



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

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

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Option : Exploitation minière

*Présenté par :*

**BESSAOUDI Bachir**

**DJELLALI M<sup>ed</sup> Nadir**

## **Thème**

*Caractérisation d'un massif rocheux et étude de stabilité des talus ; cas de la carrière d'Adrar-Oufarnou (w) Béjaïa*

Soutenu le 17 / 06 / 2015 devant le jury composé de:

Présidente:	Mme	Z.SOUICI	M-C-B	U.A.M.B
Encadreur:	Mme	O.KAMLI	M-A-A	U.A.M.B
Examineur:	Mr	A.GUELMAMI	M-A-B	U.A.M.B

*Année Universitaire: 2014-2015*

# Dédicaces

- *je dédie ce modeste travail à ma chère mère et mon cher père*
- *à mes deux tantes*
- *à mon neveu et ma nièce*
- *à toutes mes sœurs*
- *à tous mes frères*
- *à tous mes amis*
- *Et à tous ceux qui m'aiment.*

*Bachir*

# Dédicaces

- *je dédie ce modeste travail à ma chère mère et mon cher père*
- *à mes sœurs Kaouther, Maroua, Nadjia*
- *à mon petit frère Khaled*
- *à mes tentes, mes oncles, ainsi que mes grands parents*
- *à tous mes amis*
- *Et à toute personne ayant contribué de prêt ou de loin à la réalisation de ce modeste travail*
- *à mon coéquipier et binôme Bachir.*

*Med Nadir*

# Remerciements

Dieu merci de nous avoir permis d'atteindre ce stade de connaissance et de réussite dans nos études.

Nous voudrions exprimer notre satisfaction à notre encadreur M<sup>me</sup> O.KAMLI, son amitié, ses conseils, sa patience et son aide dans la résolution des différents problèmes survenus durant notre travail, on lui adresse notre profonde gratitude pour son encadrement.

Nous voudrions aussi exprimer notre satisfaction à tout le personnel de la carrière d'Adrar-Oufarnou (w) Béjaia, particulièrement l'ingénieur des mines L.Adel, la géotechnicienne et le directeur de la carrière.

Nous tenons à remercier les directeurs, les chefs des services, les techniciens ainsi que tout le personnel des unités de Béjaia et de Sétif appartenant au laboratoire LTPE.

Nous tenons également à remercier les membres du jury qui ont accepté d'évaluer ce modeste travail.

Enfin, Nous remercions tous les enseignants ayant contribué à notre formation depuis le tronc commun jusqu'à la dernière année de graduation.

**Sommaire :**

- **Introduction générale..... 1**

**Chapitre 01: Généralités sur les massifs rocheux**

Introduction .....	2
1- Les terrains en géotechnique.....	2
1.1- Les roches.....	2
1.2- Les sols.....	2
1.3- Les différences entre roche et sol.....	2
2- Les massifs rocheux .....	3
2.1- Contexte géologique et hydrogéologique d'un massif rocheux.....	3
2.2- Méthodes d'observation.....	3
2.2.1- Par affleurement.....	4
2.2.2- Par forage.....	4
2.3- Classification des massifs rocheux .....	4
2.4- Description de la matrice rocheuse .....	5
2.5- Description des discontinuités .....	6
2.5.1- Classification des discontinuités .....	6
2.5.2- Caractéristiques des discontinuités .....	6
3- Les propriétés physiques des roches .....	7
3.1- la porosité .....	7
3.2- la masse volumique .....	8
3.3- la teneur en eau.....	8
3.4- le degré de saturation.....	8
3.5- La dureté.....	9
3.6- L'abrasivité.....	9
3.7- L'altérabilité .....	9
3.8- La résistance à la fragmentation.....	10
3.9- La résistance à l'usure .....	10
4- Les propriétés mécaniques des roches .....	11
4.1- la résistance à la compression .....	11
4.2- la résistance à la traction .....	11
4.2.1- traction simple.....	11
4.2.2- essai brésilien .....	12
4.3- la résistance au cisaillement.....	13
4.3.1- cisaillement simple.....	13
4.3.2- cisaillement par torsion.....	13
4.3.3- cisaillement par compression.....	14
4.4- la cohésion et l'angle de frottement interne d'un échantillon.....	16
4.5- la cohésion et l'angle de frottement interne du massif .....	17
4.6- le coefficient d'affaiblissement structural du massif .....	17

## Sommaire

---

4.7-	le coefficient de diminution de l'angle de frottement interne.....	18
4.8-	le critère de Mohr-coulomb .....	18
4.9-	le critère de Hoek et Brown .....	19
4.10-	le degré de fissuration du massif (l'indice ID).....	21
4.11-	caractérisation du massif par le RQD .....	21
4.12-	le module de Young .....	22
	Conclusion.....	23

### Chapitre02 : L'instabilité des talus

Introduction.....	24
1- Les mécanismes d'instabilité dans les massifs rocheux.....	24
2- Les mouvements des terrains .....	24
3- Les déformations dans les mines à ciel ouvert.....	25
3.1- Les glissements .....	25
3.1.1- Glissements plans.....	26
3.1.2- Glissements rotationnels simples.....	26
3.1.3- Glissements rotationnels complexes.....	27
3.1.4- Principales causes de glissement.....	27
3.2- Les coulées.....	28
3.3- Les écroulements... ..	28
3.4- Le fluage.....	29
4- Les principaux paramètres influençant la stabilité des talus.....	31
4.1- Les facteurs naturels.....	31
4.2- Les facteurs techniques.....	31
5- L'influence des facteurs naturels.....	31
5.1- Le comportement mécanique des roches.....	31
5.2- L'importance des discontinuités.....	32
5.3- L'influence de l'eau sur la stabilité mécanique.....	32
5.4- L'altération des roches comme facteur géologique et mécanique influençant la stabilité.....	32
5.5- L'effet sismique de la région.....	33
5.6- Autres facteurs naturels.....	33
5.6.1- Facteurs naturels intrinsèques.....	33
5.6.2- Facteurs naturels aggravant ou dégradant .....	34
6- L'influence des facteurs techniques d'exploitation sur la stabilité.....	34

## Sommaire

---

6.1- L'influence de la hauteur des gradins.....	35
6.2- L'influence des vibrations dues aux tirs.....	35
6.3- L'influence de la géométrie.....	35
7- Stabilisation des talus rocheux.....	36
7.1- L'aplatissement des talus.....	36
7.2- Le drainage.....	36
7.3- Le boulonnage.....	37
7.4- Les ancrages.....	37
7.5- L'injection.....	38
8- Calcul de stabilité des talus.....	38
8.1- définition de coefficient de sécurité.....	38
8.2- méthodes de calcul.....	39
8.3- méthode des tranches.....	39
8.3.1- méthode de FELLENIUS (1936).....	41
8.3.2- méthode de BISHOP simplifiée (1954).....	42
8.3.3- méthode de Janbu (1956).....	43
8.3.4- caractéristiques des différentes méthodes.....	45
8.4- méthode des éléments finis.....	45
8.4.1- principe.....	45
8.4.2- discrétisation.....	46
8.4.3- les modèles de comportement utilisés dans la MEF.....	46
8.4.4- calcul de Fs dans la MEF.....	46
8.5- méthode des abaques.....	47
8.5.1- abaque de Hoek.....	47
Conclusion.....	49

### **Chapitre 03: Conditions géologiques et minières de la carrière d'ADRAR- OUFARNOU**

Introduction .....	50
--------------------	----

## Sommaire

---

1- Présentation générale de l'unité.....	50
1.1- Situation géographique.....	51
1.2- Situation administrative.....	51
1.3- Superficie du gisement de la zone d'exploitation.....	51
2- Historique des travaux de recherche.....	51
3- Travaux physico-mécaniques et chimiques.....	52
3.1- Suivi de la qualité de la roche.....	52
3.2- Caractéristiques chimiques de la roche.....	52
4- Géologie du gisement.....	53
4.1- Structure du gisement.....	53
4.2- Stratigraphie.....	53
4.3- Etude pétrographique.....	53
4.4- Tectonique.....	54
5- Les réserves du gisement.....	55
5.1- Etat des réserves exploitables.....	55
5.2- Calcul des réserves.....	56
5.3- Evaluation du potentiel du gisement.....	58
6- Mode d'exploitation.....	58
7- Les travaux préparatoires.....	59
8- Les travaux de forage et du tir.....	59
9- Le chargement.....	60
10- Le transport.....	60
11- Station de traitement mécanique.....	60
12- Régimes de travail et productivités.....	60
Conclusion .....	61

### **Chapitre 04 : Caractérisation du massif de la carrière d'Adrar-Oufarnou et évaluation de la stabilité de ses talus**

Introduction .....	62
--------------------	----

#### **1<sup>ère</sup> partie : caractérisation du massif de la carrière**

1- Détermination des propriétés physiques.....	62
1.1- La masse volumique.....	62
1.2- La teneur en eau.....	63
1.3- Le coefficient d'absorption .....	63
1.4- La porosité.....	64
1.5- L'essai d'abrasivité.....	64
1.6- L'essai de LOS-ANGELES.....	65
2- Détermination des propriétés mécaniques des échantillons.....	65
2.1- la résistance à la compression .....	65
2.2- la résistance à la traction.....	66
2.3- la cohésion de l'échantillon.....	66
2.4- l'angle de frottement interne de l'échantillon.....	67

