

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE**

**MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA  
RECHERCHE SCIENTIFIQUE**

**ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE**

**Département Génie Minier**



**PROJET DE FIN D'ETUDES**

**Thème**

**Appréciation de la Stabilité du Bord de la  
carrière de KEDDARA en fin d'exploitation**

**Proposé par :**

**ENOF**

**Dirigé par :**

**Dr. Mohamed Aguid**

**BACHAR ASSAD**

**Réalisé par :**

**-MEZAM Mohamed Cherif**

**-AOUN Amrane**

**Promotion 2013**

# *Dédicace*

*Je dédie ce modeste travail à :*

*Mes très chers parents*

*Mes frères et sœurs*

*Mon grand père*

*Ma grande mère*

*Toute ma famille*

*Tous mes amis*

*Tous ceux que j'aime.*

*M. Pherif*

# *Dédicace*

*Je dédie ce modeste travail à mes parents, pour leur amour, soutien, encouragement et sacrifice*

*A mes chères sœurs, surtout RANJA.*

*A tout mes amis pour leur soutien moral et leur encouragement, ainsi qu'à toute ma promotion.*

*Amrane*

## **Remerciement**

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

Nous dressons nos plus vifs remerciements à notre promoteur Dr. Mohamed Aguid Bachar Assed pour avoir proposé et dirigé ce travail, nous le remercions également, pour son aide effective et dont les conseils nous ont été très précieux.

Nous tenons à remercier vivement l'ensemble des professeurs du département de Génie Minier, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre école, et en particulier ceux qui nous ont aidé pour ce projet de fin d'études.

## الملخص

الهدف من هذا المشروع هو القيام بتثمين و حساب المخزون الجيولوجي و القابل للاستغلال من الكلس الباقي في محجرة قدارة مع حساب كمية التراب الغير صالح للاستعمال التي من الضروري إزالتها من اجل تحضير هذا المخزون الذي يتمركز في الجزء السفلي و الشمالي للمحجرة بعد ذلك نقوم بحساب عمر المحجرة من خلال هذا المخزون.

بعد هذه الدراسة سنستعمل برنامج خاص يسمى جيوسلوب لحساب استقرار و ثبات الواجهة النهائية المحجرة بطريقة العناصر المنتهية و الطرق الأخرى مثل بيشوب ,جومبو من اجل تحديد الزاوية العامة للواجهة كل هذا مربوط بعملية تجفيف الجزء السفلي عن طريق إفراغ البحيرة و إعادة توجيه الواد نحو السد.

الكلمات المفتاحية

محجرة قدارة, معامل الأمان, استقرار المنحدرات, طريقة العناصر المنتهية, واجهة المحجرة.

## Résumé

L'objectif de ce travail est d'apprécier la stabilité du talus de la carrière de KEDDARA en fin d'exploitation, tel que on commence par le calcul des réserves géologiques et exploitables restant dans la carrière et la quantité de stérile nécessaire à évacuer pour préparer ces réserves qui sont localisés dans la partie inférieure et Nord du gisement, en on calcule la durée de vie de la carrière. Après cette étude on utilise le logiciel Geoslope pour faire une étude de stabilité du bord finale de la carrière par la méthode des éléments fini et les autres méthodes comme (Bishop, Jumbo et ordinaire) pour déterminer l'angle finale du bord qui assure la stabilité et donne un facteur de sécurité suffisant. Tous sa après l'opération de assèchement de la partie inférieure par l'évacuation des eaux du lac et la déviation de l'Oued.

## Mots Clefs :

Carrière de KEDDARA, Facteur de sécurité, Stabilité des talus, la méthode des éléments finis, bord de la carrière.

## Abstract

The objective of this work is to appreciate the stability of the slope of the career of KEDDARA at the end of the exploitation, such as one starts with calculates geological and exploitable reserves remaining in the career and the quantity of sterile necessary to evacuate to prepare these reserves which are localized in the inferior part and North layer, in one calculates the lifespan of the career. After this study one uses the Geoslope software to make a study of final stability of the edge of the career by the finite element method and the other methods like (Bishop, Jumbo and ordinary) determining the angle finale of the edge which ensures stability and gives a sufficient safety factor. All its after the operation of draining of the lower part by the drainage of the lake and the deviation of the Wadi

## Key words:

Career of KEDDARA, Safety factor, slopes Stability, finites elements method, edge of the career

# Table des matières

<b>Introduction Générale</b> .....	1
<b>I- Chapitre I: Présentation de L'unité et Généralité sur La Carrière.</b>	
I.1- Généralité:.....	3
I.1.1- Introduction: .....	3
I.1.2- Présentation de L'unité: .....	3
I.1.2.1- Production : .....	3
I.1.2.2- Organisation : .....	3
I.1.3- Historique du Gisement de KEDDARA : .....	4
I.2- Situation Géographique de L'unité :.....	5
I.3- Situation topographique :.....	6
I.3.1- Les Coordonnées UTM des points du périmètre et du centre du gisement de KEDDARA :.....	6
I.4- Situation géologique de l'unité de KEDDARA :.....	7
I.4.1- Géologie Régionale :.....	7
I.4.2- Litho stratigraphie :.....	8
I.4.3- Tectonique régionale :.....	11
I.4.4- Caractéristiques climatique de la région : .....	13
I.4.5- Caractéristiques Hydrogéologiques : .....	14
I.4.6- Caractéristiques Hydrauliques : .....	14
I.4.7- Réserves géologiques :.....	15
I.5- Les conditions minières : .....	16
I.5.1- Méthode d'exploitation : .....	16
I.5.2- Travaux de découverte:.....	17
I.5.3- L'abatage :.....	17
I.5.3.1- Foration : .....	17

I.5.3.2- Plan de tir de l'extraction : .....	18
I.5.3.3- Type d'explosif : .....	19
I.5.4- Chargement : .....	19
I.5.5- Transport : .....	19
I.6- Les conditions de traitement : .....	20
I.6.1- Description du processus de l'installation de concassage de l'unité : .....	20
I.6.1.1- Installation primaire : .....	20
I.6.1.2- Installation secondaire : .....	20
I.6.2- Les fractions produites par les installations de concassage : .....	21
<b>II-Chapitre II : Propriétés Physico-mécaniques des Roches.</b>	
II.1- Introduction : .....	22
II.2 - Les propriétés physiques des roches : .....	22
II.2.1- Porosité : .....	22
II.2.2- L'indice des vides, e : .....	23
II.2.3- La masse volumique : .....	23
II.2.3.1- Masse volumique absolue : .....	23
II.2.3.2- Masse volumique apparente : .....	24
II.2.4- Densité : .....	24
II.2.4.1- Densité absolue : .....	24
II.2.4.2- Densité apparente : .....	24
II.2.5- Le degré de saturation : .....	25
II.2.6- La teneur en eau volumique : .....	25
II.2.7- Taux d'absorption d'eau : .....	25
II.2.8- Dureté : .....	26
II.2.9- Le degré de fissuration des roches : .....	27
II.2.10- Module de Young : .....	28
II.2.11- L'abrasivité : .....	29

II.2.12- Altération Ad : .....	29
II.3- Propriétés intrinsèques : .....	30
II.3.1- Essai Los Angeles : .....	30
II.3.2- Essai Deval et micro-Deval : .....	31
II.4- Les propriétés mécaniques des roches : .....	32
II.4.1- Définition de la rupture : .....	32
II.4.2- Critère de Mohr Coulomb: .....	33
II.4.3- Les déformations : .....	33
II.4.4- L'élasticité : .....	34
II.4.5- La plasticité : .....	34
II.4.6- Résistance à la compression : .....	34
II.4.7- Résistance à la traction : .....	35
II.4.8- La résistance au cisaillement : .....	36
II.4.9- L'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) : .....	37
II.4.10- Cohésion(C) : .....	37
II.4.11- La cohésion et l'angle de frottement interne du massif : .....	37
II.4.12- Fiche Technique de La carrière de KEDDARA : .....	39
II.5- Conclusion : .....	40
<b>III-Chapitre III: Méthodologie d'étude de la déformation des talus.</b>	
III.1- Introduction : .....	41
III.2- Facteurs influençant la stabilité des talus : .....	41
III.3- Classification des mouvements de terrain : .....	42
III.3.1- Les Ecoulements : .....	43
III.3.2- Les Glissements : .....	44
III.3.2.1- Les Glissements rotationnels : .....	44
III.3.2.2- Glissements-Plans : .....	45
III.3.2.3- Glissements complexes .....	45

III.3.3- Rupture: .....	46
III.3.3.1- Rupture en dièdres : .....	46
III.3.3.2- Rupture par basculement : .....	46
III.3.4- Les Coulées : .....	47
III.3.5- Mouvements de fluage : .....	47
III.4- Méthodes de calcul de la stabilité des talus : .....	49
III.4.1- La détermination de la surface de rupture : .....	49
III.4.2- Définition de facteur de sécurité : .....	49
III.4.3- Choix de la valeur du coefficient de sécurité dans le calcul de stabilité : .....	50
III.4.4- Les principales méthodes de calcul de la stabilité : .....	51
III.4.4.1- Méthode géométrique : .....	52
III.4.4.2- Méthode des tranches : .....	53
III.4.4.3- Méthode de Fellenius (rupture circulaire) : .....	54
III.4.4.4- Méthode de Bishop (qu'on appelle habituellement Bishop simplifiée) : .....	56
III.4.4.6- Méthode de JANBU généralisée : .....	58
III.5- Les logiciels utilisés pour l'analyse de la stabilité : .....	59
III.5.1- Logiciel SLOPE/W : .....	60
III.5.2- Logiciel SLIDE : .....	60
III.6- Conclusion : .....	61
<b>IV-Chapitre IV : L'exploitation de la partie inférieure de la carrière.</b>	
IV.1- Introduction : .....	62
IV.2- L'exploitation de la partie supérieure de la carrière de KEDDARA .....	62
IV.2.1- Les réserves : .....	62
IV.2.2- L'état finale de la partie supérieure : .....	63
IV.3- L'exploitation de la partie inférieure et Nord du gisement : .....	64
IV.3.1- Problème à résoudre : .....	64
IV.3.1.1- L'assèchement de la carrière de KEDDARA : .....	64

IV.3.1.1.1- Le volume d'eau à évacuer : .....	65
IV.3.1.2- La piste : .....	65
IV.3.1.2.1- Largeur de la piste :.....	65
IV.4- Exploitation :.....	66
IV.5- Calcul des réserves de contour de la carrière de KEDDARA .....	67
IV.5.1- Volume du calcaire :.....	68
IV.5.2- Volume du stérile : .....	68
IV.6- La durée de vie de la carrière :.....	69
IV.7- L'état de la carrière à la fin de l'exploitation :.....	69
IV.8- Conclusion : .....	71
<b>V-Chapitre V: Le calcul de la stabilité avec la MEF.</b>	
V.1- Introduction:.....	72
V.2- Principe de la MEF :.....	72
V.2.1- Description et interprétation physique:.....	72
V.2.2- Attributs d'un élément:.....	74
V.2.2.1- Géométrie:.....	74
V.2.2.2- Matériau: .....	75
V.2.2.3- Nœuds : .....	75
V.2.2.4- Degrés de libertés:.....	75
V.2.3- Notion d'élément de référence: .....	75
V.3- Utilisation d'un logiciel éléments finis : .....	76
V.4- L'étude de stabilité avec MEF : .....	76
V.4.1- Dimensionnement du talus : .....	76
V.4.2- Banquettes en liquidation : .....	77
V.4.3- Angles des talus des gradins et des bords de la carrière :.....	77
V.4.4- Les propriétés des roches :.....	79
V.4.5- L'utilisation de logiciel : (SIGMA/W) .....	81

---

V.4.5.1- Présentation du logiciel :.....	81
V.4.5.2- Les étapes de calcul : .....	82
V.4.5.2.1- La géométrisation du modèle : .....	82
V.4.5.2.2- Les propriétés des roches : .....	82
V.4.5.2.3- Le maillage : .....	82
V.4.5.2.4- La déformation de talus : .....	83
V.4.5.2.5- Le champ de déplacement de talus : .....	83
V.4.5.2.6- La Surface de glissement : .....	84
V.4.5.2.7- Le calcul de facteur de sécurité : .....	84
V.5- Variation des paramètres : .....	84
V.5.1- La variation de la cohésion : .....	84
V.5.2- Variation de la dimension des mailles : .....	87
V.5.3- La variation de type de maillage : .....	88
V.6- Conclusion : .....	89
<b>Conclusion générale :</b> .....	<b>90</b>
<b>Référece bibliographique:</b> .....	<b>91</b>

## Liste des figures

<b>Figure I.1</b> : Organigramme de l'unité de KEDDARA .....	4
<b>Figure I.2</b> : Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA.....	5
<b>Figure I.3</b> : Localisation topographique de la zone d'étude.....	7
<b>Figure I.4</b> : Carte géologique de la région de KEDDARA (échelle 1/50000). .....	12
<b>Figure I.5</b> : Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.....	16
<b>Figure I.6</b> : Coupes à travers les gradins. ....	16
<b>Figure I.7</b> : Schéma du plan de tir de l'extraction.....	18
<b>Figure II.1</b> : Diagramme contrainte- déformation.....	28
<b>Figure II.2</b> : Abrasimètre LCPC : palette métallique (après essai) et pot de granulats.....	29
<b>Figure II.3</b> : Machine Los Angeles (le diamètre du tambour est d'environ 71 cm).....	31
<b>Figure II.4</b> : Rupture d'un sol .....	32
<b>Figure II.5</b> : Les contraintes provoquant la rupture .....	32
<b>Figure II.6</b> : Représentation de la droite de Mohr-Coulomb.....	33
<b>Figure II.7</b> : Dispositif expérimental de la compression.....	35
<b>Figure II.8</b> : Schéma de la Compression Uniaxiale. ....	35
<b>Figure II.9</b> : Schéma de la Traction indirecte.....	36
<b>Figure III.1</b> : Classification des déformations dans les mines à ciel ouvert .....	42
<b>Figure III.2</b> : Écroulement rocheux par dislocation interne.....	43
<b>Figure III.3</b> : Écroulement par glissement banc sur banc .....	43
<b>Figure III.4</b> : Écroulement de surplomb.....	44
<b>Figure III.5</b> : Écroulement par fluage d'une couche sous-jacente.....	44
<b>Figure III.6</b> : Glissements rotationnels .....	45
<b>Figure III.7</b> : Glissements plans.....	45
<b>Figure III.8</b> : Glissement complexe d'un remblai sur versant.....	45
<b>Figure III.9</b> : Rupture d'un dièdre (les fissures naturelles sont hachurées). .....	46
<b>Figure III.10</b> : représente la rupture par basculement.....	46
<b>Figure III.11</b> : représente les coulées boueuses .....	47
<b>Figure III.12</b> : représente le mouvement de fluage.....	48
<b>Figure III.13</b> : Surface de rupture .....	49
<b>Figure III.14</b> : représente les contraintes .....	52
<b>Figure III.15</b> : la représentation stéréographique.....	53
<b>Figure III.16</b> : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche.....	53
<b>Figure III.17</b> : les forces appliquées sur une tranche pour la méthode de Fellenius.....	54
<b>Figure III.18</b> : les forces appliquées sur une tranche .....	55
<b>Figure III.19</b> : Le découpage de talus et les forces appliquées sur une tranche pour la méthode de Bishop .....	56
<b>Figure III.20</b> : les forces appliquées sur une tranche .....	57
<b>Figure III.21</b> : les forces appliquées pour la méthode JUMPO généralisé .....	59

<b>Figure IV. 1</b> : montre le plan topo à la fin de l'exploitation de la partie supérieur au 31/12/2017.....	63
<b>Figure IV.2</b> : la coupe B-B .....	63
<b>Figure IV.3</b> : l'opération d'assèchement .....	64
<b>Figure IV.4</b> : montre la déviation de l'Oued, la nouvelle piste et la zone à exploité.....	66
<b>Figure IV.5</b> : les nouveaux gradins de niveau inférieur .....	66
<b>Figure IV.6</b> : le plan topo à la fin de l'exploitation de la carrière .....	70
<b>Figure IV.7</b> : coupe BB' à la fin de l'exploitation .....	70
<b>Figure V.1</b> : Division d'un domaine en éléments .....	73
<b>Figure V.2</b> : Elément (Q8).....	73
<b>Figure V.3</b> : Quelque type d'éléments .....	74
<b>Figure V.4</b> : Transformation géométrique linéaire d'un carré .....	75
<b>Figure V.5</b> : les paramètres d'un talus minier .....	76
<b>Figure V.6</b> : Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait (volume de terrain économisé par tranche unitaire en faisant passer l'angle de 45, à 50 et à 55°).....	78
<b>Figure V.7</b> : représente les trois angles de bord et le talus général .....	79
<b>Figure V.8</b> : le volume de schiste qui agit sur le calcaire.....	79
<b>Figure V.9</b> : représente les trois angles de bord et le talus général .....	80
<b>Figure V.10</b> : les dimensions du talus et les différentes couches .....	82
<b>Figure V.11</b> : Type de maillage.....	82
<b>Figure V.12</b> : La déformation de talus et les lignes des iso contraintes .....	83
<b>Figure V.13</b> : le champ de déplacement de talus.....	83
<b>Figure V.14</b> : le cercle de glissement .....	84
<b>Figure V.15</b> : Graphe de variation de $f_s$ en fonction de $S_r$ .....	86
<b>Figure V.16</b> : Graphe de variation de $f_s$ en fonction de l'angle .....	87
<b>Figure V.17</b> : Graphe de variation de $f_s$ en fonction de la taille de maille.....	88

## Liste des Tableaux

<b>Tableau I.1</b> : Les Coordonnées UTM des points du périmètre et du centre du gisement de KEDDARA.....	6
<b>Tableau I.2</b> : les précipitations et les taux d'humidité moyenne mensuelle relative à la période 1956–1990 .....	13
<b>Tableau I.3</b> : Les réserves calculées au 31/12/2012.....	15
<b>Tableau I.4</b> : explosifs et accessoires utilisés par la carrière .....	19
<b>Tableau I.5</b> : la fraction granulométrique produite par les stations de concassage.....	21
<b>Tableau II.1</b> : Porosité de quatre échantillons de la carrière de KADDARA en (%). .....	22
<b>Tableau II.2</b> : Masse volumique, la densité absolue et la densité apparente du calcaire... ..	25
<b>Tableau II.3</b> : Les résultats expérimentaux de calcul de teneur en eau.....	25
<b>Tableau II.4</b> : Les résultats expérimentaux de calcul de taux d'adsorption d'eau. ....	26
<b>Tableau II.5</b> : représente les 10 minéraux teste de l'échelle de MOHOS.....	26
<b>Tableau II.6</b> : Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV .....	26
<b>Tableau II.7</b> : la catégorie de fissuration en fonction de la distance moyenne entre les fissures.....	27
<b>Tableau II.8</b> : coefficient los-Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA.....	30
<b>Tableau II.9</b> : coefficient los-Angeles en pourcentage dans la principale utilisation du granulat. ....	31
<b>Tableau II.10</b> : coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA.....	32
<b>Tableau II.11</b> : Classification des roches en fonction de la résistance à la compression....	35
<b>Tableau II.12</b> : Classification des roches en fonction de la résistance à la traction.....	36
<b>Tableau III.1</b> : principales classes de déstabilisation sur les versants en fonction des terrains concernés (d'après Compy M., Macaire J.J., 2003) .....	48
<b>Tableau III.2</b> : représente les valeurs de FS en fonction l'importance de l'ouvrage.....	51
<b>Tableau III.3</b> : état des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité.....	51
<b>Tableau IV.1</b> : les réserves restant dans la partie supérieure de la carrière .....	62
<b>Tableau IV.2</b> : les réserves du calcaire restant par niveau .....	68
<b>Tableau IV.3</b> : le volume du stérile à enlever par niveau .....	68
<b>Tableau V.1</b> : Les angles des talus des gradins et des bords de la carrière en fonction de la dureté .....	78
<b>Tableau V.2</b> : Les angles de gradins et des bords pour la carrière de KEDDARA.....	78
<b>Tableau V.3</b> : Les propriétés physico mécanique du roche .....	79
<b>Tableau V.4</b> : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché $C_m = 448\text{kPa}$ .....	85
<b>Tableau V.5</b> : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché $C_m = 352\text{kPa}$ . .....	85

---

<b>Tableau V.6</b> : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché $C_m = 264\text{kPa}$ .....	86
<b>Tableau V.7</b> : la variation de la dimension des mailles pour différentes angles.....	87
<b>Tableau V.8</b> : la variation de type de maillage pour différentes angles (MEF). ....	88

## Introduction Générale

Les glissements de terrain sont des phénomènes géologiques de nature très diverse, ils peuvent être brusques, comme ils peuvent s'étaler sur plusieurs mois voire plusieurs années. La rupture se produit suivant des plans ou formes vaguement circulaires ou par fois, elle ne présente au contraire aucune caractéristique géométrique particulière. Ces phénomènes sont très destructeurs, en plus des pertes de matérielles et en vies humaines qu'ils peuvent engendrer, les aménagements humains y sont très sensibles et les dommages aux biens sont considérables et souvent irréversibles. La nature même des mécanismes des phénomènes à étudier, leurs diversités, leurs dispersions dans l'espace et dans le temps, les conditions de leurs occurrences forment un ensemble des facteurs qui rendent l'analyse complexe dans sa globalité.

Un mouvement de terrain survient principalement lorsque la résistance des terrains est inférieure aux efforts moteurs engendrés par la gravité et l'eau souterraine ou par les travaux de l'homme, leur dynamique répond naturellement aux lois de la mécanique. L'analyse de la stabilité comporte deux volets essentiels, le premier étant un calcul de stabilité pour déterminer la courbe selon laquelle la rupture est la plus probable, et le deuxième est le calcul du coefficient de sécurité correspondant.

IL existe plusieurs types de calcul de la stabilité,

\* Les calculs à la rupture qui supposent que le terrain se comporte comme un solide rigide plastique, ces calculs incluent les méthodes d'analyse limite, et les méthodes à l'équilibre limite, qui sont les méthodes les plus couramment employées. Néanmoins, les calculs à la rupture ne prennent pas en compte les déformations du terrain. Si les terrains sont très déformables ce type de calcul peut s'avérer insuffisant voire erroné ; ils ne permettent pas non plus d'évaluer les déformations et en conséquence les déplacements enregistrés sur les terrains.

\* Les calculs en contraintes-déformations permettent de connaître complètement le comportement du terrain en tout point, ils peuvent être approché par des méthodes numériques tels que les éléments finis, les éléments frontières ou les éléments distincts.

Depuis quelques années, la modélisation en géotechnique est en constante progression, les méthodes numériques sont devenues aujourd'hui un complément utile voire nécessaire à des méthodes d'équilibre limites, qui elles, souffrent de sérieuses limitations pour l'analyse de la stabilité. Les méthodes numériques sont exécutées par des logiciels spécialement mis en œuvre et adaptés à toutes sortes d'études géotechniques, ces logiciels permettent de traiter des problèmes en deux ou en trois dimensions.

Le phasage des travaux peut être suivi, et l'utilisateur peut aussi visualiser, grâce à des sorties graphiques, les résultats tel que le maillage, les champs de déplacements, les contraintes et déformations principales etc....

**Chapitre I:**  
**Présentation de l'unité et Généralité**  
**sur la Carrière**

**I.1- Généralité:****I.1.1- Introduction:**

Afin de mieux connaître le gisement de calcaire de KEDDARA, un stage pratique a été effectué à la carrière de KEDDARA. Il a permis de récolter toutes les données disponibles. De ce fait, ce chapitre fait l'objet d'une présentation succincte de l'unité de KEDDARA et d'une description détaillée de la géologie de la région ainsi que les toutes caractéristiques du massif rocheux.

**I.1.2- Présentation de L'unité: [1]**

La Société Algérienne des Granulats (ALGRAN), filiale de l'ENOF est une société publique spécialisé dans la production d'agrégats.

Elle compte dans son patrimoine, hérité de la société mère la SONAREM, neuf unités de productions situées dans différentes wilayas, parmi elles l'unité de KEDDARA où notre stage de fin d'études a été effectué. L'unité exploite un gisement de calcaire depuis l'année 1978 sur la base d'un permis d'exploitation de petite et moyenne mine au nom de l'ENOF. Le dernier titre minier date de septembre 2003 et a une durée de dix ans.

**I.1.2.1- Production : [1]**

La production de cette unité est destinée aux wilayas du centre principalement les grands projets de la capitale. Ainsi, et dans le souci de satisfaire la demande croissante dans cette région, des investissements nouveaux ont été engagés pour augmenter la production, de même qu'un nouveau gisement est en phase préparatoire pour relayer le premier qui arrive à épuisement.

