimique ou biologique) des matériaux suivie par leur dépôt en couches initialement proches de l'horizontale. Elles affleurent sur 75 % de la surface des continents mais avec des épaisseurs limitées. On peut citer ici les plus répandues comme les grès, les roches argileuses ou les roches carbonatées ;
- ❖ Les roches métamorphiques résultent de la recristallisation (accompagnée souvent de déformation) pré existante sous l'effet de l'augmentation de la température et de la pression en profondeur (métamorphisme régional) ou au contact d'autres roches (métamorphisme de contact). Les plus communes sont les schistes et les gneiss où les minéraux apparaissent nettement orientés. [24]

### **II.2.3. Les discontinuités**

Afin d'étudier le comportement mécanique ou hydraulique d'un massif rocheux, il est essentiel de connaître son degré de fracturation ainsi que la répartition des discontinuités dans l'espace. Pour un ensemble de massifs rocheux, les discontinuités constituent une superposition de différentes familles de fractures, disposant chacune de lois de distribution et des caractères statistiques différents.

L'objectif principal d'une étude géométrique des discontinuités est de déterminer :

- Si elles sont classables en familles (orientations voisines) ;
- Si elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité et connectivité importantes).

#### **II.2.3.1. Nature des discontinuités**

On définit une discontinuité dans un massif rocheux par une surface qui interrompt la continuité physique du milieu sain. Les discontinuités peuvent être de diverse nature. Généralement on distingue :

##### **II.2.3.1.1 Les joints stratigraphiques**

Ils marquent une discontinuité dans le phénomène de sédimentation des formations sédimentaires. Ils présentent une forte extension et souvent une faible ondulation.

##### **II.2.3.1.2. Les diaclases**

Elles sont souvent perpendiculaires ou obliques aux joints de stratifications ou à la schistosité. Elles ne présentent pas de trace de mouvement et elles ont une extension limitée.

##### **II.2.3.1.3. Les fentes d'extension**

Elles sont formées sous l'effet d'une traction qu'a subi le massif au cours des mouvements tectoniques. Elles sont souvent remplies de cristallisation de calcite ou de quartz.

#### **II.2.3.1.4. Les faille**

Elles résultent de la rupture d'une zone du massif qui a subi un grand effort de cisaillement. Elles représentent ainsi des discontinuités séparant deux grandes entités du massif. Elles sont caractérisées par une grande extension et souvent un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations.

On distingue aussi toutes les petites fractures qui accompagnent la formation des discontinuités et qui sont groupées d'une manière complexe avec des extensions et orientation variées.

#### **II.2.3.1.5. Les plis**

Le pli est le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement. [25]

### **II.2.3.2. Paramètres géométriques des discontinuités**

La modélisation de la distribution spatiale et de l'emplacement des familles de fractures dans un massif rocheux fracturé est fondée principalement sur la connaissance des paramètres géométriques des discontinuités. Chacun de ces derniers est associé à une variable aléatoire dont les lois de distribution sont déduites des données acquises sur le terrain. Dans ce qui suit nous définissons sommairement chacun de ces paramètres. Cette définition est préalablement nécessaire à l'établissement de la classification numérique présentée.

#### **II.2.3.2.1. Orientation**

Les orientations des discontinuités déterminent la forme de blocs individuels existant dans un massif rocheux et par suite elles sont responsables de leur anisotropie qui gouverne leur comportement hydraulique et mécanique.

Première hypothèse simplificatrice sur la géométrie des discontinuités consiste à supposer que ces surfaces sont des plans. La représentation d'un plan dans l'espace se fait de diverses manières à partir du vecteur pendage ou de la normale orientée. C'est l'angle que fait la ligne de plus grande pente avec l'horizontale. Quant à la direction, ou l'azimut, c'est l'angle que fait l'horizontale du plan de la discontinuité avec le Nord La distribution de l'orientation et du pendage est souvent représentée par une loi hémisphérique (représentation stéréographique) , normale ou log-normale.

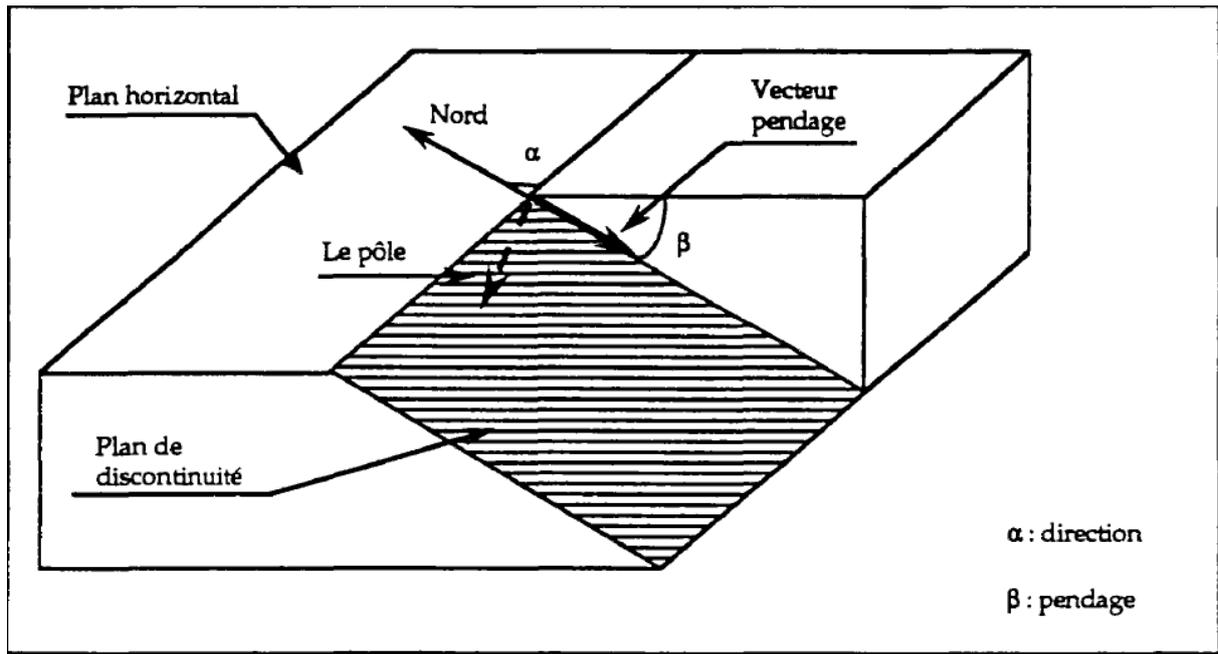


Figure II.1 : Orientations des discontinuités. [26]

#### II.2.3.2.2.Extension

La taille des fractures conditionne, avec leur orientation et leur espacement, leur probabilité d'intersection. Par conséquent, elle joue un rôle essentiel dans la connectivité des blocs.

Une fracture est souvent assimilée à une forme géométrique simple dont une dimension particulière définit son extension (exemple : diamètre d'un disque dans l'espace ou longueur d'un segment dans un plan). Cette dimension n'est pas accessible directement. Cependant un moyen simple pour la déterminer indirectement se présente en observant les traces des fractures sur l'affleurement. À noter que les diamètres obéissent souvent une loi exponentielle décroissante ou log normale.

#### II.2.3.2.3.Espacement

C'est la distance moyenne qui sépare deux intersections successives d'une ligne droite, appelée également ligne d'échantillonnage, avec les traces des fractures d'un affleurement. Cette grandeur dépend de la ligne de levé et de l'extension des discontinuités. En effet, pour un nombre constant de traces sur une surface, les plus longues ont plus de chance d'être intersectées par la ligne de levé et semblent être plus rapprochées.

#### II.2.3.2.4.Densité

Cette grandeur est en relation directe avec l'espacement et le nombre de fractures dans un volume fini. Souvent exprimée par une loi uniforme, la position dans l'espace des

discontinuités est décrite en localisant un point représentatif du modèle géométrique considéré, par exemple, le centre d'un disque ou d'un segment. Dans ce cas-là, le nombre de centres considérés dans un volume ou sur une surface définit, respectivement, la densité volumique et la densité surfacique des fractures. Quant à la densité linéique, elle est définie comme étant l'inverse de l'espacement ou le nombre d'intersections entre les discontinuités et la ligne d'échantillonnage.

#### **II.2.3.2.5. Ouverture**

Ce paramètre affecte largement la perméabilité des discontinuités et par suite leur comportement hydromécanique. Il est défini comme étant la distance entre les deux épontes d'une discontinuité mesurée perpendiculairement à son plan moyen et obéit généralement une loi exponentielle décroissante ou log-normale. La détermination de l'ouverture est limitée souvent aux relevés examinés directement sur un affleurement ou sur des carottes de sondages.

Les caractéristiques géométriques les plus importantes des discontinuités, qui ont une influence sur le comportement du massif rocheux telles que orientation, ouverture, rugosité, espacement, persistance, etc. ont été présentées dans ISRM (1978). Des méthodes de description quantitative de ces propriétés ont été également suggérées.

Le comportement mécanique des discontinuités est lié à l'inclinaison, l'amplitude des ondulations et aux caractéristiques mécaniques des parois, à la présence de remplissage. [26]

### **II.3. Les classifications géo mécanique**

#### **II.3.1. Classification géo mécanique de Bieniawski**

Bieniawski (1976) a publié les détails de la classification des masses rocheuses appelée Classification Géo mécanique ou Rock Mass Rating (RMR) system. Depuis cette date, ce système a subi des corrections successives. Le système que l'on va décrire est basé sur la version 1976 de classification (Bieniawski, 1976). Les six paramètres suivants sont utilisés pour la classification de la masse rocheuse en utilisant le système RMR.

- ❖ Résistance à la compression simple de la roche ;
- ❖ Rock Quality Designation (RQD) ;
- ❖ Espacement des discontinuités ;
- ❖ Condition des discontinuités ;
- ❖ Conditions des venues d'eau ;
- ❖ Orientation des discontinuités. [28]

### II.3.1.1. Paramètres De Bieniawski

#### II.3.1.1.1. Résistance en compression simple

Tableau II.1: Résistance en compression simple  $C_0$  (Roche Intacte).[29]

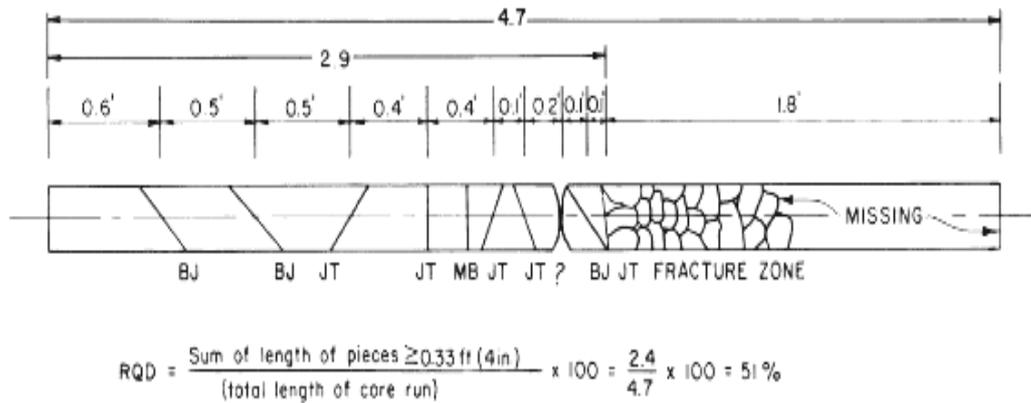
Is (Mpa)	Co (Mpa)	Rating
> 10	> 250	15
4 – 10	100 – 250	12
2 – 4	50 – 100	7
1 – 2	25 – 50	4
-	10 – 25	2
-	3 – 10	1
-	<1	0

Pour des résistances  $C_0 < 25$  Mpa, on conseille des essais de résistance en compression uni axiale.

#### II.3.1.1.2. Rock Quality Designation (RQD)

Le Rock Quality Designation index (RQD) a été développé par (Deer et al 1967) dans le but d'obtenir une estimation quantitative de la qualité du massif rocheux à partir de carottes de forage. Le RQD est défini comme le pourcentage des parties intactes de plus de 100 mm de longueur par rapport à la longueur totales des carottes extraites du forage étudiées et le calcul du RQD sont résumés dans la figure suivante. [29]

1. PERCENTAGE OF SOLID CORE SEGMENTS LONGER THAN 0.33 ft (100mm) RELATIVE TO CORE RUN LENGTH, EXCLUDING MECHANICAL BREAKS.
2. RECORDED AS CALCULATED PERCENTAGE FOR EACH RUN.
3. BEST FOR N-SIZE OR LARGER SIZE CORE.
4. MAY NOT BE APPLICABLE FOR VERY LOW STRENGTH, FISSILE OR FOLIATED ROCKS WHICH BREAK OR PART EASILY.



**Figure II.2 : Schéma représenter exemple de calculs le RQD. [29]**

**Tableau II.2: Classification de RQD. [29]**

<b>RQD</b>	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%
<b>Rating</b>	20	17	13	8	3

**II.3.1.1.3. Conditions des discontinuités**

Le tableau suivant présente les différentes conditions de discontinuités. [27]

**Tableau II.3: Classification de condition de discontinuités selon Bieniawski.[27]**

Conditions	Rating
Discontinuités très rugueuses, discontinues, non séparées, faces dures	30
Discontinuités faiblement rugueuses, avec séparation < 1 mm, faces dures	25
Discontinuités faiblement rugueuses, avec séparation < 1 mm, faces souples	20
Discontinuités lisses (SLK) ou remplissage < 5 mm d'épaisseur ou joints ouverts 1 - 5 mm et continus	10

Remplissage de faible résistance > 5 mm d'épaisseur ou joints ouverts 5 mm d'épaisseur ou joints ouverts > 5 mm et continus	0
---	---

#### II.3.1.1.4. Espacement des fissures

**Tableau II.4: Classification d' Espacement des fissures. [30]**

<b>If</b>	> 3 m	0.6 – 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	<60 mm
<b>Rating</b>	20	15	10	8	5

#### II.3.1.1.3. Venues d'eau

**Tableau II.5: Classification de venues d'eau. [31]**

Venues d'eau	Pression de l'eau dans les discontinuités contrainte $\sigma_1$ max	Conditions générales	Rating
0	0.0	Sec	15
< 10 l/min	< 0.1	Mouillé	10
10 - 25 l/min	0.1 - 0.2	eau interstitielle	7
25 - 125 l/min	0.2 - 0.5	eau à pression basse	4
> 125 l/min	> 0.5	problèmes dus aux venues	0

#### II.3.1.2. Subdivision de Bieniawski (Classification RMR des massifs)

En appliquant ce système de classification, le massif est divisé en un certain nombre de régions structurales et chaque région est classée d'une manière séparée. Le système Rock Mass Rating est présenté dans ce tableau donnant les valeurs numériques pour chacun des

six paramètres cités ci-dessous. La somme des valeurs numériques des six paramètres nous donnent la valeur RMR.

**Tableau II.6 : Classification du massif rocheux de Bieniawski.[34]**

Classes	I	II	III	IV	V
<b>Description</b>	Excellente	Bonne	médiocre	mauvaise	très mauvaise
<b>Coefficient numérique total</b>	81-100	61-80	41-60	21-40	<20

La valeur du RMR est obtenue en additionnant ces indices de cotation. La classification RMR permet une première approche du dimensionnement des revêtements de tunnel et donne une première idée de la qualité des massifs rocheux. Elle sert de base à la classification des talus rocheux (SMR) exposée plus loin. [34]

### II.3.2. Classification de SMR - Romana

Le SMR (Slope Mass Rating) (Romana, 1985; Romana, 1993) est davantage orienté vers la stabilité des pentes rocheuses.

Le système SMR est obtenu à partir du RMR lui ajoutant un produit de facteurs d'ajustement dépendant de la *relation joints - talus* et en lui additionnant un facteur dépendant de la méthode d'excavation :

$$\text{SMR} = \text{RMR} + (\text{F1} \cdot \text{F2} \cdot \text{F3}) + \text{F4}$$

La valeur du RMR est la valeur "de base", sans l'ajustement dû à l'orientation des discontinuités.

L'ajustement pour les joints est composé des trois facteurs F1, F2 et F3. F1 dépend du parallélisme entre les directions des joints et des talus. Ce facteur peut varier de 1 (quand les deux sont presque parallèles) à 0,15 (quand l'angle entre les deux est plus grand que 30° et que la probabilité de rupture est très faible). Il a été établi empiriquement :  $F1 = (1 - \sin A)^2$  où A est l'angle entre les directions des joints et du talus. F2 dépend du pendage des joints pour le mode de rupture plan. Les valeurs varient de 1 (pour les joints de plus de 45° de pendage) à 0,15 (pour les joints de moins de 20° de pendage). Dans le cas du toppling, le

facteur reste égal à 1. Il a également été établi empiriquement :  $F_2 = \text{tg}^2\beta_j$  où  $\beta_j$  est le pendage des joints.  $F_3$  est lié à la relation entre la pente du talus et le pendage des joints. Pour ce paramètre, il y a également lieu de faire la différence entre une rupture plane et une rupture par toppling. Les valeurs d'ajustement de Bieniawski ont été conservées.

Le facteur d'ajustement  $F_4$  prend en compte la méthode d'excavation. Les valeurs des paramètres figurent dans le tableau suivant :

**Tableau II.7 : classification de massif rocheux de SRM.[34]**

SMR = RMR <sub>B</sub> + (F <sub>1</sub> x F <sub>2</sub> x F <sub>3</sub> ) + F <sub>4</sub> (ROMANA, 1985)							
ADJUSTING FACTORS FOR JOINTS (F <sub>1</sub> , F <sub>2</sub> , F <sub>3</sub> )	<i>α<sub>j</sub></i> = DIP DIRECTION OF JOINT	<i>β<sub>j</sub></i> = DIP OF JOINT					
	<i>α<sub>s</sub></i> = DIP DIRECTION OF SLOPE	<i>β<sub>s</sub></i> = DIP OF SLOPE	VERY FAVOURABLE	FAVOURABLE	FAIR	UNFAVOURABLE	VERY UNFAVOURABLE
PLANE FAILURE   <i>α<sub>j</sub></i> - <i>α<sub>s</sub></i> = TOPPLING   <i>α<sub>j</sub></i> - <i>α<sub>s</sub></i> - 180° = F <sub>1</sub> VALUE	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°		
	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00		
RELATIONSHIP	$F_1 = (1 - \sin  \alpha_j - \alpha_s )^2$						
F <sub>2</sub> VALUE   <i>β<sub>j</sub></i> = PLANE FAILURE TOPPLING	< 20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	> 45°		
	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00		
RELATIONSHIP	$F_2 = \text{tg}^2 \beta_j$						
PLANE FAILURE <i>β<sub>j</sub></i> - <i>β<sub>s</sub></i> = TOPPLING <i>β<sub>j</sub></i> + <i>β<sub>s</sub></i> = F <sub>3</sub> VALUE	> 10°	10° - 0°	0°	0° - (-10°)	< (-10°)		
	< 110°	110° - 120°	> 120°	.	.		
RELATIONSHIP	0	-6	-25	-50	-60		
	$F_3$ (BIENIAWSKI ADJUSTMENT RATINGS FOR JOINTS ORIENTATION, 1976)						
F <sub>4</sub> ADJUSTING FACTOR FOR EXCAVATION METHOD F <sub>4</sub> VALUE	$F_4$ - EMPIRICAL VALUES FOR METHOD OF EXCAVATION						
	NATURAL SLOPE	PRESPLITTING	SMOOTH BLASTING	BLASTING or MECHANICAL	DEFICIENT BLASTING		
	+15	+10	+8	0	-8		

DESCRIPTION OF SMR CLASSES										
CLASS N°	Vb	Va	IVb	IVa	IIIb	IIIa	IIb	IIa	Ib	Ia
DESCRIPTION	VERY BAD		BAD		FAIR		GOOD		VERY GOOD	
STABILITY	COMPLETELY UNSTABLE		UNSTABLE		PARTIALLY STABLE		STABLE		COMPLETELY UNSTABLE	
FAILURES	BIG PLANAR or SOIL-LIKE		PLANAR or BIG WEDGES		SOME JOINTS or MANY WEDGES		SOME BLOCKS		NONE	
SUPPORT	REEXCAVATION		IMPORTANT / CORRECTIVE		SYSTEMATIC		OCCASIONAL		NONE	

Une valeur de SMR est calculée pour chaque système de discontinuités et finalement la plus petite valeur est retenue pour quantifier la globalité du talus.