## Sommaire

---

3- Détermination des propriétés mécaniques du massif .....	67
2.5- le degré de fissuration.....	68
3.1- coefficient d'affaiblissement structural du massif .....	68
3.2- coefficient de diminution de l'angle de frottement interne .....	69
3.3- la cohésion du massif (Cm).....	69
3.4- l'angle de frottement interne du massif ( $\phi_m$ ).....	72

### **2<sup>ème</sup> partie : calcul du facteur de sécurité et l'étude d'influence des paramètres technologiques d'exploitation sur la stabilité**

1- Calcul de facteur de sécurité .....	73
1.1- Par la méthode des tranches .....	73
1.1.1- Pour la partie supérieure.....	73
1.1.2- Pour la partie inférieure .....	75
1.2- Par la méthode des éléments finis.....	76
1.2.1- pour la partie supérieure.....	77
1.2.2- pour la partie inférieure.....	79
2- Influence des paramètres technologiques d'exploitation sur Fs.....	82
2.1- l'influence de Hg.....	82
2.2- l'influence de l'angle d'inclinaison ( $\alpha$ ) .....	84

### **3<sup>ème</sup> partie : Interprétations**

1- Interprétations de la première partie.....	88
2- Interprétation de la deuxième partie.....	88
Conclusion et recommandations.....	89
- <b>Conclusion générale.....</b>	<b>90</b>
- <b>Bibliographie</b>	
- <b>Annexes</b>	

**Liste des figures :**

- Figure (1.a) : classification géométrique des massifs rocheux.....	4
- Figure (1.b) : illustration de pendage et de l'azimut d'une discontinuité .....	7
- Figure (1.c) : principe de l'essai de Los Angeles.....	10
- Figure (1.d) : principe de l'essai MDE.....	11
- Figure (1.e) : les différents essais mécaniques.....	12
- Figure (1.f) : cisaillement simple avec une seule surface de cisaillement.....	13
- Figure (1.g) : Essais de cisaillement simple avec deux surfaces et avec une surface cylindrique.....	14
- Figure (1.h) : droite de MOHR-COULOMB ( $\tau$ ) en fonction de ( $\sigma_n$ ).....	15
- Figure (1.i) : essais de cisaillement par torsion et par compression.....	16
- Figure (1.j) : représentation de la droite de Mohr-Coulomb.....	18
- Figure (1.k) : Configuration géologique illustrant les limites du RQD.....	22
- Figure (1.L) : diagramme contrainte-déformation.....	23
- Figure (2.a) : modèle d'un glissement plan des roches et des sols.....	26
- Figure (2.b) : modèle d'un glissement circulaire simple.....	27
- Figure (2.c) : modèle des glissements circulaires successifs emboîtés.....	27
- Figure (2.d) : modèle représentatif d'une coulée.....	28
- Figure (2.e) : modèle représentatif d'un écroulement.....	29
- Figure (2.f) : modèle représentatif de phénomène de fluage.....	29
- Figure (2.g) : résumé des différents types de mouvements dans le cadre de quatre groupes.....	30
- Figure (2.h) : les différentes formes de déformation dans les mines à ciel ouvert..	30
- Figure (2.i) : stabilisation du talus par aplatissage.....	36
- Figure (2.j) : stabilisation du talus par drainage.....	36
- Figure (2.k) : stabilisation du talus par boulonnage.....	37
- Figure (2.L) : stabilisation du talus par ancrages.....	37
- Figure (2.m) : description de la surface de rupture.....	38
- Figure (2.n) : description de découpage en tranches avec la surface de rupture....	40
- Figure (2.o) : démonstration des forces agissant sur une tranche.....	40
- Figure (2.p) : les forces agissant sur une surface d'après FELLENIUS.....	41
- Figure (2.q) : forces considérées dans la méthode de Janbu.....	43
- Figure (2.r) : variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et la longueur de la surface de rupture.....	44
- Figure (2.s) : abaque de Hoek pour le calcul de facteur de sécurité (Fs).....	48
- Figure (3.a) : Situation géographique de la carrière Adrar-Oufarnou.....	50
- Figure (3.b) : la lithostratigraphie du gisement.....	54
- Figure (3.c) : carte géologique N° 26 de Bejaia (1/50 000).....	55
- Figure (3.d) : Levé topographique de la carrière d'Adrar-Oufarnou.....	57
- Figure (4.a) : graphe représentatif de ( $\tau$ ) en fonction de ( $\sigma_n$ ) pour la partie supérieure.....	71

## Liste des figures

---

- Figure (4.b) : graphe représentatif de ( $\tau$ ) en fonction de ( $\sigma_n$ ) pour la partie inférieure.....	71
- Figure (4.c) : modèle géométrique de la partie supérieure.....	74
- Figure (4.d) : découpage en tranches de talus de la partie supérieure.....	74
- Figure (4.e) : modèle géométrique de la partie inférieure .....	75
- Figure (4.f) : découpage en tranches de talus de la partie inférieure.....	76
- Figure (4.g) : modèle géométrique de la partie supérieure.....	77
- Figure (4.h) : génération de maillage de modèle de la partie supérieure.....	78
- Figure (4.i) : génération des pressions interstitielles du modèle de la partie supérieure.....	78
- Figure (4.j) : génération de la pression des terres au repos du modèle de la partie supérieure.....	79
- Figure (4.k) : modèle géométrique de la partie inférieure.....	80
- Figure (4.L) : génération de maillage du modèle de la partie inférieure.....	80
- Figure (4.m) : génération de la pression interstitielle du modèle de la partie inférieure.....	81
- Figure (4.n) : génération de la pression des terres au repos de la partie inférieure..	81
- Figure (4.o) : 1 <sup>er</sup> cas d'influence de Hg sur la variation de coefficient de sécurité..	82
- Figure (4.p) : 2 <sup>e</sup> cas d'influence de Hg sur la variation de coefficient de sécurité..	83
- Figure (4.q) : 3 <sup>e</sup> cas d'influence de Hg sur la variation de coefficient de sécurité..	83
- Figure (4.r) : graphe décrivant l'influence de Hg sur Fs.....	84
- Figure (4.s) : 1 <sup>er</sup> cas d'influence de ( $\alpha$ ) sur la variation de coefficient de sécurité..	85
- Figure (4.t) : 2 <sup>e</sup> cas d'influence de ( $\alpha$ ) sur la variation de coefficient de sécurité..	85
- Figure (4.u) : 3 <sup>e</sup> cas d'influence de ( $\alpha$ ) sur la variation de coefficient de sécurité..	86
- Figure (4.v) : graphe décrivant l'influence de ( $\alpha$ ) sur Fs.....	87

**Liste des tableaux :**

- Tableau (1.a) : types de roches selon la porosité..... 8
- Tableau (1.b) : l'échelle de Mohs pour la mesure de la dureté..... 9
- Tableau (1.c) : durée de vie (m) de taillant de forage en fonction de l'abrasivité des roches..... 9
- Tableau (1.d) : classification des roches en fonction de leur résistance à la compression..... 11
- Tableau (1.e) : classification des roches en fonction de la résistance à la traction. 12
- Tableau (1.f) : les valeurs de coefficient (a) selon la cohésion de l'échantillon... 18
- Tableau (1.g) : critères de comportement des massifs rocheux (d'après Hoek et Brown). ..... 20
- Tableau (1.h) : classification des discontinuités selon la fissurité. .... 21
  
- Tableau (2.a) : considération d'équilibre de moments et de forces selon les différentes méthodes. .... 45
- Tableau (2.b) : considération des efforts inter-tranches normales et tangentielles selon les différentes méthodes..... 45
- Tableau (3.a) : les coordonnées de gisement dans le système UTM..... 52
- Tableau (3.b) : les résultats des analyses physico-mécaniques..... 54
- Tableau (3.c) : la composition chimique de la roche..... 55
- Tableau (3.d) : Les réserves géologiques et exploitables..... 60
- Tableau (3.e) : les paramètres techniques des travaux du tir..... 61
- Tableau (3.f) : régime de travail et productivité..... 63
- Tableau (4.a) : masse volumique du calcaire de la partie supérieure..... 65
- Tableau (4.b) : masse volumique du calcaire de la partie inférieure..... 65
- Tableau (4.c) : teneur en eau du calcaire de la partie supérieure..... 65
- Tableau (4.d) : teneur en eau du calcaire de la partie inférieure..... 65
- Tableau (4.e) : coefficient d'absorption du calcaire de la partie supérieure..... 65
- Tableau (4.f) : coefficient d'absorption du calcaire de la partie inférieure..... 65
- Tableau (4.g) : porosité du calcaire de la partie supérieure..... 66
- Tableau (4.h) : porosité du calcaire de la partie inférieure..... 66
- Tableau (4.i) : coefficient d'abrasivité du calcaire de la partie supérieure..... 66
- Tableau (4.j) : coefficient d'abrasivité du calcaire de la partie inférieure..... 66
- Tableau (4.k) : coefficient Los-Angeles du calcaire de la partie supérieure..... 67
- Tableau (4.L) : coefficient Los-Angeles du calcaire de la partie inférieure..... 67
- Tableau (4.m) : résistance à la compression du calcaire de la partie supérieure.... 67
- Tableau (4.n) : résistance à la compression du calcaire de la partie inférieure..... 68
- Tableau (4.o) : résistance à la traction indirecte du calcaire de la partie supérieure68
- Tableau (4.p) : résistance à la traction indirecte du calcaire de la partie inférieure.68
- Tableau (4.q) : les valeurs de la cohésion des échantillons pour les deux parties... 68
- Tableau (4.r) : les valeurs de l'angle ( $\varphi$ ) des échantillons pour les deux parties... 69
- Tableau (4.s) : classification des deux parties du gisement selon la fissuration..... 70