**I.1.2.2- Organisation :**

La carrière est organisée en une unité de production sous la dénomination de l'unité de KEDDARA. L'organigramme de l'unité est représenté sur la figure I.1

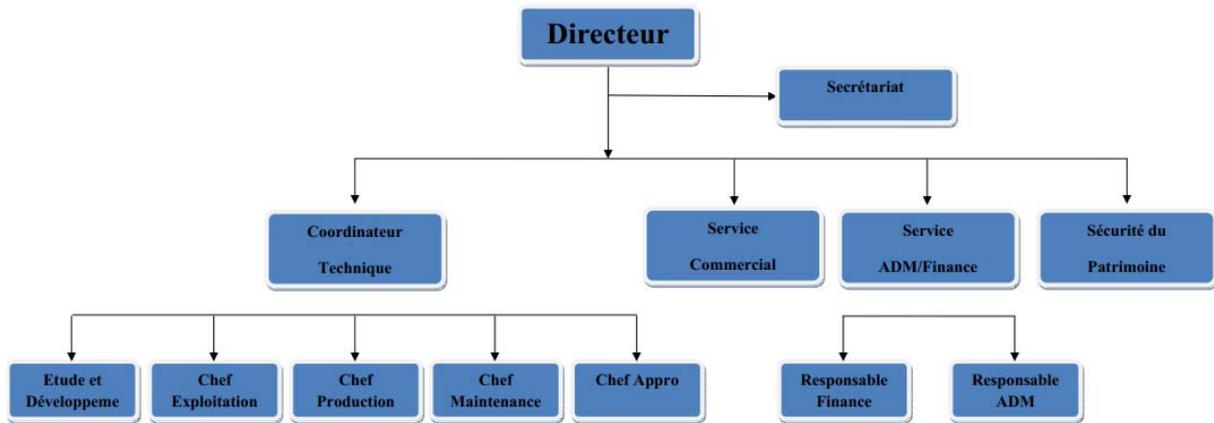


Figure I.1 : Organigramme de l'unité de KEDDARA

### I.1.3- Historique du Gisement de KEDDARA : [2]

Les travaux de prospections détaillés du gisement de calcaire, ont été entamés pour la fabrication d'agrégats de KEDDARA, par la Division Recherche de la Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minières (SONAREM) Base Régionale centre de Tizi-Ouzou en 1974. Les réserves de catégorie C (probables) avaient été estimées à près de 15 Millions de tonnes.

Les travaux de terrain tels que; l'ouverture de la carrière, la préparation des premiers gradins et le montage de la première station de concassage ont été réalisés entre 1975 et 1978, cette dernière année a connue le début des travaux d'exploitation.

L'activité de l'unité a depuis sans cesse évolué et ce en fonction des besoins de la région en matière d'agrégats. L'unité de KEDDARA n'a connu de rupture qu'avec la destruction de ses installations industrielles suite à un double acte de sabotage en 1997 qui a engendré un arrêt total de quatre mois.

Ce fut un véritable défi pour l'entreprise, défi amplement relevé grâce à la mobilisation totale de tous ses moyens, aussi bien humains et matériels que financiers, depuis l'unité fournie tous les efforts nécessaires pour satisfaire les besoins de la région en agrégats.

## I.2- Situation Géographique de L'unité : [2]

Djebel BOUZEGZA culmine à 1035 m où l'unité ALGRAN de KEDDARA est située à 45km à l'Est d'Alger et à 1,5km au Sud Ouest du chef lieu de la commune de KEDDARA

Administrativement, ce gisement appartient au territoire de la Wilaya de BOUMERDES et est situé dans la commune de Bouzegza KEDDARA Daira de Boudouaou.

Le gisement représente un allongement Est-Ouest, il est limité par :

- Au Nord et à l'Est par des terrains privés à vocations agricoles.
- A l'Ouest par le barrage de KEDDARA.
- Au Sud par Oued KEDDARA.



Figure I.2 : Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA.

### I.3- Situation topographique : [2]

#### I.3.1- Les Coordonnées UTM des points du périmètre et du centre du gisement de KEDDARA :

Tableau des coordonnées

N° de Points	Coordonnées	
	X	Y
1	540 800	4 053 000
2	541 100	4 053 000
3	541 100	4 052 900
4	542 000	4 052 900
5	542 000	4 052 300
6	541 100	4 052 300
7	541 100	4 052 400
8	541 000	4 052 400
9	541 100	4 052 700
10	540 800	4 052 700
Centre	541 632	4 052 550

**Tableau I.1 :** Les Coordonnées UTM des points du périmètre et du centre du gisement de KEDDARA

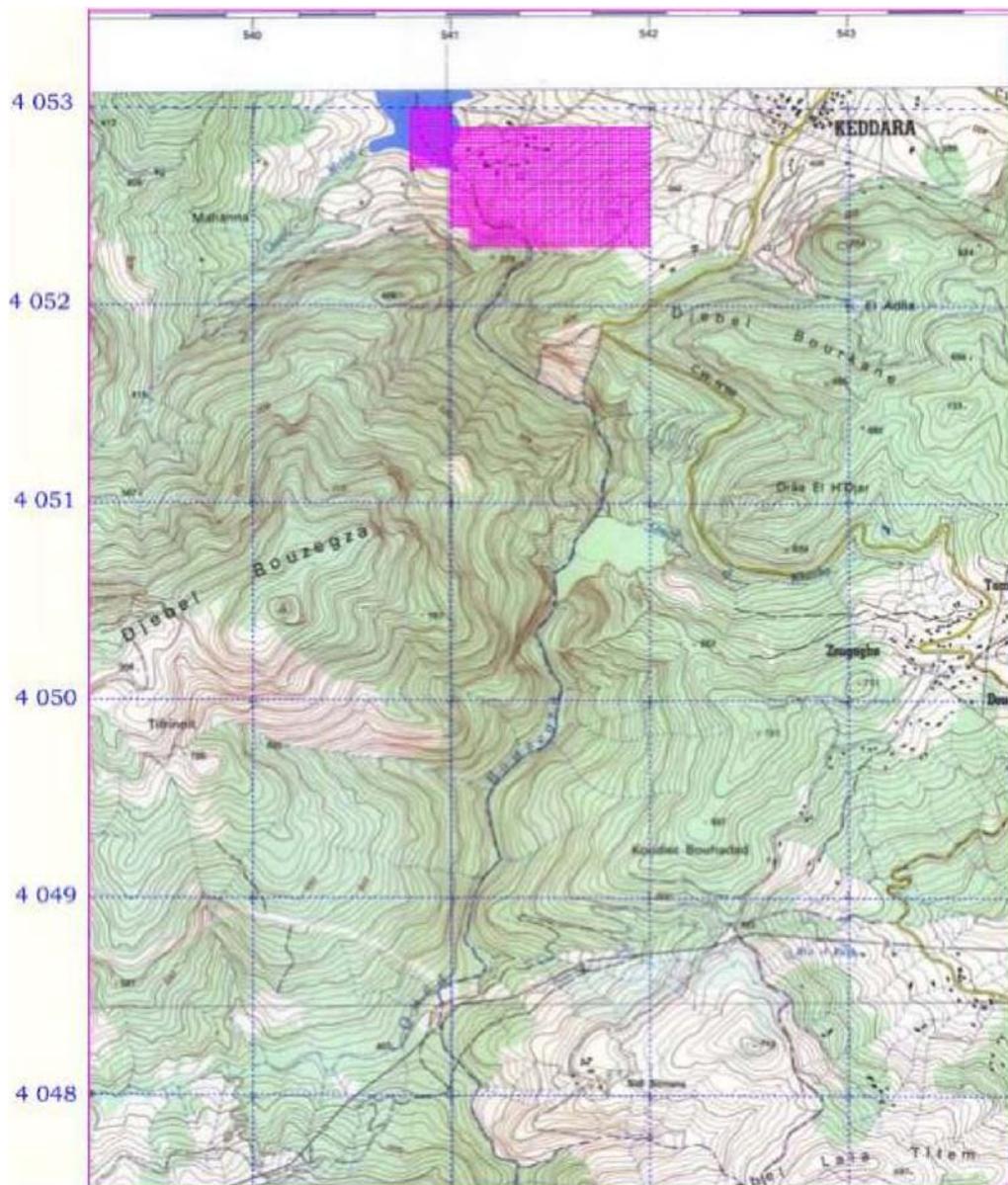
La Superficie du périmètre est de 624313 m<sup>2</sup>

L'accès au site se fait par la route Nationale N° 29, reliant BOUMEDES à LAKHDARIA.

La zone d'influence de la carrière, ne dépasse pas 1km autour du site d'implantation, ce qui fait que l'impact sur l'environnement est très réduit.

La zone d'influence, du point de vu spatial va regrouper les éléments suivants :

- Le site de la carrière.
- Les terrains naturels.
- L'agglomération de KEDDARA.
- La zone de transport.



**Figure I.3 :** Localisation topographique de la zone d'étude.

(Extrait de la carte topographique de la feuille de Rouiba NJ-31.IV.34 Est à l'échelle 1/ 25 000).

#### **I.4- Situation géologique de l'unité de KEDDARA : [2]**

##### **I.4.1- Géologie Régionale :**

Les roches sédimentaires de la région Est Algérois affleurent sur une grande surface, offrant un très fort potentiel en agrégats, Plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction ; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de KEDDARA,

dont l'unité ENOF fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux du BOUZAGZA par rapport à la capitale (Alger).

La géologie du gisement de KEDDARA appartient à la géologie de l'Atlas Tellien qui est très complexe et accentué. Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel BOUZAGZA jusqu'à KOUDIAT EL- MAROUANE à l'Est.

Le gisement est associé à un bloc tectonique qui se poursuit sur 20 km en direction Nord-Est constitué de calcaires, qui bute sur une faille à l'Est avec des brèches et des calcaires béchiques et au Nord à des grès, des marnes et des schistes argileux.

Les calcaires d'âges Lutétiens, sont de couleurs gris clair à gris foncé, en petits cristaux avec de nombreuses petites coquilles de nummulites, sont fortement cimentés avec les roches encaissantes.

Ramifiés de calcite blanche cristalline comportant des intervalles sporadiques de barytine à grand cristaux et parfois une masse à grains moyens de fluorine violacée pâle. Les coquilles de nummulites qui constituent de 80-90% de la roche sont cimentées par une calcite à grands cristaux et dolomie. Dans les calcaires ; la dolomitisation s'accroît avec la profondeur.

La zone d'extension est recouverte par une découverture d'environ 10 m d'épaisseur en moyenne.

#### **I.4.2- Litho stratigraphie :**

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (différentes variétés de schistes, calcaires cristallins), Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

##### ❖ Précambrien :

Représenté essentiellement par une variété de schistes (phyllithes) métamorphisés, quartz siricite, chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris brun au Sud du village de KEDDARA. La puissance des dépôts dépasse 2000 m.

❖ Le Trias :

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où en rencontre surtout des grès quartzeux, arkoses rouge .Ces terrains renferment des inters couches de gravelites et de poudings, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas. Ces dépôts sont de 500 m de puissance environ.

❖ Jurassique :

Reconnu par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm).

## ➤ Jurassique inférieur (Lias) : il est subdivisé en deux unités.

1. unité inférieure L3-6 : constitué essentiellement par des calcaires et de dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500 m environ.
2. unité supérieure L7-6 : repérée sur les versants Sud de Djebel BOUZEGZA et DRA SAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150 m environ.

## ➤ Jurassique Supérieure (Malm) : rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène .Constitué par des argiles rougeâtres ,avec de radiolarites silexoides de couleur verdâtre et cerise .

❖ Crétacé :

Il est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.

## ➤ Crétacé inférieur : représenté essentiellement par des formations flychoïdes .il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien albien.

1. Néocomien aptien N1-5 : représenté en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued ISSER. Repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de grès quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700 m environ.
2. Aptien albien N5-7 : constitué de flysch formés par une alternance régulière des grès et surtout des argilites, d'une puissance de 100 m environ.

- Crétacé Supérieur Senomanien c 1-6 : Il est en contact avec les dépôts du crétacé inférieur et du paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 100 m.
- ❖ Paléogène : Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.
  - Eocène
    1. Eocène Moyen " Lutétien " e 1-4 a : IL est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Se sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100 m environ.

Au dessus de cette assise repose une formation flyschoid formée de grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100 m environ.
    2. Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g : C'est une formation flyschoid incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600 m à 800 m environ.
  - Oligocène (g) :

C'est une formation de flyschs (série puissante) alternée par des grés et des marnes Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au dessus des marnes prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'au gravelites).

Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10 m de grés gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées ; la puissance de l'assise atteint 100 m.
  - Quaternaire (g6) : représenté par plusieurs types génétiques :
    1. Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses. Type diluvial - pluvial des creux et des versants.
    2. Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées .La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3 m.
  - Roches Intrusives : Représentées essentiellement par des métagabrodiorites et granitogeiss.

1. Métagabbrodiorites (Ys) : Se sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....
2. Granitogneis (X) : Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant du feldspath (jusqu'à 50-70 %), du quartz (20-30 %) et du micas clair.

### I.4.3- Tectonique régionale :

La région est affectée surtout par des accidents discontinus, d'où on distingue deux familles de plan de failles :

- ✓ N 100° à 290°
- ✓ N 55° à 65°

Avec un pendage raide de 60° environ, on note aussi la présence des cavités karstiques généralement remplies de la boue parfois très oxydées.

Il existe des diaclases formant un réseau de cassures dans toutes les directions aucune faille majeure n'est visible dans cette zone d'extension, par contre il existe des failles intraformationnelles dans toutes les directions.

On note deux types de déformations dans la région :

- Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction E-W.
- Déformations cassantes : Celles-ci se traduisent par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction.
  - Les accidents transversaux de direction NW-SE.
  - Les accidents NS qui interceptent les accidents EW.
  - et un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série de flysch avec les formations calcaireuses.

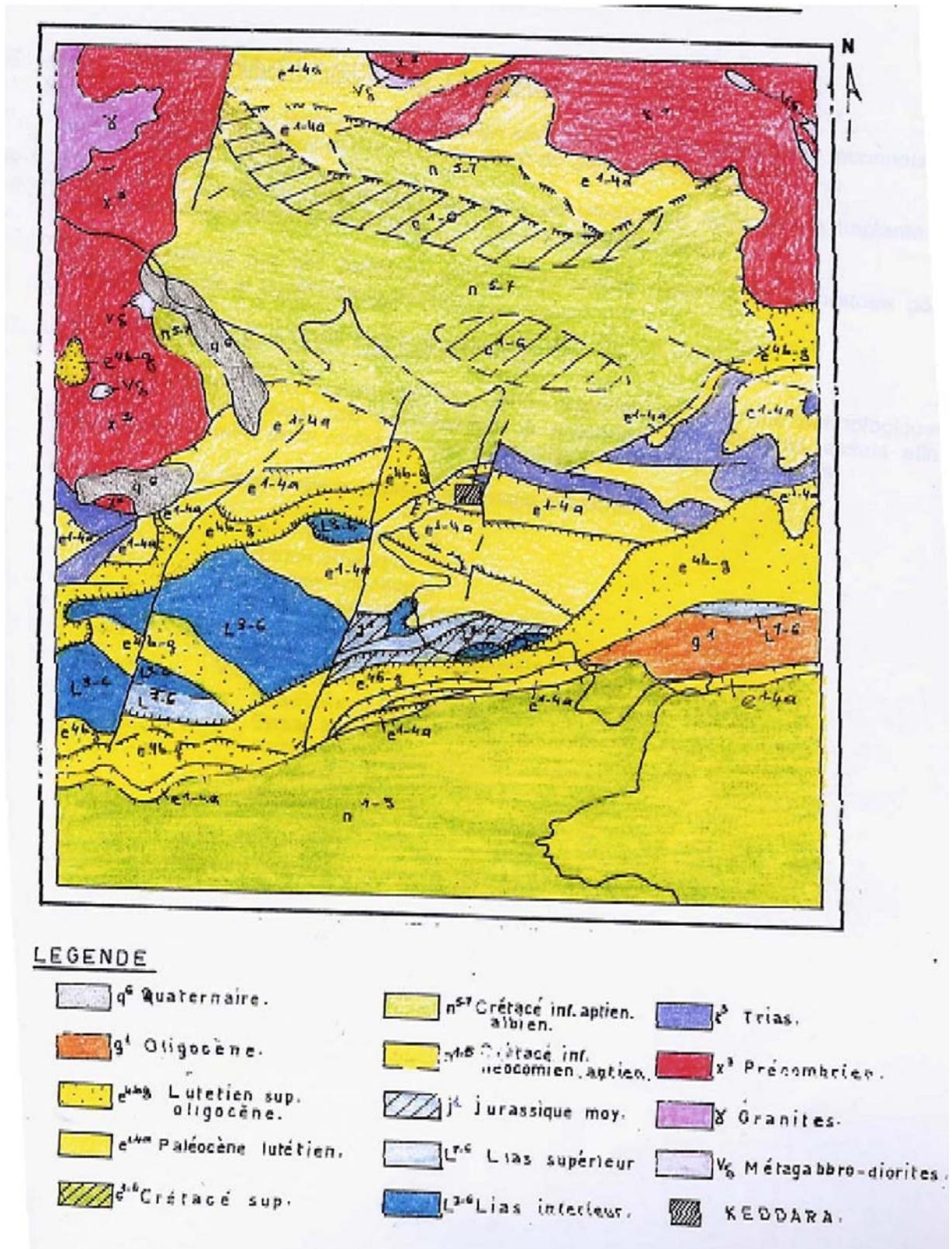


Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA (échelle 1/50000).

#### I.4.4- Caractéristiques climatique de la région : [3]

Le Nord de massif du BOUZEGZA est situé dans la zone littorale caractérisée par un climat méditerranéen.

Pour ce la on a pris les données météorologiques de la station de Dar El Beïda (station de référence dans la région), relatifs à la période 1956–1990, qui vont servir de données de base pour la climatologie de la zone d'étude.

En effet, l'influence spatiale d'une station météorologique étant d'environ 60 km, on peut considérer que les données présentées seront largement représentatives

Ce tableau représente un relevé des précipitations cumulées prise de 1956 à 1990 et les valeurs moyennes mensuelles des taux d'humidité (%) pour la même période enregistré au niveau de la station météorologique de Dar El Beïda.

mois	Jan	Fév	Mar	Avr	Mai	Jui	Juil	Aou	Sep	Oct	Nov	Déc
Précipitation (mm)	82	76.5	70.2	63.3	39.0	18.6	4.0	5.4	53.7	86.0	111.6	117.4
Humidité(%)	78	76	76	75	72	72	70	70	71	74	75	78

**Tableau I.2** : les précipitations et les taux d'humidité moyenne mensuelle relative à la période 1956–1990

D'après le tableau précédent on a remarqué que

- la pluviométrie annuelle cumulée est de 727.7 mm.
- le régime saisonnier est caractérisé par deux périodes, une période presque sèche qui correspond à la saison d'été (Juin, Juillet, Août) et une autre période humide comprenant les trois autres saisons de l'année
- le taux d'humidité maximum de 78 % est atteint aux mois de Janvier et de Décembre, tandis qu'un taux minimum de 70 % est atteint durant les mois de Juillet et d'Août.

Pour les vents la vitesse moyenne mensuelle varie entre 2 et 4,3 m/s, et les maximums sont enregistrés dans la période mai à juillet. Par ailleurs, les vents de vitesse supérieure à 20 m/s, ont été enregistrés durant 4 à 5 jours par an.

#### **I.4.5- Caractéristiques Hydrogéologiques : [2]**

La recherche hydrogéologique réalisée à partir de la surface et les observations hydrogéologiques effectuées dans certains trous de sondages, montrent à l'évidence qu'aucune nappe d'eau souterraine n'a été rencontrée.

Un forage de 130 mètres de profondeur réalisé à 1 Km au Nord du gisement par les services de hydraulique de la Wilaya de BOUMERDES montre que l'on a affaire à une formation épi-métamorphique calcaro-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

L'étude effectuée par la SONAREM a permis d'individualiser deux grands ensembles.

- Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites.
- Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente.

L'assise calcaire massive et compacte à nummulites est dépourvue de sources d'eau et de puits dans les abords du périmètre d'exploitation.

Elle occupe la 2/3 du périmètre d'exploitation.

L'assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente est quant à elle, une formation sédimentaire très peu perméable ne permettant pas l'infiltration et ne peut donc constituer de nappe aquifère.

Par contre on note l'existence de deux points d'eaux se trouvant à l'Est et au sud du gisement alimentent l'unité en eau potable.

#### **I.4.6- Caractéristiques Hydrauliques : [2]**

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires) qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued KEDDARA et du barrage du même nom de 150 millions de m<sup>3</sup>.

L'écoulement des eaux dans les deux thalwegs, en période de crue, s'effectue de manière linéaire du Sud vers le Nord et indique un régime torrentiel évident sur un substratum imperméable.

#### I.4.7- Réserves géologiques : [4]

Le gisement de KEDDARA s'étale sur une superficie globale de 31,5 Ha :

- ❖ La carrière actuelle est limitée au nord, par la présence d'une formation considérable dite calcaire-ferrugineux.
- ❖ A l'Est par la présence des schistes et schistes argileux.
- ❖ Au sud et à l'Ouest, par les limites du périmètre minier.

Sur les 12.08 Ha, qui représente la partie dite centrale du gisement, un calcul a été fait, pour la détermination des réserves restantes du gisement jusqu'au niveau 188 m à savoir :

- ❖ 10 coupes transversales d'une équidistance de 50 m.
- ❖ 04 coupes longitudinales d'une équidistance de 50 m.

Se référant au rapport géologique de la SONAREM et grâce aux sondages réalisés et afin de matérialiser les accidents tectoniques notamment la faille délimitant la roche calcaire du stérile (à l'Est du gisement), nous avons calculé les réserves géologiques sur les coupes longitudinales qui nous ont permis de connaître le volume réel de la roche calcaire et du stérile à enlever. Par contre les coupes transversales nous ont permis de tracer la phase finale du gisement déterminant ainsi les réserves exploitables de la carrière.

	Réserves Géologiques en tonnes	Réserve Exploitables en tonnes	Pertes en Réserves en tonnes
Au 31/12/2009	12621425	8019911	4601514
Au 31/12/2011	10674711	6073197	4601514
Au 31/12/2012	9839711	5373197	4601514

**Tableau I.3** : Les réserves calculées au 31/12/2012

Les réserves du gisement de KEDDARA sont estimées à 9 839 711 tonnes en référence au plan de réhabilitation établi par le groupe d'ingénieur de l'entreprise et soutenu en Décembre 2012 des quels sont déduites les quantités extraites.

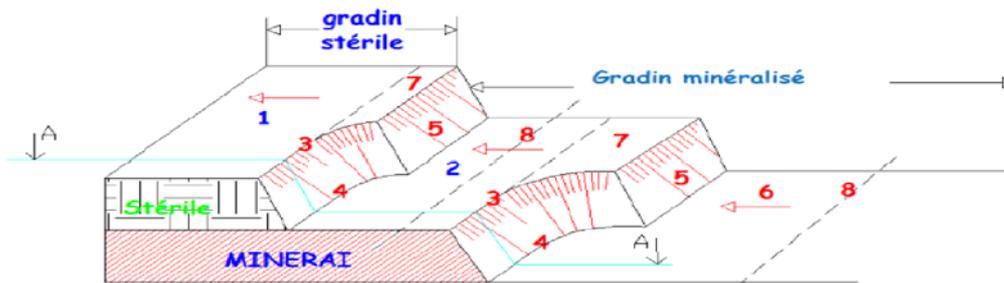
Les réserves préparées pour l'exercice 2013 sont estimées à 100 000 tonnes, le déroulement des travaux d'exploitation au niveau de KEDDARA est conditionné par la reconduction des travaux de découverte conformément au plan de réhabilitation suscité.

Dans notre étude on cherche le calcul de réserve de la partie inférieure au dessous du niveau 188 m jusqu'au niveau 164 m et la partie dite Nord par le décalage des tous les gradins vers ce côté.

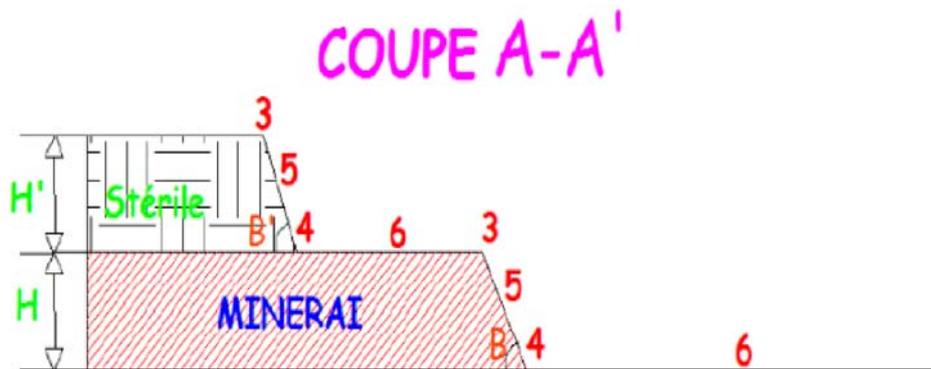
**I.5- Les conditions minières :**

**I.5.1- Méthode d'exploitation : [14]**

Le gisement de KEDDARA est un gisement superficiel situé en hauteur (montagne), la méthode d'exploitation appropriée est l'exploitation à ciel ouvert représentée par une succession de gradins qui sont abattus à l'explosif et qui sont mené du niveau supérieur (320m) vers le niveau le plus bas (188 m).