A partir du SMR, il est alors possible d'estimer la stabilité du talus et de préconiser les méthodes de confortement (ancrages, boulons, béton projeté, ...) les plus adaptées. [34]

### II.3.3. Classification de la forabilité des massifs rocheux

Une méthode d'évaluation de la forabilité des massifs a été proposée par T.Serradj (1996). Elle se base sur le test de fragmentation dynamique de Protodyakonov. Cette méthode consiste en la détermination de l'indice Protodyakonov et ensuite de tamiser les débris de la fragmentation pour déterminer la courbe granulométrique et déduire la loi de distribution.

#### II.3.3.1. L'indice de forabilité

L'académicien R.Jevsky à proposer son indice sur la base de la dureté et la densité de la roche. Elle est déterminée par la manière suivante :

$$D_f = 0.007 (\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{dép}}) + 0.7\delta$$

$\sigma_{\text{comp}}$  : résistance à la compression.

$$\sigma_{\text{comp}} = F \cdot 100$$

$F$  : coefficient de dureté.

$\sigma_{\text{dép}}$  : résistance au cisaillement.

$$\sigma_{\text{dép}} = 0.3 \cdot \sigma_{\text{comp}}$$

$\delta$  : masse volumique  $t/m^3$ .

**Tableau II.8 : Représentation de l'indice de forabilité. [34]**

PI	Dureté	Cu	Forme de CG	Forabilité	Catégorie
<2	Très tendre	10-100	Étalée	Sans foration	I
2-3	Tendre	10-100	Étalée	Très facile	II
3-4	Assez tendre	10-100	Étalée	Facile	III
4-5	Assez dure	5-40	Assez serrée	Assez facile	IV
5-6	Dure	5-20	Serrée	Assez difficile	V
6-7	Très dure	5-10	Très serrée	Difficile	VI
>7	Extra dure	<5	Extra serrée	Très difficile	VII

Ou :

- ❖ **PI**: Index Protodiakonov;
- ❖ **Cu**: Coefficient d'uniformité (D60 / D10);
- ❖ **CG**: Courbe granulométrique. [34]

## II.4. Propriétés physico-mécaniques des roches

Les caractéristiques physico-mécaniques des minéraux et des roches encaissantes influentes considérablement sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus. Les principales propriétés physico-mécaniques des roches sont les suivantes :

La densité, masse volumique, porosité, humidité, absorption, résistance à la compression, à la traction et au cisaillement, élasticité, degré de saturation.... [35]

### II.4.1. Propriétés physiques

#### II.4.1.1. La masse volumique

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

$$\rho = \frac{M}{V} \text{ g/cm}^3$$

Où :

**M** : masse de l'échantillon (g) ;

**V** : volume de l'échantillon (cm) ;

##### II.4.1.1.1. Masse volumique absolue

La masse volumique absolue d'un matériau est la masse d'un mètre cube de ce matériau, déduction faite de tous les vides, aussi bien des vides entre les grains que des vides à l'intérieur des grains.

##### II.4.1.1.2. Masse volumique apparente

La masse volumique apparente d'un matériau est la masse volumique d'un mètre cube du matériau pris en tas, comprenant à la fois des roches perméables et imperméables de la particule ainsi que les vides entre particules. La masse volumique apparente d'un matériau pourra avoir une valeur différente suivant qu'elle sera déterminée à partir d'un matériau compacté ou non compacté. Il faut donc préciser: masse volumique apparente à l'état compacté ou masse volumique apparente à l'état non compacté.

La masse volumique apparente d'un granulat dépend de la forme et de la granulométrie des grains ainsi que le degré de compactage et d'humidité.

**II.4.1.2.Densité**

On entend par densité (poids spécifique) d'un minéral le rapport entre son poids et celui du même volume d'eau ;

- ❖ Les minéraux de densité moyenne 2 à 4 ;
- ❖ Les minéraux légers de densité 1 à 2 ;
- ❖ Les minéraux lourds de densité 4 à 6 ;
- ❖ Les minéraux très lourds de densité supérieure à 6.

On distingue deux types de densité, l'une est la densité apparente, et l'autre est la densité absolue.

**II.4.1.2.1.Densité absolue**

La densité absolue est le rapport de la masse absolue d'une unité de volume du matériau à température donnée à la masse du même volume d'eau distillée à la même température.

**II.4.1.2.2.Densité apparente**

La densité apparente à l'état compacté ou non compacté sera obtenue en établissant le rapport de la masse apparente d'une unité de volume du matériau à température donnée à la masse d'une même quantité d'eau distillée à même température.

**II.4.1.3.Dureté**

Résistance d'un minéral à la destruction mécanique de sa structure ; en pratique, un minéral est dit plus dur qu'un autre, s'il raye ce dernier. La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

Les duretés sont classées par rapport à celles de 10 minéraux tests (échelle de Mohr) :

**Tableau II.9 : Représente les 10 minéraux teste de l'échelle de Mohr. [36]**

<b>Minéral</b>	Talc	Gypse	Calcite	Fluorine	Apatite	Orthose	Quartz	Topaze	Corindon	Diamant
<b>Dureté</b>	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

**Tableau II.10: Coefficient de la dureté selon Protodiakonov. [36]**

Caractéristiques des roches	Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV
Extrêmement dure	15-20
Dure	8-14
<b>Dureté moyenne</b>	<b>3-7</b>
Tendre	1-2
Meuble et végétal	0.6-0.8

**II.4.1.4.L'absorption d'eau (teneur en eau)**

C'est le rapport en % du poids de l'eau au poids de la matière sèche, et se traduit par la formule suivante :

$$\omega = \frac{M_{\omega}}{M_s} * 100 [\%]$$

Où

$M_{\omega}$  : poids de l'eau (g)

$M_s$ : Poids de la matière sèche (g)

**II.4.1.5.La porosité**

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon.

$$\eta = \frac{V_v}{V_T} \times 100 (\%)$$

Où :

- ❖  $V_v$ : Volume des vides (cm<sup>3</sup>) ;
- ❖  $V_t$ : Volume total de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

**II.4.1.6.Le degré de saturation**

Le degré de saturation indique dans quelle proportion les vides sont remplis par l'eau. Il est défini comme le rapport du volume d'eau  $V_w$ , au volume des vides  $V_v$ . Il est exprimé par la relation :

$$S_r = V_w / V_v$$

Où

- ❖  $V_w$  : volume d'eau ;
- ❖  $V_v$  : volume des vides.

Le degré de saturation peut varier de 0%(sol sec) à 100%(sol saturé). [36]

## II.4.2. Propriétés mécaniques

### II.4.2.1. Résistance à la compression

On appelle résistance à la compression (notée  $R_c$ ) la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. Elle correspond au rapport de la contrainte normale sur la surface appliquée ; et se détermine par la formule suivante :

$$R_c = F_{\max} / S, \quad [\text{kp}_a]$$

Où :

- ❖  $F_{\max}$  : la force de compression maximale en [kgf];
- ❖  $S$  : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [ $\text{cm}^2$ ].

On peut déterminer la résistance à la compression en fonction de la dureté par la formule suivante :

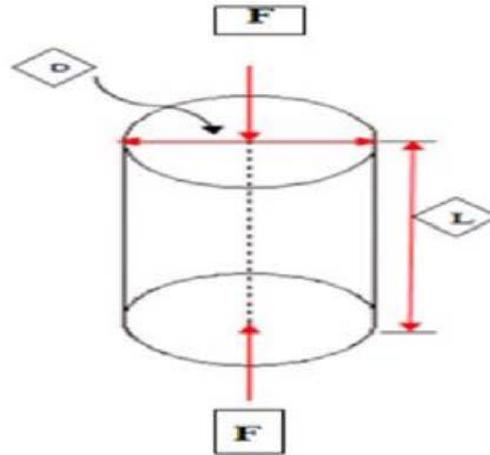
$$F = R_c / 100 \longrightarrow R_c = F * 100$$

Ou :

- ❖  $R_c$  : la résistance à la compression ( $\text{kp}_a$ ) ;
- ❖  $F$ : la dureté.



Figure II.3: Dispositif expérimental de la compression. [36]



**Figure II.4: Schéma de la Compression Uni axiale. [36]**

La résistance en compression simple est une propriété assez dispersée ; on réalise en général cinq écrasements pour obtenir une valeur représentative. Le tableau (I.14) fournit une échelle de résistance couramment employée.

**Tableau II.11: Classes de résistance à la compression uni axiale. [36]**

Classe	Résistance Rc (Mpa)	Description
R1	>200	Résistance très élevée
R2	60 à 200	Résistance élevée
R3	20 à 60	Résistance moyenne
R4	6 à 20	Résistance faible
R5	<6	Résistance très faible

#### II.4.2.2. Résistance à la traction

La mesure de la résistance à la traction  $R_t$  suivant l'essai brésilien est faite d'une manière indirecte en appliquant un effort de compression diamétral.

L'éprouvette doit avoir un élancement (H/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression F, la contrainte de traction générée  $R_t$  est :

$$R_t = 2 * F / \pi * H * D$$

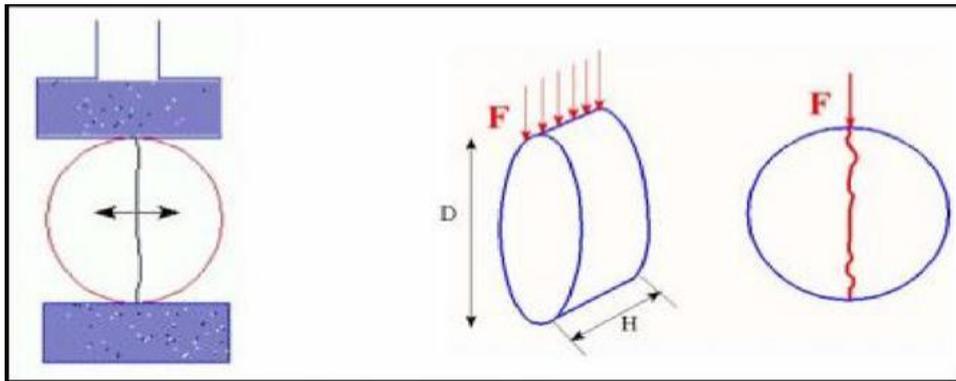
Ou :

H et D sont les dimensions de l'éprouvette.

Le tableau suivant donne une classification des roches en fonction de leur résistance à la traction.

**Tableau II.12: Classification des roches en fonction de la résistance à la traction .[36]**

Roches	Faiblement résistantes	Moyennes	Résistantes	Très résistantes
$\sigma_t$	0.40	1.50	4.00	>20



**Figure II.5: Schéma de la Traction indirecte.[36]**

Notons que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elle renferme. On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$R_t = (0.08 + 0.12) * R_c ; \quad [kpa]$$

Où :

- ❖  $R_t$  : la résistance à la traction.
- ❖  $R_c$  : la résistance à la compression.

#### II.4.2.3. La résistance au cisaillement

. Elle représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement. Approximativement elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$R_{as} = R_c / 3 ; \quad [kgf/cm^2]$$

#### II.4.2.4. La cohésion et l'angle de frottement interne

##### II.4.2.4.1. Cohésion (C)

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation suivante :

$$C_{ech} = \frac{R_c \cdot R_t}{2 \cdot \sqrt{R_c \cdot R_t - 3R_t^2}}$$

##### II.4.2.4.2. L'angle de frottement interne ( $\varphi$ )

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la relation ci-dessous :

$$\varphi_{ech} = \arcsin \left( \frac{R_c - 4R_t}{R_c - 2R_t} \right)$$

Où:

- ❖  $R_c$ : Résistance à la compression, (kPa) ;
- ❖  $R_t$ : Résistance à la traction, (kgf/cm<sup>2</sup>). [36] [37]

#### II.4.2.5. Module de Young

Le physicien britannique Thomas Young (1773-1829) avait remarqué que le rapport entre la contrainte de traction appliquée à un matériau et la déformation qui en résulte (un allongement relatif) est constant, tant que cette déformation reste petite et que la limite d'élasticité du matériau n'est pas atteinte.

La loi d'élasticité est la loi de Hooke :

$$\sigma = E \varepsilon$$

Où:

- ❖  $\sigma$  :  $\sigma$  est la contrainte (en unité de pression).
- ❖  $E$  : est le module de Young (en unité de pression).
- ❖  $\varepsilon$  : est l'allongement relatif, ou déformation (adimensionnel). [36]

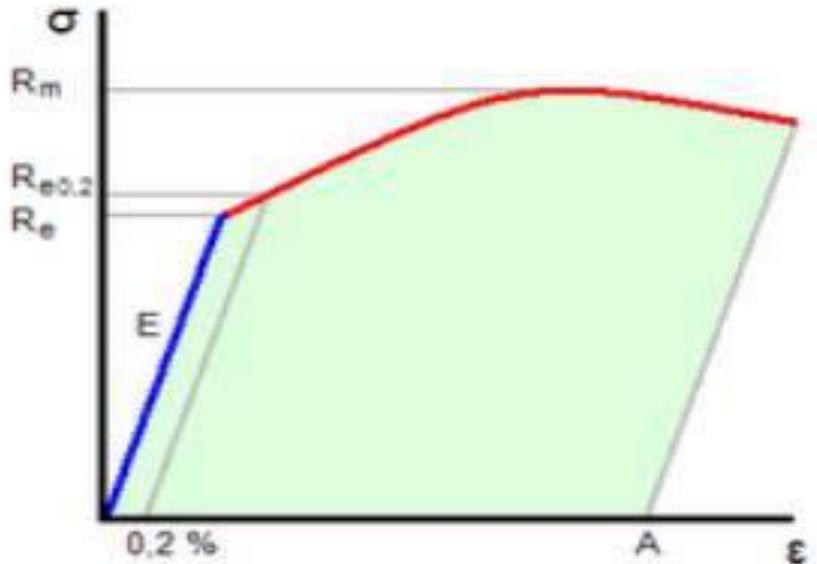
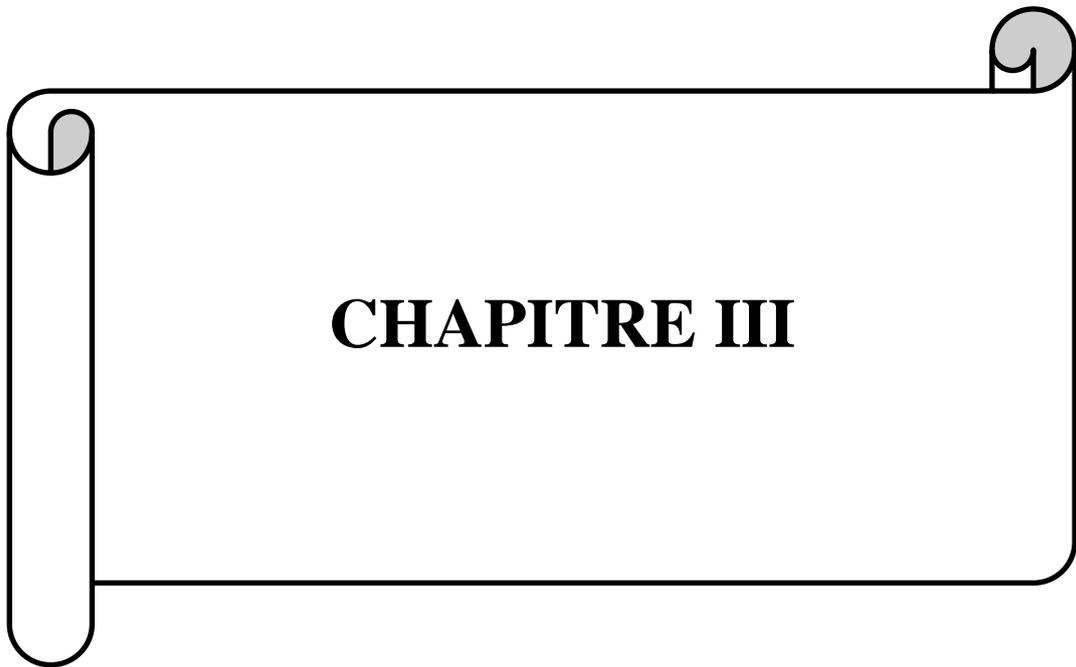


Figure II.6 : Diagramme contrainte- déformation. [36]

## II.5. Conclusion

La présence des discontinuités peut affecter significativement le comportement mécanique du massif rocheux en introduisant des faiblesses en termes de déformabilité et de résistance.

Les propriétés physico -mécaniques des roches et des sols sont des paramètres importantes dans la compréhension de son comportement dont la complexité est avérée. Ces dernières ont une grande influence sur la stabilité des talus et des pentes.



**CHAPITRE III**

### **III.1. Introduction :**

Afin de mieux connaître la géologie du gisement de fer de la mine de Rouina, un stage pratique a été effectué au niveau de la mine. Il a permis de récolter toutes les données disponibles. De ce fait, ce chapitre fait l'objet d'une description détaillée de la géologie de Rouina ainsi que du gisement de Fer exploité, de la méthode d'exploitation ainsi que de toutes les procédures.

### **III.2. Historique des travaux de recherches**

L'histoire de la découverte du gisement de fer de Rouina, la première concession a été accordée en 1872.

Dans les limites du champ minier trois (03) zones principales ont été délimitées, à savoir :

- ❖ Zone de Merimet ;
- ❖ Ravin Sud ;
- ❖ Zone filonienne.

La zone minéralisée de Merim et a fait l'objet d'une exploitation par le passé. Environ 1 MT a été extrait durant la période allant de 1906 à 1931. La carrière a été exploitée jusqu'au niveau 180m. Au delà de ce niveau les travaux d'exploitation ont été compliqués par des grandes arrivées d'eau nécessitant des travaux de pompage.

En Janvier 1931 la carrière a été abandonnée par suite à des arrivées massives des eaux, cela a entraîné l'inondation de la carrière en question. Selon les données existantes le dernier bilan des calculs des réserves effectué en 1963 par une équipe Bulgare les réserves restantes étaient estimées à 1.8 MT

La zone du Ravin Sud a fait l'objet d'une exploitation souterraine et à ciel ouvert durant la période allant de 1912 à 1958. Actuellement la zone en question est en exploitation et cela depuis 1992 par l'**EN.FERPHOS**, actuellement SOMIFER.

La zone filonienne a fait l'objet d'une exploitation en souterrain et à ciel ouvert. [38]

### **III.3. Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement**

#### **III.3.1. Situation géographique**

Le gisement de fer de Rouina est situé sur la rive Ouest de l'Oued Rouina, et distant de 17 km à l'Ouest de la ville de Ain Defla.

La route nationale N°4 reliant Alger à Oran et la voie ferrée de même direction traversent la localité de Rouina. Une route asphaltée reliant le gisement à Rouina ville, est bien aménagée avec l'existence des pistes d'accès.