## Liste des tableaux

---

- Tableau (4.t) : les valeurs de coefficient ( $a$ ) selon la cohésion de l'échantillon.....71
- Tableau (4.u) : les valeurs de coefficient ( $\lambda$ ) pour les deux parties du gisement... 71
- Tableau (4.v) : les valeurs de ( $\tau$ ) en fonction de ( $\sigma_n$ ) pour la partie supérieure.... 72
- Tableau (4.w) : les valeurs de ( $\tau$ ) en fonction de ( $\sigma_n$ ) pour la partie inférieure.... 73
- Tableau (4.x) : les valeurs de la cohésion du massif pour les deux parties du gisement..... 74
- Tableau (4.y) : les valeurs de l'angle de frottement interne du massif des deux parties du gisement..... 74
- Tableau (4.Aa) : les paramètres de calcul de la partie supérieure..... 75
- Tableau (4.Bb): Les valeurs de coefficient de sécurité pour la partie supérieure du gisement..... 77
- Tableau (4.Cc) : les paramètres de calcul de la partie inférieure..... 77
- Tableau (4.Dd): Les valeurs de coefficient de sécurité pour la partie inférieure du gisement..... 78
- Tableau (4.Ee) : les paramètres de calcul de la partie supérieure..... 79
- Tableau (4.Ff) : les paramètres de calcul de la partie inférieure..... 81
- Tableau (4.Gg) : les résultats d'influence de  $H_g$  sur la variation de  $F_s$ ..... 84
- Tableau (4.Hh) : les résultats d'influence de ( $\alpha$ ) sur la variation de  $F_s$ ..... 86

**Liste des symboles :**

$\rho_s$  : la masse volumique des grains solides.

$\rho_h$  : la masse volumique naturelle.

$\rho_d$  : la masse volumique sèche.

$\rho_{sat}$  : la masse volumique saturée.

$\tau$  : la résistance au cisaillement.

$\sigma_n$  : la contrainte normale.

$\phi$  : l'angle de frottement interne.

$\alpha$  : l'angle d'inclinaison du gradin.

$V_t$  : le volume total.

$V_s$  : le volume des grains solides.

$V_v$  : le volume des vides.

$V_w$  : volume de l'eau.

$P$  : la porosité.

$M_s$  : la masse du matériau sec.

$M_h$  : la masse naturelle.

$M_s$  : la masse sèche des grains solides.

$M_w$  : la masse d'eau.

$w$  : la teneur en eau.

$ID$  : l'indice de fissuration du massif rocheux.

**RQD**: Rock Quality Designation.

$E$ : module de Young.

**ABR** : l'indice d'abrasivité du matériau ou bien du sol.

$C$  : la cohésion.

$R_c$ : la résistance à la compression.

$R_t$ : la résistance à la traction.

$R_s$  : la résistance au cisaillement.

## Liste des symboles

---

**Sr** : le degré de saturation.

**u** : la pression interstitielle de l'eau.

**LA** : le coefficient Los Angeles.

**Hg** : la hauteur du gradin.

**Fs** : le coefficient de sécurité.

**H<sub>n</sub>** : les efforts inter-tranches horizontaux.

**V<sub>n</sub>** : les efforts inter-tranches verticaux.

**MEF** : méthode des éléments finis.

**MEL** : méthodes d'équilibre limite.

### Introduction générale :

Nous pouvons constater à quel point l'influence de l'homme sur la partie superficielle et la partie profonde de l'écorce terrestre est importante, considérant par exemple les gigantesques mines à ciel ouvert et souterraines existant actuellement dans le monde.

Des millions de mètres cubes de minerais et de roches ont été extraites dans ces mines, donc plusieurs impacts (environnementaux, socio-économiques...) dus à cette extraction.

La stabilité des talus des gradins des mines à ciel ouvert reste une des questions principales qui se pose lors de l'exploitation des gisements de surface.

La stabilité des talus a une influence directe sur la sécurité du travail dans les mines, cette influence due aux principes technologiques d'exploitation, la profondeur totale de la mine, les problèmes de drainage, etc.

On ne peut sous-estimer le rôle économique d'un problème de stabilité des talus avec la profondeur très importante des mines modernes, un changement de caractéristiques des talus dans les mines à ciel ouvert influe directement sur deux contextes importants soit sur :

-l'économie de l'entreprise : augmentation ou diminution des quantités du minerai extraites.

-le contexte géotechnique du site : stabilité à long terme des talus des gradins.

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

Alors il fallait dès les premières démarches d'une construction d'une mine et pendant l'exploitation une étude de stabilité. D'une part, afin d'exploiter la plus grande quantité du minerai ; et d'autre part, assurer la stabilité à long terme des talus modifiés par l'exploitation qui peuvent causer de dégâts matériels aux entreprises et gênent le cycle normal de l'exploitation, sans oublier qu'ils présentent un risque pour la vie du personnel.

Le présent travail fournit une étude de stabilité des talus de la carrière d'Adrar-Oufarnou (w) Béjaia structurée suivant le plan :

- Généralités sur les massifs rocheux.
- L'instabilité des talus.
- Conditions géologiques et minières de la carrière d'Adrar-Oufarnou.
- Estimation pratique de la stabilité des talus dans la carrière d'après :
  1. Les méthodes numériques basées sur l'équilibre limite de Fellenius, Janbu et Bishop (appliquée par le logiciel GEO-SLOPE 7.10).
  2. La méthode numérique basée sur les éléments finis (implémentée dans le logiciel PLAXIS 8.2).

A decorative graphic of a scroll with a black outline and rounded corners. The scroll is partially unrolled, with the top and bottom edges curving upwards. The text is centered within the scroll.

# Chapitre 01 :

## Généralités sur les massifs rocheux

## Chapitre 01 : Généralités sur les massifs rocheux

### Introduction :

La reconnaissance des massifs rocheux permet de comprendre les problèmes qui peuvent se poser lors d'une étude d'un projet minier ou de construction. La reconnaissance des propriétés d'un terrain constitue le lien entre la cause d'un sinistre et les remèdes que l'on propose de mettre en place.

Les propriétés physiques et mécaniques des roches ont une grande influence sur la stabilité des terrains, la caractérisation d'un massif rocheux se base sur l'identification de ses propriétés physico-mécaniques au laboratoire et sur terrain (du massif lui-même).

Parmi les propriétés physiques importantes : la masse volumique, la porosité et l'humidité. Les propriétés mécaniques sont : la résistance à la traction, la résistance à la compression, la cohésion et l'angle de frottement interne.

### 1- Les terrains en géotechnique :

En géotechnique, un terrain peut être une roche, un sol ou en un géomatériau intermédiaire entre les roches et les sols, des matériaux de transition entre sols et roches nommés SIRT (sols indurés et roches tendres comme les marnes). [2]

#### 1.1- Les roches :

En géotechnique, une roche est un agrégat naturel massif de matière minérale.

En géologie, on appelle roche tout élément constitutif de l'écorce terrestre, cela recouvre donc les roches au sens géotechnique, mais aussi le sol, le pétrole, l'eau des nappes, etc. [30]

#### 1.2- Les sols :

Le sol est défini par opposition au mot roche dans sa définition géotechnique, c'est un agrégat naturel de grains minéraux, séparables par une action mécanique légère.

Le sol est le résultat d'une altération naturelle physique ou chimique des roches. [30]

#### 1.3- Les différences entre « roche » et « sol » :

Les praticiens de la mécanique générale diront avec une certitude et un certain dédain que travailler sur les roches et les sols, c'est bonnet-blanc et blanc-bonnet, cet argument maintes fois entendu montre une réelle méconnaissance des géomatériaux. Il convient tout d'abord de bien différencier ce que nous appellerons par la suite roches et sols, voici une définition d'origine mécanique [13] :

- a- Roches : Géomatériaux possédant une cohésion ( $C \neq 0$ ) et une résistance à la compression simple supérieure à 20 MPa.
- b- Sols : Géomatériaux pulvérulents ou cohésifs mais ne présentant pas en pratique de résistance à la compression simple et la cohésion disparaît par dissolution.
- c- La règle générale veut que l'on désigne par roches les terrains profonds et par sols les terrains de surface.

- d- Certaines roches, telles les marnes à faible % de CaCO<sub>3</sub> ou les granites très fracturés et altérés sont inclassables, leurs comportement au cours de la recherche, n'est ni celui d'un sol ni celui d'une roche.