**Figure I.5 :** Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.



**Figure I.6 :** Coupes à travers les gradins.

- |                               |   |
|-------------------------------|---|
| 1 : Gradin de stérile.        | 7 : Tranche d'enlevure.                               |
| 2 : Gradin de minéralisation. | 8 : Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin.    |
| 3 : Arête supérieure.         | $\beta'$ : angle de talus du stérile (Tableau III.3). |
| 4 : Arête inférieure.         | $\beta$ : angle de talus du minéral.                  |
| 5 : Talus.                    | H' : hauteur de stérile.                              |
| 6 : Plate forme.              | H : hauteur de minéral.                               |

### **I.5.2- Travaux de découverte: [4] [2]**

Les travaux de découverte ont été entamés en 2010. Mais en raison des faibles moyens existants et notamment la nécessité de disposer d'une pelle rétro, de faibles résultats ont été enregistrés.

Le volume de découverte pour permettre un avancement de 25 m des fronts 308 et 294 a été estimé à 84 700m<sup>3</sup>.

Ces travaux assureront des réserves préparées de 470 000 T supplémentaires.

Il convient de souligner que les stériles sont constitués essentiellement de schistes ce qui nécessitera un ébranlement à l'explosif, son chargement et son transport vers la zone actuelle de décharge de stériles adjacent à la piste de roulage menant vers les niveaux supérieurs.

### **I.5.3- L'abatage :**

Le maillon initial des processus technologiques lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace de tous les complexes d'extraction et de transport.

Dans la carrière de KEDDARA, la dureté du minerai qu'on exploite est de l'ordre de 8 selon l'échelle de Mohs et de ce fait la méthode d'extraction ne peut se faire que par abattage à l'explosif.

#### **I.5.3.1- Foration :**

La phase initiale des processus technologique lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est bien la préparation des gisements à l'extraction. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Pour réaliser les travaux de foration et de tir, il faut prendre en considération de multiples facteurs :

**Contraintes imposées :**

Contraintes topographiques et hydrogéologiques.

Contraintes géologiques dépendantes directement de la structure du gisement.

Contraintes d'environnement.

Contraintes maîtrisables

**Contraintes d'équipement :**

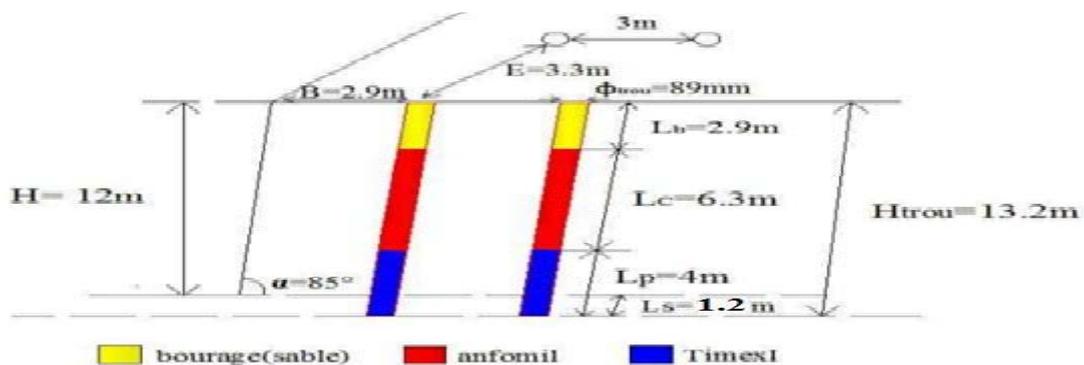
Le matériel de foration, les engins de reprise, les engins de roulage et caractéristiques du poste primaire de concassage.

**Contraintes économiques dépendantes du marché.**

Les travaux de forage et de tir en carrière doivent assurer :

- une fragmentation désirable des roches abattues.
- l'état normal du pied du gradin.
- la formation de tas de déblai de forme et dimensions nécessaires.
- des dépenses minimales et grande sécurité du travail.
- le volume nécessaire pour le travail régulier.

L'unité dispose de trois chariots de foration acquis en 2005 (un groupe de marque SANDVIK) et en 2007 (deux chariots de marque ATLAS COPCO). Ces engins sont dans un état moyen.

**I.5.3.2- Plan de tir:**

**Figure I.7 :** Schéma du plan de tir de l'extraction

**B :** banquette.

**L<sub>p</sub> :** longueur de la charge du pied.

**E :** espacement entre deux trous.

**L<sub>s</sub> :** longueur de sous-foration.

**H :** hauteur du gradin.

**H<sub>trou</sub> :** longueur du trou.

**L<sub>b</sub> :** longueur du bourrage.

**φ<sub>trou</sub> :** diamètre du trou.

**L<sub>c</sub> :** longueur de la charge de colonne.

**α :** angle d'inclinaison.

### I.5.3.3- Type d'explosif : [2]

L'unité de KEDDARA utilise les explosifs et accessoires suivant :

<b>Désignation</b>	
Gélanit	Ø 65
Marmanit	Ø 65
anfomil	
Gélanit	Ø 30
Gélanit	Ø 80
N18	
Marmanit3	Ø 50
Cordeau détonant	12 g
Fil de tir	
DMR (Détonateur à Micro Retard)	
DEI (Détonateur Electrique Instantané)	

**Tableau I.4 :** explosifs et accessoires utilisés par la carrière

### I.5.4- Chargement :

Le chargement dans les carrières et les mines à ciel ouvert représente une opération très importante dans l'extraction et environ 15 % à 20 % du prix de revient de l'extraction dans l'exploitation à ciel ouvert, c'est pour cette raison il faut bien choisir les engins les plus efficaces qui donnent un bon rendement.

Le chargement du Tout Venant abattue dans la carrière de KEDDARA est opéré par deux chargeuses **Cat WA600** de capacité de godet **5 et 7 m<sup>3</sup>**

### I.5.5- Transport :

Le transport de la matière dans la carrière est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouverts, il influe sur le prix de revient des minéraux utiles. Le but principal du transport est le déplacement de la matière utile à partir de la carrière (point de chargement) jusqu'au concasseur primaire (point de déchargement).

Le transport dans l'unité de KEDDARA est effectué par quatre dumpers de marque **BEML** de capacité 40 tonnes.

Ces camions acquis en 2009 sont dans un bon état. sur la base d'un cycle 22 min.

## **I.6- Les conditions de traitement : [4] [2]**

Le traitement est une opération mécanique qui a pour conséquence de modifier l'aspect de la roche afin de l'adapter à des conditions d'utilisation données (transformation de la matière première en produit fini).

### **I.6.1- Description du processus de l'installation de concassage de l'unité :**

#### **I.6.1.1- Installation primaire :**

Le tout venant avec une grosseur maximale de 1000 mm est déversé à l'aide des dumpers (camions) dans une trémie réceptrice (appelée aussi alimentateur ou scalpeur). La fraction supérieure à 200 mm sélectionnée par un alimentateur passe par un concasseur giratoire de marque BABBITLESS type BP 38 d'un débit de 800 t/h où elle subit une réduction à 200 mm.

La fraction inférieure à 200 mm passant à travers la grille de l'alimentateur et en fonction de sa qualité soit elle est soumise à un criblage préalable dans un crible à deux étages de marque COMESSA ou la fraction 0-40 mm est exclue comme stérile, soit elle rejoint le produit issu du concasseur à l'aide d'un by-pass pour un stockage dans un chapeau chinois d'une capacité de 3000 tonnes.

#### **I.6.1.2- Installation secondaire :**

Le produit du chapeau chinois avec une grosseur de 0-200 mm est soumis dans un premier temps à un criblage dans un crible à deux étages de marque BABBITLESS où la fraction inférieure à 40 mm est extraite du processus comme produit marchand et la fraction.

(+40-200 mm) passe par un concasseur à percussion de marque KRUPP HAZMAG type APS 1313 d'un débit de 400 t/h ou elle est réduite à 50 mm.

Le produit issu du percuteur subit des opérations de criblage sur trois cribles à deux étages travaillant en série de marque SN METAL et BABBITLESS où les fractions suivantes sont mises en stock dans des silos. (Tableau I.5)

**I.6.2- Les fractions produites par les installations de concassage :**

Les agrégats produits par l'unité sont destinés au secteur du bâtiment et des travaux publics. En fonction des qualités et des fractions granulométriques, les agrégats sont utilisés dans la préparation des bétons hydrauliques, les bétons bitumineux ou comme ballast pour les chemins de fer.

Des produits spécifiques peuvent être fabriqués à la demande des clients, il s'agit de classes granulométriques non conventionnelles (par modification du schéma technologique en supprimant des cribles notamment).

Station	Désignation							
Station secondaire BABBITLESS	0/3 Bitumeux	3/8	8/15	15/25	25/40	40/70	0/40M	0/200
Station secondaire ARJA	0/3 Bitumeux	3/8	8/15	15/25	25/40	0/40M		

**Tableau I.5 :** la fraction granulométrique produite par les stations de concassage

**Chapitre II :**  
**Propriétés Physico-mécaniques des**  
**Roches**

**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.

Les propriétés physico -mécaniques des roches et des sols sont une source capitale 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.

Parmi les propriétés physiques, les plus importantes sont : la masse volumique, la porosité, l'humidité et la dureté...etc.

Pour les propriétés mécaniques on a : la résistance à la compression, la résistance à la traction et la résistance au cisaillement (l'angle de frottement interne et la cohésion).

**II.2 - Les propriétés physiques des roches : [2] [10] [15] [17]**

**II.2.1- Porosité :**

D'une manière générale, la porosité d'un sol est définie comme étant sa capacité à l'état solide à se laisser pénétrer par un fluide, appelée : **capacité d'absorption**, elle est dépendante de l'importance du pourcentage de vides que contient le sol. Dans la présente étude le fluide cité est assimilé à l'eau sous sa forme liquide. Par ailleurs, et vu l'importance de ce paramètre de porosité dans la texture des sols et selon le phénomène qui intéresse la présente étude.

C'est le rapport du volume des vides  $V_v$  de la roche au volume total  $V_t$ .

La détermination de la porosité se donne par la formule suivante :

$$n = \frac{V_v}{V} = \frac{V_v}{V_s + V_v}$$

La porosité mesurée sur les échantillons de calcaire de KEDDARA est donnée dans le tableau ci-dessous.

Désignations	Echantillon 1	Echantillon 2	Echantillon 3	Moyenne
Porosité (%)	1.57	1.27	1.42	1.42

**Tableau II.1 :** Porosité de quatre échantillons de la carrière de KEDDARA en (%).

### II.2.2- L'indice des vides, e :

La sollicitation auxquelles sont soumis les produits des variations du volume des vides  $V_v$  qui entraînent de variation du volume apparent  $V$ , aussi préfère t-on souvent rapporter le volume des vides non pas au volume apparent de l'échantillon mais au volume des particules solides  $V_s$ , lequel peut être considéré comme invariant. On définit alors l'indice des vides, noté e, dont la signification est analogue à celle de la porosité. Il est défini par la relation,

$$e = \frac{V_v}{V - V_s} = \frac{\frac{V_v}{V}}{1 - \left(\frac{V_v}{V}\right)} = \frac{n}{1-n}$$

### II.2.3- La masse volumique :

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm<sup>3</sup>). Suivant l'état du matériau, on définit:  $\rho_s$  la masse volumique absolue ou masse volumique du solide,  $\rho_h$  la masse volumique naturelle,  $\rho_d$  la masse volumique sèche et  $\rho_{sat}$  la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s}; \rho_d = \frac{M_s}{V_t}; \rho_h = \frac{M_h}{V_t}; \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t}$$

Avec

- $M_s$  : la masse du matériau sec ; g.
- $V_s$  : le volume des grains après broyage ; cm<sup>3</sup>
- $V_t$  : le volume de l'échantillon ; cm<sup>3</sup>
- $M_h$  : la masse naturelle ; g.
- $M_{sat}$  : la masse de l'échantillon saturée ; g.

$\rho_d$  dépend de la porosité de la roche, par contre  $\rho_s$  ne dépend que de la minéralogie.

#### II.2.3.1- 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.2.3.2- 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 vides 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.2.4- Densité :**

On entend par densité (poids spécifique) d'un minéral le rapport entre son poids et celui du même volume d'eau ; une détermination précise de la densité exige des instruments spéciaux, on peut cependant l'estimer très approximativement en soupesant l'échantillon. Pour la plupart des minéraux, cette densité varie entre 2 et 4. Une simple estimation du poids de deux morceaux de taille semblable permet de distinguer avec un peu d'entraînement :

- les minéraux légers de densité 1 à 2.
- les minéraux de densité moyenne 2 à 4.
- 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.2.4.1- 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.2.4.2- 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.

Le tableau ci-dessous nous donne les résultats de mesure de  $\gamma$ . On constate une grande régularité dans les valeurs.

Désignation	Echantillon1 (n=10)	Echantillon2 (n=10)	Echantillon3 (n=10)	Moyenne
Masse volumique (g/cm <sup>3</sup> )	2.70	2.67	2.68	2.68
Densité absolue	2.74	2.69	2.70	2.71
Densité apparente	2.71	2.68	2.69	2.69

**Tableau II.2 :** Masse volumique, la densité absolue et la densité apparente du calcaire.

### II.2.5- 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 :

$$S_r = \frac{V_w}{V_v}$$

Le degré de saturation peut varier de 0%(sol sec) à 100%(sol saturé)

### II.2.6- La teneur en eau volumique :

Teneur en eau (notation  $w$ ) s'exprime en %

C'est le poids d'eau contenu dans le volume  $V$  rapporté à l'unité de poids des grains solides contenu dans  $V$

$$W = \frac{V_w}{V_s} \times 100$$

Désignations	Echantillon 1	Echantillon 2	Moyenne
teneur en eau (%)	0.674	0.668	0.671

**Tableau II.3 :** Les résultats expérimentaux de calcul de teneur en eau.

### II.2.7- Taux d'absorption d'eau :

Le taux d'absorption d'eau, ou capacité d'hydratation, exprime la quantité maximale d'eau pouvant être absorbée par 100 grains à température ambiante ( $22 \pm 2^\circ\text{C}$ ).

Les grains cassés et endommagés ainsi que les matières étrangères sont retirées manuellement de chaque échantillon.

Un échantillon de 100 grains est pesé puis immergé dans de l'eau distillée selon un rapport 1/3 (poids de l'échantillon/masse d'eau) à température ambiante ( $22 \pm 2$  °C) pendant 16 heures. Après ce trempage, les grains égouttés sont épongés avec du papier absorbant, afin d'éliminer l'eau de surface, puis pesées.

Les résultats sont exprimés en quantité d'eau absorbée par gramme de grains (g H<sub>2</sub>O/g grains). Les résultats expérimentaux sont donnés dans le tableau ci-dessous et ils montrent des valeurs très voisines.

Désignations	Echantillon 1	Echantillon 2	Moyenne
Taux d'absorption (%)	0.448	0.476	0.482

**Tableau II.4 :** Les résultats expérimentaux de calcul de taux d'adsorption d'eau.

**II.2.8- Dureté : [5]**

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 Mohs) :

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

**Tableau II.5 :** représente les 10 minéraux teste de l'échelle de MOHOS

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

**Tableau II.6 :** Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV

La dureté de la roche calcaire de KEDDARA varié entre 6 et 8, on prend la dureté f =7 comme la dureté moyenne.

### II.2.9- Le degré de fissuration des roches :

En général les massifs des roches dure et mi-dure sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissuration, appelé la fissurité. Cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissurité permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autres problème du Génie Minier y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

Selon la fissuration et la distribution des blocs en massif suivant leurs dimension, la commission interministérielle sur l'art de tir de l'URSS a reparti les massifs en cinq catégories. la fissuration des roches s'évalue par la distances moyenne entre les fissurations :

$$ID = \frac{L}{n}$$

L : longueur de la partie étudiée du massif (en m).

n : nombre de fissures sur la partie mesurée.

Catégorie de fissuration des roches	Degrés de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures (m)
I	Roche exclusivement fissurée	Jusqu'à 0.1
II	Roches de grande fissuration	0.1-0.5
III	Roches de moyenne fissuration	0.5-1.0
IV	Roches de faible fissuration	1.0-1.5
V	Roches pratiquement monolithiques	>1.5

**Tableau II.7** : la catégorie de fissuration en fonction de la distance moyenne entre les fissures

D'après la classification des roches selon le professeur PROTODIAKONOV la dureté du calcaire varie entre 6 et 8 et en comparaison avec le tableau précédent on déduit que la catégorie de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

### II.2.10- Module de Young : [13]

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 :

- $\sigma$  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).

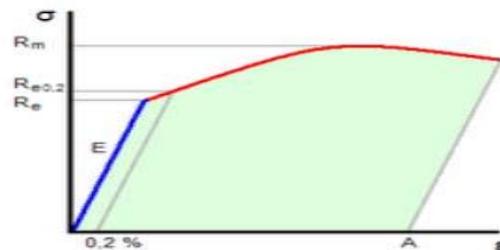


Figure II.1 : Diagramme contrainte- déformation

Le module de Young est la contrainte mécanique qui engendrerait un allongement de 100 % de la longueur initiale d'un matériau (il doublerait donc de longueur), si l'on pouvait l'appliquer réellement : dans les faits, le matériau se déforme de façon permanente, ou se rompt, bien avant que cette valeur soit atteinte.

**II.2.11- L'abrasivité :**

L'abrasivité caractérise la capacité d'une roche à provoquer l'usure d'un outil tel que pièce de concasseur, taillant de forage, molette ou pic de machine foreuse. Cette propriété est importante pour les travaux d'exploitation des matériaux rocheux, en souterrain comme à ciel ouvert. Elle dépend à la fois de la teneur en minéraux durs (quartz notamment) et de la résistance de l'assemblage des grains (cohésion de la roche).

Pour estimer l'abrasivité d'un matériau, on peut utiliser l'abrasimètre LCPC, qui est constitué d'un pot métallique que l'on remplit de granulats 4/6,3 mm, et dans lequel une palette métallique tourne à grande vitesse (**figure II.2**). La perte de poids subie par la palette après 5 min de rotation, exprimée en mg d'acier, est divisée par la masse en kg de granulats traités : on obtient ainsi l'indice ABR de la roche.

On estime en général que des valeurs supérieures à 1500 peuvent conduire à de fortes usures d'outils.



**Figure II.2 :** Abrasimètre LCPC : palette métallique (après essai) et pot de granulats.

**II.2.12- Altération Ad : [6]**

On appelle altération les modifications des propriétés physico-chimiques des minéraux, et donc des roches, par les agents atmosphériques, par les eaux souterraines et les eaux thermales (altération hydrothermale). Elle dépend en particulier du climat, de la température des eaux, de la nature des roches et de leur degré de fracturation. Elle a généralement pour effet de rendre les roches moins cohérentes ce qui facilite leur désintégration.

Il est défini ainsi :

$$\text{Ad} = \frac{\text{Fn} - \text{Fo}}{\text{Fn} - \text{Fa}}$$

Où **F** est la valeur du paramètre : teneur moyenne d'un composant (gypse, fer, etc.) ou propriété quelconque de la roche (masse volumique, porosité, résistance à la compression, etc.). Les indices **n**, **o** et **a** sont respectivement relatifs à la roche non altérée, la roche étudiée et la roche complètement altérée.

En fonction de cet indice, on peut définir 4 stades d'altération :

- 1. roches très altérées **Ad** > 0,9 ;
- 2. roches altérées **Ad** = 0,9-0,7 ;
- 3. roches moyennement altérées **Ad** = 0,7-0,3 ;
- 4. roches peu altérées **Ad** < 0,3.

**II.3- Propriétés intrinsèques : [2] [13]**

**II.3.1- Essai Los Angeles :**

Cet essai a pour but d'évaluer la résistance à la fragmentation par chocs. Les gravillons testés sont en général de granularités 6 -10, 10 -14 ou 25 -50 mm. Un broyeur cylindrique à boulets fragmente les gravillons, pendant 500 ou 1 000 révolutions suivant la granularité, puis on tamise à 1,6 mm. Le coefficient Los Angeles est défini par :

$$LA = \frac{100 \times m}{M}$$

**m (g)** : masse du passant au tamis de 1,6 mm.

**M (g)** : masse initiale de granulats.

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après :

Désignation	Echantillon1	Echantillon1	moyenne	observations
Los Angeles(%)	21.7	20.3	21	<25%

**Tableau II.8:** coefficient los-Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA

Utilisation	Coefficient los-Angeles
Gros granulat routier et pour béton courants	<40%
Granulat calcaire	<32%
Pour béton de qualité	<30%
Pour béton exceptionnel	<25

**Tableau II.9 :** coefficient los-Angeles en pourcentage dans la principale utilisation du granulat.



**Figure II.3:** Machine Los Angeles (le diamètre du tambour est d'environ 71 cm).

### II.3.2- Essai Deval et micro-Deval :

La production de fines par frottement des granulats entre eux ou au contact d'outils métalliques est liée aux propriétés d'usure ou d'attrition de la roche. On distingue en général l'essai à sec et l'essai en présence d'eau, ce qui permet de mettre en évidence les roches sensibles à l'eau.

L'essai Deval porte sur 7 kg de granulats 25-50 mm. Il est aujourd'hui souvent remplacé par l'essai micro-Deval.

Le principe est analogue à celui de l'essai Los Angeles, avec une charge plus légère (billes) et une durée de rotation plus longue : il n'y a pas de fragmentation mais seulement une usure. Le coefficient MDE (essai micro-Deval effectué en présence d'eau) est défini par :

$$M_{DE} = \frac{100 \times m}{M}$$

- **m (g) :** masse du passant au tamis de 1,6 mm.
- **M (g) :** masse initiale de granulats.

Désignation	Echantillon(1)	Echantillon(2)	Moyenne	Observations
MICRODEVAL(%)	15	15.6	15	< 35%

Tableau II.10 : coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA.

## II.4- Les propriétés mécaniques des roches : [2] [13] [17] [19]

### II.4.1- Définition de la rupture :

La résistance au cisaillement d'un sol est la résistance interne par unité de surface qu'un sol peut offrir pour résister à une rupture ou à un cisaillement le long d'un plan. La contrainte appliquée qui peut causer la rupture doit être déterminée et elle est située sur un plan critique donné.

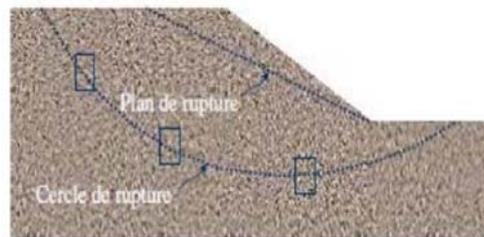


Figure II.4 : Rupture d'un sol

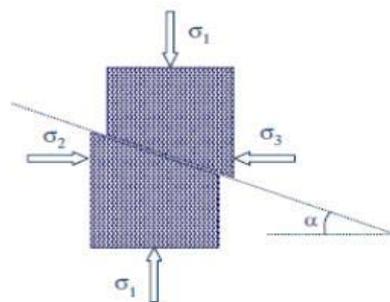


Figure II.5 : Les contraintes provoquant la rupture

### II.4.2- Critère de Mohr Coulomb: [17]

Le cercle de Mohr est une représentation graphique des états de contrainte à deux dimensions, proposée par l'ingénieur allemand Christian Otto Mohr en 1882.

Pour des échantillons d'une même roche, on fait varier expérimentalement  $\sigma_1$  et  $\sigma_3$  ; on note les valeurs provoquant la rupture et l'angle de rupture correspondant. La représentation graphique dite du Cercle de Mohr situe le domaine de la rupture par rapport aux valeurs des contraintes  $\sigma_1$ ,  $\sigma_3$  et à la contrainte tangentielle  $\tau$  exercée sur le plan de rupture.

Par convention, on prend des valeurs négatives de  $\sigma_3$  dans le cas de la traction. Le cercle de Mohr permet donc de prévoir la résistance à la rupture d'un matériau, les conditions limites de la rupture et l'angle de rupture correspondant pour des valeurs données de  $\sigma_1$ ,  $\sigma_3$  et  $\tau$ .

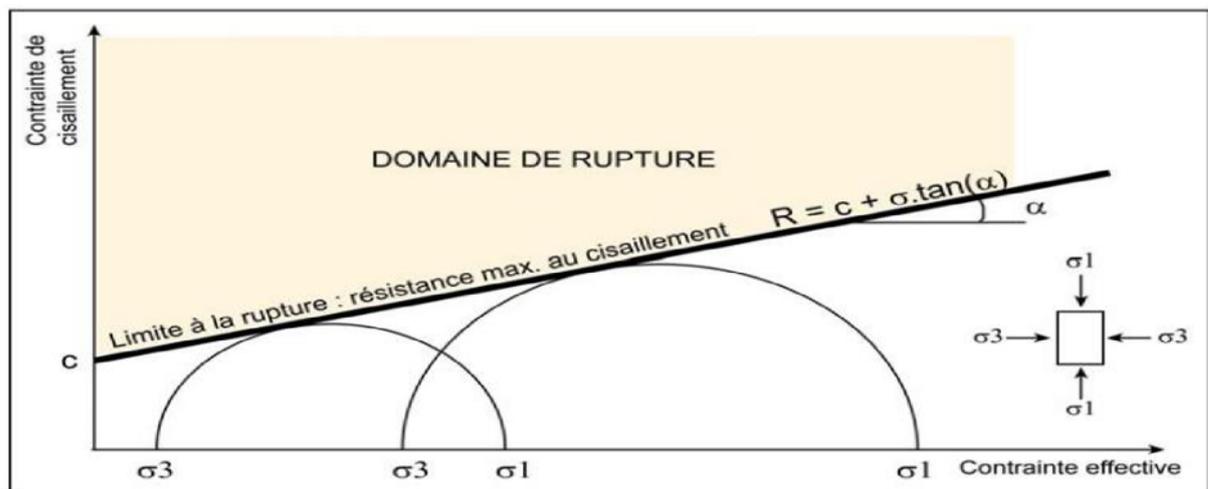


Figure II.6 : Représentation de la droite de Mohr-Coulomb.