**Figure III.1 : Situation géographique de la ville de Rouina. [28.05.2015]**

**Tableau III.1 : Coordonnées du périmètre de la Mine de Rouina en (UTM). [38]**

N° D'ordre	X	Y
1	394300	4007700
2	394300	4006800
3	394200	4006800
4	394200	4006600
5	394000	4006600
6	394000	4006100
7	393900	4006100
8	393900	4006000
9	393800	4006000
10	393800	4005800
11	393300	4005800
12	393300	4005600
13	392900	4005600
14	392900	4005400
15	392600	4005400
16	392600	4005500
17	392300	4005500
18	392300	4005800
19	392700	4005800
20	392700	4005900
21	393400	4005900
22	393400	4006200
23	393200	4006200
24	393200	4006000
25	392200	4006000
26	392200	4006200
27	391600	4006200
28	391600	4005800
29	391400	4005800
30	391400	4006100
31	390900	4006100
32	390900	4007300
33	391400	4007300
34	391400	4007100
35	391900	4007100
36	391900	4007200
37	392400	4007200
38	392400	4007000
39	393000	4007000
40	393000	4007200
41	393400	4007200
42	393400	4007300
43	393600	4007300
44	393600	4007400
45	393700	4007400
46	393700	4007700



**Figure III.2 : Schéma du périmètre du gisement de fer de Rouina. [30.05.2015]**

**Superficie : 436 Ha.**

### III.3.2. Géologie régionale

La plaine mio-plio-quaternaire du Chlef correspond à une vaste cuvette d'alluvions, coincée entre le Tell septentrional (Boumaad et Dahra), et le Tell méridional (Ouarsenis).

Ces deux ensembles forment l'Atlas Tellien. Ils sont constitués de terrains autochtones coiffés de terrains allochtones, les terrains allochtones sont représentés essentiellement par des nappes de glissements, tandis que le Tell méridional de cette région, selon le découpage de Mateur (1957) offre quatre unités structurales :

- ❖ L'autochtone ;
- ❖ La nappe A (complexe A) ;

- ❖ La nappe B ;
- ❖ La nappe C.

### III.3.3. Géologie local

La région du gisement de fer de Rouina est représentée par un massif rocheux, formé de roches d'âge Paléozoïque et Jurassique. Sur la coupe géologique du gisement de fer de Rouina nous observons des schistes Paléozoïques et des quartzites surmontés en discordance avec les calcaires du Lias.

Les formations d'âge Paléozoïque affleurent à l'Est du Ravin Sud. A la base des dépôts du Jurassique ce sont des roches brun jaunâtre, parfois bariolées de composition argilo-carbonatée.

La couche basale du Jurassique inférieur repose directement sur les roches du Paléozoïques. Plus haut dans la série ce sont des calcaires rougeâtres érodés par l'érosion et ce dans la partie SE du gisement, ensuite viennent des calcaires massifs à teinte claire.

Les dépôts alluvionnaires sont largement répandus dans les dépressions de la région du gisement.

### III.3.4. Minéralisation

La minéralisation ferrifère est encaissée dans les calcaires du Lias. Elle se localise dans la zone de contact des calcaires précités et les schistes du Paléozoïque. La minéralisation en question est d'origine hydrothermale méta- somatique.

Le processus de la métensomatose hydrothermale a été accompagné par l'élimination de  $\text{CaO}_3$  et par l'apport en fer et en silice.

Le minerai de fer est constitué essentiellement par la goethite –hématite, ainsi que par la limonite et hydro-hématite. Le minerai béchique est affecté de nids à remplissage de minerai friable et des vides qui ont été comblés par des argiles récentes. Les corps de minerai de fer ont une configuration complexe, parfois on note un biseutage brusque en profondeur et suivant la direction jusqu'à la rupture de la continuité.

Les analyses chimiques faites sur le minerai de fer du gisement de Rouina ont permis de démontrer qu'il y a une dépendance entre la teneur en fer et celle en silice. Un minerai riche est généralement peu siliceux, par contre un minerai pauvre est très siliceux.

En général le minerai de fer du gisement de Rouina (toutes qualités confondues), est destiné aux cimenteries.

### **III.3.5.Litho-stratigraphie**

#### **III.3.5.1. L'autochtone**

L'autochtone apparait le plus souvent en fenêtre tectonique, affecté par des failles, il présente une assez grande variation lithologique :

- ❖ Des calcaires et schistes-calcaires au Jurassique ;
- ❖ Epaisse série schisto-quartzites au Crétacé ;
- ❖ Des marnes et des grés du miocène.

#### **III.3.5.2. Le Tell septentrional**

Il est similaire au du Tell méridional structurellement. Là aussi les nappes B et C sont présentes, reposant sur l'autochtones de composition variée.

#### **III.3.5.3.Stratigraphie**

Le champ minier de Rouina représente un massif rocheux d'environ 9 km<sup>2</sup>. Il est formé de roches paléozoïques et jurassiques de la zone structurale du faciès Atlas Tellien, complexe montagneux de plissement –couverture, qui a pris naissance durant l'époque post-orogénique alpine dans les limites de la dépression du mégagéosynclinal. Rouina, Djebel Temoulga et Djebel Doui sont des inselbergs de la chaîne montagneuse érodée situés parmi les alluvions anciens et récents de la vallée du Chéelif.

#### **III.3.5.4.Tectonique**

Les formations du massif de Rouina ont subi des accidents tectoniques plicatifs et disjonctifs. Sur le plan structural le massif de Rouina est formé par un pli anticlinal NE.L'axe du pli passe à l'Est du Ravin Sud dont le noyau est constitué de schistes Paléozoïques.

Le pendage des couches s'accroît au fur et à mesure qu'on s'éloigne de l'axe du pli et varie de 5 à 25°.Pratiquement les formations calcaires du Jurassique sont fracturées, vacuolaires et ferrugineuses.

Dans la région filonienne nous observons toute une série d'accidents tectoniques sub méridionales.

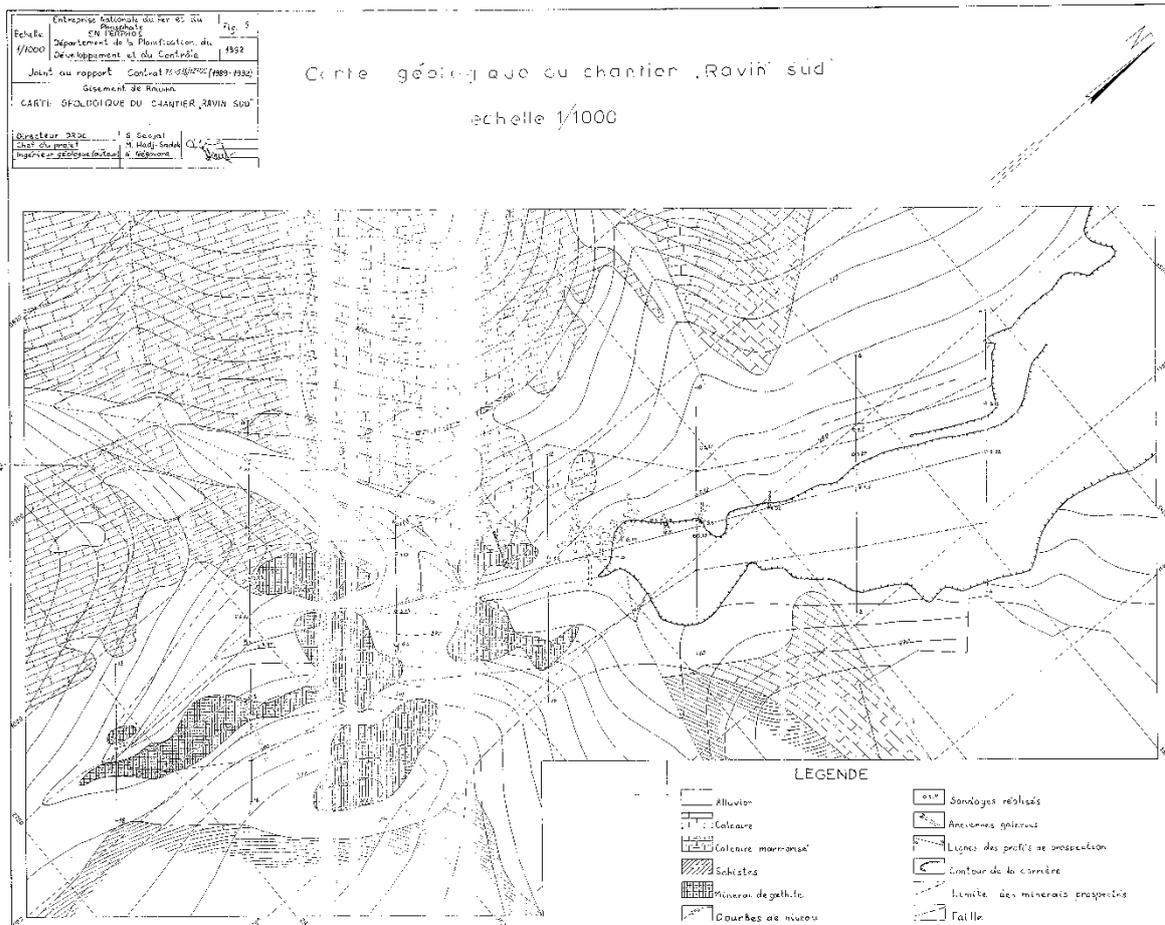


Figure III.3: Carte géologique de la mine de Rouina.[38]

#### III.3.5.4.1. Paléozoïque

Dans la région d'étude, le paléozoïque est représenté par le substratum permo-triasique connu sous le nom de la série schisto-gréseuse et conglomératique, cette formation azoïque est constituée de schiste et de quartzite, elle affleure à l'Est du gisement au contact des argiles limonitiques à la faveur d'une brèche tectonique. La série plonge vers l'Ouest et montre une schistosité, ces calcschistes versicolores sont intensément fracturés. Les fractures sont remplies de minéralisation ferrugineuse.

#### III.3.4.5.2. Jurassique

La Jurassique présente la majorité des affleurements au Rouina comme partout dans l'Ouest Algérien, le Jurassique, est constitué de bancs carbonates massifs.

### **III.3.4.5.3. Le lias**

Il est discordant sur le socle paléozoïque à la faveur d'une couche peu épaisse (quelques mètres), incluant des éléments gris claires et violacés des schistes, elle témoigne le passage des schistes du paléozoïque au calcaire du Jurassique ; son âge n'est pas précis.

Ce conglomérat de base est suivi d'une couche assez épaisse de calcaire grisâtre attribuée au lias inférieur. Des calcaires rougeâtres dans les niveaux plus élevés montrent au microscope des plages de calcite fine incluant des grains de quartz diagenétique, de la calcite limpide plus grossière parfois pigmentée de fer, traversées par des fractures remplies d'oxydes et hydroxydes de fer.

D'après Kireche (1993) cette formation est d'âge lias moyen.

### **III.3.5. Hydrogéologie du gisement**

Les calcaires du lias renferment des karsts et emmagasinent les nappes aquifères pour constituer des réservoirs karstiques importants. Non loin de la mine, à 1 Km au nord de la carrière de fer de la mine de Rouina, se trouve le barrage d'Ouled Melouk de capacité 127 millions de m<sup>3</sup>.

En l'absence de toutes études hydrogéologiques n'a été réalisée dans le gisement, le niveau hydrostatique situé sur à la cote 190 est déterminé par analogie à la carrière de Merimet situé à l'Est du ravin sud. [38]

## **III.4. Travaux d'exploration du site Rouina**

L'étude du champ minier de Rouina a été commencée par les itinéraires de reconnaissances précédant les recherches.

À partir des études géologiques et géophysiques effectuées sur le site de Rouina, les secteurs qui ont été jugés prospectifs sont : le Ravin Sud, la Région filonienne et les anomalies magnétiques Est, Sud et Ouest. L'étape suivante était la vérification par forage des anomalies Est et Sud ainsi que la prospection détaillée du Ravin Sud.

### **III.4.1. Travaux topographiques**

Pour exécuter les levés géologiques et les travaux géophysiques, un levé topographique selon une maille de 100×20m a été effectuée sur une superficie de 8.8 km<sup>2</sup> et selon la maille de 25×10m sur les anomalies magnétiques et le Ravin Sud.

Le levé topographique du Ravin Sud a été fait en détail à l'échelle 1/1000.

### III.4.2. Réserves exploitables

La configuration du contour finale de la carrière est basée essentiellement sur les paramètres suivants :

- ❖ Paramètres géotechnique de stabilité du talus ;
- ❖ Les paramètres géométrique de la méthode d'exploitation (l'angle du talus, hauteur du gradin....);
- ❖ Niveau de base d'exploitation est 220, vu l'absence des informations hydrogéologique (niveau hydrostatique), selon le rapport géologique final sur le gisement de Rouina (campagne 1989-1992).

Les réserves exploitation incluent dans le contour finale projeté sont de l'ordre de 1 167 885 T avec un volume de stérile 2300 750 tonnes soit un taux de découverte de 1,97 t/t. [39]

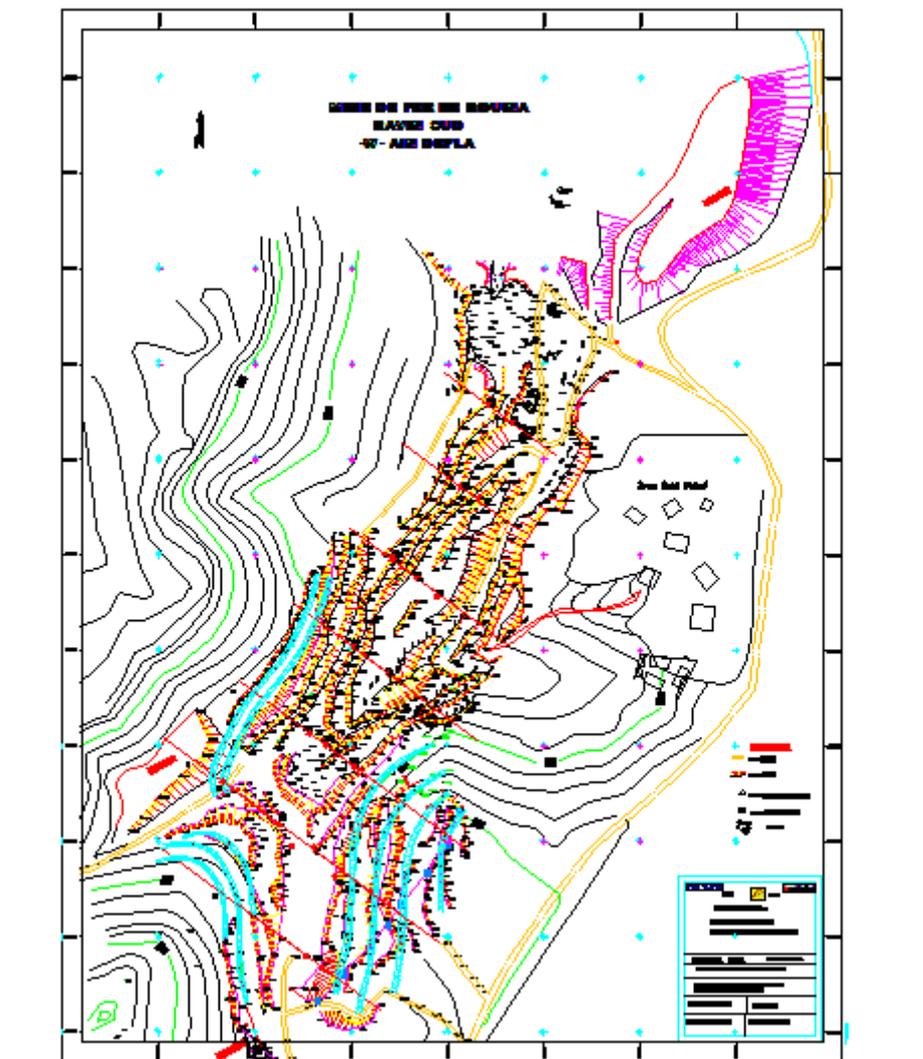


Figure III.4 : Plan topographique de la mine de Rouina. [38]

### **III.5. Exploitation minière**

La réalisation du présent plan de développement et d'exploitation de la mine de fer de Rouina est basée sur les données suivantes :

- ❖ Une production annuelle de 120 000T ;
- ❖ La mise à jour topographique arrêtée au mois de décembre 2014;
- ❖ Les coupes géologiques verticales actualisées à l'échelle 1/1000, actualisées (2014).

#### **III.5.1. Mode d'ouverture**

Étant donné que le gisement de Rouina est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi-tranchée d'accès.

La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé, et par le mode de creusement.

La demi-tranchée d'accès qui servira à l'exploitation du gisement jusqu'à l'épuisement des réserves.

Les demi-tranchées de découpage qui donnent naissance aux gradins sont horizontales et avancent dans le temps et dans l'espace.

#### **III.5.2. Méthode d'exploitation**

Compte tenu des conditions géologiques et minières du gisement de fer de Rouina, la méthode d'exploitation adoptée est la méthode à ciel ouvert avec des gradins allant de haut en bas.

Actuellement l'exploitation est concentrée au niveau de la butte pour l'extraction du minerai et dans la zone de Ravin Sud pour la découverte (extraction du stérile) avec des gradins d'une hauteur varie de 5 m à 7 m et un sens de développement vers le Sud Est et vers l'Ouest.

##### **III.5.2.1. Organisation de travail**

###### **III.5.2.1.1. Régime de travail**

- ❖ Nombre de jours ouvrables par an : 255 jours
- ❖ Nombre de jours ouvrables par semaine : 05 jours
- ❖ Nombre de postes par jour : 01 poste
- ❖ Durée d'un poste de travail : 7.5 heures
- ❖ Coefficient d'utilisation du temps : 0,8

## III.5.2.1.2. Moyennes humaines et matériels.

Tableau III.2 : Moyen Humains nécessaires. [39]

DESIGNATION	Nombre
Chef de carrière	01
Ingénieur géologue	01
Ingénieur exploitant	01
Conducteur chariot de forage	02
Aide conducteur chariot .f	01
Conducteur du brise roche	01
Conducteur bull	01
Conducteur chargeuse	03
Conducteur camion	07
Orienteur conducteur camion	01
Chauffeur V.T.T	02
Mineurs	02
Mécaniciens	04
Agents de sécurité	02
Concasseristes	02
Conducteur camion citerne	01
<b>Total emploi de production</b>	<b>32</b>
<b>Emploi indirecte</b>	<b>27</b>
<b>Effectif total de la mine</b>	<b>59</b>

Tableau III.3 : Moyen Matériels nécessaires.[39]

Désignation	Matériels	Nbr disponible	Nbr Nécessaire		Total	Ecart
			Minerai	Stérile		
<b>Foration</b>	Chariot de forage	01	01		02	<b>-01</b>
<b>Débitage secondaire</b>	Pelle ENMTP 9411	02	01	01	02	00

<b>Chargement</b>	Chargeuse CAT et LIEBHERR 4 m <sup>3</sup>	02	01	01	02	00
<b>Transport</b>	02 Camion Nissan	02	03	03	06	00
	04 Camion IVECO	04				
<b>Terrassement</b>	Bulldozer KOMATSU D55	01	01		01	00
<b>Préparation mécanique</b>	Concasseur de capacité 150 T/H	01	01	00	00	<b>00</b>
	Chargeuse LIEBHERR 4 m <sup>3</sup>	01	01	00	01	00

### III.5.2.1.3. Capacité de production

La production annuelle est planifiée sur la base du plan de développement de la mine à 120000 Tonnes de Fer avec un volume de stérile de 240 000T, soit un taux de découverte de 2 t/t.

**Tableau III.4 : La répartition de la production de minerai/ stérile.[39]**

Désignation	Unité	Minerai	Stérile
Annuelle	T/an	120 000	240000
Journalière	T/j	471	941

### III.5.2.1.4. Durée de vie de la carrière

En fonction des réserves exploitables et selon la production annuelle planifiée, la durée de vie de la carrière serait :

$$D_v = R_{exp} / P_{an} = 1167\ 885 / 120\ 000 = 9,7 \text{ ans}$$

Ou :

- ❖  $R_{exp}$  : Réserve exploitable;
- ❖  $P_{an}$  : Production annuelles.