On conçoit donc que la limite entre un sol et une roche altérée ne soit pas définie nettement. Le sol est un matériau meuble, ce caractère étant fondamental. Il ne suffit cependant pas à définir un sol naturel car certains matériaux produits par l'homme présentent aussi ce caractère. Par exemple les sous produits miniers et les granulats concassés (sable, gravier, ballast...) sont aussi des matériaux meubles. Le mécanicien des sols étudie donc aussi bien des sols naturels que des matériaux fabriqués artificiellement à partir de sols ou de roches et présentant un caractère meuble. [13]

### 2- Les massifs rocheux :

Dans la présente étude on s'intéresse beaucoup plus aux massifs rocheux. Formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes, les massifs rocheux sont des structures très complexes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés *matrice rocheuse* lesquels sont délimités par des *discontinuités* constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de limites stratigraphiques. [20]

Le comportement mécanique des massifs rocheux est un facteur déterminant dans le dimensionnement des ouvrages qui y sont exécutés. Afin de comprendre, expliquer et modéliser ce comportement, il est nécessaire de connaître la structure géométrique ou plus précisément le modèle de distribution géométrique des fractures, ainsi que les propriétés mécaniques de chacune des composantes que sont la matrice rocheuse et les discontinuités. [20]

1

#### 2.1- Contexte géologique et hydrogéologique d'un massif rocheux :

La connaissance du cadre géologique général dans lequel se situe le massif est nécessaire pour expliquer sa structure et la nature de la roche (unités géologiques concernées par le projet, relations entre elles, principaux accidents, histoire tectonique...).

La description des conditions hydrogéologiques des discontinuités étant généralement associée à l'étude structurale du massif, il est également nécessaire de connaître le contexte hydrogéologique général : identification des aquifères et de leur mode de fonctionnement, type de perméabilité, conditions d'alimentation, exutoires, etc.

Si la géologie générale du site est mal connue, une étude détaillée peut être nécessaire, utilisant les différents outils et méthodes de la géologie : levés de terrain, cartographie, recueil de données hydrogéologiques, interprétation de photographies, imagerie géophysique, sondages, puits et galeries de reconnaissance.

Pour l'étude structurale, il est parfois nécessaire de segmenter le massif étudié en sous-ensembles homogènes. [20]

#### 2.2- Méthodes d'observation :

En ingénierie des roches, on cherche à caractériser des volumes rocheux dont les dimensions sont comparables à celles des ouvrages envisagés (de quelques mètres à quelques hectomètres). Comme il est impossible d'observer directement de tels volumes dans les trois dimensions, les observations s'effectuent sur des parties visibles de la surface du massif

(affleurements) ou grâce à des sondages, galeries ou puits de reconnaissance. Ces "échantillons" de massif rocheux doivent englober un nombre suffisant de discontinuités pour en comprendre l'organisation. Les informations suivantes, décrivant les conditions d'échantillonnage que doivent être relevées. [20]

**2.2.1- Par affleurement :**

- Nature de l'affleurement : naturel (falaise, lit d'une rivière, roche moutonnée...) ou artificiel (talus de déblai réalisé à l'explosif, sondage à pelle mécanique...).
- Représentativité : situation géographique et géologique, dimensions, pente, orientation. [20]

**2.2.2- Par forage :**

- Forage carotté (avec orientation des carottes) ou descriptif (avec observation endoscopique).
- Méthode de creusement de la galerie ou du puits (fracturation induite).
- Inclinaison et direction du forage de la galerie ou du puits. [20]

**2.3- Classification des massifs rocheux :**

Divers auteurs ont essayé de regrouper les structures géométriques des massifs rocheux dans des catégories bien définies. Cela est illustré dans la figure (1.a) pour une série de massifs rocheux (Palmström [1995]). Nous distinguons les massifs à blocs polyédriques, équidimensionnels, prismatiques, tabulaires, rhomboédriques, en colonnes, les massifs à bancs minces dont l'épaisseur est moins épaisse que la longueur et les massifs comprenant plusieurs familles de fractures. [20]

La figure suivante illustre les familles précédemment citées :

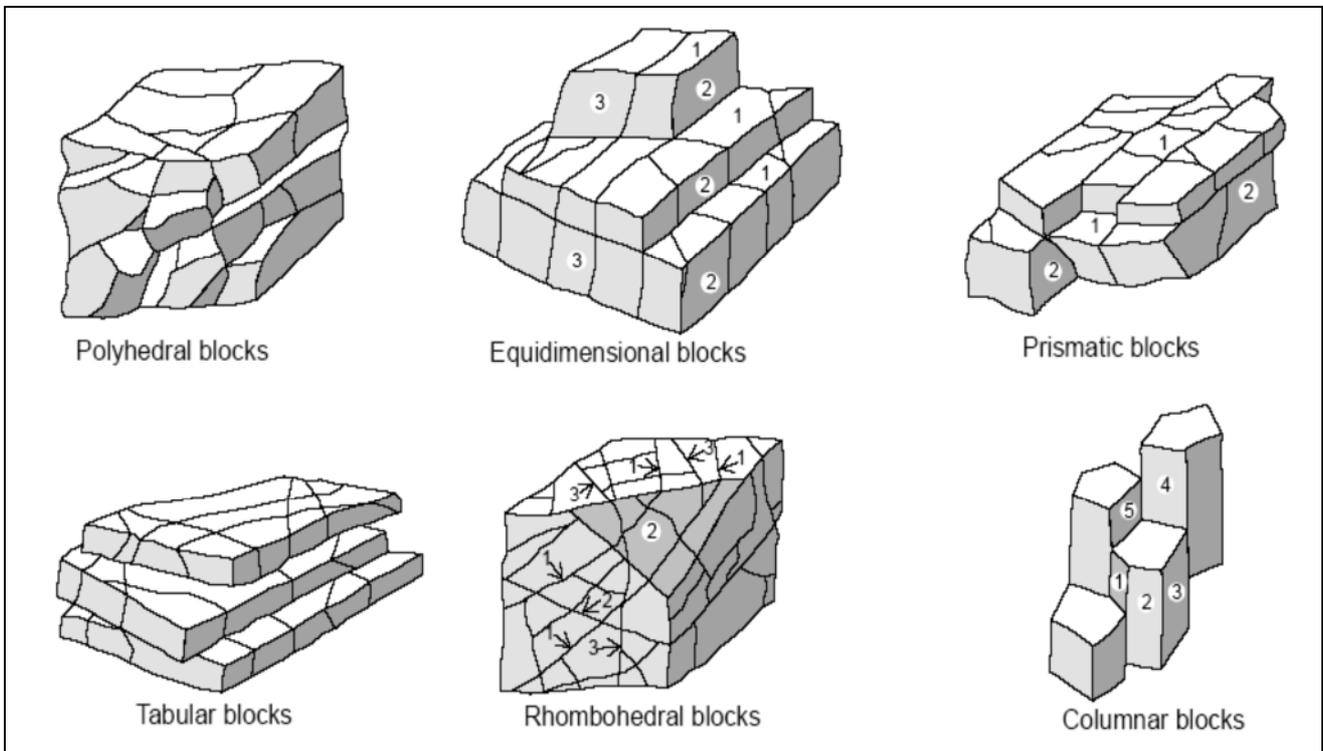


Figure (1.a) : classification géométrique des massifs rocheux.

### 2.4- Description de la matrice rocheuse :

Le Comité Français de Mécanique des Roches (CFMR-MMR [2000]) définit la roche comme étant « *un assemblage de minéraux qui ont acquis des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique* ». [20]

Pour la classification, l'identification lithologique des roches est basée sur la détermination :

#### 2.4.1- du groupe original :

- roches sédimentaires : résultent de l'altération physique ou chimique des roches préexistantes on distingue des roches : clastiques, chimiques, organiques (calcite, dolomie).
- roches métamorphiques : résultent de la transformation sous haute température et pression des roches préexistantes, soit en métamorphisme régional (les micaschistes) soit en métamorphisme de contact (le marbre).
- roches magmatiques : résultent de refroidissement du magma soit en forte profondeur (plutoniques), soit en faible profondeur (les roches volcaniques), on distingue aussi les roches pyroclastiques.

#### 2.4.2- de la structure :

- stratifiées : avec parfois des remplissages des vides, comme les marnes.
- feuilletées : avec des discontinuités qui sont caractérisées par une ouverture très mince.
- massives : sans discontinuités originales précises, comme les calcaires, marbre.

#### 2.4.3- de la granulométrie :

Les termes descriptifs de la granulométrie (fondés sur la matrice rocheuse) par exemple amorphe : pour les roches de texture vitreuse.

#### 2.4.4- de la composition minéralogique :

En portant une attention particulière sur :

- Les minéraux silicatés associés (les quartz et feldspaths).
- Les minéraux de couleur noire (les micas, amphiboles, pyroxène).
- Les minéraux argileux.
- Les minéraux carbonatés (calcite, dolomite).
- Les matériaux amorphes siliceux (le verre).
- Les matériaux carbonés (la houille).
- Les sels (la halite (sel gemme), le gypse).
- Les minéraux gonflants (l'anhydrite).
- Les sulfures (la pyrite).

## 2.5- Description des discontinuités :

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

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

- Si elles sont classables en familles (orientations voisines).
- Si elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité et connectivité importantes). [20]

### 2.5.1- Classification des discontinuités :

On distingue généralement quatre grandes familles de discontinuités, par exemple pour les falaises calcaires : [13]

#### a- Les joints de stratification :

Ce sont des joints qui découpent régulièrement le massif en bancs parallèles, d'épaisseurs variables en fonction de la nature des séquences de dépôt et de leur mode de mise en place. La stratification provoque des discontinuités de forte extension.

#### b- Les diaclases :

Ce sont des discontinuités de faible extension, généralement intra-bancs sans déplacement relatif des épontes. Dans les roches sédimentaires de couverture, les diaclases issues des différentes phases de déformation (plissement de la roche), elles sont généralement perpendiculaires aux bancs.