### II.4.3- Les déformations : [11]

Les déformations peuvent être destructives et non destructives. Les déformations destructives provoquent la désagrégation des roches; les déformations non destructives changent les dimensions, la forme et le volume des roches sans destruction. Les déformations non destructives se répartissent en élastiques et plastiques

#### II.4.4- L'élasticité :

L'élasticité est la capacité des roches de reprendre leurs dimensions, forme ou volume initiaux, dès que les forces extérieures sont écartées.

#### II.4.5- La plasticité :

On appelle plasticité lorsque la capacité de la roche de changer sa forme sans que le volume ne varie.

Dans les conditions ordinaires les roches solides ne sont pas plastiques. La plasticité se manifeste dans les roches saturées par l'eau.

#### II.4.6- Résistance à la compression : [2] [13]

Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'éclatement  $L/D$  ( $L$  : hauteur,  $D$  : diamètre) compris entre 2 à 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée. L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse.

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 est donnée par la formule suivante :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S}, \quad [\text{Kgf/cm}^2]$$

Où :

- $F_{\max}$ : la force de compression maximale en [kg];
- $S$  : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm<sup>2</sup>]

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

$$f = \frac{R_c}{100}; \Rightarrow R_c = 100 \times f \quad ; \quad [\text{Kgf/cm}^2]$$

- $R_c$  : la résistance à la compression (kg/cm<sup>2</sup>).
- $f$ : la dureté.



Figure II.7: Dispositif expérimental de la compression

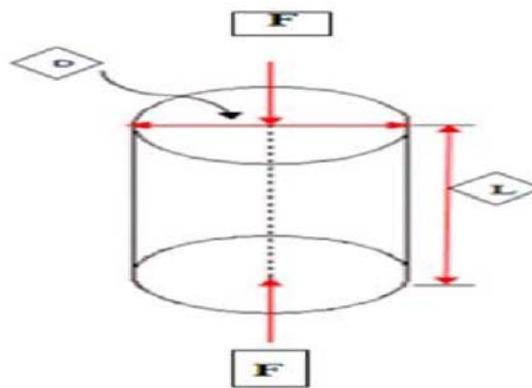


Figure II.8: Schéma de la Compression Uniaxiale.

Le tableau suivant donne une classification des roches en fonction de leur résistance à la compression proposée par la société internationale de mécanique des roches

Roches	Faiblement résistantes	Moyennes	Résistantes	Très résistantes
Rc(MPa)	<5	20	60	> 60

Tableau II.11: Classification des roches en fonction de la résistance à la compression

#### II.4.7- 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 :

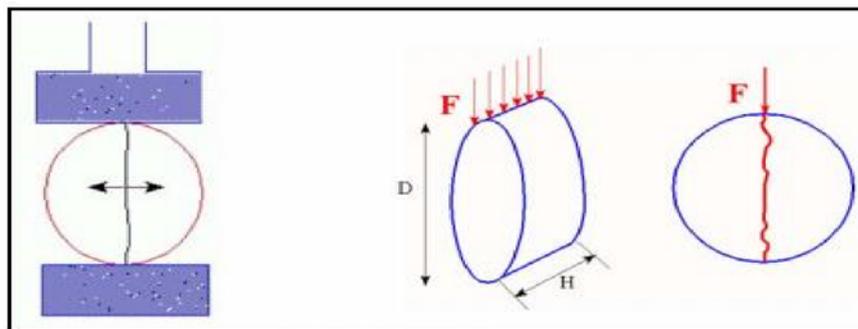
$$R_T = \frac{2 \times F}{\pi \times H \times D}$$

Avec : **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.

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

**Tableau II.5:** Classification des roches en fonction de la résistance à la traction



**Figure II.9:** Schéma de la Traction indirecte.

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 :

$$R_T = (0.08 \div 0.12) \times R_c; \quad [Kgf/cm^2]$$

#### II.4.8- La résistance au cisaillement :

La résistance au cisaillement d'un sol est la résistance interne par unité de surface qu'un sol peut offrir pour résister à une rupture ou à un cisaillement le long d'un plan. 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

$$R_{cis} = R_c / 3$$

### II.4.9- L'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) :

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

$$\varphi_{ech} = \arcsin \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t}$$

### II.4.10- Cohésion(C) :

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, la cohésion d'un échantillon est donnée par la relation suivante :

$$C_{ech} = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2 \times \sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3 \times \sigma_t^2}} ; \text{Kgf/cm}^2$$

- $\sigma_c$  : résistance à la compression, (kgf/cm<sup>2</sup>).
- $\sigma_t$ : résistance à la traction, (kgf/cm<sup>2</sup>).

### II.4.11- La cohésion et l'angle de frottement interne du massif :

Pendant le calcul des caractéristiques mécaniques ( la cohésion(**C**) et l'angle de frottement interne( $\varphi$ ) du massif), on doit tenir compte de beaucoup de facteurs parmi lesquels on trouve :

- Facteur de fissuration du massif ;
- Facteur d'humidité des roches ;
- Facteur temps.

La valeur de la cohésion l'angle de frottement interne du massif sont donnée par les formules suivantes :

$$C_m = C_{ech} \cdot k_f \cdot k_w \cdot k_t ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\varphi_m = k \cdot \varphi_{ech} ; \text{degré}$$

$C_m$  : cohésion du massif rocheux ;

$C_{ech}$  : cohésion de l'échantillon ;

$k_f$  : degré de fissuration du massif rocheux  $k_f = 0.01 \div 1$  on prend  $k_f = 0.15$  pour les calcaires (moyenne fissuration)  $k_f = 0.1$  pour les schistes (grande fissuration) ;

$k_w$  : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité  $k_w = 0.2 \div 1$

(On prend la moyenne  $K_w = 0.6$ ) ;

$K_t$  : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause du temps  $k_w=0.7 \div 0.8$  (on prend la moyenne  $k_w=0.75$ ) ;

$k$  : coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne des roches, généralement il est pris égal à 0.8 ( $k=0.8$ ).

#### Pour les calcaires sec

$$C_m = 117.55 \times 0.6 \times 0.15 \times 0.75 = 7.93$$

$$C_m = 7.93 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$\varphi_m = 48.5 \times 0.8 = 39^\circ.$$

$$\varphi_m = 39^\circ.$$

#### Pour les schistes

$$C_m = 94.5 \times 0.6 \times 0.1 \times 0.75 = 4.25.$$

$$C_m = 4.25 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$\varphi_m = 48.6 \times 0.8 = 39^\circ.$$

$$\varphi_m = 39^\circ.$$

#### Pour les calcaires asséchés

$K_f$  : on sait qu'après l'assèchement les fissurations vont augmenter,  $K_f$  va diminuer donc on prend une valeur de  $K_f = 0.1$  ;

$K_w$  : pour le coefficient de diminution de la cohésion en fonction de l'humidité et comme la partie inférieure est plus humide que la partie supérieure on prend une valeur moins.  $K_w = 0.3$  ;

$K_t$  on prend la même chose 0.75.

Donc on trouvera :

$$C_m = C_{ech} \cdot k_f \cdot k_w \cdot k_t.$$

$$C_m = 117.5 \times 0.4 \times 0.1 \times 0.75.$$

$$C_m = 3.52 \text{ kgf/cm}^2.$$

**II.4.12- Fiche Technique de La carrière de KEDDARA :**

**COMPOSITION CHIMIQUE(%)**

SiO <sub>2</sub>	=	1.6
AL <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	0.23
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	1.28
CaO	=	47.06
MgO	=	4.72
P <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	0.09
Na <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	0.68
K <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	=	0.09
TiO <sub>2</sub>	<	0.05
MnO	=	0.08

**PRINCIPALES CARACTERESTIQUE**

Densité : 2.7 T /m<sup>3</sup>  
 Porosité : 1.42 %  
 Absorption d'eau : 0.54 %  
 Compressibilité en état sec :  
 1337 Kgf/cm<sup>3</sup>  
 Compressibilité en état saturé : 648  
 Kgf/cm<sup>3</sup>  
 Dureté : 7  
 La teneur en eau : 0.671 %

**Propriétés mécaniques du calcaire et du schiste**

	calcaire	schiste
Rst à la compression (kgf/cm <sup>2</sup> )	622	500
Rst à la traction (kgf/cm <sup>2</sup> )	62.2	50
Rst au cisaillement (kgf/cm <sup>2</sup> )	207.33	166.67
Angle de frottement interne en degré du massif	39	39
Cohésion du massif (kgf/cm <sup>2</sup> )	7.93	4.25

**Etude minéralurgique au RX**

Minéral	Calcite	Dolomite	Quartz
%	60	40	<1

**Etude Pétrographique**

Minéral	Calcite	Dolomite	Quartz	Fossiles	Hydroxyde de fer
%	45	39	3	12	1

### **II.5- Conclusion :**

Les calcaires du gisement de KEDDARA sont susceptibles de fournir des granulats de bonne qualité, répondants aux spécifications en vigueur, elles présentent aussi une bonne résistance à l'altération. Les essais ont également montrés que les calcaires en question ont une bonne affinité chimique avec les liants hydrocarbonés et bénéficient d'une très bonne adhésivité.

## **Chapitre III:**

# **Méthodologie d'étude de la déformation des talus**

**III.1- Introduction :**

Les calculs de la stabilité du talus, après détermination de la résistance au cisaillement, de la pression d'eau dans les pores, de la géométrie de la pente..., doivent être effectués pour s'assurer que les forces sont suffisantes et supérieure à celle qui tend à provoquer une pente à l'échec.

**III.2- Facteurs influençant la stabilité des talus :**

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

- géographiques et climatiques : relief du site, régime des précipitations, régime des températures, conditions spécifiques du gel-dégel ;
- géologiques : lithologie du massif, conditions tectoniques, spécificités structurales et texturales des roches et du massif, propriétés mécaniques des roches, etc.;
- hydrogéologiques : eaux superficielles qui traversent le territoire de l'exploitation ou se situent à proximité, eaux souterraines dans le massif, présence d'eau dans les contacts entre les roches ou dans les discontinuités tectoniques, l'eau de pluie qui peut poser un problème aussi etc.

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

D'un point de vue général, les massifs rocheux peuvent être considérés à la fois comme des objets géologiques et des objets mécaniques. L'étude de la stabilité des massifs rocheux nécessite d'avoir des connaissances relatives à la géologie structurale et à la mécanique des roches. Sur le plan géologique on observe une grande diversité des massifs rocheux en fonction de :

- la nature de la matrice rocheuse et ses caractéristiques pétrographiques et mécaniques.
- les discontinuités à toutes les échelles et de tous types, affectant le massif.
- la variabilité dans l'espace du couple matrice rocheuse/discontinuités.
- les facteurs hydrogéologiques.

### III.3- Classification des mouvements de terrain : [7] [8] [16] [18]

Des 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.
- Eroulement.
- Fluages.

La figure suivant représente la classification des déformations et ruptures appliquée aux mines à ciel ouvert qui à été proposée par Fissenko

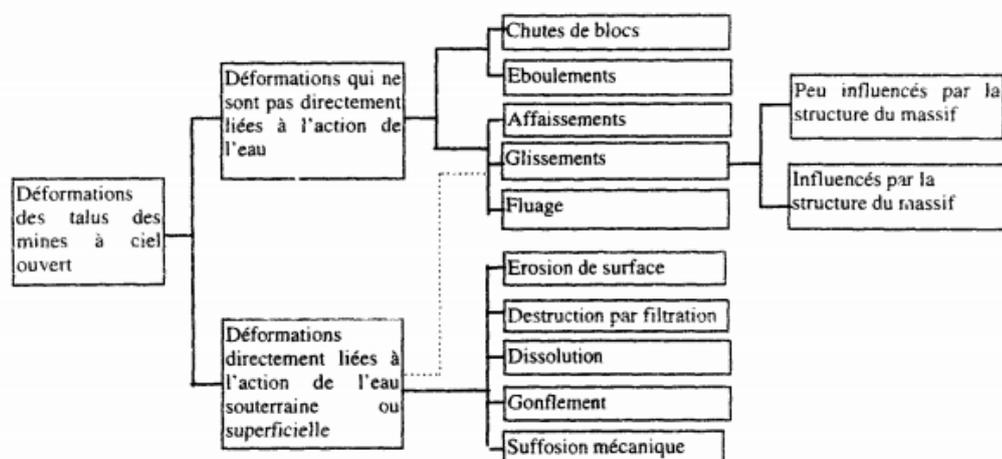


Figure III.8 : Classification des déformations dans les mines à ciel ouvert

### III.3.1- Les Écroulements :

Ce sont des chutes soudaines (quelques secondes) de masses rocheuses importantes. Ils peuvent être dus à des causes internes au massif.

- Dislocation d'une masse rocheuse diaclasée (Fig III.2) par altération interne ou accroissement de pressions interstitielles, par exemple.



Figure III.2 : Écroulement rocheux par dislocation interne

- Glissements banc sur banc d'une masse rocheuse stratifiée (Fig III.3).

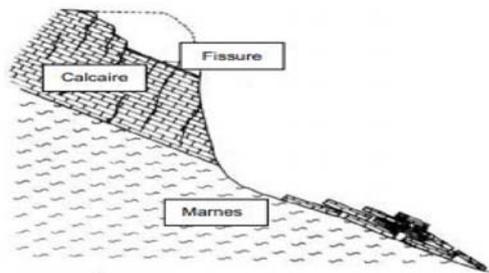
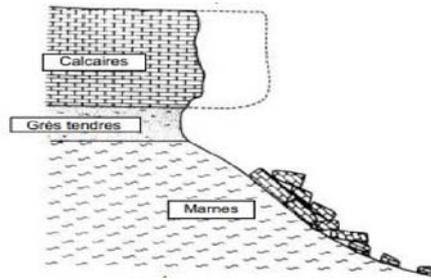


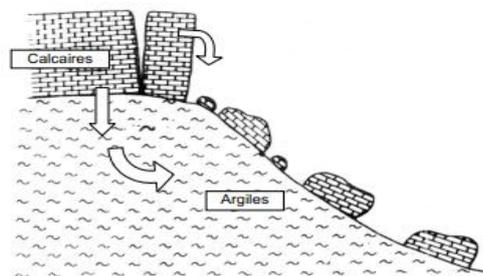
Figure III.3 : Écroulement par glissement banc sur banc

- Écroulements de masses mises en surplomb par érosion ou dislocation des couches tendres sous-jacentes (Fig III.4)



**Figure III.4 :** Écroulement de surplomb

- Écroulement par fluage ou glissement d'une couche sous-jacente (Fig III.5).



**Figure III.5 :** Écroulement par fluage d'une couche sous-jacente

### III.3.2- Les Glissements :

Ils affectent les matériaux meubles, de type sols, et sont généralement beaucoup plus lents que les écroulements (quelques heures). Les glissements simples sont assimilables à des mouvements de type rotationnel ou plan.

#### III.3.2.1- Les Glissements rotationnels :

Ils sont caractérisés par un basculement de la masse glissée (Fig III.6), le long d'une "surface de rupture" dont la forme est parfois assimilable à un cylindre à directrice circulaire, c'est le cas en particulier des ruptures de remblais sur sols mous et de déblais en sols

homogènes.

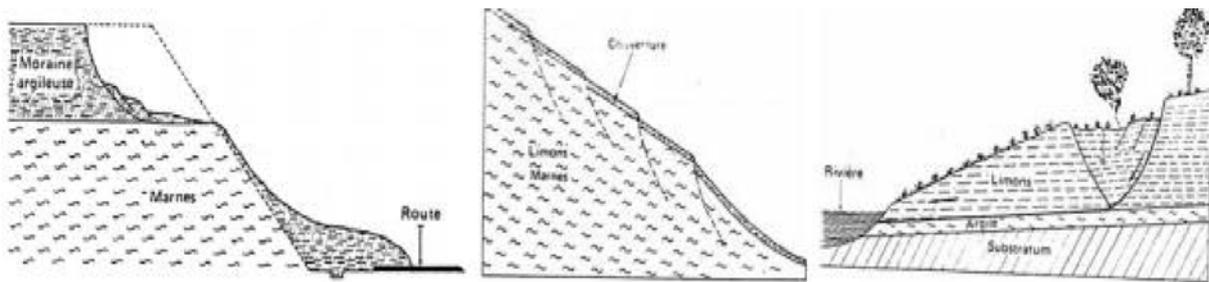


Figure III.6 : Glissements rotationnels

### III.3.2.2- Glissements-Plans :

Ils se produisent lorsqu'existe une surface topographique pouvant guider une rupture plane: couche de caractéristiques médiocres, contact manteau d'altération - substratum (Fig III.7). On en verra une application dans le cas des versants naturels.

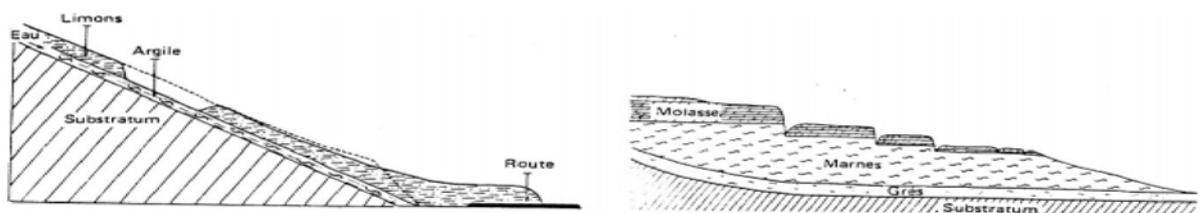


Figure III.7 : Glissements plans

### III.3.2.3- Glissements complexes

Lorsque le sol est hétérogène, ou anisotrope, il peut y avoir formation de glissements "complexes", dont certaines parties correspondent à des mouvements rotationnels et d'autres à des mouvements plans. C'est le cas, en particulier, des remblais sur versants (Fig III.8).

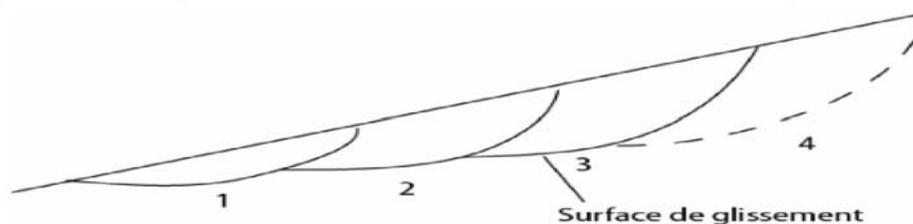


Figure III.8 : Glissement complexe d'un remblai sur versant

### III.3.3- Rupture:

#### III.3.3.1- 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.

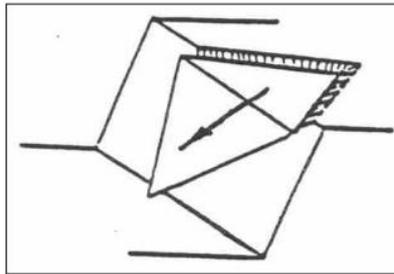


Figure III.9 : Rupture d'un dièdre (les fissures naturelles sont hachurées).

#### III.3.3.2- Rupture par basculement :

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

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

La rupture se produit par décollement des plaques et leur basculement (figure III.10). Une dégradation progressive des gradins pourrait conduire à l'instabilité du talus.

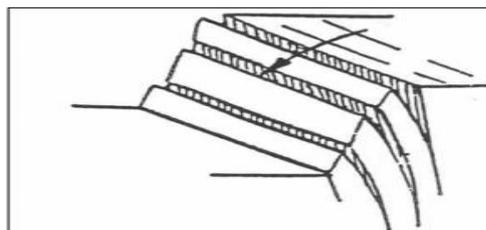


Figure III.10 : représente la rupture par basculement

### III.3.4- Les Coulées :

Elles sont dues à la mise en mouvement, généralement brutale, de masses de sol à l'état "liquide" qui, dans leur écoulement, peuvent transporter un débit solide important (rochers, troncs d'arbres, débris de constructions, etc.) dont l'impact sur les structures peut être désastreux. On distingue plusieurs types de coulées telle que :

➤ coulées boueuses :

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

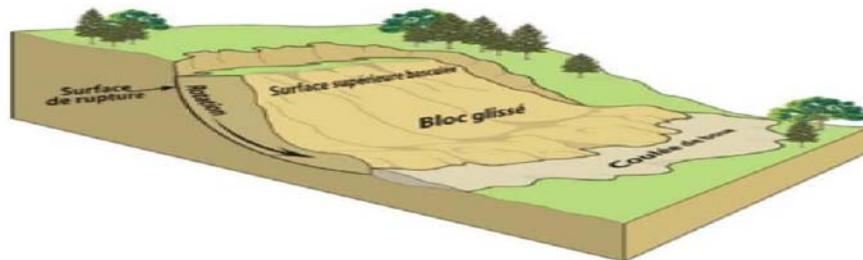


Figure III.11 : représente les coulées boueuses

➤ coulées de solifluxion

Déplacement lent des sols en milieu périglaciaire, résultant de l'instabilité de la partie dégélée du sol, en surface, (au cours de l'été).

### III.3.5- Mouvements de fluage :

Par opposition aux mouvements précédents, localisés dans le temps et caractérisés par une zone de rupture nettement définie, les mouvements de fluage constituent la manifestation externe des déformations du sol dans sa masse. Ce sont des mouvements lents, de faible amplitude, qui se développent dans une zone dont les contours sont généralement difficiles à définir, tant en extension qu'en profondeur.

Les cas de fluage pur (déformation sans modification des sollicitations extérieures) sont très rares et très délicats à mettre en évidence. Par contre, de nombreux glissements d'ouvrages sont précédés de mouvements lents de fluage dont l'évolution provoque la rupture

Parmi les mouvements précédemment décrits, nous allons développer les glissements, qui relèvent de la mécanique des sols et pour lesquels on dispose de théories et d'expériences

suffisantes pour dimensionner la plupart des projets. La stabilité des talus rocheux fait l'objet de théories développées par ailleurs.

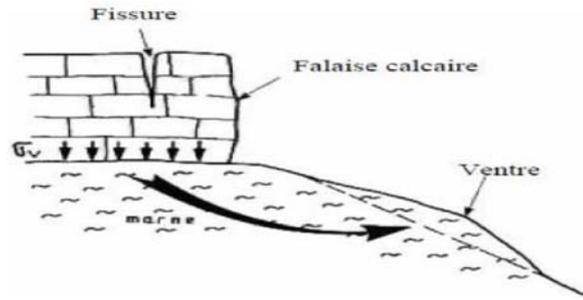


Figure III.12 : représente le mouvement de fluage

Une complication des différents types de mouvements de terrains et données dans le tableau (III.1)

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

Tableau III.6 : principales classes de déstabilisation sur les versants en fonction des terrains concernés (d'après Compy M., Macaire J.J., 2003)

### III.4- Méthodes de calcul de la stabilité des talus : [7] [9] [13]

#### III.4.1- La détermination de la surface de rupture :

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 III.13).

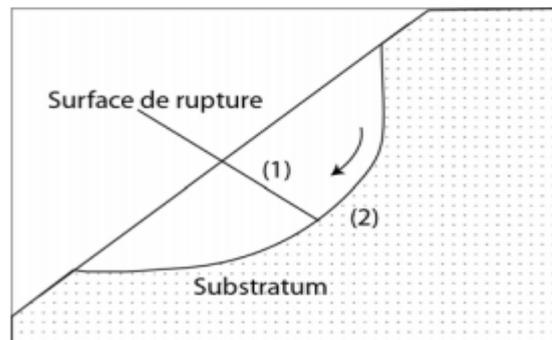


Figure III.13 : Surface de rupture

#### III.4.2- Définition de facteur de sécurité :

Le principe de calcul de stabilité des talus consiste à déterminer le facteur de sécurité  $F_S$  par lequel il faut diviser la résistance de la surface de glissement pour que la masse potentiellement stable soit à la limite de l'équilibre. Ce facteur peut être écrit de la façon suivante :

$$F_S = \frac{Q_{\max}}{Q}$$

$Q$ : cette valeur définit la sollicitation vectorielle ou tensorielle appliquée au massif (force H, force V, moment M).

$Q_{\max}$ : valeur maximale de  $Q$ .