### III.6.Ordre d'exploitation

Compte tenu des conditions géologiques du gisement et l'état actuel des travaux, afin d'atteindre aux objectifs planifiés qui est arrêté à 120 000 T de minerai, on procède au développement de la carrière actuelle (Ravin Sud + la butte) avec un sens de progression vers l'Ouest et vers le Sud et Sud Est, et un défonçage jusqu'au niveau 220 selon les étapes d'exploitation suivantes :

- ❖ Cette étape consiste au développement des niveaux supérieures (300, 290 ,280) vers le Sud, et le niveau 270 vers le Sud et vers l'Ouest afin d'élargir les niveaux 260- 250 en parallèle on procède à l'extraction du minerai au niveau de la butte ;
- ❖ Cette étape comprend l'exploitation des niveaux (270, 260) et l'élargissement des niveaux 250 et 240 vers le Sud Est et vers l'Ouest.
- ❖ Cette étape comprend l'achèvement de l'exploitation des niveaux 250 ,240 et le développement des niveaux 230, 220 vers le Sud Est et vers l'Ouest.

L'accès aux niveaux supérieurs 290, 280,270 sera assuré par des tranchées extérieures à partir de la piste existante.

L'accès aux niveaux inférieurs à savoir 220, 230, 240,250 sera assuré par des demi-tranchées creusées avec une longueur de 120 m et une pente moyenne de 8 % et une largeur de 6 m.



Figure III.5 : Le sens d'exploitations.[22.04.2015]

### III.7. Processus d'exploitation

#### III.7.1. Travaux d'abattage

Compte tenu des conditions géologiques et minières du gisement de fer de Rouina et l'exploitation adoptée, les travaux d'abattage s'effectuent par deux méthodes :

- ❖ Abattage par des travaux de forage et de tir en utilisant un chariot de forage de diamètre 76 mm ;
- ❖ Abattage sans explosifs pour le débitage secondaire (les blocs hors gabarit) en utilisant la brise roche.

**Tableau III.5 : Travaux de forage.[40]**

Désignation	Symbole	Unité	Minerai	Stérile
Production annuelle planifiée	Pa	m <sup>3</sup>	44444	96 000
		T	120000	240 000
Rendement horaire du chariot	Rmh	m/h	15	15
Durée effective d'un poste	h/p	h/p	6	6
Nombre de postes par jour	Np/j	p/j	1	1
Nombre de jours par an	Nj/a	j/an	255	255
Rendement métrique du chariot	Rt	m <sup>3</sup> /m	5	5
Rendement métrique du chariot de forage	Rm	m/an	22950	22 950
Rendement du chariot de foration	Ran	m <sup>3</sup> /an	114750	114 750
Nombre de chariot nécessaire	Nb		0.38	01
<b>Nombre de chariot nécessaire total</b>				<b>02</b>

#### III.7.2. Travaux de tir

Suite à l'étude sismographique faite par le Centre National de recherche appliquée en géni- parasismique (C.G.S) dans la mine de fer de Rouina en date du 15 mars 2012 dans le cadre de limiter l'effet des vibrations sur les constructions avoisinantes de la mine, la quantité des explosifs autorisée est de 500 kg par tir divisée en deux volées. Le tableau suivant présenté Les paramètres du plan de tir.

**Tableau III.6 : Les paramètres du plan de tir. [40]**

<b>PARAMETRES</b>	<b>Symbole</b>	<b>Unité</b>	<b>Minerai</b>	<b>Stérile</b>
Production annuelle	Pa	T	120 000	240 000
		m <sup>3</sup>	44 444	96 000
Hauteur du gradin	H	M	7	7
Diamètre de forage	D	Mm	76	76
Inclinaison du trou	$\alpha$	°	15	15
Ligne de moindre résistance	W	M	2	2
Distance entre les trous	a	M	2.5	2.5
Longueur du trou incliné	Ltr	M	8	8
Volume abattu par trou	Vab/t	m <sup>3</sup>	35	35
Volume abattu par 1 m de trou	Vab	m <sup>3</sup> /m	5	5
Quantité d'explosif par trou	Qt	Kg	20	20
Consommation spécifique d'explosif	Qp	Kg/m <sup>3</sup>	0.40	0.40
Nombre de tirs par an		tir /an	36	77
Nombre de volets par mois		tir /mois	3	7
Quantité d'explosif autorisée par volet		Kg	250	250
La charge est constitué de :		Marmanite		
Connexion et mise à feu		Tir électrique		

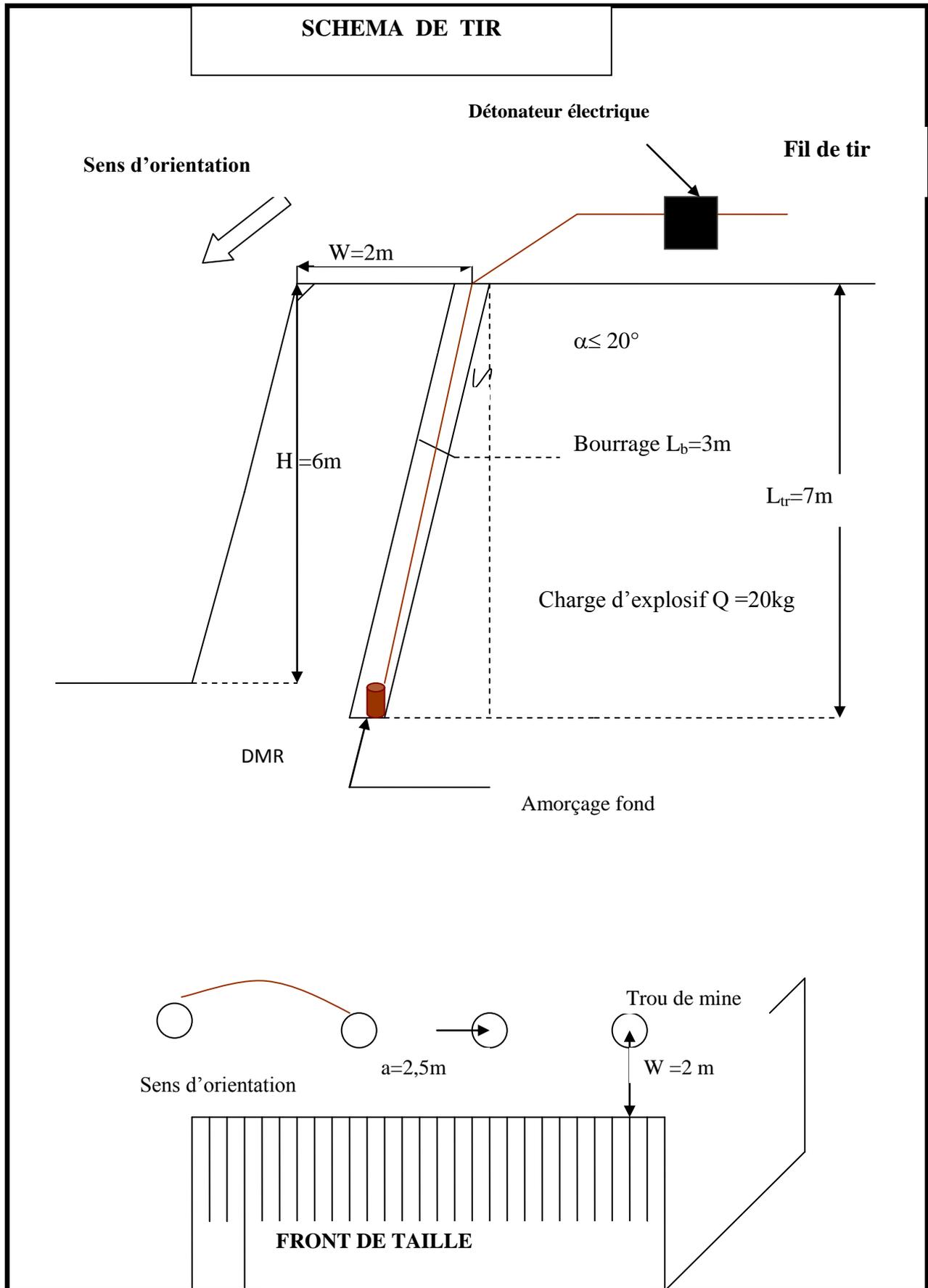


Figure III.6 : Schéma de tir. [40]

### III.7.3. Travaux de chargement

Vu les travaux de développement prévues, le chargement de la masse abattue s'effectue à l'aide des chargeuses de  $E= 4 \text{ m}^3$ .

### III.7.4. Travaux de Transport

Les travaux de transport s'effectuent à l'aide des camions de  $14 \text{ m}^3$  (20 T) de front de taille jusqu'au lieu de stockage pour le minerai et la mise à terrils pour le stérile, à une distance moyenne de :

**Minerai** : Vers le concasseur : 1000 m ;

**Stérile** : Vers le terril Nord environ 600 m.

**Tableau III.7 : Les paramètres de travaux de transport.[40]**

Designation	Unité	Minerai	Stérile
Production annuelle	T/an	<b>120 000</b>	<b>240000</b>
Nombre de poste par an	P/an	255	255
Distance de transport	M	1000	600
Charge utile de camion	$\text{M}^3$	14	14
Temps d'un cycle $T_c = t_{\text{par}} + t_1 + t_2 + t_3$	Mn	25	15
$N_{\text{cp}}$ : Nombre de cycle possible par poste	$C_y/p$	14	24
Rendement théorique par poste	T/p	529	907
Coefficient de remplissage	Kf %	80	80
Coefficient de foisonnement		1,5	1,5
Taux de disponibilité	%	85	85
Rendement possible par poste		240	411
Rendement possible par an	T/an	61200	104805
Nombre de camions nécessaire		2	3

Nombre de camion total (avec réserve)	6
---------------------------------------	---

### III.8. Processus de terrassement et mise à terril

Les processus de terrassement et de mise à terril s'effectuent à l'aide de bulldozer. La construction des terrils à l'aide des bulldozers consiste en la construction des routes pour les camions jusqu'au lieu du stockage et la création d'une plate forme de déchargement de hauteur de 2-6 m et de largeur de 70 à 100 m. Après les stériles sont déchargés sur la surface supérieure de terril et poussée vers l'arrêt du terril par bulldozer.

### III.9. Processus de concassage

Pour le traitement du minerai de fer (concassage), la mine de Rouina dispose d'une station de concassage d'une capacité théorique de 150T/H. [39]

### III.10. Mesure de sécurité et d'hygiène envisagée

Les mesures essentielles portant sur la sécurité sont :

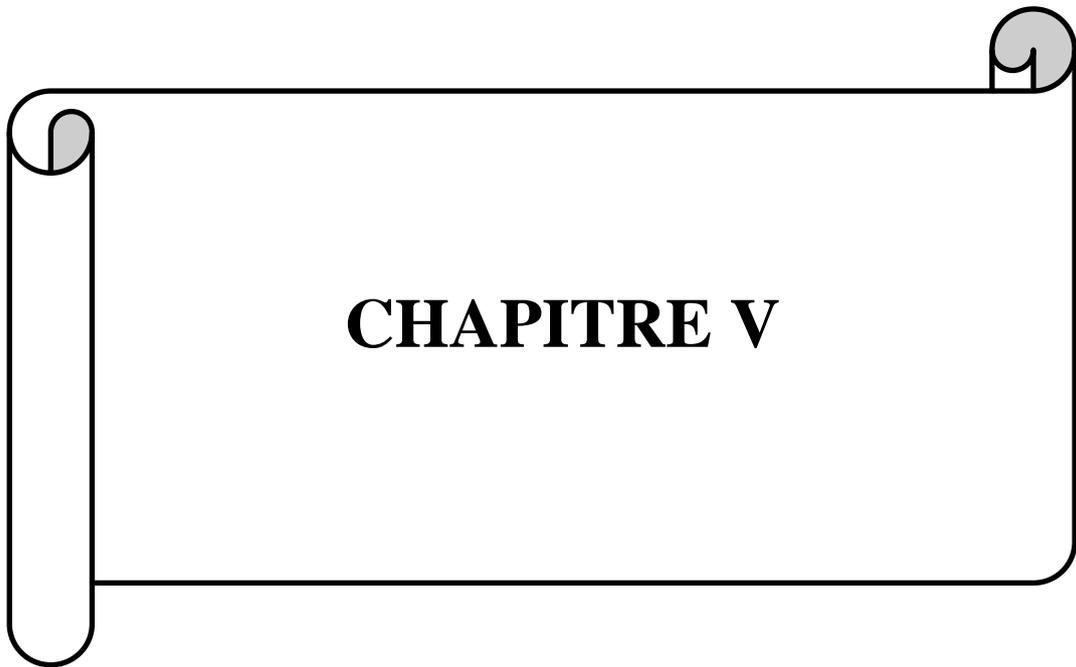
- ❖ Mettre en place des plaques de signalisation indiquant que c'est une zone minière tout en montrant les risques liés à cette activité ;
- ❖ Nettoyer toutes les plates formes de travail ;
- ❖ Eviter d'orienter le front de taille vers les lieux occupés et ou se trouvent des voies de circulation afin de supprimer les projections des pierres ;
- ❖ Exploitation de la carrière par gradins ascendant et aménageant des pistes d'accès à chaque gradin ;
- ❖ Elimination des blocs instables : nettoyage et purge âge des fronts de taille ;
- ❖ Suspendre et indiquer toutes les sources d'énergie électriques et les stations de carburants
- ❖ Limiter le front de taille à une hauteur qui ne saurait excéder celle requise par les consignes de sécurité et qui ne dépasse pas 15 m. [40]

### III.11. Conclusion

Le gisement de Fer reconnu est important et est en mesure de fournir du Fer de bonne qualité pour les besoins de toutes les cimenteries et ils ont exploites avec un production annuel de l'ordre de 120 000 tonnes.

On constate que la région du gisement de Fer, objet de cette étude, est un Fer reposant sur une couche schiste fracture. Cette couche présente des fissures.





**CHAPITRE V**

## IV.1. Introduction

Le calcul de la stabilité des talus revient à déterminer le facteur de sécurité des gradins. Pour cela, il est nécessaire en premier lieu, de déterminer les classifications du massif rocheux de Rouina et leurs propriétés physico-mécaniques. Une fois les propriétés physico-mécaniques déterminées, il sera possible de construire un modèle en 2 dimensions du gisement. Ce qui permettra de calculer le facteur de sécurité à l'aide du logiciel Slide avec les méthodes choisies.

## IV.2. classifications géo mécanique

### IV.2.1. Classification de forabilité des massifs rocheux de limonite .

C'est un indice qui basée sur la dureté et la densité de la roche, d'après les lois suivante :

$$\Rightarrow D_f = 0.007 (\sigma_{comp} + \sigma_{dép}) + 0.7 \delta$$

$$\Rightarrow \sigma_{comp} = F * 100$$

$$\Rightarrow \sigma_{deep} = 0.3 * \sigma_{comp}$$

On a:

$$F=5, \delta=1.549 \text{ t/m}^3$$

$$\text{➤ } \sigma_{comp} = 5 * 100$$

$$= 500 \text{ Mpa}$$

$$\text{➤ } \sigma_{deep} = 0.3 * 500$$

$$= 150 \text{ Mpa}$$

$$\text{➤ } D_f = 0.007(500+150) + (0.7*1.549)$$

$$= 5.6 \neq 6$$

Donc notre massif est classé de catégorie V, c'est à dire forabilité Assez difficile.

### IV.3. propriétés physiques du minerai de fer de la mine de Rouina

Les essais de détermination des propriétés physiques du minerai de fer de la mine de Rouina ont été effectués au laboratoire de l'ORGM sur trois échantillons de minerai de Fer (goethite et limonite au niveau de la butte et goethite au niveau de ravin sud) ; le tableau suivant détermine les différents propriétés physiques du minerai de fer de Rouina.

**Tableau IV.1 : Les propriétés physiques du minerai de fer de Rouina.**

les propriétés physiques	Masse volumique( $t/m^3$ )	Dureté	l'absorption d'eau (%)	La porosité (%)	La densité
Goethite de la butte	2.968	5	-	-	2.7
Limonite de la butte	1.549	5	9.799	21.426	2.7
Goethite de ravin sud	2.187	5	2.838	8.428	2.7

### V.4. propriétés mécaniques du minerai de fer de la mine de Rouina

#### V.4.1. la résistance a la compression simple

Les essais mécaniques effectués sur des échantillons de Fer ont été proposés par laboratoire de l'ORGM et ont porté sur la détermination de la résistance à la compression simple.

**Tableau V.2 : Résultat de la résistance à la compression simple.**

Code Echantillon	Masse (g)	Resistance compression simple	
		Force (KN)	Contrainte (Mpa)
MF.10.01281	407.9	272.2	108.9

MF.10.01282	428.6	480.6	192.2
MF.10.01283	420.6	472.9	189.2

Ou

- ❖ MF.10.01281 : la goethite au niveau de la butte ;
- ❖ MF.10.01282 : la goethite au niveau de Ravin sud ;
- ❖ MF.10.01283 : limonite au niveau de la butte.

#### IV.4.2. La cohésion (c) et l'angle du frottement interne( $\phi$ )

Vue l'absence de l'essai de cisaillement pour les roches concernées, la détermination de la cohésion (c) et de l'angle du frottement interne ( $\phi$ ) faite par La méthode retour d'expérience et on a résumé les données de différentes couches de notre étude dans le tableau suivant : [41]

**Tableau IV.3 : La cohésion et l'angle du frottement interne des couches.**

Couche	Cohésion (kpa)	Angle du frottement interne( $^{\circ}$ )
C <sub>1</sub>	160	38
C <sub>2</sub>	40	12
C <sub>3</sub>	-	-
C <sub>4</sub>	55	32

Ou :

- ❖ C<sub>1</sub> : couche de minerai de fer (goethite +limonite) ;
- ❖ C<sub>2</sub> : couche de calcaire minéralisé ;
- ❖ C<sub>3</sub> : couche de contact schiste –calcaire ;
- ❖ C<sub>4</sub> : couche de schiste.

#### **IV.5. Calcul de la stabilité des talus (la butte) de la mine de Rouina**

Suite à cette rupture observée à la mine de Rouina au niveau de la butte un calcul de stabilité de talus de cette dernière est fait en utilisant le logiciel Slide. Il est particulièrement bien adapté aux problèmes de rupture de talus et permet de déterminer le facteur de sécurité en deux dimensions (calcul 2D).

Ce dernier est basé sur des méthodes qui sont :

- Méthode de Bishop simplifiée.
- Méthode de Janbu. .
- Méthode de Morgenstern-Price.
- Méthode de Spencer.

Pour le cas du talus de lamine de Rouina, l'étude se limitera aux trois premières méthodes (Bishop simplifiée, Janbu et Morgenstern-Price).