#### c- Les failles :

Ce sont des discontinuités comportant un déplacement relatif des épontes, liées à des épisodes de déformation, les failles présentent généralement une extension (continuité) importante.

#### d- Les fractures :

Ce sont des discontinuités de forte extension, généralement intra-bancs sans déplacement relatif des épontes.

### 2.5.2- Caractéristiques des discontinuités : [13]

#### a- L'orientation (azimut) :

Est définie par la direction d'une horizontale du plan mesuré de 0 à 180° par rapport au nord, angle de la projection horizontale du vecteur (p) avec le Nord en tournant vers l'Est. Il vaut  $(\alpha + 90)$ , (Figure 1.b).

#### b- Le pendage :

C'est l'inclinaison du plan par rapport à la verticale, mesurée de 0 à 90°, il est caractérisé aussi par un sens de plongement, c'est l'angle que fait le vecteur (p) avec le plan horizontal ( $\beta$ ), (Figure 1.b).

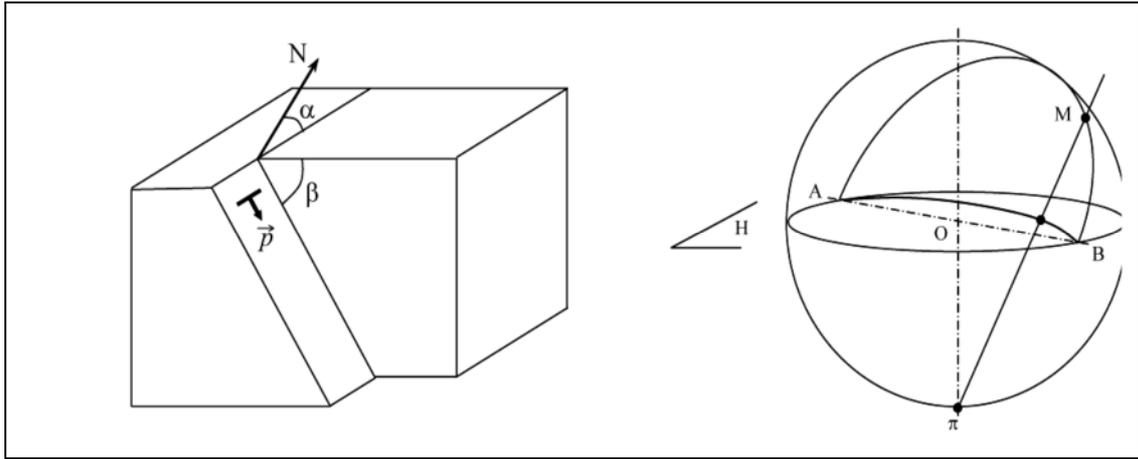


Figure (1.b) : illustration de pendage et de l'azimut d'une discontinuité. [13]

c- L'espacement :

C'est la distance mesurée perpendiculairement entre deux plans appartenant à une même famille de discontinuités. L'espacement moyen nous renseigne sur le débitage en blocs et sur la déformabilité et la perméabilité du massif.

d- La persistance :

C'est la longueur de la trace de l'intersection d'une discontinuité sur la surface topographique (appelée également continuité ou extension).

e- L'ondulation et la rugosité:

Qui influe sur la résistance au cisaillement de la discontinuité à travers l'existence ou non d'ondulation à grande échelle et la présence ou non d'aspérités à petite échelle.

f- L'ouverture :

C'est la distance entre les deux lèvres de la discontinuité, ce facteur influe surtout sur la circulation des eaux (ruissellement).

g- Le degré d'altération et le remplissage :

L'altération chimique affaiblit les caractéristiques des discontinuités. Le matériau de remplissage s'il existe influe sur le comportement mécanique des discontinuités en fonction de ses propres caractéristiques mécaniques et de sa quantité (par exemple un remplissage d'argile augmente la cohésion mais diminue le frottement). [13]

### 3- Les propriétés physiques des roches :

#### 3.1- La porosité :

La porosité traduit la faculté d'une roche à stocker un fluide (air, eau) dans ses interstices, également appelés pores. Elle ne dépend pas essentiellement de la taille des grains mais surtout de leur agencement. [26]

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

$$p = (V_v / V_t) * 100 \quad (1)$$

La porosité varie de quelque % à plus de 40 % dans les roches sédimentaires. Dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %.

Selon la porosité, les roches sont classées en :

Tableau (1.a) : types de roches selon la porosité.

Roches de faible porosité	$0 < p < 5 \%$
Roches de porosité moyenne	$5 < p < 10 \%$
Roches de porosité élevée	$10 < p < 20 \%$
Roches de porosité très élevée	$p > 20 \%$

### 3.2- La masse volumique:

C'est la masse de l'unité de volume de la roche ( $\text{g/cm}^3$ ). Suivant l'état du matériau, on définit: ( $\rho_s$ ) la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ( $\rho_d$ ) la masse volumique sèche, ( $\rho_h$ ) la masse volumique naturelle et ( $\rho_{\text{sat}}$ ) la masse volumique saturée. [17]

$$\rho_s = M_s / V_s ; \quad \rho_d = M_s / V_t ; \quad \rho_h = M_h / V_t ; \quad \rho_{\text{sat}} = M_{\text{sat}} / V_t \quad (2)$$

Avec :

$M_s$  la masse du matériau sec ; g

$M_h$  la masse naturelle ; g

$M_{\text{Sat}}$  la masse de l'échantillon saturée ; g.

$V_s$  le volume des grains après broyage ;  $\text{cm}^3$

$V_t$  le volume de l'échantillon ;  $\text{cm}^3$

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

### 3.3- La teneur en eau :

C'est le rapport de la masse d'eau  $M_w$  à la masse du solide sec  $M_s$ . [17]

$$w = (M_w / M_s) = (M_{\text{sat}} - M_s) / M_s \quad (3)$$

### 3.4- Le degré de saturation :

C'est le rapport du volume de l'eau contenue dans l'échantillon au volume des vides. [16 ; 17]

$$S_r = (V_w / V_v) \times 100 \quad (4)$$

$V_w$  : volume de l'eau dans l'échantillon,  $\text{cm}^3$

$V_v$  : volume des vides,  $\text{cm}^3$

### 3.5- La dureté :

La dureté d'un minéral est due à la structure du cristal lui-même : comment les atomes qui le forment à l'échelle microscopique sont organisés. Plus ces atomes sont liés fortement entre eux, plus le minéral sera dur. C'est donc une propriété propre au minéral, et elle permet de le reconnaître. Certains minéraux peuvent changer de couleur mais pas de dureté. La mesure de la dureté permet donc de reconnaître un minéral. [8]

Le scientifique Friedrich Mohs a eu l'idée de choisir dix minéraux et de les classer du plus tendre au plus dur ; ils sont numérotés de 1 à 10 et servent d'échelle : c'est ce que l'on appelle l'échelle de Mohs :

Tableau (1.b) : l'échelle de Mohs pour la mesure de la dureté.

Minéral	Talc	Gypse	Calcite	fluorine	Apatite	orthose	quartz	topaze	corindon	diamant
Dureté	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

La caractéristique de dureté s'obtient par la mesure de la largeur d'une rayure faite sur la surface rectifiée d'un bloc de pierre. La valeur obtenue est en relation avec la difficulté de taille et l'usure des instruments. La largeur des rayures varie en général de 0,1 mm pour les roches les plus dures à 3,5 mm pour les plus tendres.

### 3.6- L'abrasivité :

L'abrasivité caractérise la capacité d'une roche à provoquer l'usure d'un outil métallique 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). [9]

Tableau (1.c) : durée de vie (m) de taillant de forage en fonction de l'abrasivité des roches.

Taillant de forage	Longueur forée (m)	
	Roche abrasive	Roche peu abrasive
Taillant fileté à picots ou taillant fond de trous à picots	400 à 1000	1200 à 2500
Taillant fileté à plaquettes	200 à 400	800 à 1000
Fleuret monoblocs	150 à 200	600 à 800

### 3.7- L'altérabilité :

On appelle altérabilité la sensibilité d'une roche aux modifications du milieu environnant. L'altération physico-chimique traduit la capacité de gonflement, de délitage ou de dissolution d'une roche. Divers essais existent pour quantifier l'altérabilité d'une roche ; aucun cependant ne s'est véritablement imposé. [11]

En France, pour la réutilisation en terrassement des matériaux rocheux, a été défini un coefficient de dégradabilité, fondé sur l'évolution granulométrique de granulats après des cycles d'immersion-séchage conventionnels, l'essai met bien en évidence le caractère évolutif des roches marneuses ou schisteuses.

### 3.8- La résistance à la fragmentation :

La détermination de ce paramètre au laboratoire se fait à l'aide de l'essai Los Angeles qui évalue la résistance à la fragmentation par choc.

Un échantillon de fraction 10/14mm et de masse sèche égale à 5000 g ( $M_0$ ) est placé dans un tambour contenant 11 boulets d'acier. Au cours de l'essai, le tambour effectue 500 tours à une vitesse de rotation comprise entre 31 et 33 tours par minute.