Le facteur de sécurité pourrait être calculé, pour un paramètre sélectionné, en prenant le ratio de la valeur à la rupture, par la valeur calculée sous les conditions de projet de ce paramètre. On peut citer plusieurs exemples :

- ✓  $F_w$  = niveau de l'eau à la rupture / niveau de l'eau initial (ou de projet)
- ✓  $F_L$  = chargement ultime / chargement appliqué
- ✓  $FS(Q)$  =  $a_{max}$  (rupture) /  $a_{max}$  (Q) ; Q : le chargement sismique d'accélération maximale  $a_{max}$

On distingue deux démarches pour le calcul de facteur de sécurité :

1. Dans la première, le glissement a déjà eu lieu, il s'agit d'une valeur de  $F_S$  inférieure ou égale à 1, donc :

- soit, on connaît la surface exacte et on cherche à déterminer, pour  $F_S=1$ , les caractéristiques correspondantes.

- soit, on a les caractéristiques et on cherche à déterminer la surface de glissement.

2. La deuxième, la plus fréquente, consiste à déterminer la marge de sécurité disponible et adopter les solutions adéquates pour améliorer la sécurité de l'ouvrage en répondant à des exigences en fonction de l'emploi des talus.

### **III.4.3- Choix de la valeur du coefficient de sécurité dans le calcul de stabilité :**

Le facteur de sécurité minimal  $F_S$  adopté est assez rarement inférieur à 1,2. Il peut quelque fois être égal à 1,25, voire à 1,3 pour des ouvrages dont la stabilité doit être garantie à tout prix (grand risque pour les personnes, site exceptionnel), ou pour des méthodes dont l'incertitude est grande (analyse en contrainte totale avec risque d'erreur sur la valeur de la cohésion drainé  $C_u$ ).

Pour certains sites peu importants ou pour certains ouvrages courants, et lorsqu'il n'y a pas de risque pour la vie humaine, on peut accepter des valeurs plus faibles pendant un moment très court ou pour des fréquences faible : 1,2 voire 1,1. Mais pour pouvoir se rapprocher ainsi de 1, c'est-à-dire de la rupture, il faut être sûr de la validité des hypothèses et des paramètres adoptés, ce qui souvent est difficile en géotechnique.

Le ci-dessous, nous donnent les valeurs de  $F_S$  en fonction de l'importance de l'ouvrage et des conditions particulières qui l'entoure.

$F_s$	Etat de l'ouvrage
$<1$	Danger
1.0-1.25	sécurité contestable
1.25-1.4	sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants sécurité contestable pour les barrages, ou bien quand la rupture serait catastrophique
$>1.4$	satisfaisante pour les barrages

**Tableau III.2 :** représente les valeurs de FS en fonction l'importance de l'ouvrage (cours d'exploitation minière **OMRACI Kamel ENP**)

A l'issue des expériences une classification a été proposée par la société internationale de la mécanique des roches qui est la suivante : (tableau III.3).

Facteur de sécurité	Etat de talus
$F_s < 1$	talus instable.
$1 < F_s < 1.5$	glissement possible.
$F_s > 1.5$	généralement stable.

**Tableau III.3 :** état des talus en fonction des valeurs expérimentales du coefficient de sécurité

La définition des seuils des facteurs de sécurité dépend de l'approche adoptée, des fréquences de sollicitations de l'ouvrage en question et du risque créé par la rupture. En condition normale, Fellenius propose un seuil égale à 1.25, alors que  $F_s = 1.5$  pour Bishop (l'approche de Fellenius est plus conservatoire que celui de Bishop).

#### III.4.4- Les principales méthodes de calcul de la stabilité :

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

- Les méthodes basées sur l'équilibre limite :

Dans cette méthode La mise en équation du problème de l'équilibre d'une masse de sol peut se faire de deux manières

- ✓ Ou bien on étudie l'équilibre de l'ensemble de la zone de glissement. La ligne de rupture est ; la plupart du temps supposé circulaire. C'est la « méthode globale » (méthode de TAYLOR ; de CAQUOT ; de BIAREZ.....).
  - ✓ Ou bien on décompose 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 » (méthode de FELLENIUS, méthode de BISHOP...)
- Les méthodes des éléments finis.
  - Méthode géométrique.
  - Les méthodes des abaques.

#### III.4.4.1- Méthode géométrique :

Cette méthode se base sur la détermination des états de contraintes à l'aide de la projection stéréographique des failles et discontinuités. Cette projection nous aide à déterminer les contraintes principales agissant sur le massif qui peuvent provoquer la rupture de ce dernier

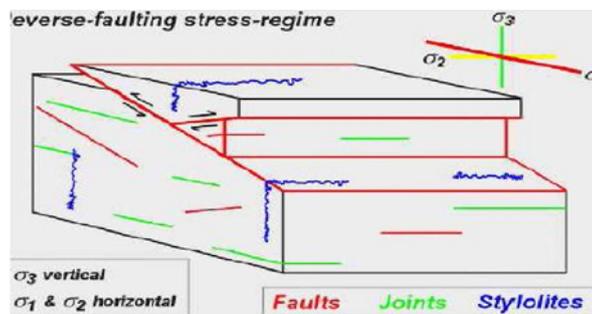


Figure III.14 : représente les contraintes

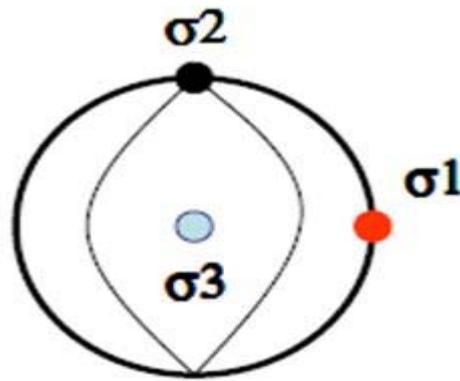


Figure III.15 : la représentation stéréographique

La détermination des contraintes verticale  $\sigma_3$  et horizontales  $\sigma_1$  et  $\sigma_2$  permettra de tracer le cercle de Mohr qui donne l'angle de frottement interne  $\Phi$ , la cohésion  $C$  et le domaine de rupture du massif.

### III.4.4.2- 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.

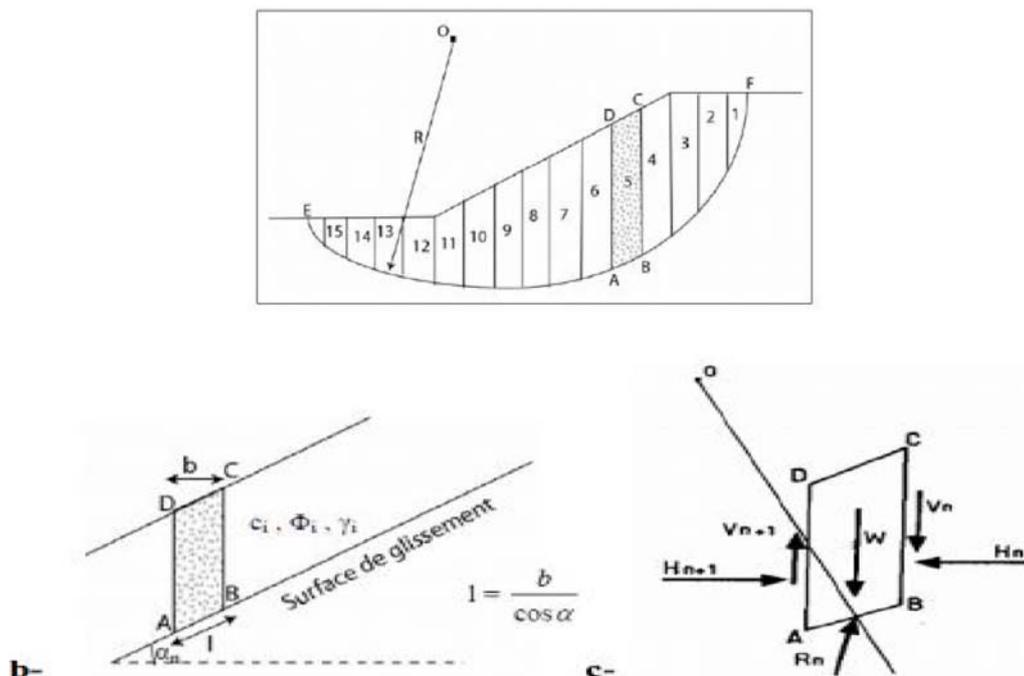


Figure III.16 : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche.

Soit un cercle quelconque de centre O et de rayon R pour lequel on vérifie la sécurité vis-à-vis du risque de glissement. La méthode des tranches consiste à découper le volume de sol (compris dans l'arc EF) en un certain nombre de tranches limitées par des plans verticaux.

En l'absence d'eau, une tranche (n) est soumise à : (figure a, b et c).

- Son poids  $\mathbf{W} = \gamma_n \times h_n \times b_n$
- Les efforts inter-tranches décomposés en efforts horizontaux  $\mathbf{H}_n$  et  $\mathbf{H}_{n+1}$  et en efforts verticaux  $\mathbf{V}_n$  et  $\mathbf{V}_{n+1}$
- La réaction  $\mathbf{R}_n$  du milieu sous-jacent sur l'arc AB (résistance de cisaillement). Elle se décompose en une composante normale et tangentielle.

#### III.4.4.3- Méthode de Fellenius (rupture circulaire) :

C'est la méthode la plus simple pour l'analyse de stabilité des talus. Fellenius suppose que le volume de glissement délimité par la surface de glissement et la topographie du talus est subdivisé en n tranches. Chaque tranche est considérée comme un solide indéformable, en équilibre sur la ligne de glissement. Considérons un talus recoupant un certain nombre de couches de sols de caractéristiques différentes  $c_i, \gamma_i, \phi_i$ . La stabilité est étudiée en considérant le problème 2D, c'est-à-dire en analysant l'équilibre d'une masse de sol d'épaisseur unité dans le sens perpendiculaire à la figure.

Soit un cercle quelconque de centre O et de rayon R pour lequel on vérifie la sécurité vis-à-vis du risque de glissement. La méthode consiste à découper le volume de sol concerné (compris dans l'arc EMF) en un certain nombre de tranches limitées par des plans verticaux. Etudions l'équilibre de l'une de ces tranches, par exemple la tranche "ABCD". Les forces agissant sur cette tranche sont les suivantes:

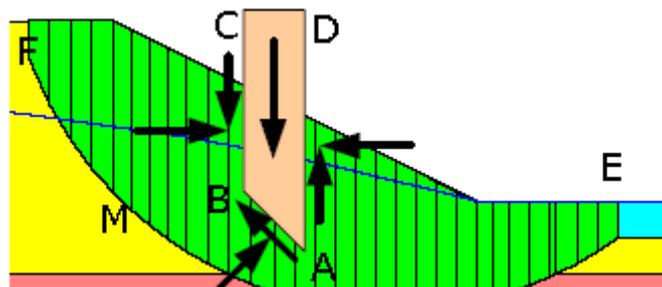


Figure III.17 : les forces appliquées sur une tranche pour la méthode de Fellenius

- son poids  $W$ ;
- la réaction du milieu sous-jacent sur l'arc  $AB$ ;
- les réactions sur les faces verticales  $BC$  et  $AD$  décomposées en réactions horizontales  $H$  et en réactions verticales  $V$ . Il s'agit de forces internes au massif étudié.
- les pressions hydrauliques.

Définissons par rapport au centre  $O$  :

- le moment moteur, comme celui du poids des terres  $W$  (et des surcharges éventuelles), qui tend à provoquer le glissement ;
- les moments résistants, comme ceux des réactions s'opposant globalement au glissement de la tranche.

La surface de rupture étant limitée par les points  $E$  et  $F$ , le coefficient de sécurité global  $F_S$  est défini par le quotient:

$$F_S = \frac{\sum \text{Moments des forces résistant au mouvement}}{\sum \text{Moments des forces provoquant le mouvement}}$$

Considérons la somme des moments pour l'arc  $EF$ , sachant que la somme des moments des forces est nulle. Fellenius a fait une hypothèse qui simplifie considérablement les calculs, à savoir que la seule force agissant sur l'arc  $AB$  est le poids  $W$ , à l'exception des forces internes.

Dans ces conditions, le moment résistant maximal est fourni par la valeur maximale que peut prendre la composante tangentielle de  $R_n$  :  $(R_n)_t$

D'après la loi de Coulomb, elle s'écrit

$$(R_n)_t = C_i \times AB + N_n \times \tan \varphi_i$$

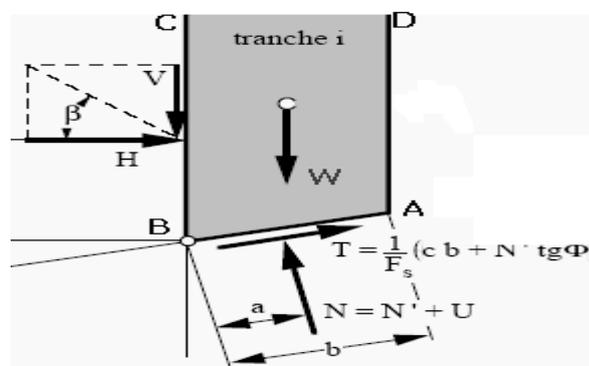


Figure III.18 : les forces appliquées sur une tranche

La somme des moments des forces résistants pour toutes les tranches est

$$\sum_{n=1}^{n=m} R \times (C_i \times AB + N_n \times \tan\phi_i)$$

- **m**: nombre total de tranches,
- **R** : rayon du cercle de glissement.
- **C<sub>i</sub>** & **φ<sub>i</sub>**: caractéristiques mécaniques de la couche dans laquelle est situé l'arc de la tranche AB.

Par ailleurs, le moment moteur est dû à **T<sub>n</sub>** et égal à

$$M_{mot} = T_n \times R$$

D'où:

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^{n=m} (C_i \times AB + N_n \times \tan\phi_i)}{\sum_{n=1}^{n=m} T_n}$$

### III.4.4.4- Méthode de Bishop (qu'on appelle habituellement Bishop simplifiée) :

La méthode de Bishop diffère de celle des tranches surtout parce qu'elle fait l'équilibre dans chacune des tranches pour trouver **σ<sub>N</sub>** au lieu d'assumer celle ci comme étant égale à **W × cosα**.

$$\sigma_N \longrightarrow \sum F_v$$

On voit que, si on fait l'équilibre des forces pour obtenir **σ<sub>N</sub>**, on n'a pas nécessairement **W × cosα**.

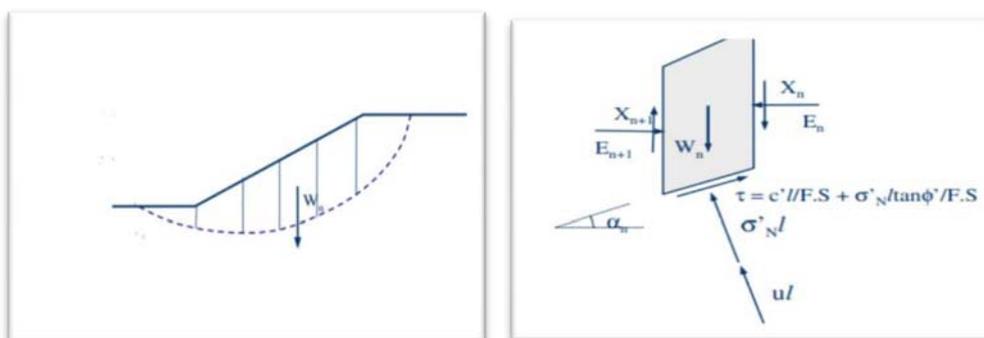


Figure III.19 : Le découpage de talus et les forces appliquées sur une tranche pour la méthode de Bishop

Hypothèse :

$$X_n - X_{n-1} = 0$$

Si on trace le polygone des forces pour trouver  $\sigma'_N$  pour chaque tranche, on a alors :

Dans la  $\sum F_v$ ,  $E_n - E_{n-1}$  n'entre pas en ligne de compte mais influence le polygone à l'équilibre:

$$\sum F_v = 0$$

$$\frac{-W + ul \cos \alpha + \sigma'_N l \cos \alpha + c' l \sin \alpha}{F_s} + \frac{\sigma'_N l \tan \phi \sin \alpha}{F_s} = 0$$

$$\sigma'_N l (\cos \alpha + \tan \phi \sin \alpha / F_s) = W - ul \cos \alpha - c' l \sin \alpha / F_s$$

$$\sigma'_N l = \frac{(W - ul \cos \alpha - c' l \sin \alpha / F_s)}{(\cos \alpha + \tan \phi \sin \alpha / F_s)}$$

Méthode des tranches :  $\longrightarrow \sigma'_N l = W \cos \alpha - ul$

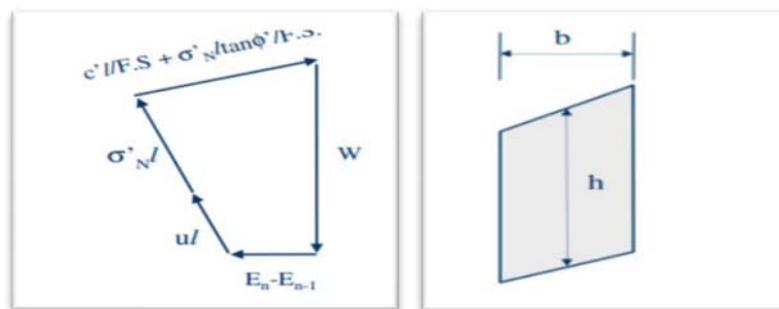


Figure III.20 : les forces appliquées sur une tranche

Équilibre de l'ensemble :

$M = 0$  pour déterminer  $F_s$ .

De l'équilibre des moments, on a déjà établie :  $F_s = \frac{(li \times c'i + \sigma'_N i \times li \times \tan \phi')}{W_i \times \sin \alpha_i}$

(Bishop est différent que dans le calcul  $\sigma'_N$ ).

Si nous remplaçons  $\sigma'_N$  dans l'équation :

$$F_s = (1 / \sum W_i \sin \alpha_i) \times \sum (li c'i + \{W - ul \cos \alpha - c' l \sin \alpha / F.S.\} / (\cos \alpha + \tan \phi \sin \alpha / F.S.) \tan \phi')$$

Si on veut une expression avec le même dénominateur, nous faisons

$$ma = \cos \alpha + \frac{\tan \phi \sin \alpha}{F_s}$$

$$F_s = \left( \frac{1}{\sum W_i \times \sin \alpha_i} \right) \times \sum \frac{[l_i \times c_i \times \cos \alpha + (W - ul \times \cos \alpha) \times \tan \varphi']}{ma}$$

À noter  $ma$  Contient  $F_s$  (inconnu). Il faut donc procéder par itération  $\longrightarrow$  converge rapidement.

$$F_s = \left( \frac{1}{\sum h_i \times b_i \times \sin \alpha_i} \right) \times \sum \frac{[b_i \times C_i + (y_{hi} - U_i) \times \tan \varphi']}{ma}$$

Avec 
$$ma = \cos \alpha + \frac{\tan \varphi \sin \alpha}{F_s}$$

Pour déterminer  $F_s$  il faut procéder par itérations successives. La première itération est faite en adoptant, comme valeur  $F_{s0}$  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). La méthode de Fellenius donne des résultats pessimistes par rapport à la méthode de Bishop simplifiée. Les écarts sur  $F_s$  peuvent atteindre 10%. La méthode de Fellenius a l'avantage de la simplicité et donc peut être utilisée dans tous les cas courants. Il y a aussi la **Méthode de Eliment Fini** qui l'on va développer dans le chapitre suivant.

Si on travaille à la main, il est plus simple de réécrire cette équation avec

$$b = l \times \cos \alpha \quad ma = h \times b \times \sin \alpha ; \longrightarrow W = \gamma \times h \times b$$

Lors qu'on travaille à la main, le terme  $ma$  est assez fastidieux à évaluer. Il existe cependant des tables qui permettent de donner directement le terme en fonction de  $\alpha$  et de  $\frac{\tan \varphi}{F_s}$ .

#### III.4.4.6- Méthode de JANBU généralisée :

La méthode généralisée 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:

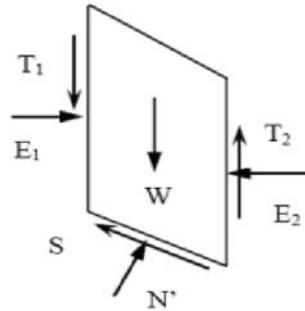


Figure III.21 : les forces appliquées pour la méthode JUMPO généralisé

$$F = \frac{\sum(C' l + (N - ul) \times \tan \phi') \times \sin \alpha}{\sum(W - (T_2 - T_1)) \times \tan \alpha + \sum(E_2 - E_1)}$$

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

$$N = \frac{1}{m \alpha} \times [W - (T_2 - T_1) - \frac{1}{F} (C' l - ul \times \tan \phi') \times \sin \alpha]$$

Il ya toute une série de procédures d'équilibre limite qui a été élaborée pour analyser la stabilité statique des talus. Les pentes homogènes sont habituellement analysées par les méthodes présentées ci-dessus (Bishop simplifiée, 1954 ; JANBU 1956), qui assument les surfaces de rupture circulaires. Quand les conditions du sol ne sont pas homogènes, les surfaces de rupture sont susceptibles d'être non circulaires. Dans ces cas, il est préférable d'utiliser des méthodes comme Morgenstern Price (1965), Spencer (1967) [38].

Il ya aussi la méthode de Sarma (1973, 1979), où il a développé une approche différente pour déterminer le coefficient de sécurité d'un talus et qui vérifie toutes les conditions d'équilibre limite.

### III.5- Les logiciels utilisés pour l'analyse de la stabilité :

L'analyse de la stabilité des talus aujourd'hui peut être effectuée en utilisant divers logiciels de géotechnique sur ordinateur. Les logiciels informatiques utilisant les formulations d'équilibre limite ont été utilisés pendant de nombreuses années. De même, les logiciels qui utilisent la méthode des éléments finis sont basés sur les lois constitutives des sols et des

modèles appropriés, ont attiré de plus en plus intérêt à la fois des chercheurs et des professionnels. Aujourd'hui, les deux types de logiciels basés sur les éléments finis et sur la limite d'équilibre (EF et EL) sont couramment utilisés dans les calculs géotechniques.

### **III.5.1- Logiciel SLOPE/W :**

SLOPE/W, développé par GEO-SLOPE International Canada, est utilisé pour l'analyse de la stabilité des talus.

Ce logiciel est basé sur les théories et les principes des méthodes d'équilibre limite discutés dans les sections précédentes, et il peut même utiliser la méthode des éléments finis mais à l'aide de la modélisation obtenue de logiciel SIGMA/W.

Le logiciel calcule le coefficient de sécurité pour différentes surfaces de cisaillement, par exemple circulaire, ou non circulaire. Cependant, seules les surfaces de cisaillement circulaires sont automatiquement recherchées.

Plusieurs méthodes de calcul sont disponibles dans SLOPE/W, il permet de calculer le coefficient de sécurité en utilisant la méthode Ordinaire, Bishop, Janbu généralisée, Spencer, Morgenstern –Price, Sarma, Lowe Karafiath, et d'autres.

### **III.5.2- Logiciel SLIDE :**

Le logiciel SLIDE, développé par Rocscience 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-EL, 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.

### III.6- 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 affleurantes, hydrogéologie) c'est-à-dire par l'environnement physique. Ils concernent non seulement les régions montagneuses et côtières, mais aussi les bassins à forte densité de vides souterrains (naturels ou minés), les sols argileux sensibles aux variations de teneur en eau, etc.

Leur occurrence est très marquée par les variations climatiques (périodes de fortes pluies, fonte des neiges) mais peut aussi être liée à des secousses sismiques ou encore être induite par les activités humaines.

Dans leur principe, les mouvements de terrain sont bien compris: ils surviennent lorsque la résistance des terrains est inférieure aux efforts moteurs engendrés par la gravité et l'eau souterraine ou par les travaux de l'Homme; leur dynamique répond naturellement aux lois de la mécanique.

## **Chapitre IV :**

# **L'exploitation de la partie inferieur de la carrière**

**IV.1- Introduction :**

La carrière de KEDDARA est constituée de 08 gradins de 12m de hauteur dont la plupart sont en épuisement dû à la présence de stériles dans les niveaux supérieurs à savoir, terre végétale au niveau + 308 m, schistes du niveau +308m jusqu'au 188m du coté Est du gisement et calcaire ferrugineux du coté Nord. Il est à signaler que la présence de la roche calcaire apparaît du coté Est à partir du niveau 284 m et est en progression en allant vers les niveaux inférieurs ; du coté nord la roche calcaire est présente à partir du niveau 260m et 248 m allant toujours vers les niveaux inférieurs.

**IV.2-L'exploitation de la partie supérieure de la carrière de KEDDARA :**

**IV.2.1- Les réserves : [19]**

D'après l'étude qui a été faite l'année passée pour le calcul des réserves des contours dans la partie supérieure EST de la carrière, elles sont estimés de l'ordre de 4246132.72 tonnes.