##### **IV.5.1. Présentation de Logiciel SLIDE**

Le logiciel SLIDE, développé par Roc science Inc Toronto, Canada, est également utilisé pour l'analyse de la stabilité des pentes de sol et des talus rocheux. Le logiciel est également basé sur 2D, qui peut être appliqué pour évaluer la stabilité de la surface de rupture circulaire ou non circulaire. En fait, on trouve SLIDE similaire à SLOPE/W, mais il y a peu de fonctions supplémentaires, par exemple l'analyse des eaux souterraines. [42]

##### **IV.5.2. Les étapes de calcul**

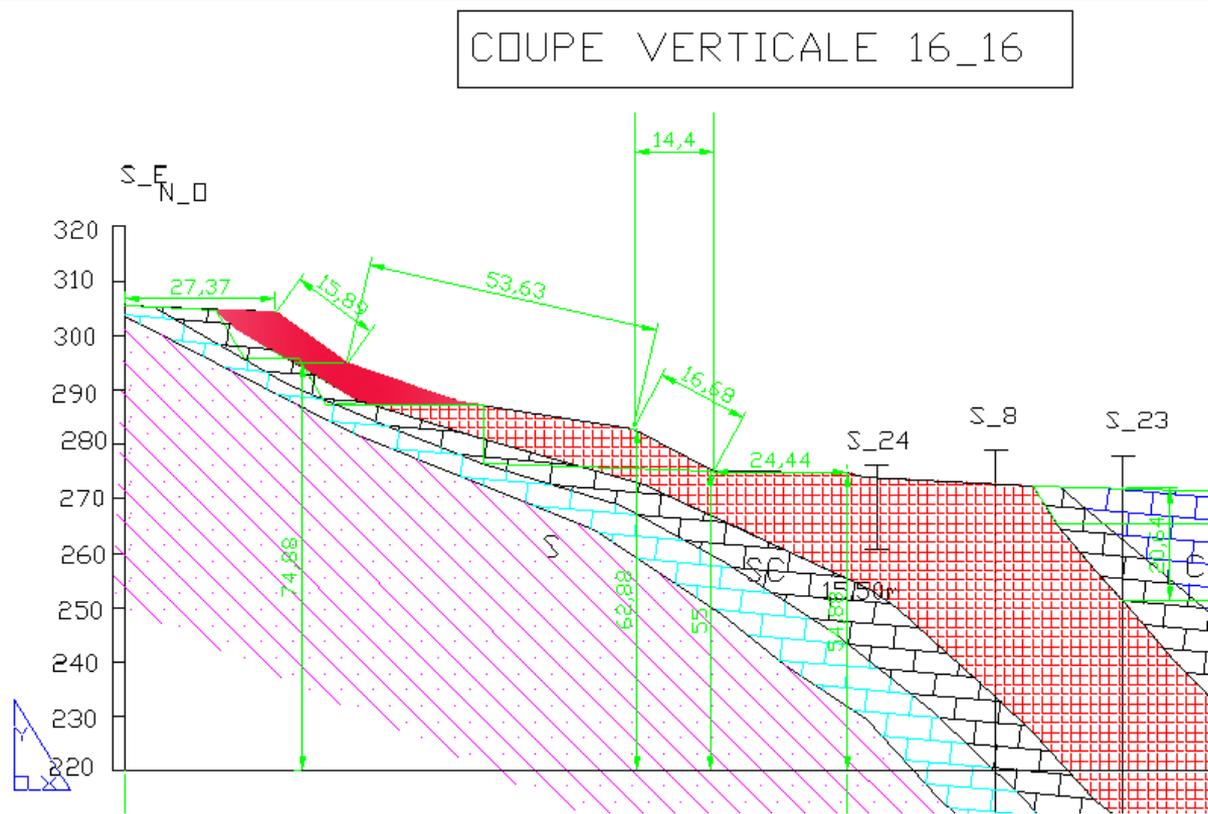
###### **V.5.2.1. La géométrisation du modèle**

Pour la détermination du coefficient de sécurité  $F_s$  des talus de la mine de Rouina, il a fallu relever les épaisseurs de chaque couche figurants dans le plan topographique de la carrière ainsi que des caractéristiques physiques et mécaniques disponibles.

Vue l'absence totale des caractéristiques physico-mécaniques de différentes couches sur laquelle repose le gisement de la mine de Rouina et surtout la zone de la butte (le cas étudié) et sachant que la détermination des caractéristiques mécaniques du roche de la mine

s'est déroulé selon une procédure non-normalisée ; il est évident que le modèle construit avec le logiciel Slide n'est qu'un modèle très simplifié par rapport au modèle réel.

Afin de réaliser cette étude, il a fallu se servir du plan topographique de la mine de Rouina et on a utilisé le profile et la coupe verticale topographique (coupe 16) par logiciel Auto-CAD pour trouver les dimensions réelles du talus.



**Figure IV.1 : Représenté la coupe verticale géologique (coupe 16).**

D'après on dessine notre talus dans le logiciel Slide avec les dimensions réelles (angle, hauteur épaisseur des différentes couches).

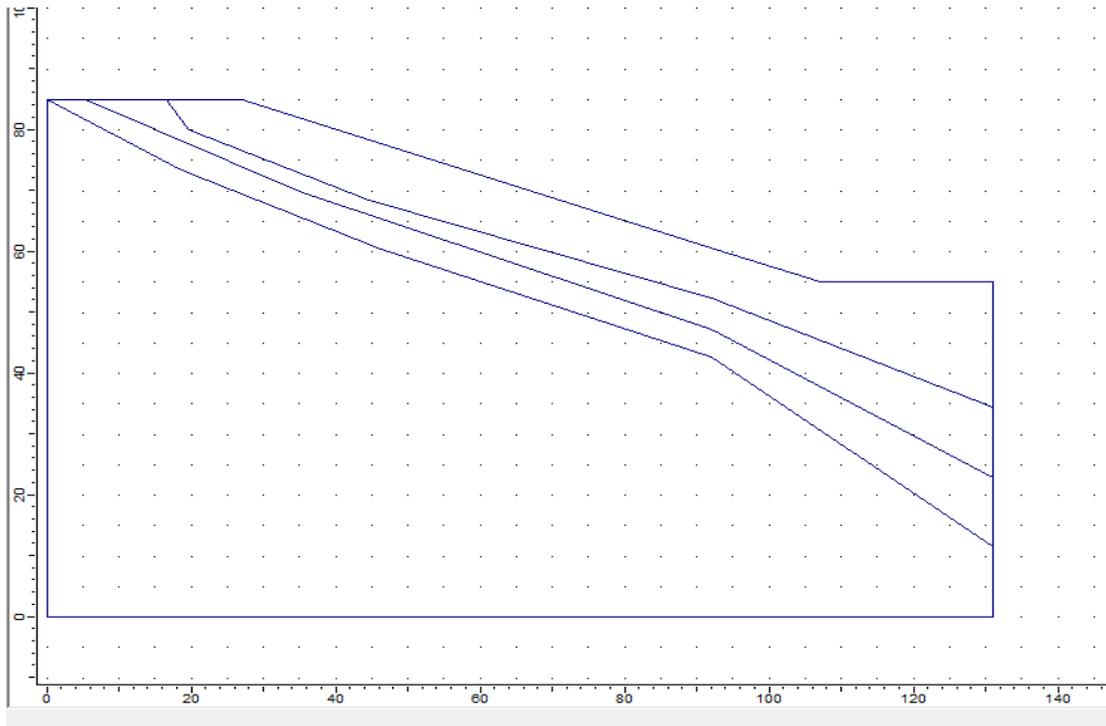


Figure IV.2 : La géométrisation du talus

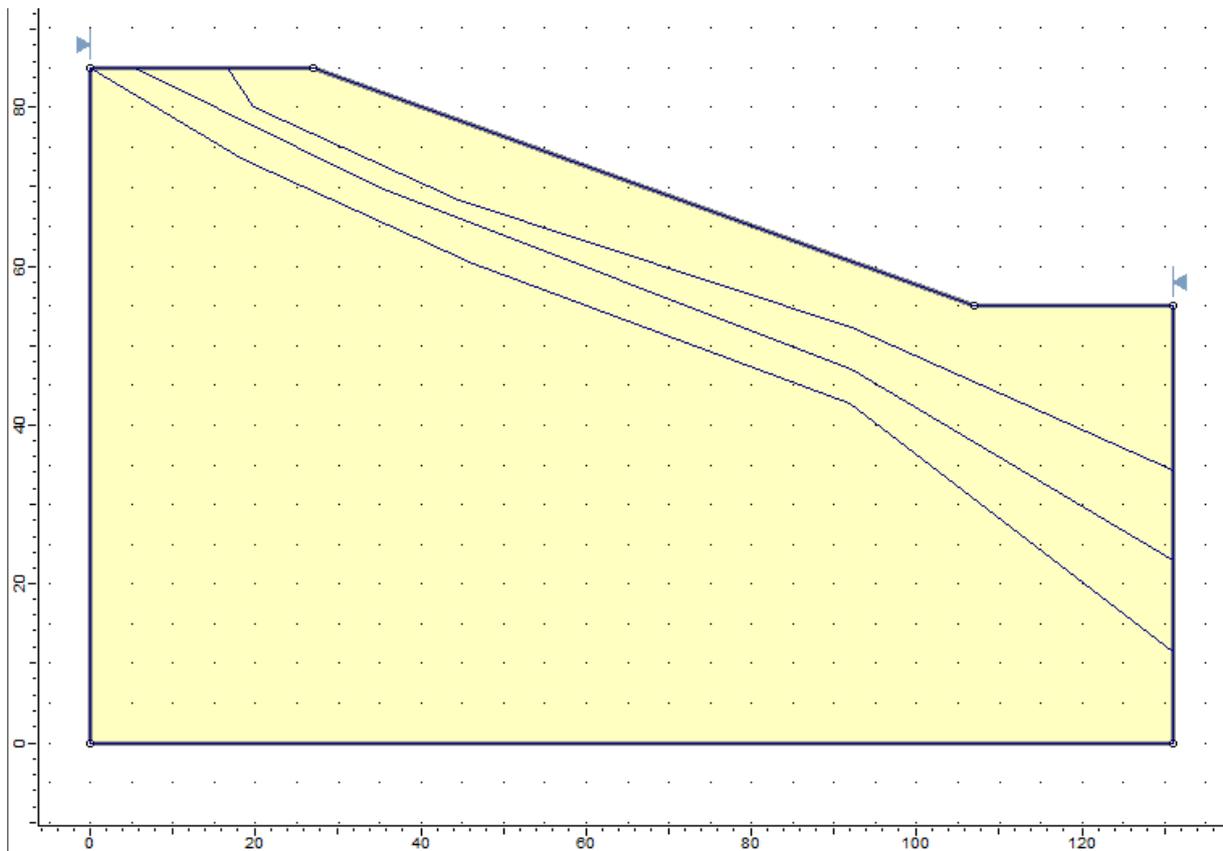


Figure IV.3 : Dimensions réelles du model.

IV.5.2.2. Les propriétés des roches

On va donner les propriétés de la couche de minerai de Fer dans logiciel Slide pour calcul le facteur de sécurité.

### 1<sup>er</sup> couche

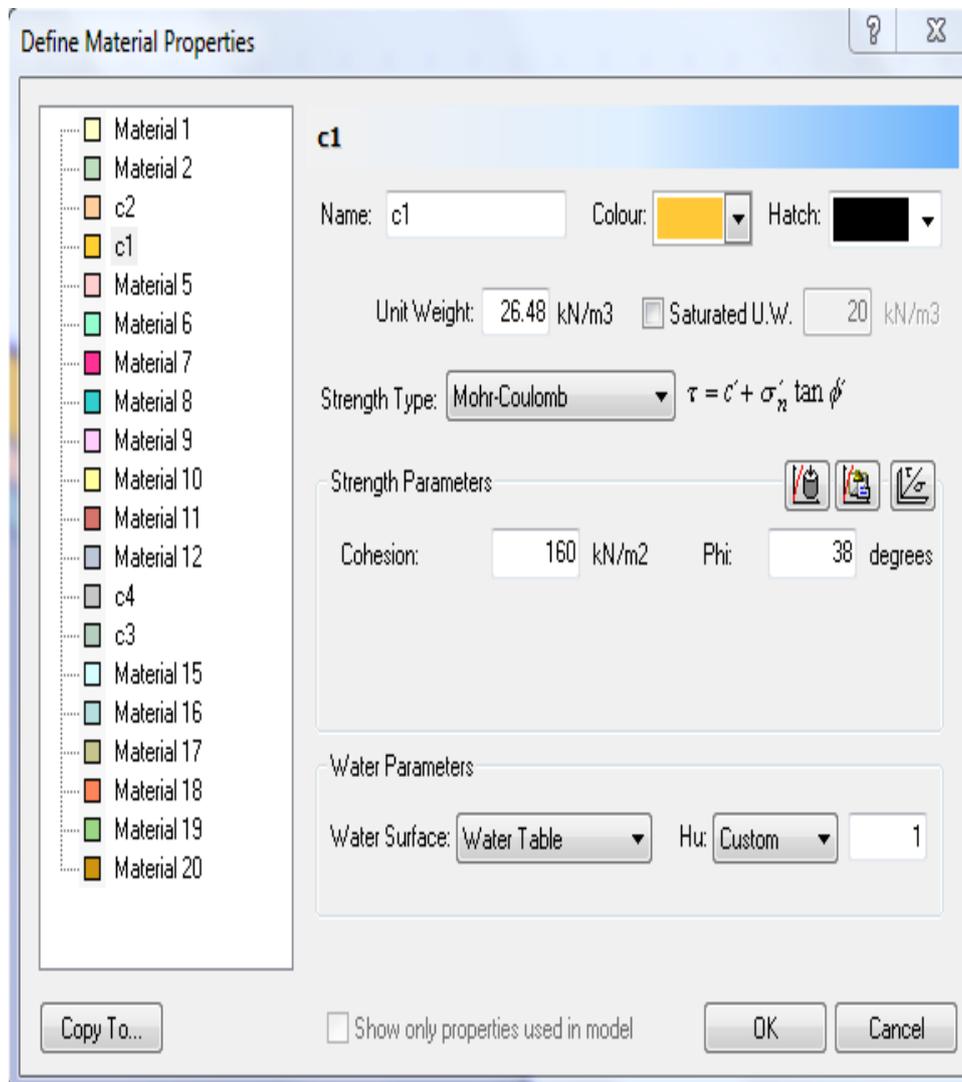


Figure IV.4 : les propriétés de la couche de minerai de Fer.

### 2<sup>ème</sup> couche

Pour la 2<sup>ème</sup> couche on a les propriétés de la couche calcaire minéralisée dans logiciel.

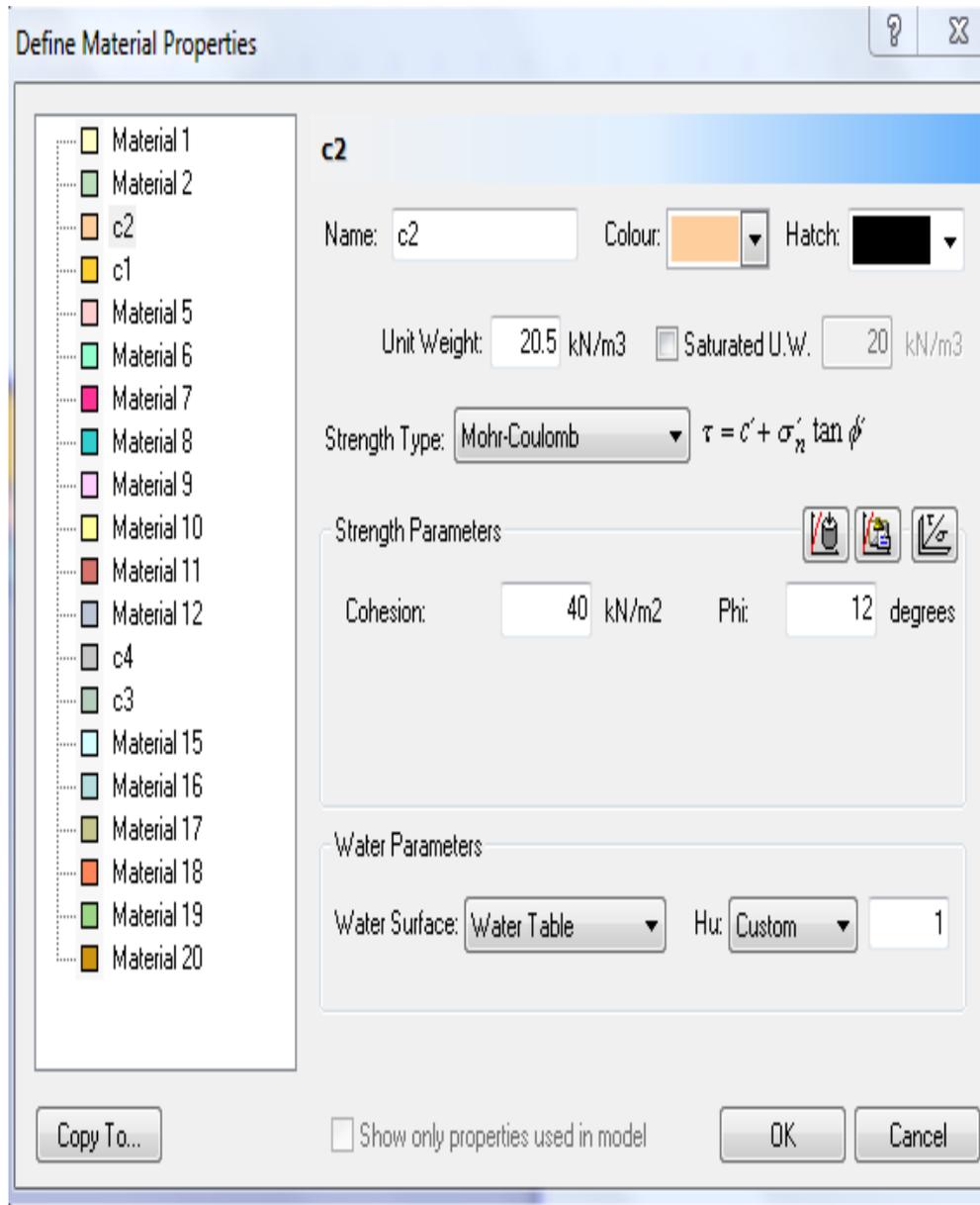


Figure IV.5 : Les propriétés de la couche calcaire minéralisée.

Pour la 4eme c`est les schistes et on a définie leur propriétés dans logiciel.

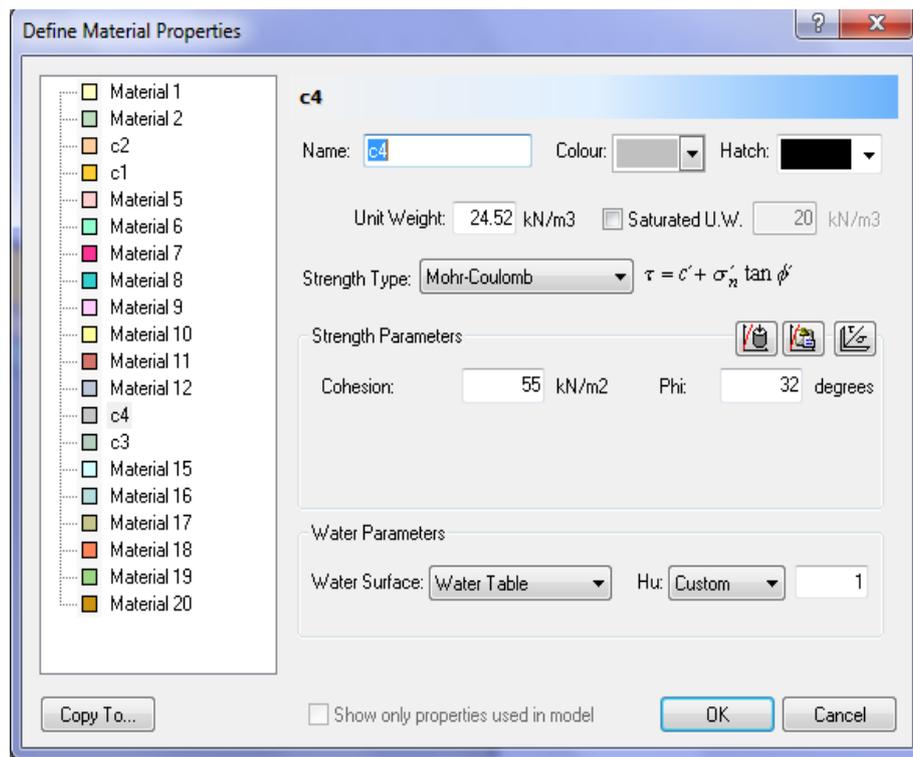


Figure IV.6 : Les propriétés de la couche schiste.