La friction des granulats entre eux et des granulats contre les boulets et les parois du tambour provoque leur dégradation plus ou moins accrue. <sup>[11]</sup>

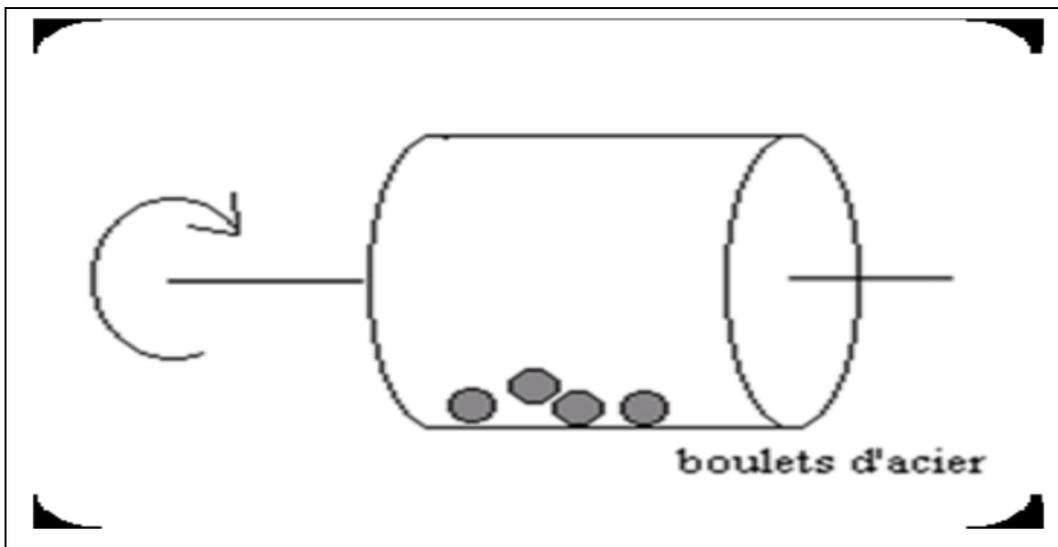


Figure (1.c) : principe de l'essai de Los Angeles.

Le coefficient Los Angeles (LA) est un pourcentage en masse du rapport des éléments passant au tamis de 1.6 mm séchés après lavage ( $M_1$ ) et la masse sèche initiale des granulats intacts.

$$LA = 100 * \frac{(M_0 - M_1)}{M_0} \quad (5)$$

Avec :  $M_1$  (g) masse du passant au tamis de 1,6 mm.

$M_0$  (g) masse initiale de granulats.

### 3.9- La résistance à l'usure :

La détermination de cette propriété au laboratoire s'effectue grâce à l'essai Micro Deval (MDE) qui est destiné à appréhender cette dernière par attrition d'un granulat.

Quatre échantillons identiques de fraction 10/14 mm, sont soumis à un cycle d'usure, en présence d'eau, par contact avec des billes d'acier à l'intérieur d'un cylindre en rotation. Le degré d'usure est apprécié par détermination de proportion d'éléments fins inférieurs à 1.6 mm générés au cours de l'essai. <sup>[8 ; 26]</sup>

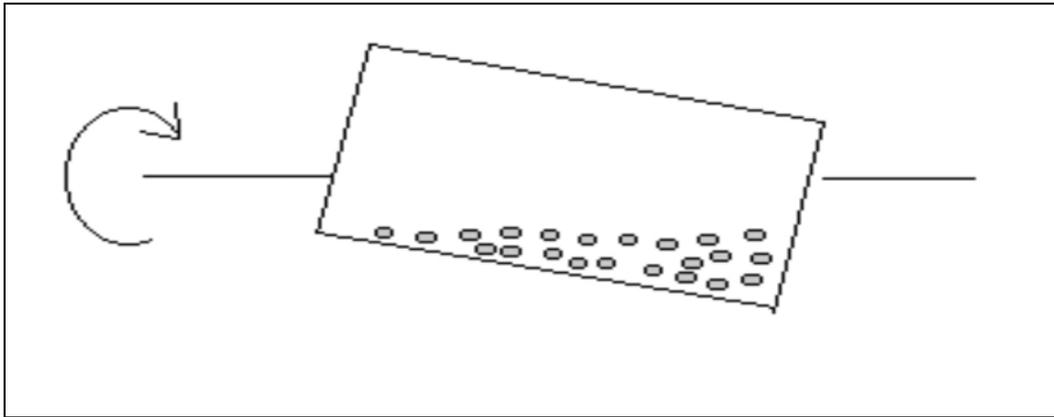


Figure (1.d) : principe de l'essai MDE.

#### 4- Les propriétés mécaniques des roches :

##### 4.1- La résistance à la compression :

Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est sous forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élanement  $L/D$  ( $L$  : longueur,  $D$  : 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. [17]

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 :

$$R_c = F/S \quad ; \quad (\text{Kgf/cm}^2) \quad (6)$$

$F$  : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture) en (unité de pression).

$S$  : section ou surface sur laquelle on applique l'effort  $F$  en (unité bidimensionnelle).

Tableau (1.d) : Classification des roches en fonction de leur résistance à la compression.

Roches	Faiblement résistantes	moyennes	résistantes	Très résistantes
$R_c$ (MPa)	5	20	60	> 100

##### 4.2- La résistance à la traction :

###### 4.2.1- Traction simple :

En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uni-axiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives. [17] La résistance à la traction simple est donnée par :

$$R_t = P_{\max}/A_0; \quad (\text{Kgf/cm}^2) \quad (7)$$

$P_{\max}$  = valeur finale atteinte par l'effort appliqué, (unité de pression).

$A_0$  = surface transversale, (unité bidimensionnelle).

#### 4.2.2- Essai brésilien :

C'est l'essai de traction le plus commun pour les roches (essai à la traction indirecte). Pour réaliser cet essai, on utilise une éprouvette de longueur à peu près égale au diamètre (élancement=1). [17] L'éprouvette est placée entre les plateaux de la presse puis elle est chargée. La contrainte de traction est donnée par la relation suivante :

$$R_t = 2F_{\max} / \pi DL; \quad (\text{Kgf/cm}^2) \quad (8)$$

Avec :  $F_{\max}$  la charge maximale appliquée (unité de pression).

D et L : dimensions de l'éprouvette cylindrique (unités adimensionnelles).

Tableau (1.e) : Classification des roches en fonction de la résistance à la traction.

Roches	Faiblement résistantes	moyennes	résistantes	Très résistantes
$R_t$ (MPa)	0.40	1.50	4.00	> 20

La figure suivante illustre les essais de compression, de traction simple et l'essai Brésilien:

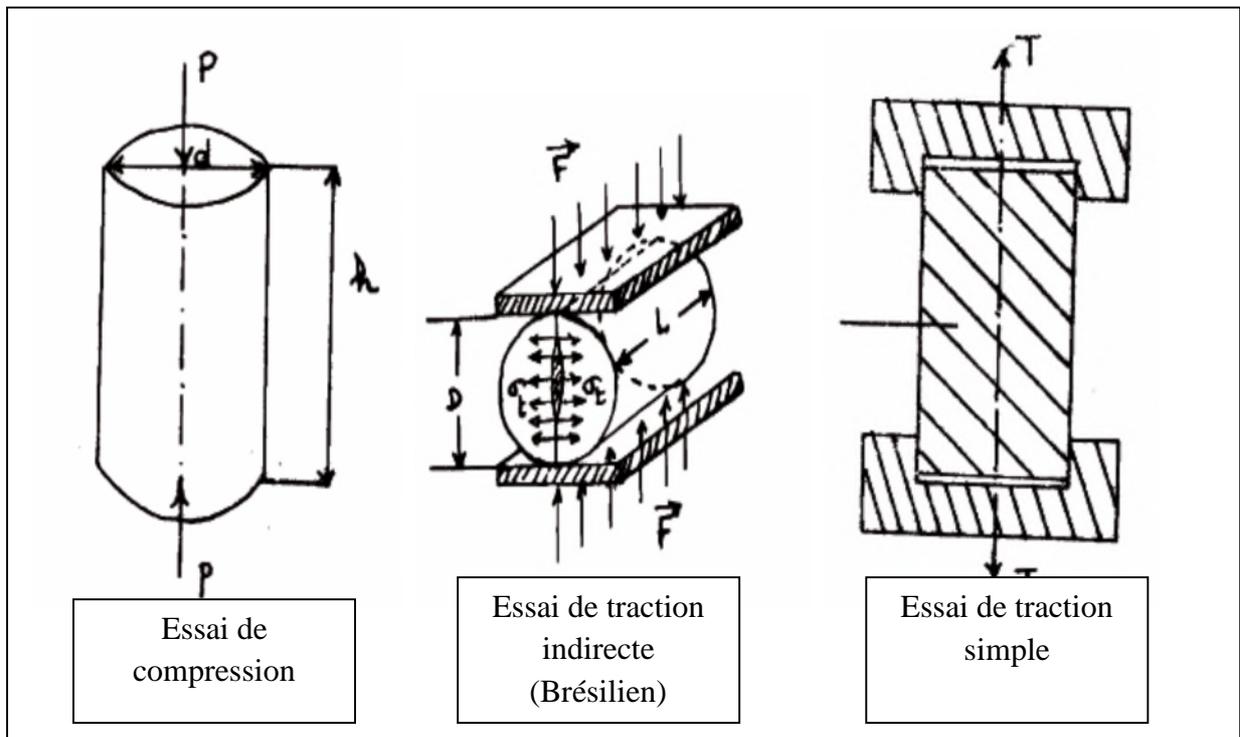


Figure (1.e) : les différents essais mécaniques.