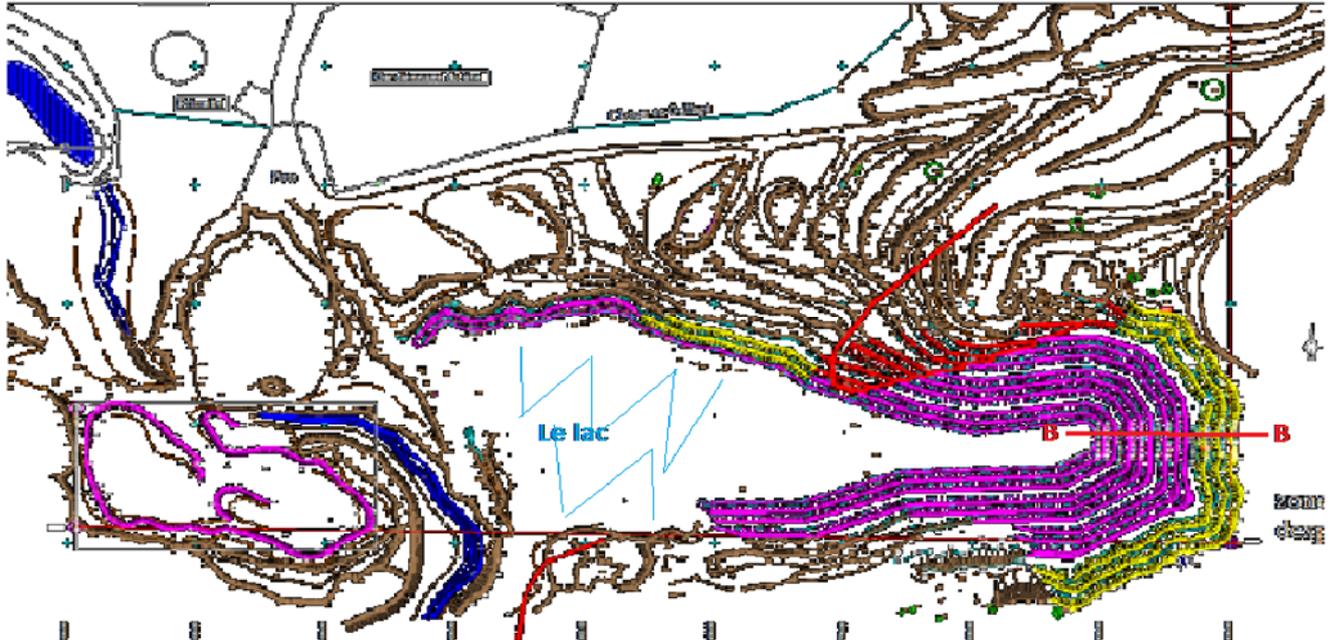
La préparation de ces réserves nécessite un volume de découverte estimé à 231416 tonnes pour les schistes et 69544.8 tonnes pour le calcaire ferrugineux, d'autre calcule a été aussi fait par le logiciel Auto CAD. (Tableau IV.1)

Les niveaux			
	calcaire	calcaire ferrugineux	schiste
384	220149.6	0	0
320	0	0	0
308	0	0	92784
296	0	7581.6	101424
284	0	8736	0
272	314891.4	6583.2	0
260	459505.8	6427.2	0
248	469505.8	4524	0
236	665904.12	18220.8	0
224	706221.84	6427.2	0
212	683077.08	7768.8	8664
200	529456.56	3276	20544
188	199641.04	0	8000
<b>total</b>	<b>4246132.72</b>	<b>69544.8</b>	<b>231416</b>

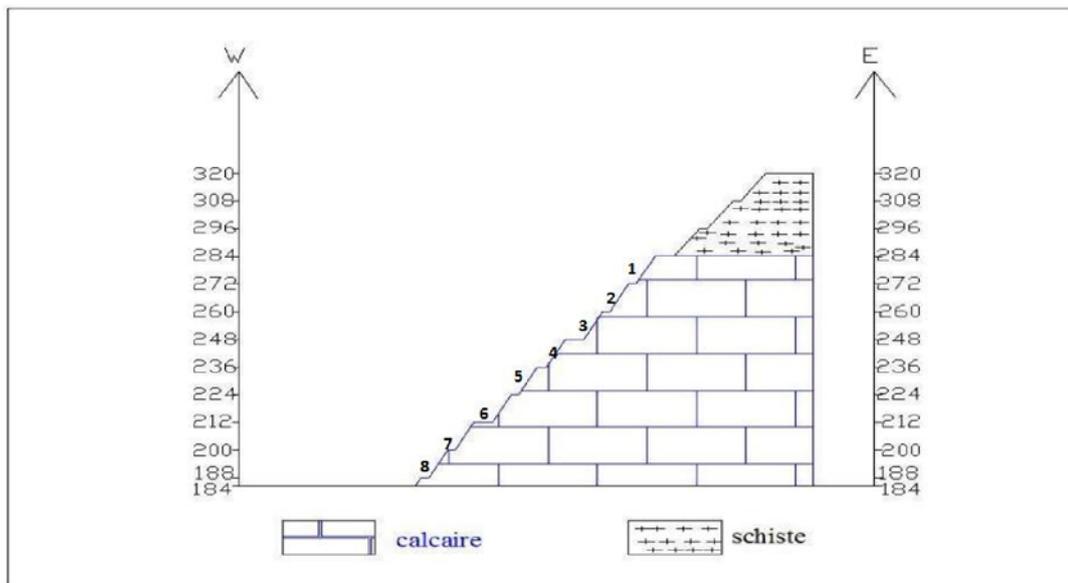
**Tableau IV.1 :** les réserves restant dans la partie supérieure de la carrière

**IV.2.2- L'état finale de la partie supérieure :**

A la fin de l'exploitation de la partie supérieure de la carrière (du niveau 188 m jusqu'au niveau 284 m) c, à, dire après 5 ans la carrière va être constitué par 8 gradin de 12m en épuisement comme montre (Figure IV.1) ; (Coupe IV.2).



**Figure IV.1 :** montre le plan topo à la fin de l'exploitation de la partie supérieur au 31/12/2017



**Figure IV.2 :** la coupe B-B

### **IV.3- L'exploitation de la partie inférieure et Nord du gisement :**

Sachant que, la côte du trop plein du barrage de KEDDARA est à 146 m, nous recommandons l'exploitation de deux niveaux au dessous de la cote 188 m, avec des hauteurs des gradins de 12 m, et aussi l'exploitation de la partie Nord du gisement qui contient le calcaire ferrugineux.

Actuellement la plate forme inférieure correspondant à la cote 188 m, en planifiant après l'assèchement de deux gradins de 12 m au dessus de cette cote.

En évolution vers le Nord, on aura un fond de la carrière de niveau 164 m, c'est-à-dire 18 m au dessus de la cote maximale de barrage de KEDDARA.

D'autre part le développement de la partie Nord au dessus de 188 m se déroulera normalement suivant le calendrier et les techniques appropriées d'exploitation jusqu'à la limite finale de la carrière, ou nous assurons la stabilité de ces bords en épuisement.

#### **IV.3.1- Problème à résoudre :**

Il faut noter que avant entamer les travaux on doit trouver des solutions pour l'assèchement, la déviation d'oued et l'emplacement de la piste de IFRI vers le concasseur primaire.

##### **IV.3.1.1- L'assèchement de la carrière de KEDDARA:**

Pour l'évacuation de l'eau du lac on est obligé d'exploiter d'abord la partie qui sépare le lac du barrage par la réalisation de deux gradins qui sont développés jusqu'à une distance de 20 m du lac pour diminuer la distance du creusement du tranché, après on fait le creusement d'une tranché incliné et on laisse l'eau coule vers le barrage par gravité. (Figure IV.3)

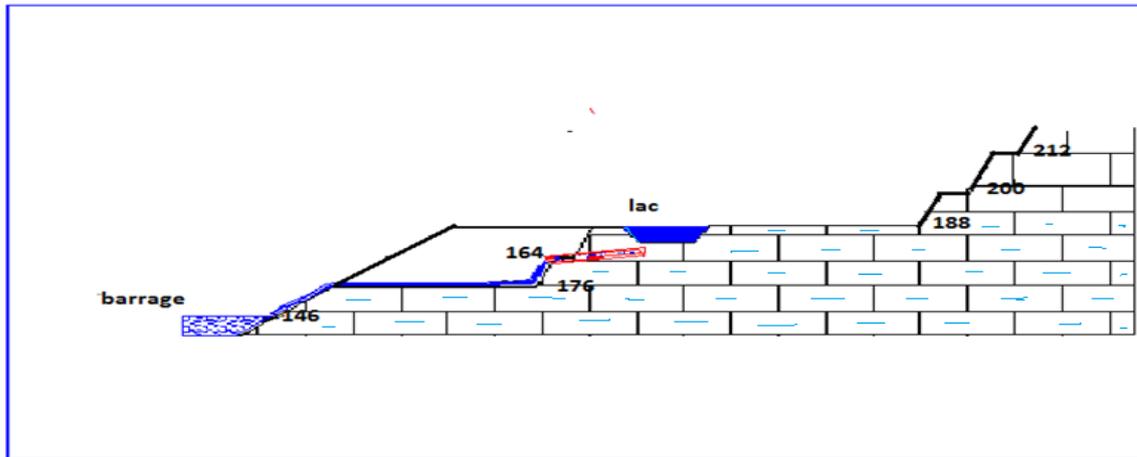


Figure IV.3 : l'opération d'assèchement

#### IV.3.1.1.1- Le volume d'eau à évacuer :

Pour le calcul du volume d'eau du lac on a utilisé Auto CAD et on a trouvé les résultats suivantes :

$$S_{\text{lac}} = 26000 \text{ m}^2 ;$$

Donc pour une profondeur moyenne de l'ordre de 4m on trouve

$$V_{\text{lac}} = S_{\text{lac}} \times 4 = 104000 \text{ m}^3 ;$$

Après l'évacuation de ces eaux on peut connaître si ces eaux provient de pluies ou due a l'existence d'une nappe sous terrain.

#### IV.3.1.2- La piste :

Ce qui concerne la piste d'IFRI on a deux étapes :

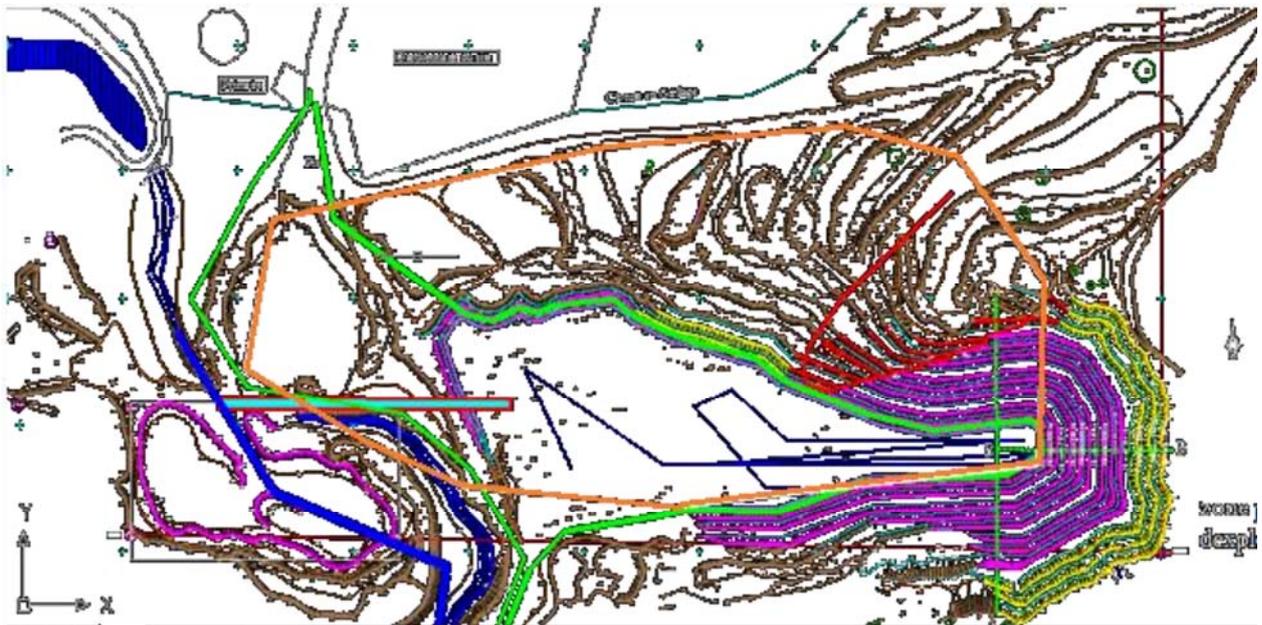
- lors du creusement du tranché et pour ne pas arrêter l'évacuation du produit d'IFRI on a proposé une nouvelle piste qui passe par le niveau 188 m de la carrière de KEDDARA directement vers la station de concassage primaire d'une longueur finale de l'ordre de 1.4 Km.

- Après l'assèchement et l'exploitation de la partie inférieure et pour réduire la longueur de la piste on va utiliser la plate forme de la carrière pour passer une autre piste qui a une longueur de 823m. (Figure IV.4)

### IV.3.1.2.1- Largeur de la piste :

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Dans notre cas la piste va servir à la circulation des camions qui vont venir de la plate forme d'IFRI et le camions KEDDARA donc pour plus de sécurité on prend une largeur plus grande de l'ordre de 12m à 15m.

En fin pour l'Oued on va le dévier vers la partie Yougoslave après vers le barrage.



**Figure IV.4 :** montre la déviation de l'Oued, la nouvelle piste et la zone à exploité

### IV.4- Exploitation :

Une fois l'eau du lac est évacuée on développe les deux gradins de 12m du niveau 176 m et 164 m qui sont déjà construits tel on laisse une distance de sécurité de 18 m entre le niveau inférieur de la carrière et la cote maximale du barrage. (Figure IV.5)

Après cette première étape on dirige l'exploitation vers la partie Nord du gisement tel qu'on évolue tous les gradins jusqu'à la limite de la carrière pour pendre tous les réserves qui est assez important. (Figure IV.6)

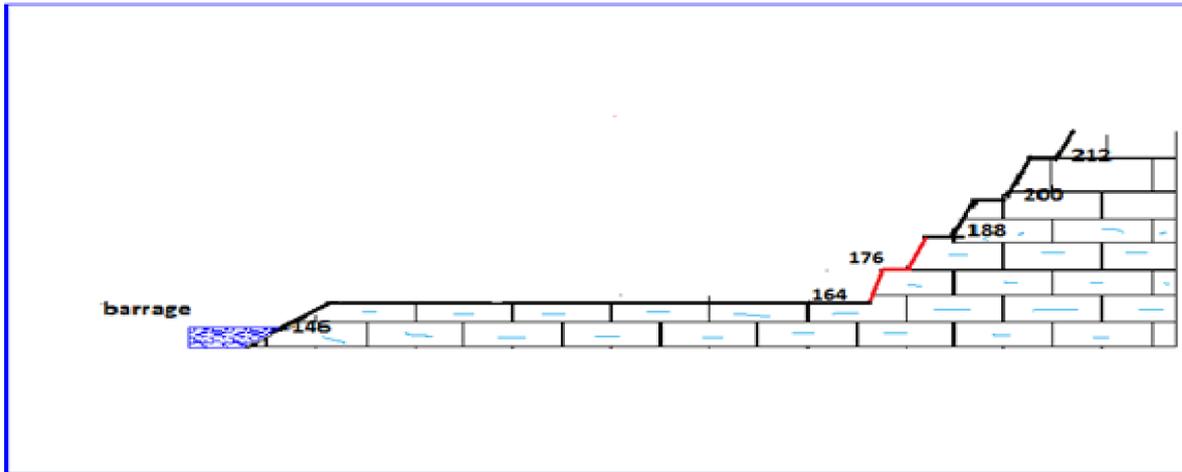


Figure IV.5 : les nouveaux gradins de niveau inférieur

#### IV.5- Calcul des réserves de contour de la carrière de KEDDARA :

Pour le calcul des réserves exploitables et le volume des roches stériles à évacuer pour préparer ces réserves, on a utilisé Auto CAD en faisant la superposition entre le plan topographique de fermeture de la carrière réalisé par nous-mêmes et le plan topographique prévu au 31/12/2017 réalisé par les étudiants de l'année passée, on a trouvé des réserves de 13653172,7 tonne.

La préparation de ces réserves nécessite un volume de découverte (schistes et terre végétale) estimé à 638996,8 calculé aussi par le logiciel Auto CAD.

Le volume calculé pour le calcaire et les stériles sont représentés dans les tableaux (IV.2 ; IV.3).

Il faut prendre en compte le volume du lac tel on a :

$$S_{\text{lac}} = 26000 \text{ m}^2 ; \text{ leur profondeur est de l'ordre de } 5\text{m}$$

Donc :

$$V_{\text{lac}} = S_{\text{lac}} * 5 = 130000 \text{ m}^3$$

Pour le niveau 188m on a trouvé un volume égale 1242608,76 m<sup>3</sup> si on enlève le volume du lac on trouve :

$$V_{188} = 1242608.76 - 130000 = 112608.76 \text{ m}^3$$

**IV.5.1- Volume du calcaire :**

niveau	surface (m2)	hauteur	Volume	masse vol	masse
296	44030	12	528360	2,69	1421288,4
284	20138,3	12	241659,6	2,69	650064,324
272	24059,25	12	288711	2,69	776632,59
260	25134,01	12	301608,12	2,69	811325,843
248	27117,76	12	325413,12	2,69	875361,293
236	37016,26	12	444195,12	2,69	1194884,87
224	48100	12	577200	2,69	1552668
212	53150	12	637800	2,69	1715682
200	58129,8	12	697557,6	2,69	1876429,94
188	103550,73	12	<b>1112608.76</b>	2,69	2992917.56
172	86085,36	12	1033024,32	2,69	2778835,42
masse total	<b>13653172,7</b>				

**Tableau IV.2 :** les réserves du calcaire restant par niveau

**IV.5.2- Volume du stérile :**

niveau	surface (m2)	hauteur (m)	Volume( m3)	masse vol	masse tonne
320	1515,58	10	15155,8	2	30311,6
308	5721,05	10	57210,5	2	114421
296	10916,75	10	109167,5	2	218335
248	12345,52	5	61727,6	2	123455,2
236	750	5	3750	2	7500
224	5887,7	5	29438,5	2	58877
212	5887,7	5	29438,5	2	58877
200	1361	10	13610	2	27220
masse totale	<b>638996,8</b>				

**Tableau IV.3:** le volume du stérile à enlever par niveau

**IV.6- La durée de vie de la carrière :**

D'après les réserves qui ont été estimées l'année passée qui sont de 4033826.08 tonne et qui donne une durée de vie de 5 ans, si on ajoute les nouvelles réserves des niveaux inférieurs et la partie Nord on trouve :

$$Q_{\text{geo}} = Q_1 + Q_2 = 4246132.72 + 13653172,7 = 17899305.42 \text{ tonne}$$

$$Q_{\text{exp}} = Q_{\text{geo}} \times C_{\text{ext}} = 17899305.42 \times 0.95 = 17004340.15 \text{ t}$$

Où :

$Q_{\text{exp}}$  : les réserves exploitables (t);

$Q_{\text{geo}}$  : les réserves géologiques (t);

$C_{\text{ext}}$  : coefficient d'extraction,  $C_{\text{ext}} = 0.95 \div 0.97$  ;

$Q_{\text{p.an}}$  : quantité annuelle planifiée en tout venant (t/an) ;

$Q_1$  : les réserves estimées l'année passée ;

$Q_2$  : les nouvelles réserves ;

Si on prend la quantité annuelle planifiée en tout venant  $Q_{\text{pan}} = 850000 \text{ t/an}$  on trouve :

$$T = \frac{Q_{\text{exp}}}{Q_{\text{p.an}}} = 17004340.15 / 850000 = 20 \text{ ans}$$

Donc on peut dire que la durée de vie de la carrière est de l'ordre de 20 ans.

**IV.7- L'état de la carrière à la fin de l'exploitation :**

A la fin de l'exploitation la carrière va être constituée par 10 gradins de 12 m de niveau 284 m jusqu'au niveau 164 m avec 3 gradins de 12 m de schiste de niveau 296 m jusqu'au niveau 320 m, pour la piste finale d'IFRI elle va passer par la plate forme inférieure sur une longueur de 820 m. (Fig IV.6) ; (Coupe IV.7).

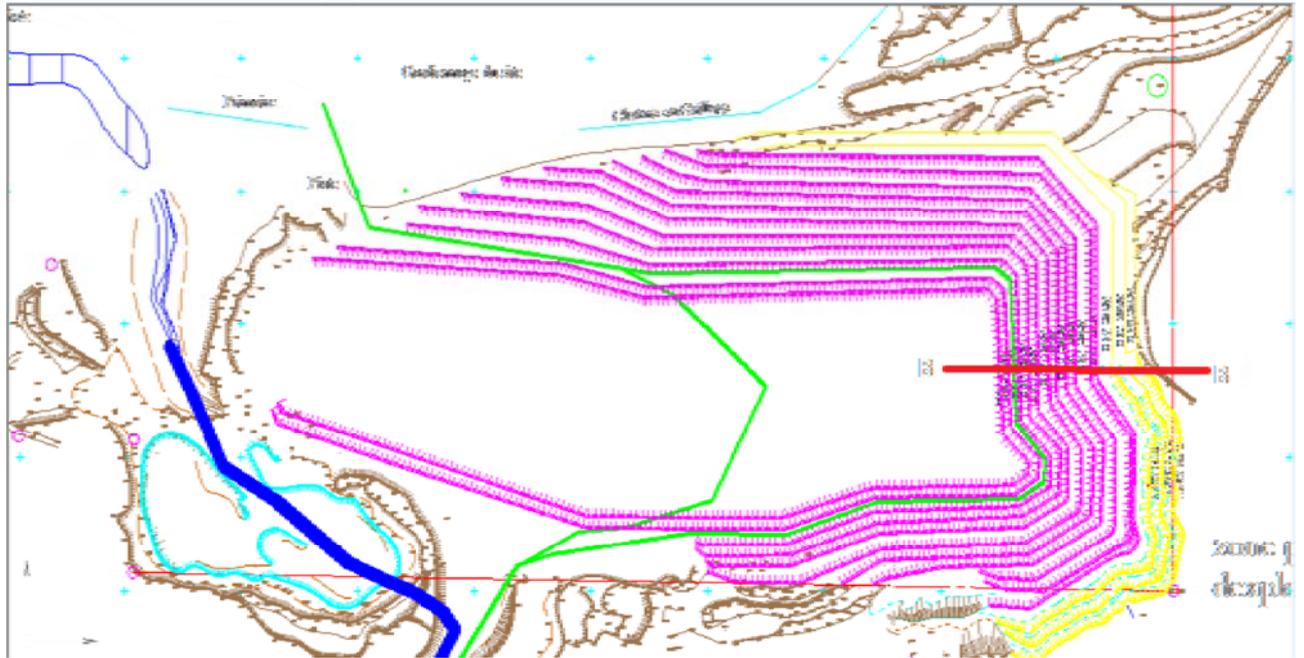


Figure IV.6 : le plan topo à la fin de l'exploitation de la carrière

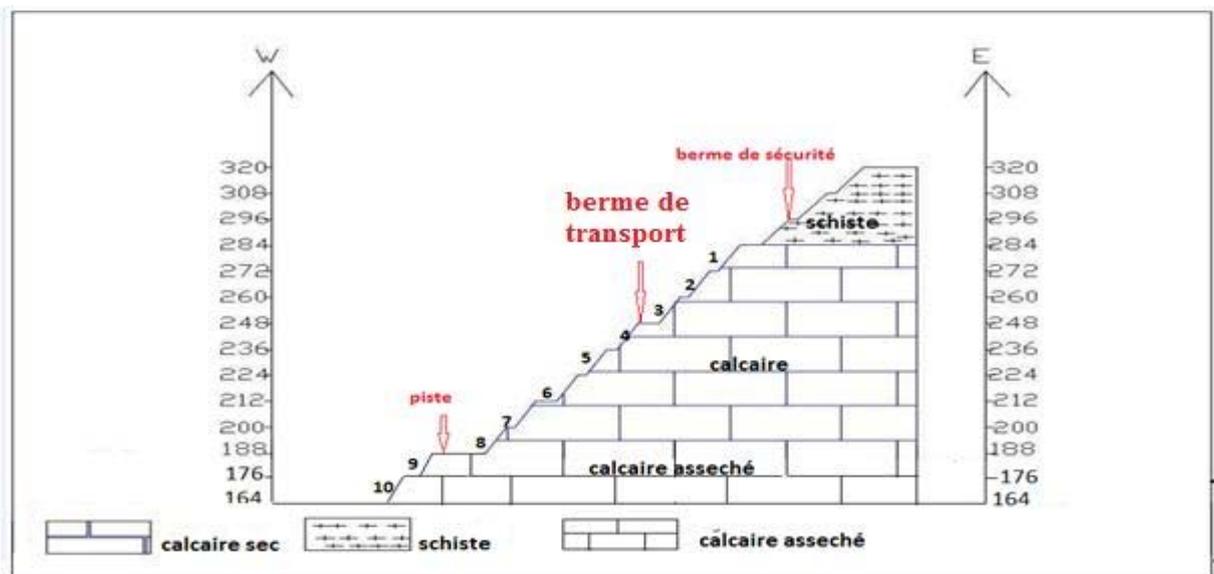


Figure IV.7 : coupe BB' à la fin de l'exploitation

**IV.8- Conclusion :**

L'assèchement de la carrière d'un coté et l'exploitation de la partie inférieure a 188 m et la partie Nord au dessus de 188 m nous ont permis l'estimation des réserves des contours suffisant par un délai de 10 ans .