#### V.5.2.3. Niveau piézométrique (hydraulique)

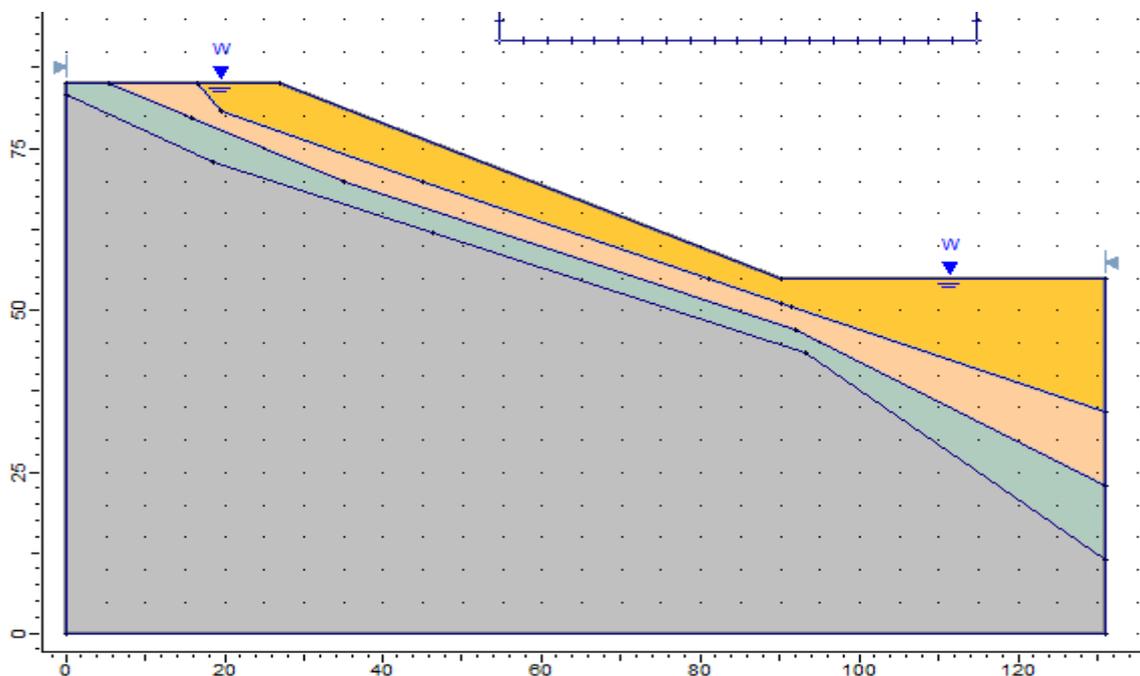


Figure IV.7 : Représenté le niveau hydraulique (piézométrique) du talus.

#### IV.5.2.4. facteur de sécurité $F_s$

Pour le calcul du coefficient de sécurité en utilisant les trois méthodes de Bishop simplifiée et de Jambu simplifiée et de Morgenstern-Price /GLE, nous avons utilisé les données physico-mécaniques du massif rocheux ; mais on vu que la couche contact schiste-calcaire on n'a pas leur propriétés (c `est la couche qui provoque le glissement), pour ce la on a utilisé la méthode inverse (Back analysés).

D`après le glissement de 11 novembre 2011, à la mine de Rouina et qui a touché la zone de la butte, les figures suivantes (IV.8 et IV.9) montrent l `état de lieu après cette rupture. Le glissement est du type rotationnel (circulaire).



**Figure IV.8: Limite amont du glissement. [22.04.2015]**



**Figure IV.9 : Limite aval du glissement (dans la plate forme de la mine de Rouina).**

[22.04.2015]

Les résultats de facteur de sécurité  $F_s$  au niveau de la butte au moment de glissement a été par les trois méthodes précédentes, les résultats obtenus sont regroupés dans le tableau (IV.4.) :

**Tableau IV.4 : Le facteur de sécurité par les trois méthodes.**

Les méthodes de calcul	Bishop simplifiée	Jambu simplifiée	Morgenstern-Price /GLE
Facteur de sécurité	0.858	0.803	0.869

D'après les résultats, le  $F_s$  est inférieur à 1.5. Le massif qui constitue le talus de la mine est instable.

#### **IV.5.2.5. la méthode inverse (Back analyses)**

Avant de faire le retour d'expérience (Back analyses) de la couche contact schiste-calcaire il faut :

- ❖ Faire une visite au niveau du lieu où le glissement c'est produit ;
- ❖ Connaitre les caractéristiques du terrain qui on a étudié ;
- ❖ Repérer la couche de surface de glissement.

On va prendre le glissement de 11 novembre 2011 comme une référence ; et après une visite au niveau de la mine vue que la couche contact schiste-calcaire est celle où la rupture s'est produite on va prendre le  $F_s = 1$  pour avoir la variation de cohésion ( $c$ ) et l'angle de frottement interne ( $\varphi$ ).

#### IV.5.2.6. Variation de cohésion ( $c$ ) et l'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) sur le facteur de sécurité

Pour faire l'étude de sensibilité des paramètres de cohésion et l'angle de frottement interne sur  $F_s$ , on a fixé le  $F_s = 1$  pour avoir la cohésion et l'angle de frottement interne, les résultats trouvés sont cités dans les figures suivantes :

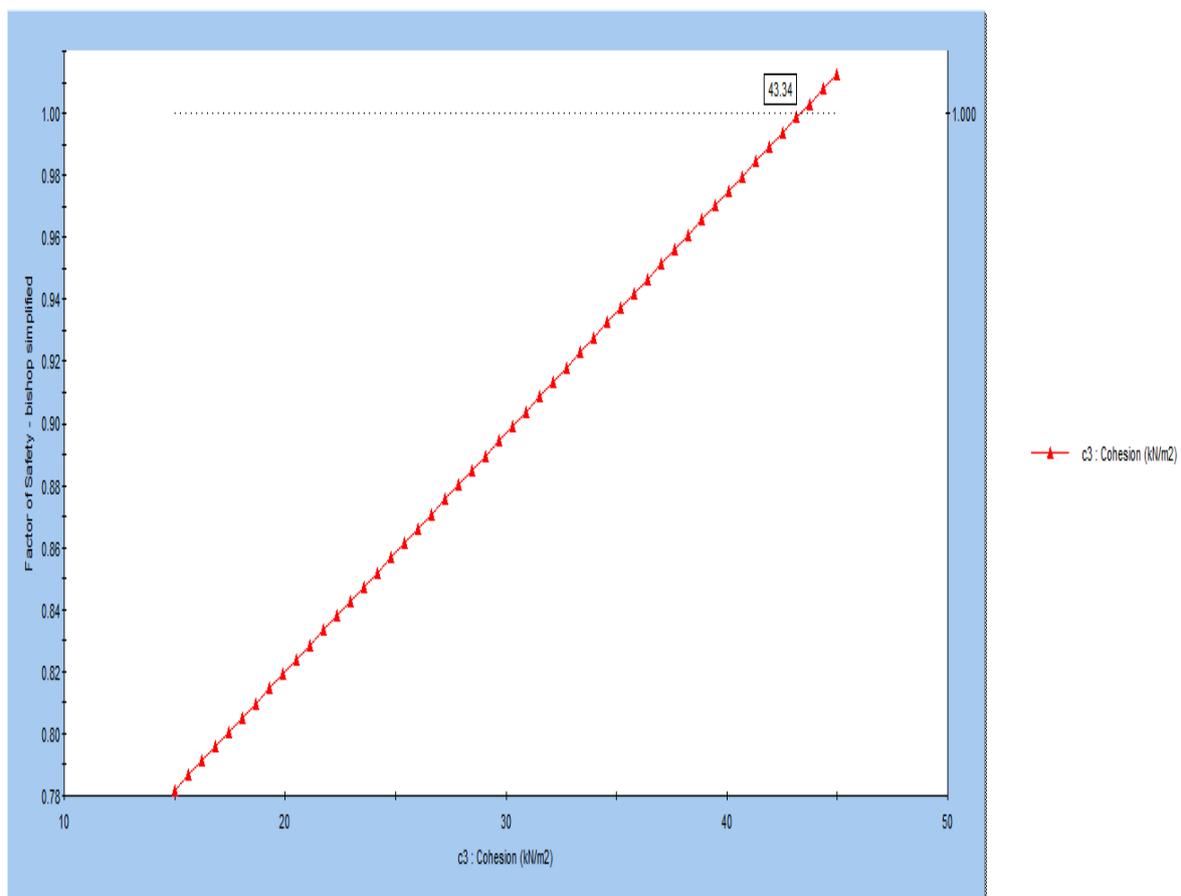
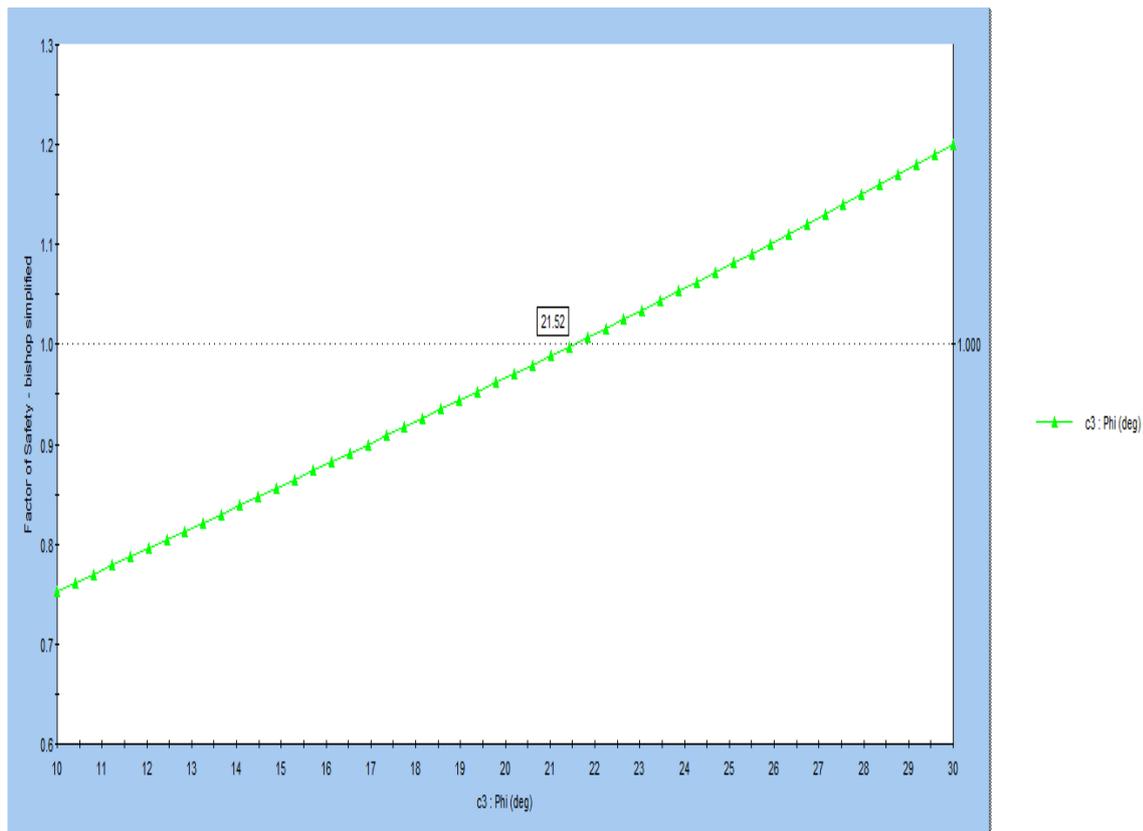


Figure IV.10: La variation de cohésion ( $c$ ).



**Figure IV.11: La variation l`angle de frottement interne ( $\varphi$ ).**

Les résultats obtenu d`après les figures (V.10 et V.11) précédentes on résume dans le tableau ci –dessous :

**Tableau IV.5 : La cohésion (c) et l`angle de frottement interne( $\varphi$ ) de la Couche contact schiste-calcaire.**

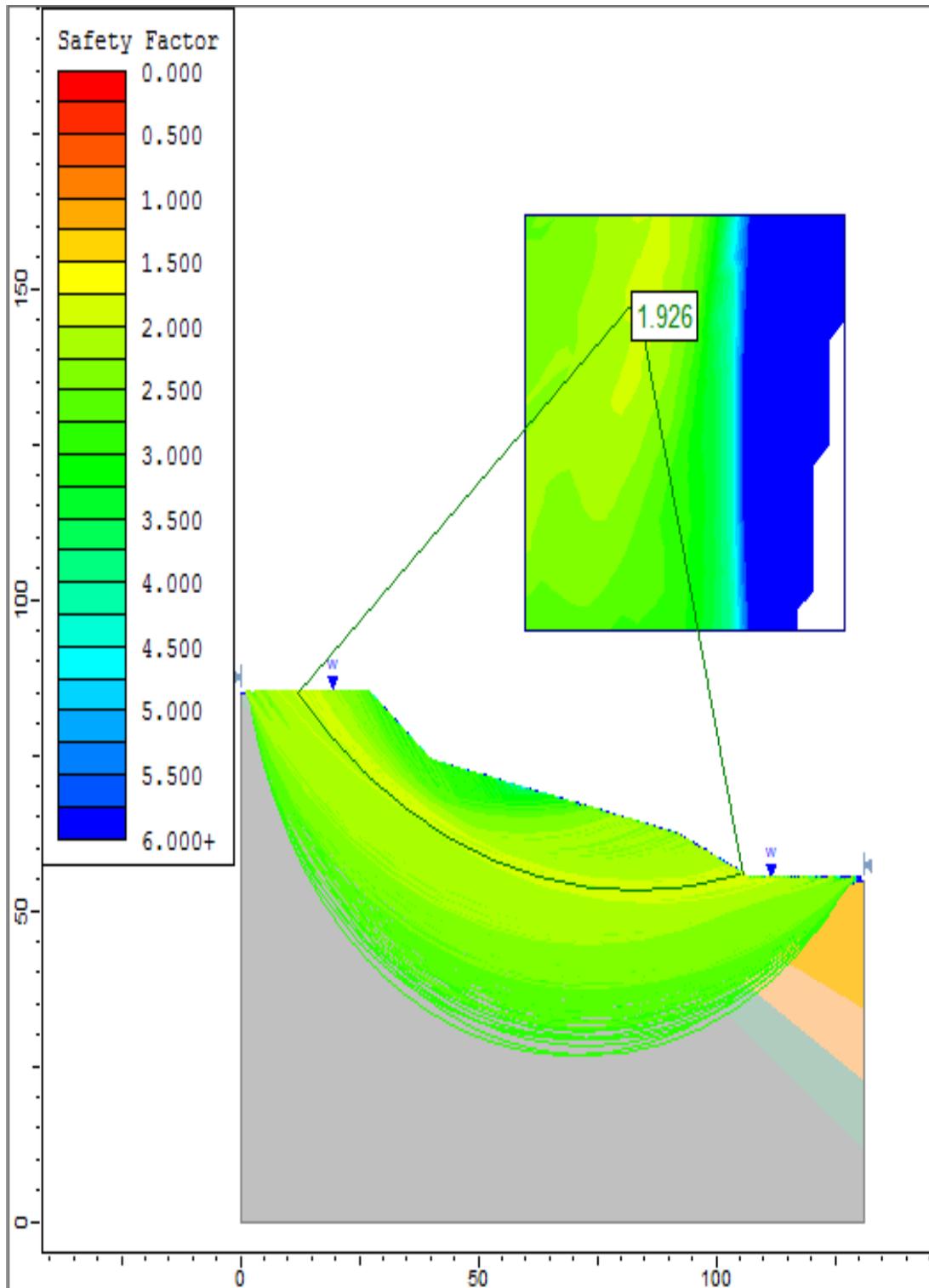
$F_s = 1$	Cohésion (KN/m <sup>2</sup> )	l`angle de frottement interne (°)
Couche contact schiste-calcaire	43.34	21.52

**IV.5.2.7.Calcule le facteur de sécurité après glissement**

On a utilisé ces résultats dans le nouveau model du talus (après le glissement) par logiciel Slide. On a étudié la stabilité de notre gradin par les trois méthodes précédentes.

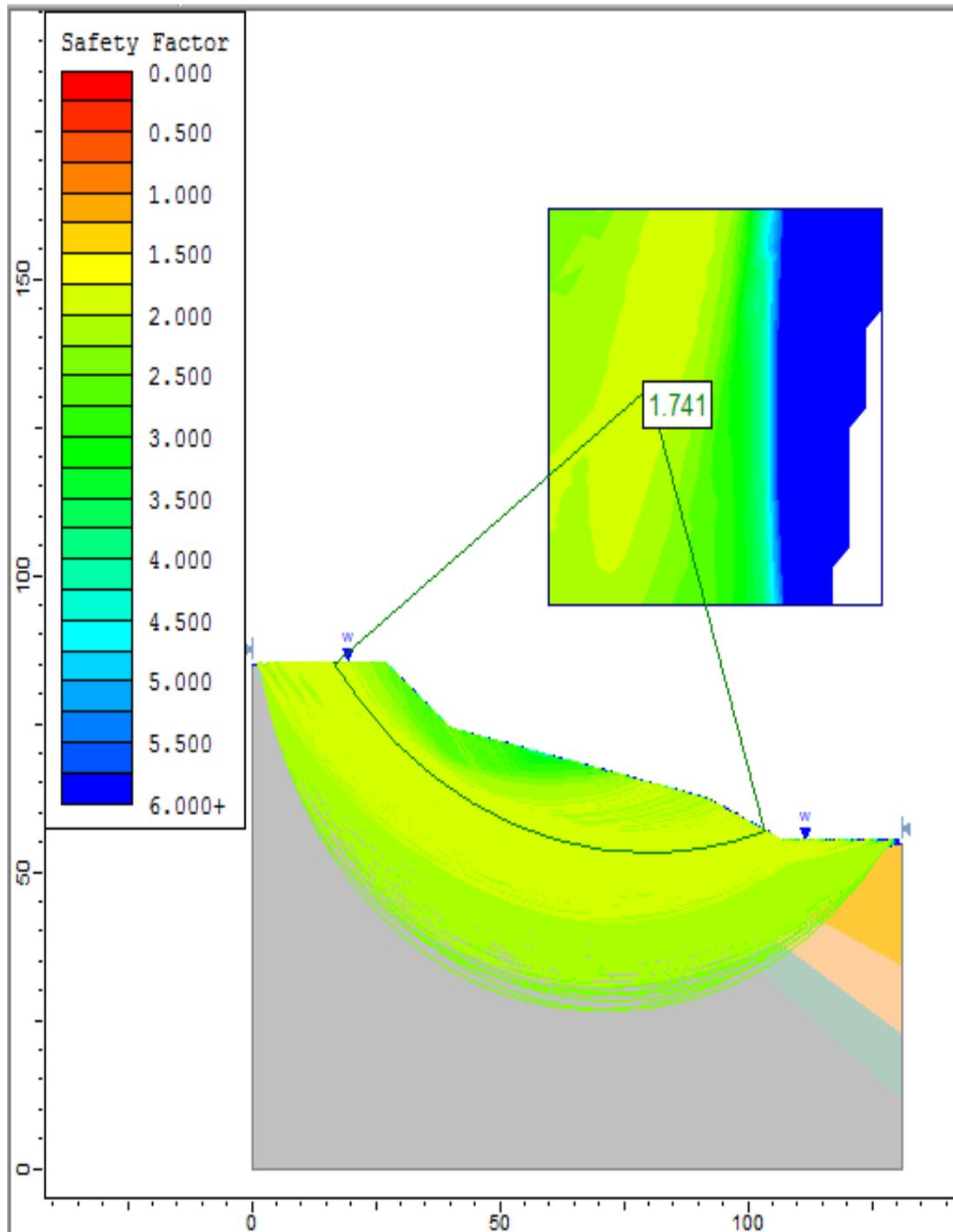
#### IV.5.2.7.1. La méthode de Bishop simplifiée

Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Bishop simplifiée est de l'ordre de  $F_s = 1.926$ ; comme le montre la figure suivante :



**IV.5.2.7.2. La méthode Janbu simplifiée**

Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Janbu simplifiée est de l'ordre de  $F_s = 1.741$  ; comme le montre la figure suivante :



**Figure IV.13 : Calcul le facteur de sécurité par la méthode de Janbu.**

**IV.5.2.7.3. La méthode Morgenstern-Price /GLE**

Le coefficient de sécurité obtenu avec la méthode de Morgenstern-Price /GLE est de l'ordre de  $F_s=1.936$ ; comme le montre la figure suivante :

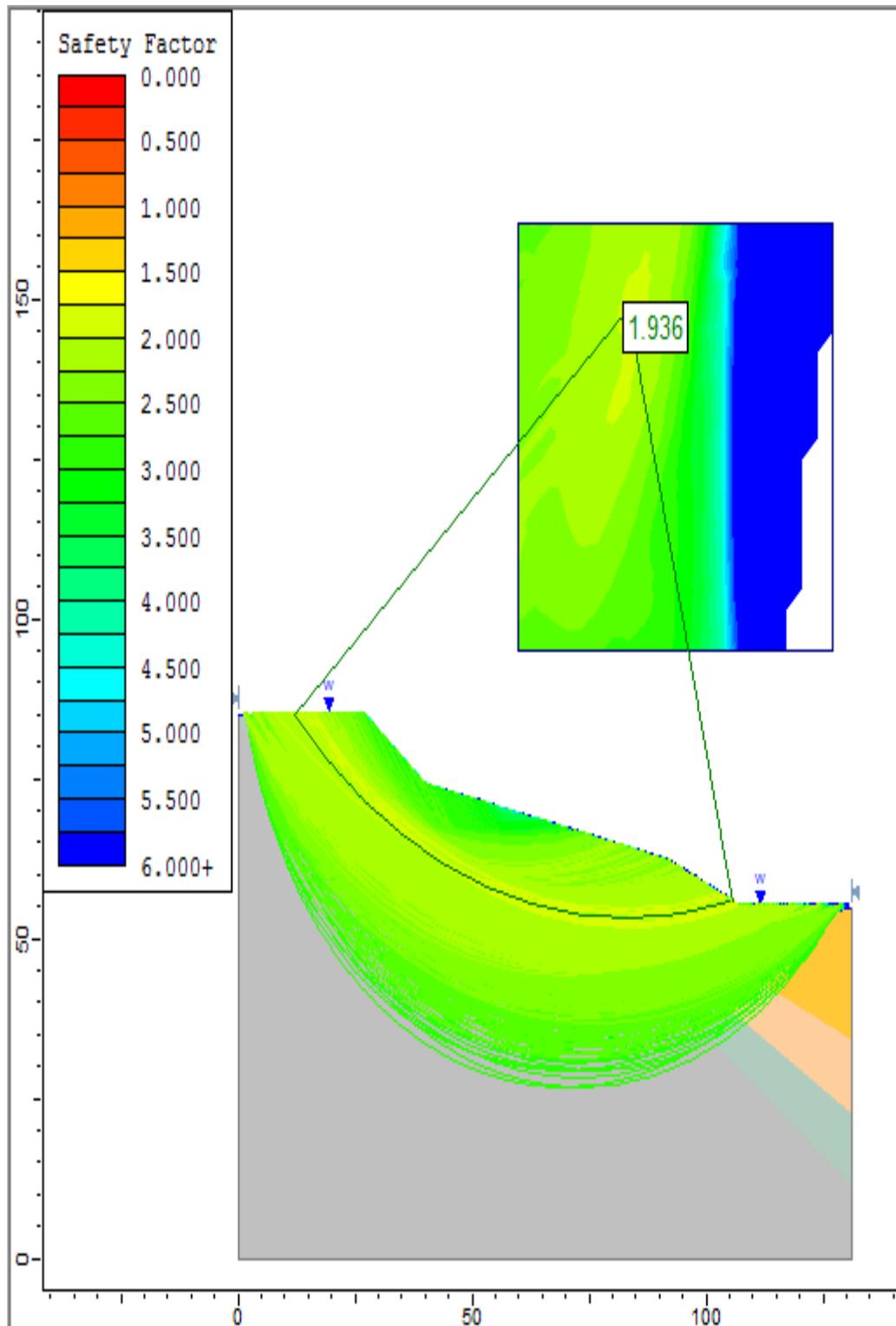


Figure IV.14: Calcul le facteur de sécurité par la méthode de Morgenstern-Price.

#### IV.5.2.8. Interprétation des résultats

Le résultat obtenu du facteur de sécurité  $F_s$  avec la méthode de Bishop est supérieur à celui obtenu avec la méthode de Janbu. Cela se justifie par le fait que la méthode de Bishop simplifiée néglige les forces verticales entre les tranches dans les calculs alors que la méthode de Janbu est plus précise et donne un facteur de sécurité plus faible. De plus, Bishop donne seulement une équation d'équilibre des moments et ignore l'équilibre des forces actives et résistantes dans le glissement, et on a ajouté la méthode de Morgenstern-Price pour confirmer les résultats qui on a obtenu.

Les résultats de les trois méthodes Bishop et Janbu, Morgenstern-Price les résultats résumer dans le tableau ci-dessous :

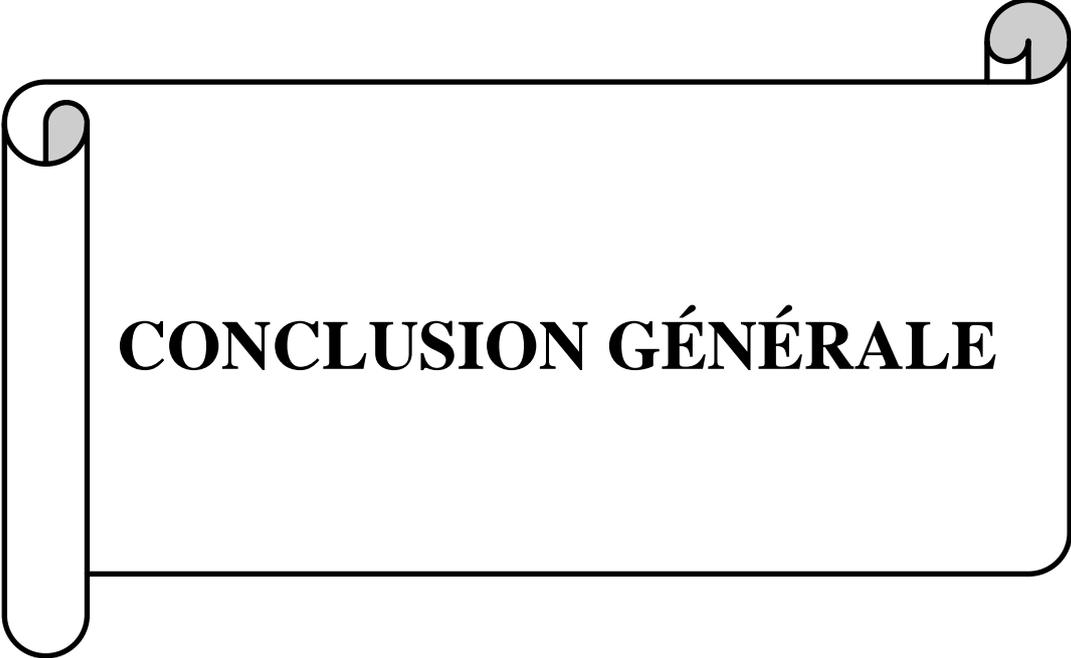
**Tableau IV.6 : Résultat de calcul de facteur de sécurité  $F_s$  par les trois méthodes.**

Les méthodes de calcul	Bishop simplifié	Janbu simplifié	Morgenstern-Price
facteur de sécurité $F_s$	1.926	1.741	1.936

#### IV.6. Conclusion

D'après L'utilisation de la méthode inverse (Back analyses) dans logiciel Slide, nous a permis d'avoir obtenir les paramètres de la couche contact schiste-calcaire qui est responsable de l'ancien glissement de 11 novembre 2011 pour l'introduire a fin étudier du site actuelle et cela nous montre les résultats.

Après le calcul de facteur sécurité  $F_s$  approprié a la mine de Rouina, on remarque que  $F_s$  est relativement élevé pour les trois méthodes qui étudier par SLIDE6.0 et le tableau de chapitre I (I.2.3.) nous constatons que le talus au niveau de la butte **est stable**.



**CONCLUSION GÉNÉRALE**

### Conclusion générale

L'étude de la stabilité des talus dans les carrières nécessite de suivre plusieurs étapes, dont les principales sont :

- ❖ Étudier des conditions géologiques et minières de la carrière ;
- ❖ Étudier des propriétés physico-mécaniques des roches de la carrière en effectuant des mesures au laboratoire ;
- ❖ calculer les propriétés mécaniques des roches dans le massif rocheux. L'étude la fissuration du massif rocheux est l'un des principaux paramètres à tenir en compte dans cette partie ;
- ❖ Enfin, calculer le coefficient de sécurité qui nous indiquera l'état de stabilité des terrains. Si  $F_s < 1$ , le massif rocheux n'est pas stable. Dans cette partie de l'étude, il faut étudier les variations de  $F_s$  en fonction des paramètres géométriques et des propriétés mécaniques des terrains : hauteur du gradin  $H$ , angle de talus  $\alpha$ , cohésion du massif et angle de frottement interne.

Pour réaliser une étude de stabilité des talus en suivant toutes les étapes précédemment citées, nous avons pris la mine de Fer de Rouina (Wilaya Ain Defla) comme exemple.

Au cours de la réalisation du projet, nous avons été confrontés à un manque de données nécessaires pour évaluer la stabilité du talus de la mine de Fer de Rouina. Le manque de données géologiques et les propriétés physico-mécaniques des couches est un des problèmes rencontrés. En outre, aucune étude géotechnique approfondie n'avait été orientée dans ce sens jusqu'à présent.

Dans le cadre de cette présente étude, nous avons réalisé des essais en laboratoire, afin d'obtenir les données indispensables au calcul de la stabilité du talus.

Pour le calcul de la stabilité, on a utilisé la méthode déterminée par les trois méthodes de Bishop simplifiée, Janbu simplifiée ainsi que Morgenstern-Price par logiciel Slide.

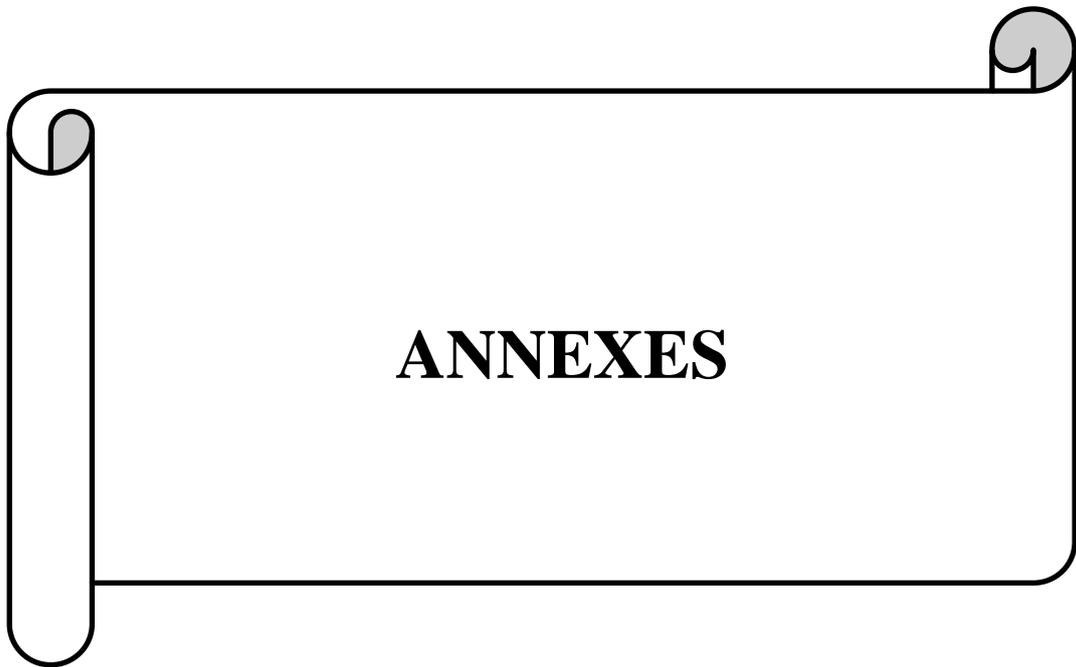
Le glissement de terrain qui s'est produit le 11 novembre 2011, dans la mine de Rouina (Wilaya de Ain Defla) ; L'étude de stabilité du talus a montré la grande importance des caractéristiques mécaniques à introduire dans le modèle et utiliser la méthode inverse (Back analyses) qui donne les propriétés physico-mécaniques de la couche contacte schiste-calcaire qui provoque le glissement et l'estimation de la stabilité des talus à l'aide du calcul du coefficient de sécurité  $F_s$ , et les variations de  $F_s$  en fonction de la cohésion ( $c$ ) et l'angle de frottement interne ( $\varphi$ ).

## Conclusion générale

---

D'après les résultats de la méthode inverse on a étudié la stabilité du talus après le glissement de 11 novembre 2011, on a trouvé que :

- ❖ La méthode de Janbu simplifiée donne des valeurs de  $F_s$  inférieures à celles données par la méthode de Bishop simplifiée et Morgenstern-Price.
- ❖ La valeur du facteur de sécurité adaptée pour la mine de Rouina (wilaya d'Ain Defla) est supérieure à 1.5 ( $F_{s \text{ Bishop}} = 1.926$ ,  $F_{s \text{ Janbu}} = 1.174$ ,  $F_{s \text{ Morgenstern-Price}} = 1.936$ ), le talus est stable.



**ANNEXES**

## **Annexe A**

### **Présentation de MANAL Spa**

Le nouveau groupe industriel minier dénommé "Manadjim El Djazaïr" vient d'être créé (Décret n° 11-85 du 16/02/2011). Destiné à remplacer l'ex. SGP SOMINES, ce Groupe Industriel doté d'un capital social de 5 milliards de dinars détenu par l'Etat imprescriptible et inaliénable, se verra transférer les actifs des cinq entreprises publiques activant actuellement dans le domaine minier.

Il s'agit des actifs des groupes publics FERPHOS, L'ENOF, L'ENASEL, L'ENAMARBRE, L'ENG, relevant du portefeuille de l'ex. SGP SOMINES. Les entreprises AGENOR et ORGM ont par la suite intégré le Groupe Industriel.

Son objet, tant en Algérie qu'à l'étranger est de développer l'exploration du domaine minier national en vue de mettre en évidence de nouvelles ressources minérales, élaborer et mettre en œuvre une stratégie de développement de la société, rechercher, développer et exploiter les ressources minérales à l'exclusion des hydrocarbures, développer et exploiter les mines, les carrières et tout autre type d'activité minière, procéder à toute opération de transformation et de valorisation des produits miniers, distribuer et commercialiser les produits extraits des exploitations minières et ou provenant de leurs transformations, valoriser seule ou en partenariat les ressources minières de son portefeuille, et détenir, acquérir et gérer toute action ou prise de participation ainsi que la réalisation de toute opération financière en rapport avec son objet social.

Plus généralement, il s'agit de réaliser toute opération industrielle, commerciale, financière, mobilière ou immobilière se rattachant à son objet social et de nature à favoriser son développement.

**La gouvernance de cette société est assurée par :**

**- L'Assemblée générale qui statue sur:**

- le programme stratégique de développement,
- les programmes généraux d'activité,
- le bilan social et les comptes de résultats,
- les rapports du ou des commissaire(s) aux comptes,
- l'affectation des résultats,
- la désignation du ou des commissaire(s) aux comptes,
- l'augmentation et la réduction du capital social,

- la création de sociétés et prises de participation,
- les modifications des statuts.

**- Le conseil d'administration examine, arrête et/ou approuve notamment :**

- l'organisation générale de la société,
- la convention d'entreprise et le règlement intérieur de la société,
- le règlement intérieur du conseil d'administration,
- les projets de programmes stratégiques de développement,
- les projets de programme d'activité,
- les plans et budgets annuels et pluriannuels,
- le bilan social et les comptes de résultats,
- les demandes de titres miniers aux autorités compétentes,
- les projets de contrats de vente à long terme,
- les extensions d'activités,
- les engagements financiers à donner ou à recevoir (caution, garantie, concours bancaire, etc...),
- les projets de désinvestissement,
- les contrats des cadres dirigeants de la société,
- les statuts du personnel et les conditions de recrutement, de rémunération et de formation dans le cadre de la législation en vigueur.

**- Le président directeur général** est investi des pouvoirs les plus étendus pour assurer l'administration, la gestion et la direction de la société.

Il est responsable du fonctionnement général de la société, représente la société dans tous les actes de la vie civile et exerce l'autorité hiérarchique sur le personnel.