La contrainte de traction est en fonction de la contrainte de compression :  $R_c = k \cdot R_t$

Avec :  $3 < k < 10$  (dans la pratique, on prend  $k = 10$ ). [17]

#### 4.3- La résistance au cisaillement :

La résistance au cisaillement représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture lors d'un essai de cisaillement. [17]

On distingue :

- Cisaillement simple.
- Cisaillement par torsion.
- Cisaillement par compression.

##### 4.3.1- Cisaillement simple :

La résistance au cisaillement est définie par la relation suivante [17] :

$$R_s = P_{\max}/S; \quad (\text{Kgf/cm}^2) \quad (9)$$

Avec :  $P_{\max}$  : effort tangentiel entraînant la rupture en (unité de pression).

$S$  : Surface sur laquelle on applique l'effort  $P$  en (unité bidimensionnelle).

- Dans le cas d'un cisaillement simple avec une seule surface :  $S = h \cdot L$ .
- Dans le cas d'un cisaillement simple avec deux surfaces :  $S = 2 \cdot h \cdot L$ .
- Dans le cas d'un cisaillement simple avec une surface cylindrique :  $S = d \cdot L$ .

$h$  : largeur de l'échantillon ;  $L$  : longueur de l'échantillon ;  $d$  : diamètre du cylindre.

La figure suivante (1.f) illustre l'essai de cisaillement avec une seule surface :

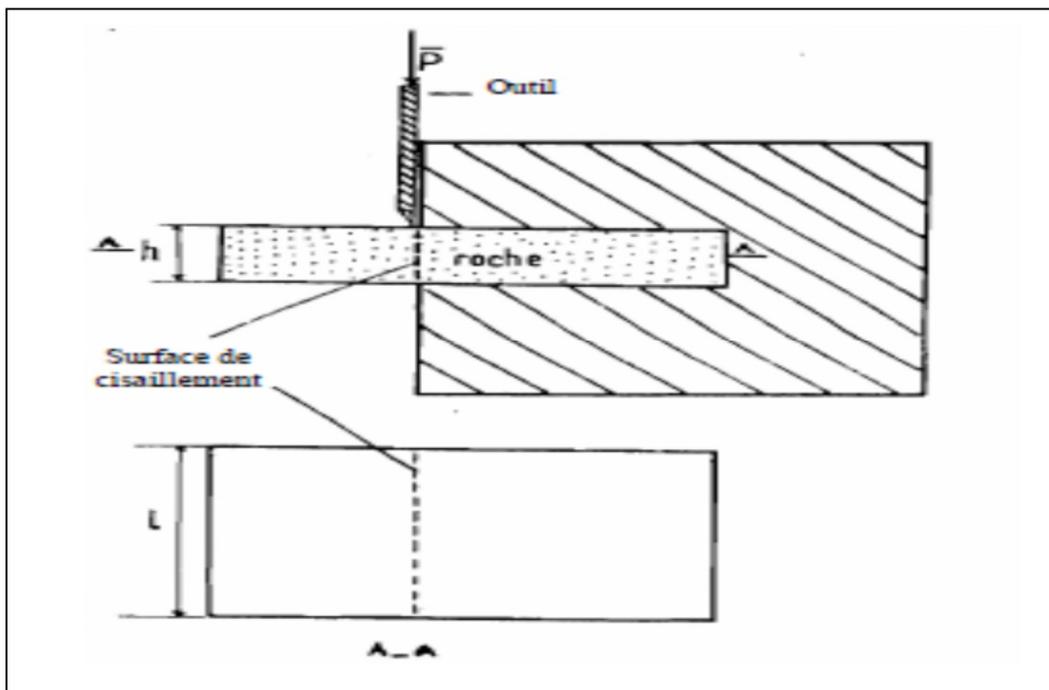


Figure (1.f) : cisaillement simple avec une seule surface de cisaillement.

La figure suivante (1.g) illustre les deux autres essais de cisaillement simple :

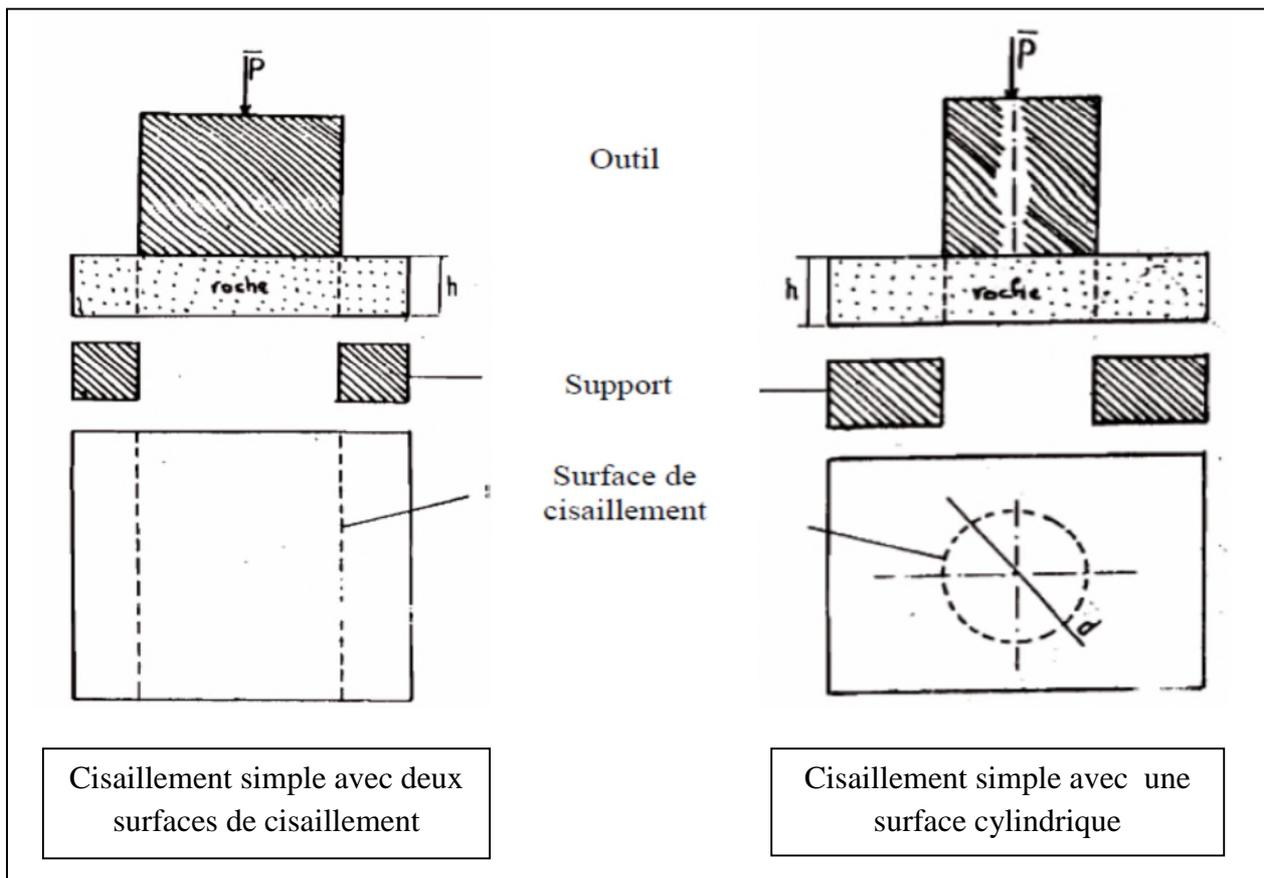


Figure (1.g) :Essais de cisaillement simple avec deux surfaces et avec une surface cylindtique.

#### 4.3.2- Cisaillement par torsion :

Dans ce cas, l'échantillon de forme cylindrique est soumis à un couple de torsion. Ce dernier va engendrer des contraintes de cisaillement sur chaque section transversale. <sup>[17]</sup> Quand ces contraintes atteignent une valeur critique, elle nous donne la résistance au cisaillement par torsion définie par la formule suivante :

$$R_S = \tau_{\max} = Mt / W; \quad (\text{Kgf/cm}^2) \quad (10)$$

$M_t$  : couple de torsion.

$W$  : moment résistant, avec  $W = (d^3 / 16) * \pi$  ;  $d$  : diamètre de l'échantillon.

#### 4.3.3- Cisaillement par compression :

On applique un effort de compression  $F$  incliné avec un angle  $\alpha$  par rapport à la surface de cisaillement. La contrainte transmise par l'échantillon se décompose en une composante normale ( $\sigma_n$ ) et une composante tangentielle ( $\tau$ ) ; quand cette dernière atteint une certaine valeur, l'échantillon se rompt. <sup>[17]</sup> Cette valeur critique est la résistance au cisaillement par compression de la roche. Les deux contraintes sont définies par les formules suivantes :

$$\tau = P \cos \alpha / S \quad (11)$$

$$\sigma_n = P \sin \alpha / S \quad (12)$$

Les échantillons utilisés ont une forme cubique ou cylindrique dont le diamètre est égal à la longueur (élancement=1) et l'angle  $\alpha$  varie de  $30^\circ$  à  $60^\circ$ .

La droite représentative de  $(\tau)$  en fonction de  $(\sigma_n)$  est illustrée sur la figure (1.h).