## **Chapitre V :**

### **Le calcul de stabilité avec MEF**

**V.1- Introduction:**

L'évolution actuel de la technologie amène l'ingénieur a réalisé des projets de plus en plus complexes, coûteux et soumis a des contraintes de sécurité de plus en plus sévères, nous pensons bien sûr des projets importants dans lesquels la sécurité est vitale. Pour dominer ces projets, l'ingénieur a besoin des modèles qui lui permettent de simuler le comportement de système physique complexe.

Les sciences de l'ingénieur (mécanique des solides et des fluides, thermique ...) permettent de décrire le comportement des systèmes physiques grâce à des équations aux dérivées partielles. La méthode des éléments finis est l'une des méthodes les plus utilisées, pour résoudre effectivement ces équations. Elle nécessite l'utilisation intensive de l'ordinateur.

C'est une méthode très générale qui s'applique à la majorité des problèmes rencontrés dans la pratique : problème stationnaire ou non stationnaire, linéaires ou non linéaires définis dans un domaine géométrique quelconque à une, deux ou trois dimensions. De plus elle s'adapte très bien aux milieux hétérogènes souvent rencontrés dans la pratique par l'ingénieur.

La méthode des éléments finis consiste à utiliser une approximation simple des variables inconnues pour transformer les équations aux dérivées partielles en équations algébriques.

**V.2- Principe de la MEF : [12] : [20]****V.2.1- Description et interprétation physique:**

L'analyse des contraintes et des déplacements est l'un des plus importants domaines d'application de la MEF. Pour déterminer des contraintes ou des déplacements dus à un système de charges connus dans une structure, celle-ci sera divisée en un nombre d'éléments finis comme le montre (la figure V.1)

L'interprétation physique de la MEF consiste à considérer le modèle mathématique comme formé d'un ensemble de composants individuels, les éléments finis. On opère le découpage -artificiel- du modèle en certain nombre d'éléments finis de forme simple; cette opération géométrique produit le maillage. Chaque élément possède des points privilégiés, les nœuds.

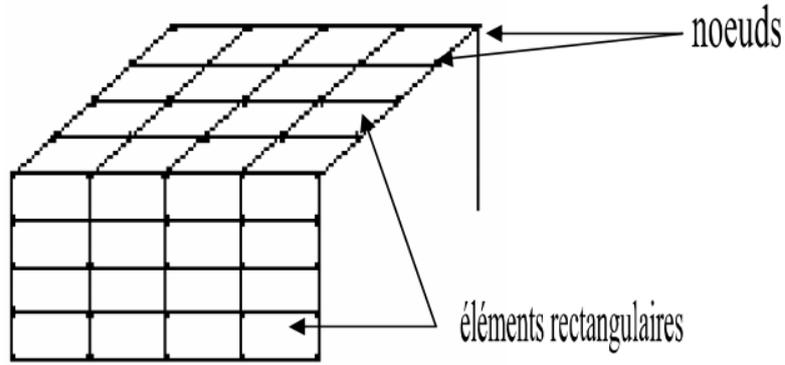


Figure V.1 : Division d'un domaine en éléments

La structure à étudier est remplacée par un ensemble d'éléments supposés liés les uns aux autres en un nombre fini de points appelés "points nodaux". Ces nœuds se trouvent aux coins des éléments ou tout le long de leur frontière; comme le montre (la figure V.2)

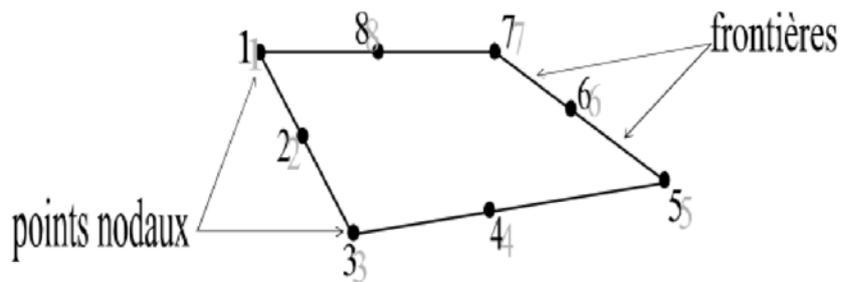
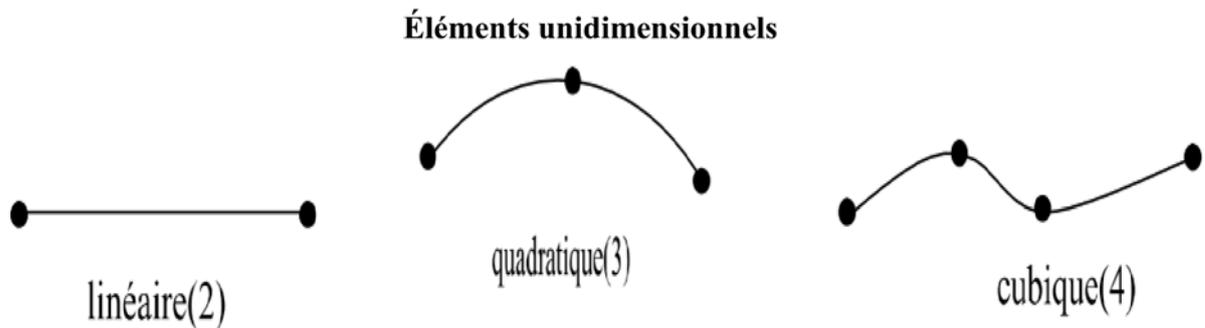


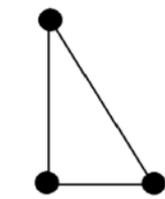
Figure V.2: Elément (Q8)

Les types d'éléments utilisés pour la division de la structure dépendent de la géométrie de ces derniers. Ils peuvent être, unidimensionnels, bidimensionnels ou tridimensionnels

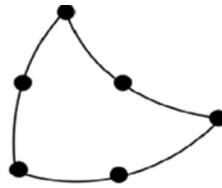
(La figure V.3) montrent quelque types d'éléments.



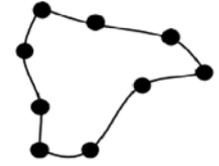
## Éléments bidimensionnels



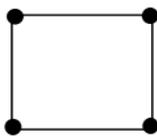
linéaire(3)



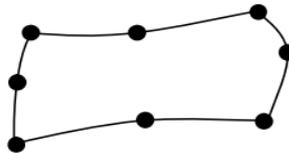
quadratique(6)



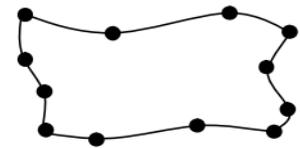
cubique(9)



linéaire(4)

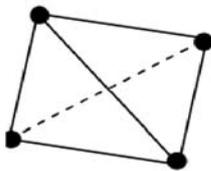


quadratique(8)

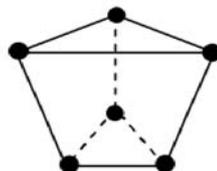


cubique(12)

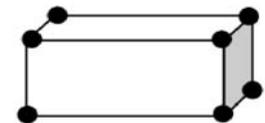
## Éléments tridimensionnels



Linéaire(4)



Linéaire(6)



Linéaire(8)

Figure V.3 : Quelque type d'éléments

## V.2.2- Attributs d'un élément:

La description d'un élément fini comprend les caractéristiques suivantes:

## V.2.2.1- Géométrie:

Un élément fini peut être 1D, 2D ou 3D sa forme est simple (Fig V.3)

**V.2.2.2- Matériau:**

Le matériau de l'élément est définie par une loi de comportement (loi de Hooke isotrope et ses propriétés physiques  $\mathbf{E}$  et  $\mathbf{v}, \dots$  etc.).

**V.2.2.3- Nœuds :**

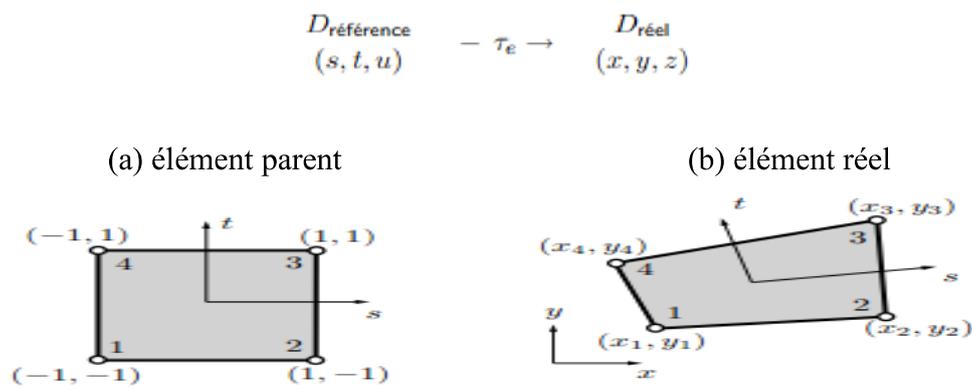
Les nœuds définissent la géométrie et assurent la connexion des éléments l'un aux autres. Ils occupent des positions stratégiques comme les extrémités, les sommets, les milieux des arêtes et faces, etc. (Fig V.2)

**V.2.2.4- Degrés de libertés:**

Pour tous élément fini. On doit faire le choix d'une ou plusieurs fonctions (en générale le champ des déplacements), elles sont exprimées en fonction des valeurs particulières qu'elles prennent aux nœuds, valeurs qui deviennent les inconnues nodales. L'union, par leurs degrés de libertés nodales communes, de deux éléments adjacents, puis d'un troisième, et ainsi de suite, permet de reconstituer, pièce par pièce, la solution (assemblage). Pour aboutir à un résultat valable, ces opérations nécessitent le respect de certaines règles, dites critères de convergence

**V.2.3- Notion d'élément de référence:**

De manière à simplifier la définition analytique des éléments de forme complexe, introduisons la notion d'élément de référence un élément de référence  $\mathbf{D}_r$  est un élément de forme très simple, repéré dans un espace de référence, qui peut être transformé en chaque élément réel  $\mathbf{D}_r$  par une transformation géométrique  $\boldsymbol{\tau}_e$



**Figure V.9 :** Transformation géométrique linéaire d'un carré

### V.3- Utilisation d'un logiciel éléments finis :

Un programme général de type industriel doit être capable de résoudre des problèmes variés de grandes tailles (de mille à quelques centaines de milliers de variables). Ces programmes complexes nécessitent un travail d'approche non négligeable avant d'espérer pouvoir traiter un problème réel de façon correcte. Citons à titre d'exemple quelques noms de logiciels : GEOSLOPE, SIGMA/W, ANSYS, ADINA, ABAQUS, CASTEM 2000, CESAR, SAMCEF, PLAXIS.etc.

Les possibilités offertes par de tels programmes sont nombreuses :

- analyse linéaire ou non d'un système physique continu ;
- analyse statique ou dynamique ;
- prise en compte de lois de comportement complexes ;
- prise en compte de phénomènes divers (élasticité, thermiques, électromagnétiques, de plasticité, d'écoulement. . .) pouvant être couplés ;
- Problème d'optimisation....etc.

L'utilisation de tels programmes nécessite une formation de base minimale

### V.4- L'étude de stabilité avec MEF :

#### V.4.1- Dimensionnement du talus : [19]

Dans une exploitation à ciel ouvert le talus est constitué par plusieurs paramètres tel que l'angle général, l'hauteur général l'angle de gradin...etc. comme montre la figure suivante

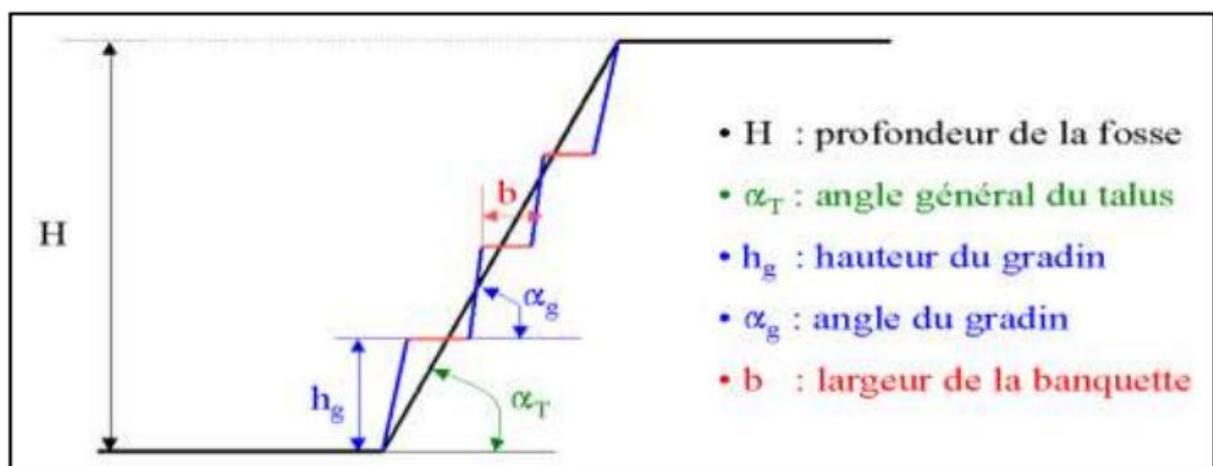


Figure V.5 : les paramètres d'un talus

Donc pour dimensionner le talus il doit être d'abord définir l'angle générale de talus  $\alpha_T$  pour l'hauteur final de la carrière **H**.une fois cette angle est définie, les autres paramètres seront choisis de une manière à respecter l'angle générale.

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 **hg** est déterminée en prenant en compte essentiellement des considérations techniques (équipements disponibles, critères de sélectivité, ....).

La largeur des banquettes est généralement définie en dernier lieu. Elle doit permettre la circulation et le croisement des engins utilisés dans l'exploitation.

**V.4.2- Banquettes en épaissement :**

La berme de sécurité est calculée d'après la formule suivante :

$b_s = 0.2 \times h_g ; m$

Avec :

$h_g$  : hauteur du gradin (m).

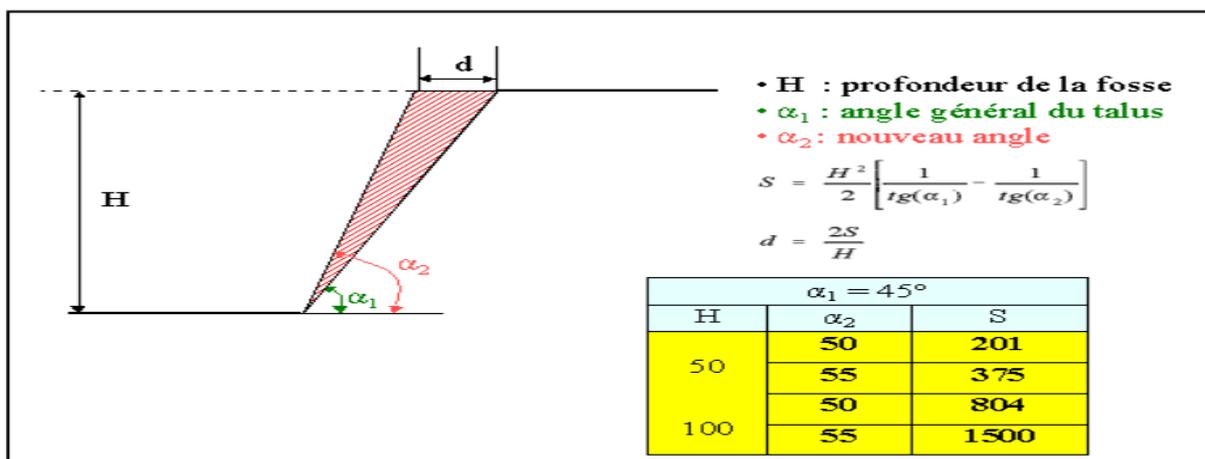
$b_s = 0.2 \times 12 = 2.4 \approx 2.5m$

La berme de sécurité égale à **2.5m**.

Chaque **36 m** on va laisser une berme de transport de **6m**.

**V.4.3- Angles des talus des gradins et des bords de la carrière :**

Le choix de l'angle général de bord de la carrière pour une profondeur finale de la fosse doit être défini pour assurer la stabilité de l'exploitation. Par ailleurs, cet angle va conditionner largement le taux de découverte. On verrait ainsi une tendance chez le mineur à augmenter sensiblement cet angle pour réduire le tonnage du stérile extrait



**Figure V.6 :** Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait (volume de terrain économisé par tranche unitaire en faisant passer l'angle de 45, à 50 et à 55°)

D'autre part pour la détermination des angles du bord et du gradin il faut prendre en compte le type de matériau et leurs caractéristiques physico mécanique, le tableau suivant montre l'angle de liquidation du talus de gradin et du bord en fonction de la dureté et la hauteur ultime de la carrière

Caractéristique de la roche	La dureté	Angle de liquidation	Angle limite de bord suivant la hauteur			
			90m	180m	240m	300m
Très dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	66-75	56-60	48-57	45-53	42-48
Moyenne	3-7	56-65	43-56	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	29-39	24-36
Très tendre	0.6-0.8	25-40	21-30	20-28	-	-

**Tableau V.7 :** Les angles des talus des gradins et des bords de la carrière en fonction de la dureté(S. GACEM, Z. BOUCHAIR PFE. ENP 2012)

Pour notre cas on a 3 types de roches le schiste, le calcaire et le calcaire asséché. Donc pour chaque type de roches il faut choisir des angles de liquidation qui vont assurer la stabilité. Les résultats sont résumés dans le tableau suivant :

Roche	Dureté	Nombre de gradin	Hauteur total	Angle de gradin	Angle de bord
Schiste	5	3	36	56°	52°
Calcaire	7	8	96	65°	56°
Calcaire asséché Nouveau gradin	7	2	24	50°	45°

**Tableau V.2 :** les angles de gradins et des bords pour la carrière de KEDDARA.

**Nb :** pour le calcaire asséché on a pris en considération le problème d'augmentation des porosités et des fissurations après l'assèchement ce pour sa on a diminué l'angle de gradin à 50° et du bord à 45° par rapport à celle non sec.

D'après les données des tableaux (V.1 et V.2), l'angle général de talus de la carrière sera égale  $53^\circ$ , pour une hauteur finale de 156 m.

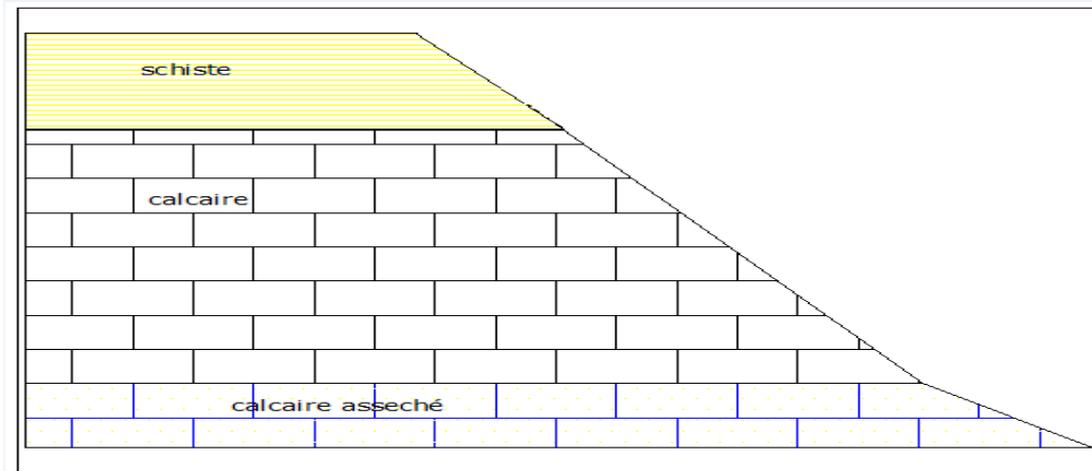


Figure V.7 : représente les trois angles de bord et le talus général

#### V.4.4- Les propriétés des roches :

	schiste	Calcaire sec	Calcaire asséché
Cm (Kgf/cm <sup>2</sup> )	4.25	7.93	3.5
$\varphi_m$ (degré)	$39^\circ$	$39^\circ$	$39^\circ$
$\gamma$ (t/m <sup>3</sup> )	2	2.69	2.69
Hauteur (m)	36	96	24

Tableau V.3 : Les propriétés physique mécanique du massif

Dans notre cas on a considéré le volume de schiste comme une force qui agit sur le calcaire tel qu'on a calculé ce volume comme suite

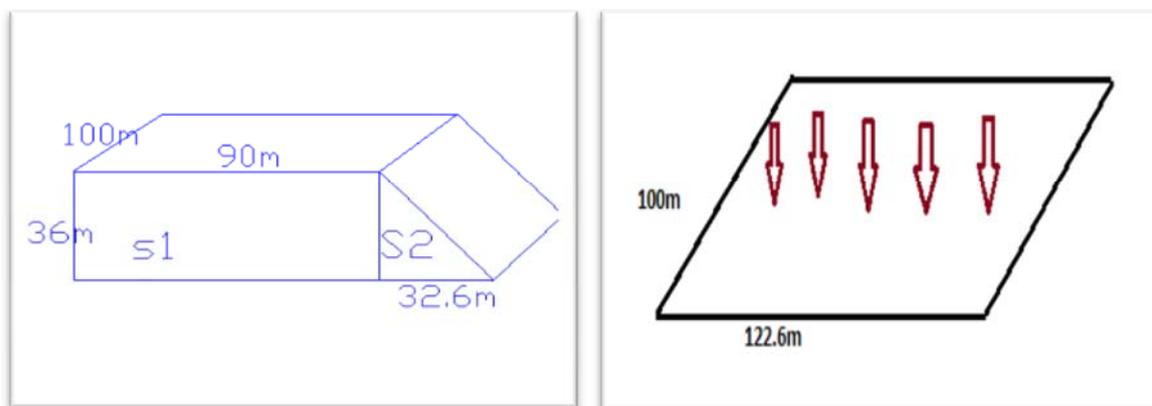


Figure v.8: le volume de schiste qui agit sur le calcaire

$$S1=90*36=3240m^2 \quad ; \quad S2=36*32.6*0.5=586.8m^2$$

$$S=S1+S2=3826.8$$

$$V=S*100=382680m^3$$

$$m=V* \gamma=382680*2=765360 \text{ tonne} \quad \text{donc} \quad m=76536.10^4 \text{ kg}$$

La surface d'appui :

$$S_{app}= 122.6*100=12260m^2$$

$$P=mg= 76536.10^4*10=76536.10^5N$$

$$\sigma = F/S =76536.10^5/12260 \quad \text{on trouve donc} \quad \sigma=625 \text{ kN/m}^2$$

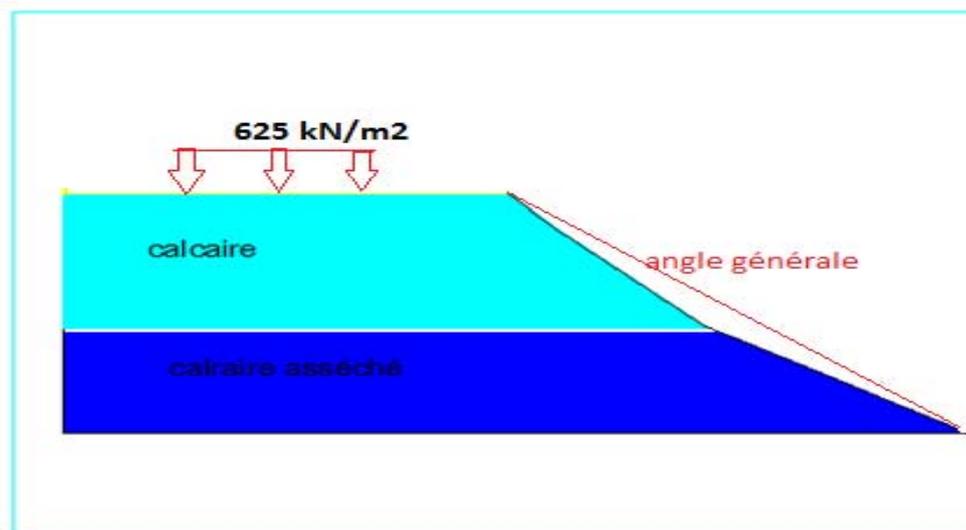


Figure V.9 : représente les trois angles de bord et le talus général

### V.4.5- L'utilisation de logiciel : (SIGMA/W)

#### V.4.5.1- Présentation du logiciel :

Pour le calcul de stabilité du bord de la carrière avec la méthode des éléments finis, généré par le poids du volume du schiste, on a utilisé le logiciel SIGMA/W qui nous permette de calculer les contraintes, et après nous avons utilisées le logiciel SLOP/W, pour traité les résultats dans SIGMA/W, afin d'apprécier le facteur de sécurité.

Les propriétés des massifs demandé par SIGMA/W sont : le module de Yong  $E$ , la cohésion  $C$ , le coefficient de Poisson  $\nu$ , l'angle de frottement interne  $\phi$  et le poids volumique  $\gamma$ . Lors de l'utilisation de SLOP/W nous ne somme pas obligés de réintroduire ces paramètres.