**- Le Conseil de Coordination** qui réunit l'ensemble des dirigeants des entreprises du portefeuille.

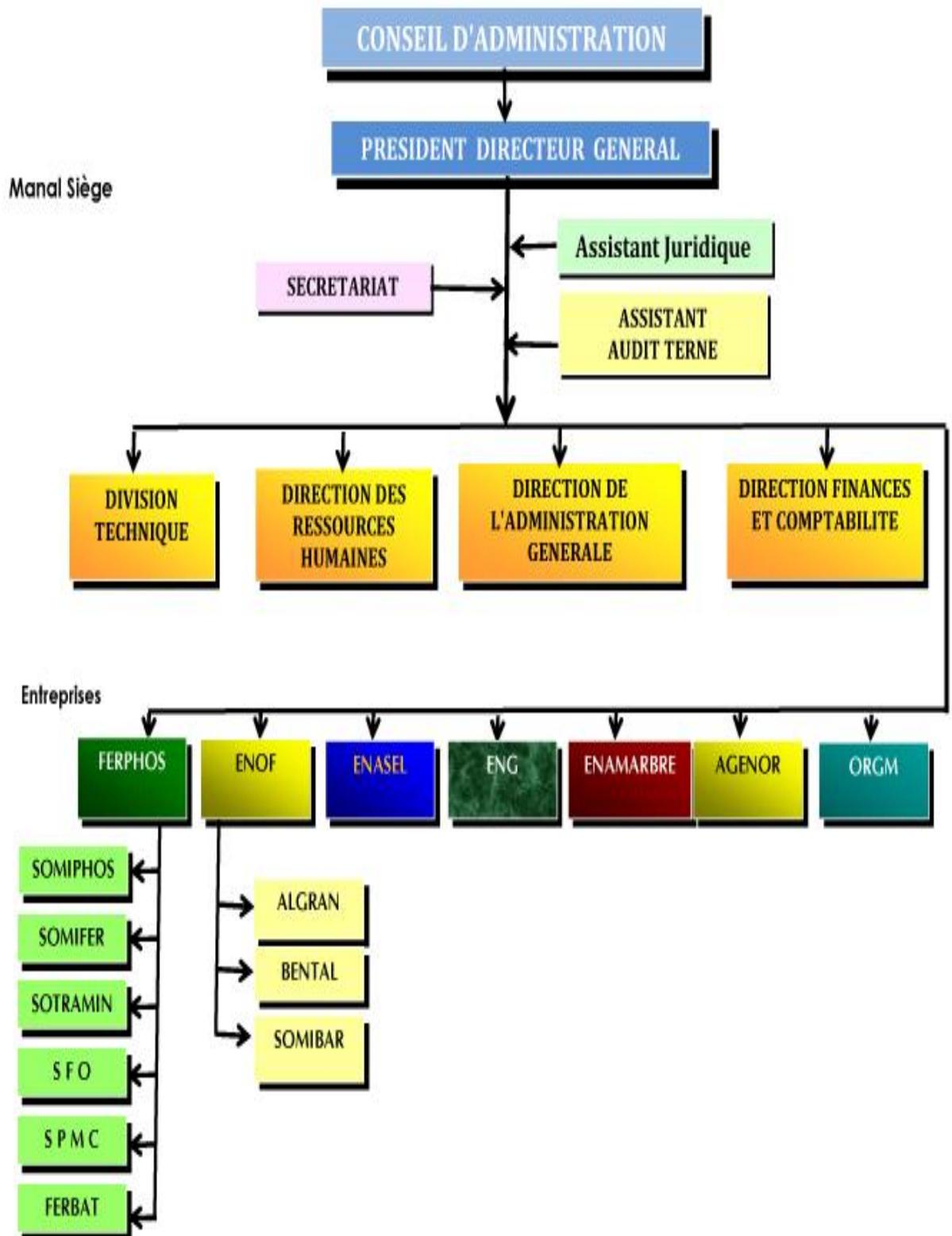
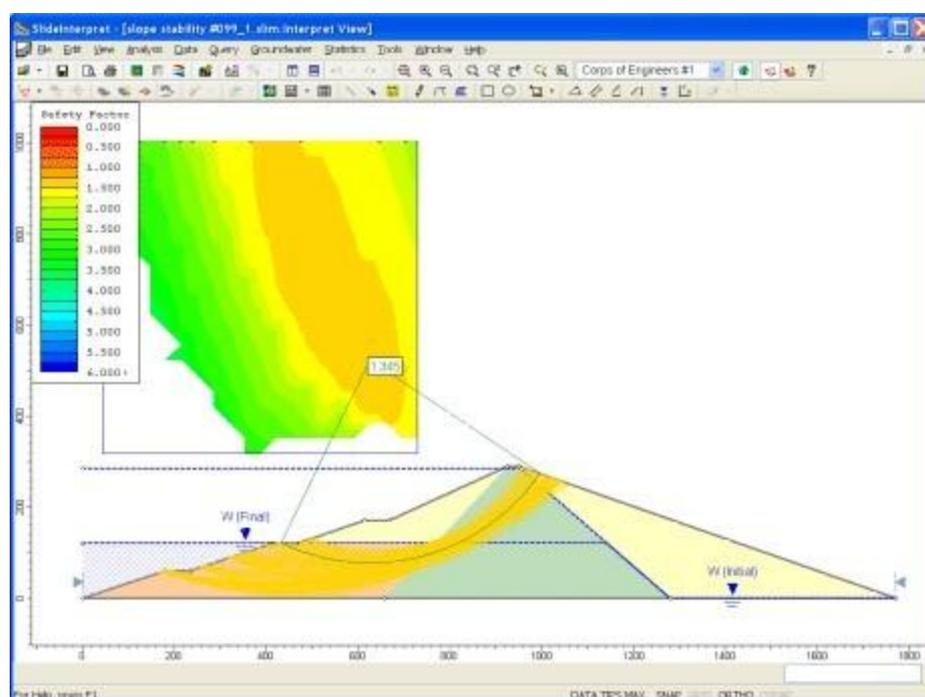


Schéma représenter Organigramme du Groupe MANAL

## Annexe B

### Présentation de logiciel Slide

Slide6.0 est le plus vaste pente stabilité logiciel d'analyse disponible, doté de l'analyse par éléments finis d'infiltration des eaux souterraines, de rabattement rapide, de sensibilité et de conception probabiliste de l'analyse et la prise en charge. Tous les types de sols et des roches de pentes, remblais, barrages en terre et murs de soutènement peuvent être analysés. État de la technique CAD capacités vous permettent de créer et d'éditer des modèles complexes très facilement.



#### Analyse de rabattement rapide du barrage en terre

Slide 6.0 est le seul logiciel de stabilité de pente avec analyse d'infiltration des eaux souterraines par éléments finis intégré pour l'état stationnaire ou transitoire. Flux, les pressions et les déformés sont calculés selon les conditions hydrauliques limites définies par l'utilisateur.

Analyse d'infiltration est entièrement intégré à l'analyse de stabilité des pentes, ou peut être utilisé comme un module autonome.

Slide 6.0 dispose de capacités de vaste analyse probabiliste - vous pouvez assigner des

distributions statistiques à presque tous les paramètres d'entrée, y compris les propriétés des matériaux, propriétés de soutien, charges et emplacement de la nappe phréatique.

La probabilité d'indice de défaillance/fiabilité est calculée et fournit une mesure objective du risque de défaillance associée à une conception de la pente. Analyse de sensibilité permet de déterminer l'effet des variables individuelles sur le coefficient de sécurité de la pente.

Faites glisservous propose pas moins de 17 modèles différents de force matérielle pour la roche et le sol y compris Mohr-Coulomb, Anisotropic et généralisé Hoek-Brown. Les types de soutien incluent embrasse, extrémité ancrée, sol ongles, micro pieux et géotextile. Analyse à rebours vous permet de déterminer la force de soutien requis pour un facteur de sécurité donné. Algorithmes de recherche avancée simplifient la tâche de trouver la surface de glissement critique.

## **Annexe C**

### **I.1. les différentes nappes**

#### **I.1.1 La nappe A**

Elle inclue essentiellement des terrains antécénomaniens, elle se situe entre l'autochtone et la nappe B, sa partie inférieure comporte d'importantes masses argileuses et gréseuses du Barrémien-Aptien offrant des similitudes avec les faciès autochtones. La partie supérieure, au dessus des copeaux triasiques, comporte des argiles, des grés, des calcaires, des marnes et des conglomérats de l'Albo-Cénomano-Turonien et du Miocène.

#### **I.1.2. La nappe B**

Elle constitue la plus grande partie des affleurements de l'Ouarsenis, elle regroupe des terrains allant du Crétacé supérieur au Miocène. Elle se caractérise par des faciès marneux et marno-calcaire, d'origine septentrionale, avec quelques variations à l'Eocène et au Miocène. Structuralement elle est subdivisée en plusieurs lames.

#### **I.1.3. La nappe C**

Elle surmonte toute les unités de l'Ouarsenis, et repose sur la nappe B par un contact subhorizontal. Elle est constituée de flysch crétacés, Oligocène à faciès numidien (grés et argiles) et de Miocène remaniant des galets de la chaîne calcaire.

### **I.2. Les massifs du Chlef**

Le substratum des nappes telliennes comprend, d'après O. Kireche (1993), des formations primaires, jurassiques et crétacées qui présentent de bas vers le haut :

- ❖ Le socle cristallophyllien du Doui (Anté-Silurien)
- ❖ La série schisto-calcaire « schiste de Littré » (Siluro-Dévonien ou Dévonien)
- ❖ La série schisto-quartziteuse du Zaccar
- ❖ Le complexe volcanique du Doui et du Zaccar d'âge Permien
- ❖ La série schisto-gréseuse et conglomératique du Doui, du Rouina et du Zaccar d'âge Permo-Triasique
- ❖ Les dolomies, cargneules et calcaires dolomitiques du Doui et Rouina
- ❖ Les calcaires jurassiques et les marno calcaires du Crétacé

Le Crétacé occupe des positions particulières, ainsi au Djebel Rouina, la coupe montre une série assez complète où les terrains secondaires forment une série monoclinale ; allant du Trias à la base jusqu'aux marnes et des marno-calcaires d'âge Tithonique-Bériasien, suivant la succession :

Des calcaires dolomitiques gris bleu, à la base massive font suite au cortège dolomitique à cargneule du Trias. Vers le Nord, en discordance, ces calcaires reposent sur les quartzites. Vers le Sud, les calcaires reposent sur les dolomies et cargneules du Trias.

Une puissante formation de calcaire (300m), gris bleu ; cristallin, succède au calcaire dolomitique. Le calcaire massif de cassure saccharoïde de couleur beige ou beige rosâtre.

Vers le haut, cette formation emmagasine des niveaux siliceux en rognon ou en lits discontinus à patine brun-rouille.

Dans les niveaux plus élevés, le calcaire est rougeâtre et détritique.

Par analogie de faciès avec ceux du Pliensbachien-Domérien de l'Ouarsenis mieux connus,

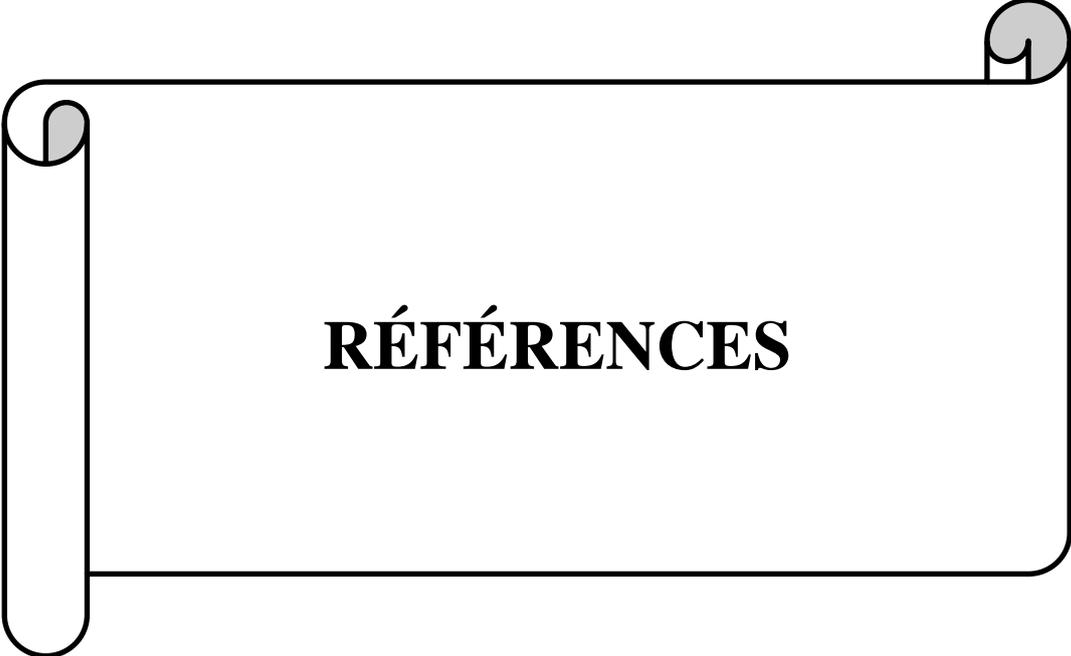
Kireche (1993) attribue le terme 2 de la coupe de Rouina au Lias moyen. Surmonté d'une formation compacte et massive de calcaire riche en veines siliceuses, renfermant des débris d'entroques et des micro-filaments (probablement d'âge Bajocien).

Des marnes et des schistes lie-de-vin constituent une couche au dessus des calcaires à rognons de silex. Cette formation marno schisteuse est à rattacher au Jurassique moyen.

La série jurassique se termine par une centaine de mètres de calcaire fin en bancs massifs dans les quels s'intercalent des niveaux marneux blanc-jaunâtre. Des calcaires en petits bancs, blanchâtres et friables représentent la fin de la série.

Le Crétacé est réduit dans les régions voisines des massifs du Chélif à l'exception de la série de Rouina, il est probablement à rattacher aux unités allochtones d'âge albo-cénomaniens à faciès marneux. Les marnes et les marnes schisteuses faisant suite au marno-calcaire Tithonique à l'Ouest du massif de Rouina. A l'Est on observe au dessus des calcaires jurassiques, des marnes grises vertes ou vert-jaunâtre en position anormale. L'affleurement restreint correspond à un lambeau, surmonté par des conglomérats plus récents probablement miocènes. Il s'agit d'unité allochtone que Mattauer (1957) attribue au Crétacé supérieur.





# **RÉFÉRENCES**

## Références bibliographiques

- [1] : BACH.T ; (1990) «contribution à l'étude géotechnique sur la stabilité des talus dans les mines à ciel ouvert. Exemple : Mine de Boukhadra », mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique d'Alger.
- [2] : BARGUI. H ; (1997) «Modélisation des comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux simulés par des assemblages de blocs rigides. Introduction d'un couplage hydromécanique ». Thèse de doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées;
- [3] : BOUHADAD.Y ;(2005) « Les glissements de terrains et éboulements rocheux d'origine sismique : évaluation de l'aléa et exemples en Algérie », Communication au séminaire sur les risques naturels liés aux glissements de terrains et d'éboulement rocheux, université de Guelma, 15-16 novembre,
- [4] : COLLIN.F ; FOX,R ; MAQUIL,R ; SCHROEDER, Ch ; (2010) « Stabilité des Parois Rocheuses : Eboulement de la carrière RN 27 Michelau » ; Journée Technique, administration des ponts et chaussés de Luxembourg.
- [5] : DURVILLE.J.L; HÉRAUD, H; (2001) « Description des roches et des massifs rocheux » C352; Technique de l'ingénieur, traité construction.
- [6] : SILLARD. P (Septembre 2000); « Les Projections et Référentiels Cartographiques » ; de l'école nationale des sciences géographiques.
- [7] : SEDDIKI. A ;(2008) ; « ANALYSE DE LA STABILITE DES PENTES SOUS SEISME » mémoire de magister de l'université Mohamed Boudiaf de M'SILA .
- [8]: ALONSO. E; (1976) « Risk Analysis of Slopes and Its Application to Slopes in Canadian Sensitive Clays».
- [9]: SOUKATCHOFF. V.M ;(2007) « Cours de géotechnique » de l'école nationale supérieure des mines de Nancy ;.
- [10] : BUSTAMANTE,.A.M ; (2010) « Étude de la Stabilité sismique de trois Talus Naturels au Québec », mémoire de maîtrise de l'université de Laval.
- [11] : DURIEZ, J.I; (2009) ; « Stabilité des massifs rocheux : Une approche mécanique », Thèse de doctorat de l'Institut National Polytechnique(INP) Grenoble.
- [12] : HAMIDI, M ;(1994) ; « Etude géotechnique de la stabilité des talus dans le quartier de Zerga de la mine d'Ouenza » ; Mémoire de Magister de l'école nationale polytechnique d'Alger .

- [13] : RAHMANI, N ;(Mars 2011) ; « Méthodes stochastiques de calcul de stabilité des pentes » ; mémoire de magister de l'université Mouloud Mammeri de Tizi Ouzou .
- [14]: AR Zolfaghari, A.C. Heath, and P.F; (2005); « McCombie. Simple genetic algorithm search for critical non-circular failure surface in slope stability analysis. Computer and Geotechnics, Vol. 32».
- [15]: L.P. Parker; (1977);«Understanding inverse theory. Ann. rev. Earth Planet. Sci., Vol. 5».
- [16]: J.C. Santamarina and D. Fratta; (1998); « Introduction to discrete signals and inverse problems in civil engineering. ASCE Press».
- [17]: A. Tikhonov and V. Arsenine; (1976); « Méthodes de résolution des problèmes mal posés.Mir Editions».
- [18]: G. Maier and G. Giod; (1981); « Optimization methods for parametric identification of geotechnical systems. In Numerical methods in geomechanics, Braga, Portugal ».
- [19]: Y.Malécot, S. Levasseur,M. Boulon, and E. Flavigny;( 2004); « Inverse analysis on in situ geotechnical measurements using a genetic algorithm. In Proceedings of the 9th Int. Symposium on Numerical Models in Geomechanics, Ottawa, Canada ».
- [20]: N.R.Morgenstern and V.E. Price ;( 1965) ; « The analysis of stability of general slip surface. Géotechnique, Vol. 15».
- [21] : K.Mzoughem et W. Chenafa ; (2006). ; «Etude de la stabilité des talus dans la carrière d'Ain El Kebira (Stif) ».
- [22] : Samba .E ;(1991) ; « Etude de la stabilité des talus de la carrière de Bonzareah. Mémoire de PFE ».
- [23] : S.Amrani ; (2011) ; « Etude de stabilité des talus de la carrière de Meftah (Blida) ».
- [24] : HOANG.ThiThanh Nhan ;(2010) ; «Etude du comportement d'un milieu rocheux fractures» ,Thèse doctorat de l'école des Ponts Paris Tech.
- [25] : Martin, François ;(2012) ; «Mécanique des roches et travaux souterraines» Cachan, huitième édition.
- [26] : TAHIRI,Abdelouahed ; (1992) ; «Modélisation des massifs rocheux fissures par la méthode des éléments distincts», These doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [27] : Michel Chalhoub ;(2009) ; «massifs rocheux (homogénéisation et classification numérique»
- [28]: Bieniawski,Z T ;(1989); « Engineering Rock Mass Classifications (John Wiley & Sons: New York) ».

- [29]: Bieniawski, Z T; (1973); « Engineering classification of jointed rock masses, in Trans S Afr Inst Civ Eng».
- [30]:Serradj. T; (1996); «Method for assesment of rock drillability incorporating the Protodyakonov Index. Trans. Instn Min. Metall. (sect.A: Min. industry) ».
- [31]: Barton.N, Lien, R and Lunde, J ;(1974); «Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support, in Rock Mech».
- [32]: Protodyakonov.M ;(1962); «Mechanical properties and drillability of rocks. In 5<sup>th</sup> U.S. Symp. Rock Mechanics Fairhurst C. ed. (Minnesota) ».
- [33]: (2000) ; « RockClas software at the geo & soft international».
- [34] : DGATLP ; (2005) ; « stabilité des parois rocheuses».
- [35] : M. Said. BIR ;(2002) ; « Ecoulement au travers les milieux poreux approche stochastique » thèse de magister.
- [36] : J.M.Tchouani Nana ;(1990) ; « cours de mécanique des sols Tome 1 » propriété sol.
- [37] :Gacem.S ; Bouchair .Z ; (2008) ; «Travaux d`arpentage relatifs a l`exploitation des réserves du contour de la mine de Keddara ».
- [38] : SOMIFER spa ; (2014) ; « Plan d`exploitation annuel, mine de Fer de Rouina ».
- [39] : SOMIFER spa ;(2013) ; « Plan d`exploitation annuel, mine de Fer de Rouina ».
- [40] : SOMIFER spa ; (2015) ; « Plan de développement et d`exploitation mine de Fer de Rouina».
- [41] : V.Kovalenko ,N.Ambartsoumian ,K. MLahmer ; (1992) ; « Exploitation des carrières ».
- [42] : Mezam. Mohamed Cherif ; Aoun.Amran ; (2013) ; « Appréciation de la stabilité du bord de la carrière de Kadarra en fin d`exploitation».



## Résumé

L'objectif de ce travail est d'étudier la stabilité des talus de la mine de Rouina (wilaya d'Ain Defla) suite au glissement de terrain qui s'est produit le 11 novembre 2011. Pour se faire, il a été utilisé un logiciel de calcul de stabilité bien adapté aux problèmes de glissement (Slide), pour comprendre le mécanisme de rupture. A l'aide de ce dernier il a été construit un modèle du gisement de Fer de Ruina en se servant des caractéristiques physico-mécaniques des terrains constitutifs ainsi que du plan et des coupes topographique de gisement. Les méthodes de calcul utilisées sont : Méthode de Bishop simplifiée, de Janbu simplifiée et de Morgenstern-Price.

Les résultats obtenus du facteur de sécurité indique que le massif constituant le talus de la mine est stable, étant donné les valeurs élevées du coefficient de sécurité trouvées, résultats confirmés après l'utilisation de la méthode inverse (Back analyses) pour avoir la cohésion et l'angle de frottement de la Couche contact schiste-calcaire (c'est la couche qui provoque le glissement de 2011).

**Mots Clefs :** mine de Rouina, Fer, contact schiste-calcaire, Critère de Coulomb, Méthode de Bishop simplifiée, Méthode de Janbu, Méthode de Morgenstern-Price, Méthode inverse (Back analyses), Facteur de sécurité, Stabilité des talus.