### V.4.5.2- Les étapes de calcul :

#### V.4.5.2.1- La géométrisation du modèle :

A cette étape on dessine notre bord dans le logiciel avec les dimensions réelles (angle, hauteur épaisseur des différentes couches. (Figure V.10)

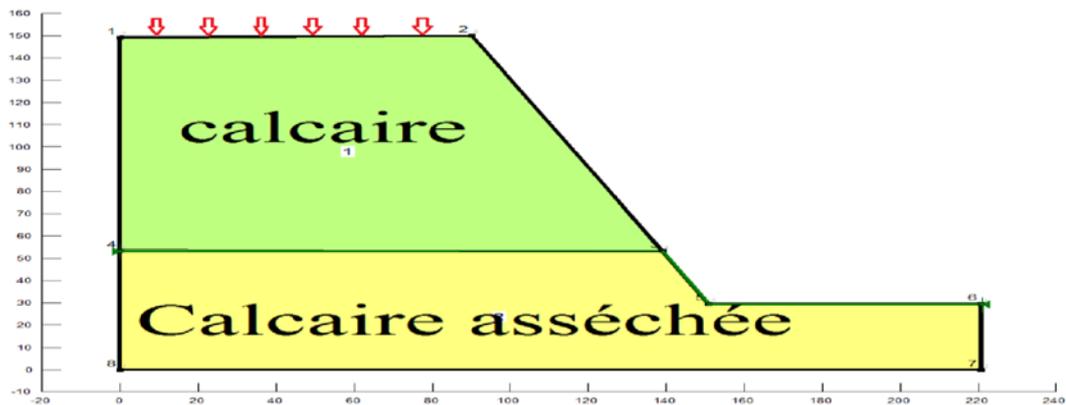


Figure V.10 : les dimensions du talus et les différentes couches

#### V.4.5.2.2- Les propriétés des roches :

En 2<sup>ème</sup> étapes en introduisant toutes les propriétés des roches demandé par le logiciel tel que le module de Yong  $E$ , coefficient de Poisson  $\nu$ , poids volumique  $\gamma$ , cohésion  $C$  et l'angle de frottement interne  $\phi$ .

#### V.4.5.2.3- Le maillage :

En 3<sup>ème</sup> étapes on choisit le type de maillage (triangle, carré ou autre) et leur dimension

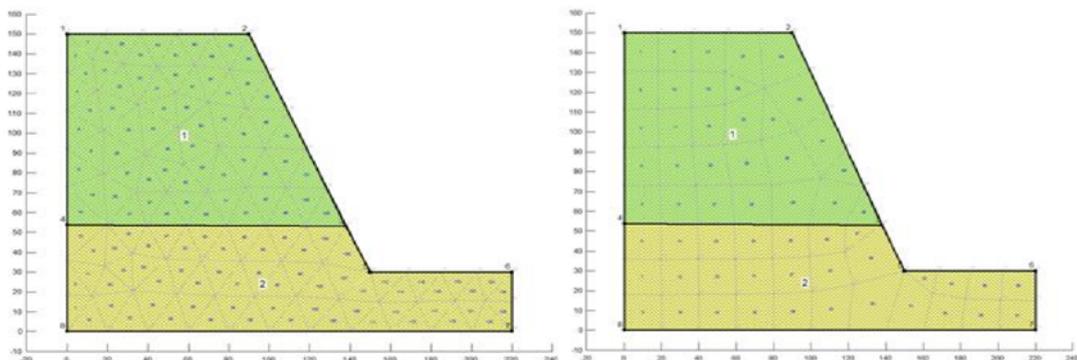


Figure V.11 : type de maillage

V.4.5.2.4- La déformation de talus :

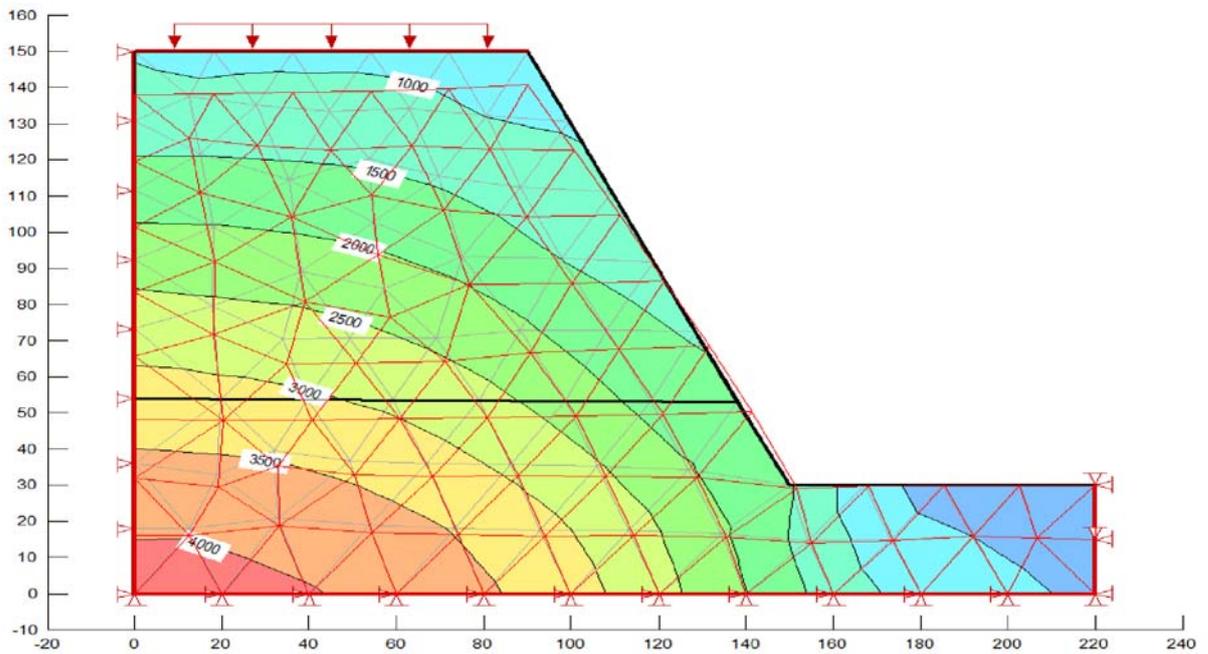


Figure V.12: La déformation de talus et les lignes des iso contraintes

V.4.5.2.5- Le champ de déplacement de talus :

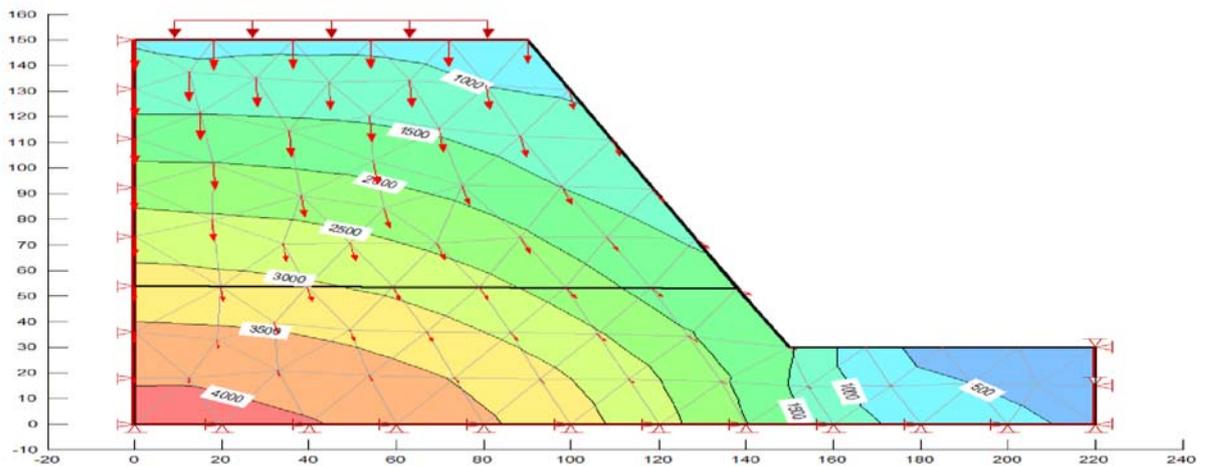


Figure V.13 : le champ de déplacement de talus

### V.4.5.2.6- La Surface de glissement :

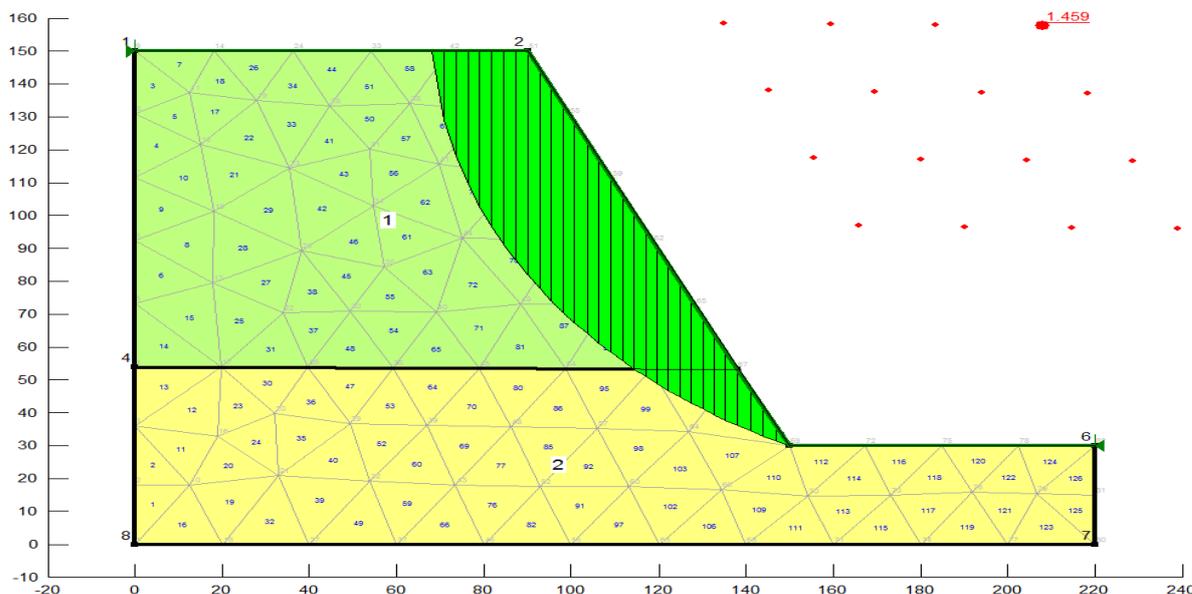


Figure V.14 : le cercle de glissement

### V.4.5.2.7- Le calcul de facteur de sécurité :

En fin on lance le logiciel pour faire le calcul de facteur de sécurité par MEF et aussi par les autres méthodes.

## V.5- Variation des paramètres :

Pour fondus les résultats de notre étude, on a essayé de varier plusieurs paramètres, afin de déterminer leur influence sur le facteur de sécurité.

Comme indice de variabilité nous avons : l'angle de bord, le degré de saturation, la cohésion pour la couche asséchée, le type de maillage et les dimensions des mailles (pour la méthode des éléments finis).

### V.5.1- La variation de la cohésion :

Dans ce cas on varié la cohésion de la couche de le calcaire asséché pour différentes angles de talus et différentes degrés de saturations et les résultats sont présentés dans les tableaux suivants :

angle de bord	Sr	facteur de sécurité Cm2 =448 kPa maillage triangle de20m			
		MEF	JUMBO	BISHOB	ORDINAIRE
56°	0,1	2,256	2,104	2,196	2,129
	0,4		2,091	2,189	2,124
	0,8		2,049	2,17	2,11
63°	0,1	1,672	1,386	1,493	1,41
	0,4		1,369	1,486	1,406
	0,8		1,318	1,467	1,395
70°	0,1	1,455	1,288	1,366	1,305
	0,4		1,274	1,361	1,302
	0,8		1,233	1,347	1,294

Tableau V.4 : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché Cm = 448kPa

angle de bord	Sr	facteur de sécurité C2 =352 kpa maillage triangle de20m			
		MEF	JUMBO	BISHOB	ORDINAIRE
56°	0,1	2,198	2,04	2,113	2,057
	0,4		2,027	2,106	2,053
	0,8		1,986	2,088	2,039
63°	0,1	1,621	1,329	1,415	1,347
	0,4		1,312	1,408	1,343
	0,8		1,258	1,39	1,332
70°	0,1	1,44	1,243	1,306	1,256
	0,4		1,23	1,301	1,253
	0,8		1,189	1,287	1,246

Tableau V.5 : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché Cm = 352kPa

angle	Sr	facteur de sécurité $Cm2 = 264 \text{ kPa}$ maillage triangle de 20m			
		MEF	JUMBO	BISHOB	ORDINAIRE
56°	0,1	2,143	1,981	2,036	1,992
	0,4		1,966	2,02	1,987
	0,8		1,928	2,012	1,974
63°	0,1	1,575	1,275	1,343	1,288
	0,4		1,259	1,336	1,284
	0,8		1,207	1,319	1,274
70°	0,1	1,426	1,203	1,253	1,212
	0,4		1,19	1,247	1,209
	0,8		1,183	1,236	1,202

Tableau V.6 : la variation de FS pour une cohésion de la couche asséché  $Cm = 264 \text{ kPa}$

D'après ces tableaux on conclut que :

- Pour toutes les méthodes si on augmente l'angle du talus le facteur de sécurité diminue donc la stabilité diminue.
- si on augmente le degré de saturation le facteur de sécurité diminue dans toutes les méthodes sauf la méthode des EF ou FS reste constant.

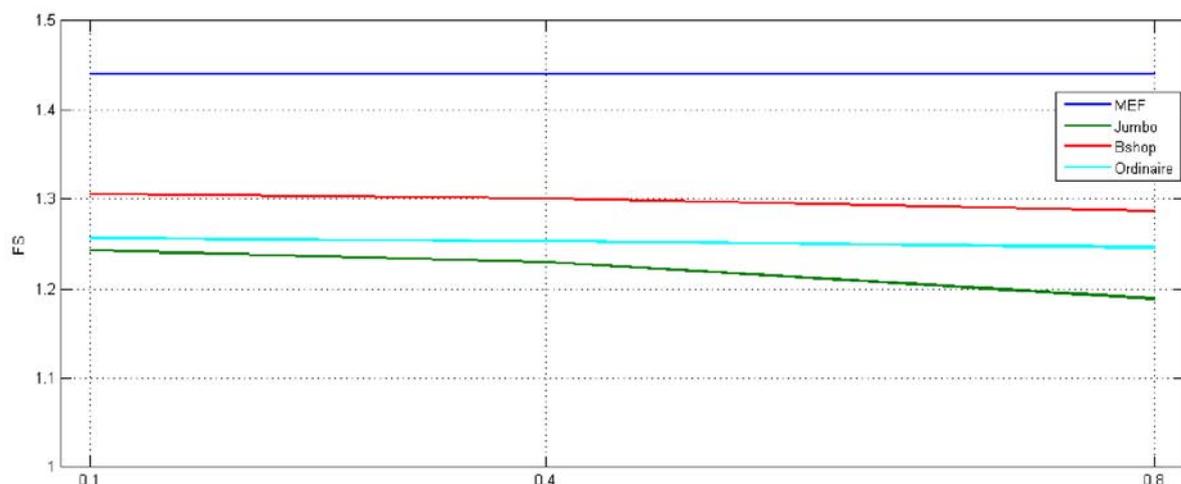


Figure V.15 : Graphe de variation de FS en fonction de  $S_r$

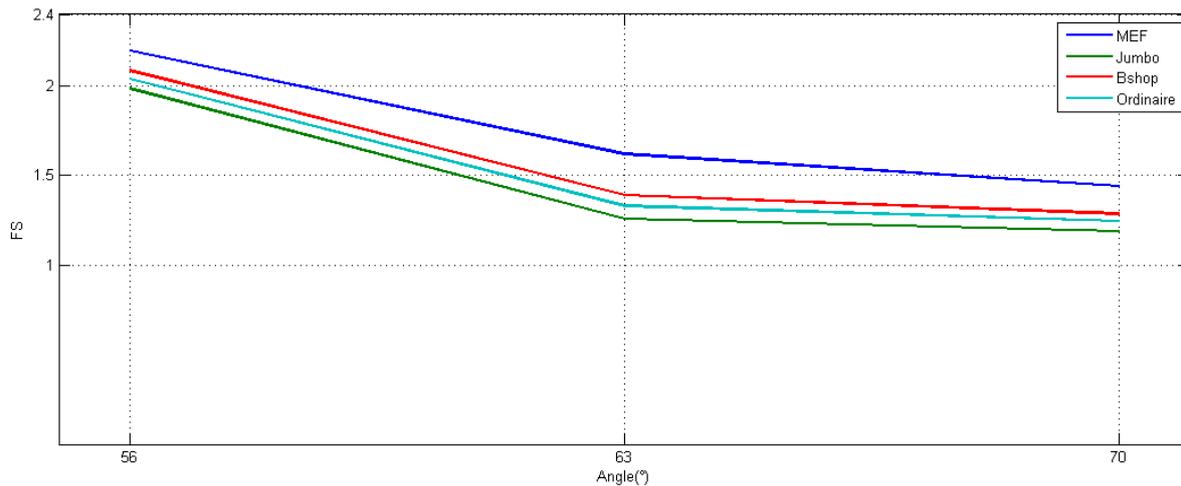


Figure V.16 : Graphe de variation de fs en fonction de l'angle

### V.5.2- Variation de la dimension des mailles :

Pour voir l'influence de la dimension des mailles sur le facteur de sécurité on a pris le cas ou la cohésion  $C_m=352 \text{ kPa}$  avec un maillage triangulaire et on a changé la taille des maille et on trouvé les résultats suivants :

Angle	FS MEF $C_m=350\text{kPa}$ maillage triangle		
	20m	10m	5m
56°	2,198	2,103	2,068
63°	1,621	1,52	1,474
70°	1,44	1,367	1,32

Tableau V.7 : la variation de la dimension des mailles pour différents angles

D'après ces résultats on voit que la diminution de la taille des mailles augmente la FS et sa peut être expliqué par l'augmentation du nombre des mailles et des nœuds qui donne plus de précision ce pour sa le FS diminue.

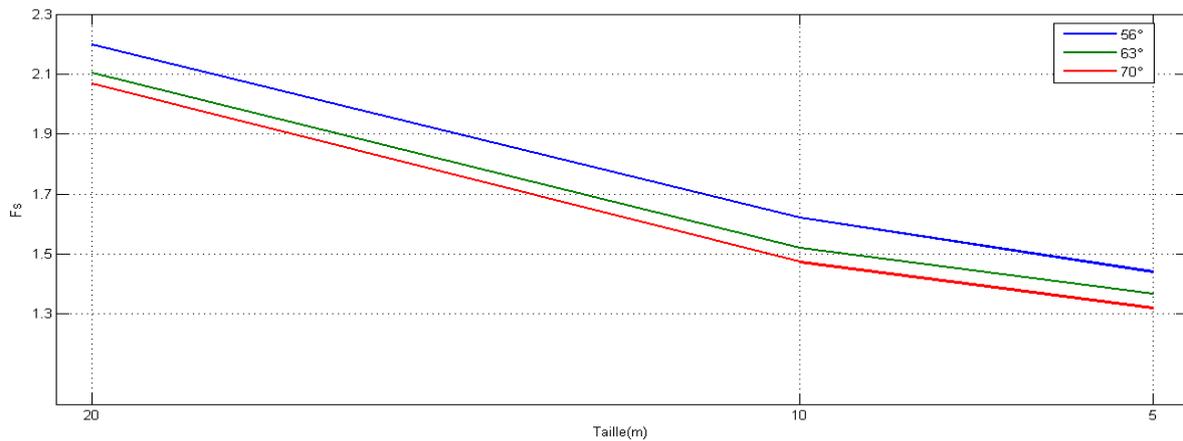


Figure V.17 : Graphe de variation de fs en fonction de la taille de maille

### V.5.3- La variation de type de maillage :

Dans ce dernier cas on a changé le type de maillage de triangulaire vers un mélange entre triangulaire et Quadrangulaire pour une  $C_m=350\text{kPa}$  et un maillage de 20m et on a obtenu les résultats suivants :

Angle	MEF $C=350\text{kPa}$ maille=20m		
	Type de maillage	triangle	Quadrangulaire et triangle
56°	FS	2,198	2,174
	Nbr des nœuds	87	78
	Nbr des mailles	136	64
63°	FS	1,621	1,591
	Nbr des nœuds	82	74
	Nbr des mailles	126	58
70°	FS	1,440	1,422
	Nbr des nœuds	76	69
	Nbr des mailles	115	53

Tableau V.8 : la variation de type de maillage pour différents angles (MEF)

Ces résultats montrent que le type de maillage influe sur le FS tel que si on change le maillage de triangulaire à un maillage quadrangulaire et triangle on voit que le nombre des mailles et des nœuds diminue et le FS diminue.

**V.6- Conclusion :**

Les résultats atteints au terme de cette étude nous permettent :

- D'affirmer que la détermination de l'angle finale du bord de la carrière est une opération délicate car, d'un côté, un très grand angle nous conduit à l'instabilité du bord et d'autre côté un angle très petit nous oblige à faire des travaux supplémentaires de découvertures, voire même une perte des réserves.
- De constater que la cohésion du massif, est un facteur primordial dans le calcul de la stabilité du bord dont la petite variation nous conduit à des résultats différents.
- de déduire que la méthode des éléments finis a une grande influence sur les résultats cependant que certaines caractéristiques du massif tel que le degré de saturation ne trouvent pas leur application.

**Conclusion générale :**

A terme de notre étude, basée sur les données géologiques, hydrologiques et hydrogéologiques fournies par l'ENOF, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- L'importance des réserves existant aux niveaux inférieure et Nord du gisement qui peuvent augmenter la durée de vie de la carrière au delà de 10ans.
- Mentionner l'ordre prioritaire de l'exploitation
- Indiquer la déviation de la piste.
- D'apprécier la stabilité du bord complet de la carrière de KEDDARA, tel qu'on propose un angle entre 65° et 70°, ce qui se situe largement supérieur aux normes, ces angles donnent un facteur de sécurité entre 1.25 et 1.3.

Aussi nous proposons qu'il soit indispensable :

- ✓ De procéder à la prospection de la partie Nord en vue de confirmer leurs réserves et leurs propriétés.
- ✓ De réaliser des tests géotechniques, à fin de confirmer les propriétés géomécaniques des roches et des massifs.

## Référence bibliographique

- [1] <http://www.enofmines.com>
- [2] **ALGRAN** ; « Plan d'exploitation 2012 et 2013 », carrière de KEDDARA.
- [3] données météorologiques de la station de Dar El Beïda relatifs à la période 1956–1990
- [4] plan de réhabilitation KEDDARA 31/12/2013
- [5] dictionnaire géologique
- [6] **Evgueni. Porokhoviï** stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs des roches basiques et ultrabasiques page 35(Ad)
- [7] **Kamel M'ZOGHEM / Walid CHENAFI** Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) (CLASSIFICATION DES MOUVEMENTS DE TERRAINS)
- [8] **Reiffsteck Ph.LCPC div. MSRGI sec. CSOG** Mécanique des Sols Avancée Stabilité des pentes
- [9] GC I 730 -RÉSISTANCE AU CISAILLEMENT (CHAPITRE V ANALYSE DE STABILITÉ DES PENTES)
- [10] **M.Said.BIR** -Ecoulement au travers les milieux poreux Approche stochastique Thèse de Magistère de l'université de MOULOUD .MAMMERI de TIZI OUZOU (page 12-16) ; 2012
- [11] **Djarfour, d** ; « projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de djebel sadjar, Ain Smara, w. Constantine », projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger, 105 pages ; 2006
- [12] **Hervé Oudin** « Cours sur Méthode des éléments finis » cel-00341772, version 1 - 26 Nov 2008
- [13] **S. AMRANI** « Etude de Stabilité des Talus de la Carrière de Meftah (Blida) » projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger
- [14] **KOVALENKO, K** ; « Exploitation des carrières », OPU, 302 pages ; 1986.
- [15] **DELAGE, P; CUI, Y.J** ; « Comportement mécaniques des sols non saturés » C302 ; Technique de l'ingénieur, traité construction ; 19 pages ; 1999.
- [16] **LAVASSEUR, M** ; « Contribution des systèmes d'information géographique à l'analyse quantitative de l'aléa "glissement de terrain" Exemple d'application au secteur de Ville de La Baie, Québec », Mémoire de maîtrise de l'université du Québec INRS.E.T ; 213 pages ; 2003

[17] **J.M.TCHOUANI NANA** avril 1990 «cours de mécanique des sols Tome1 » propriété sol

[18] **Fissenko G.L.** «1965 Oustoitchevost bortov carrierov i otvalov» (La stabilité des talus de mines à ciel ouvert et des stériles) En russe, 380 p. Nedra. Moscou.

[19] **S. GACEM, Z. BOUCHAIR** «Travaux d'arpentage relatifs à l'exploitation des réserves du contour de la carrière de KEDDARA» projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger. Page (17-19).

[20] **O. REFFIS/M. ABOUBAKEUR.** «Calcul des déplacements et des contraintes des structures compte tenu de l'effet du demi-espace élastique parla Méthode des Eléments Finis» projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger. Page 31