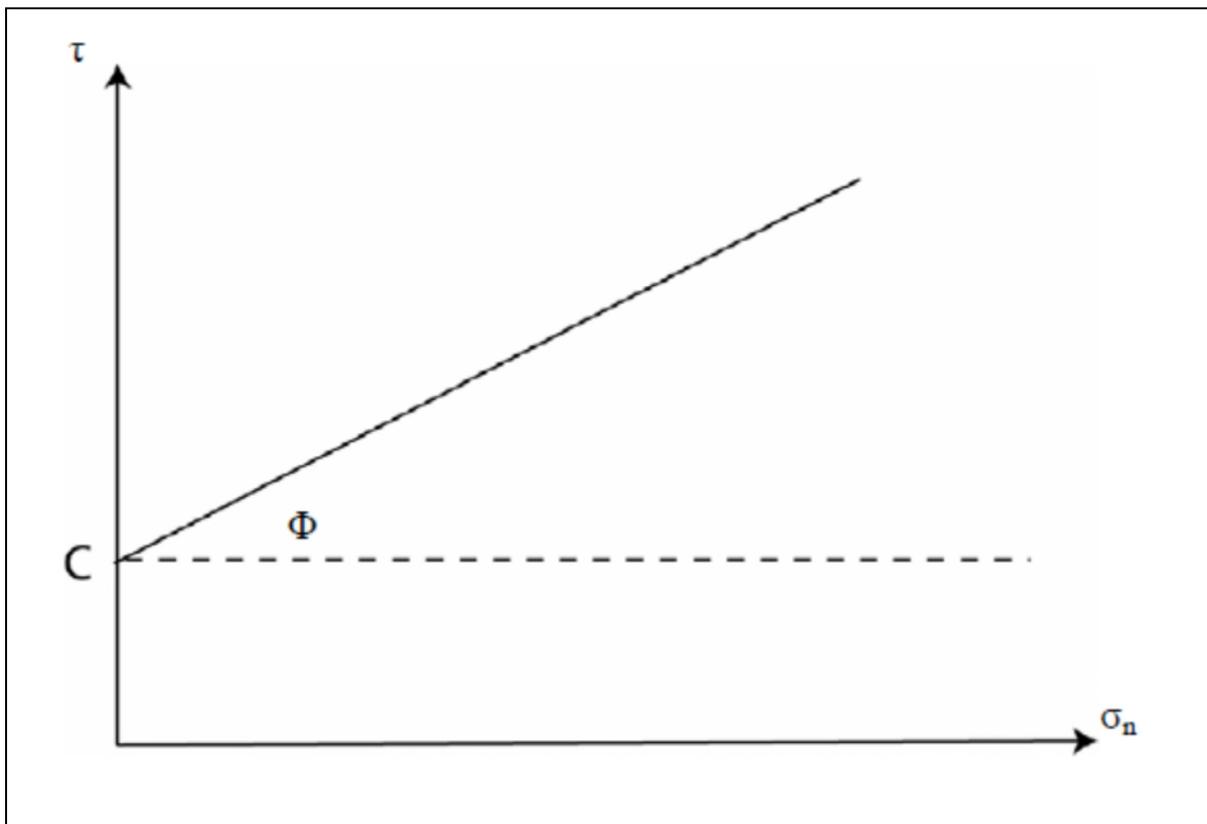


Figure (1.h) : droite de MOHR-COULOMB ( $\tau$ ) en fonction de  $(\sigma_n)$ .

A partir de cette droite on peut déterminer graphiquement les paramètres de cisaillement : la cohésion et l'angle de frottement interne de l'échantillon (C et  $\varphi$ ). Ces deux paramètres seront définis dans le paragraphe suivant. [17]

La figure suivante illustre les essais de cisaillement par compression et par torsion :

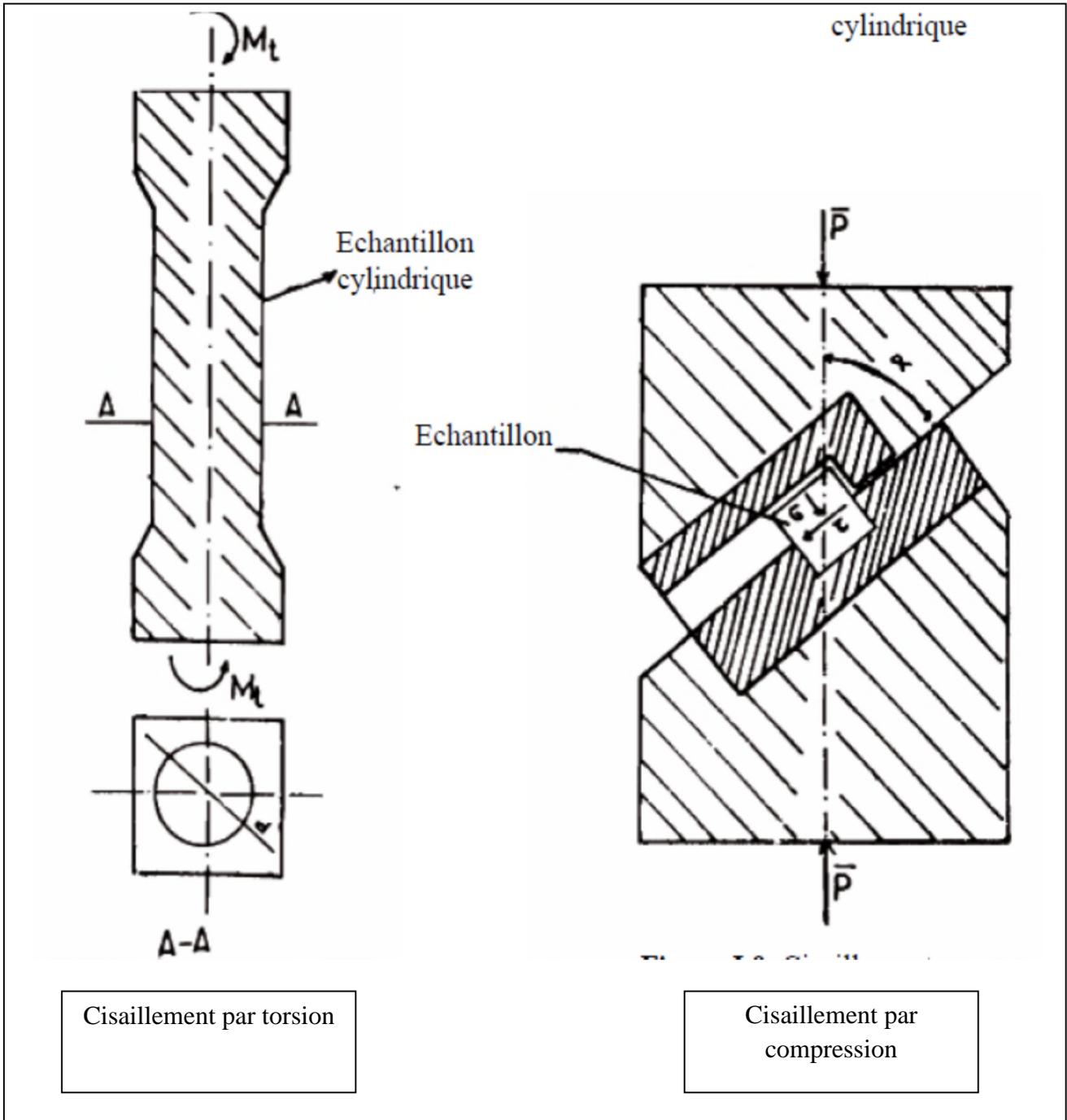


Figure (1.i) : essais de cisaillement par torsion et par compression.

#### 4.4- La cohésion et l'angle de frottement interne d'un échantillon :

La cohésion est une mesure de liaison interne des éléments constitutifs de la roche. C'est la valeur limite de la résistance au cisaillement avant rupture. Le frottement interne résulte du contact entre les particules et est défini par l'angle de frottement interne, qui correspond à l'angle formé naturellement par un matériau mis en tas par rapport à l'horizontale. <sup>[13]</sup>

La cohésion et l'angle de frottement interne d'un échantillon sont en fonction des résistances à la compression et à la traction.

La cohésion d'un échantillon est donnée par la relation suivante : [17]

$$C = \frac{Rc * Rt}{2 * \sqrt{Rc * Rt - 3 * Rt^2}} \quad (13)$$

L'angle de frottement interne est donné par la relation: [17]

$$\varphi = \arcsin \frac{Rc - (4 * Rt)}{Rc - (2 * Rt)} \quad (14)$$

#### 4.5- La cohésion et l'angle de frottement interne du massif :

Pour déterminer les propriétés mécaniques  $C_m$  et  $\varphi_m$  du massif rocheux, il est nécessaire de tenir compte de plusieurs paramètres correctifs qui sont principalement : [17]

- Le coefficient d'affaiblissement structural du massif rocheux  $\lambda$ .
- Le coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne  $\lambda_\varphi$ .

Les valeurs de  $C_m$  et  $\varphi_m$  sont déterminées par les formules suivantes :

$$C_m = \lambda * C_{ech} \quad (17)$$

$$\varphi_m = \lambda_\varphi * \varphi_{ech} \quad (18)$$

- $C_m$  et  $\varphi_m$  : cohésion en  $\text{kgf/cm}^2$  et angle de frottement interne en degré du massif ;
- $C_{ech}$  et  $\varphi_{ech}$  : cohésion en  $\text{kgf/cm}^2$  et angle de frottement interne en degré de l'échantillon.
- $\lambda$  et  $\lambda_\varphi$  : coefficients correctifs (sans unités).

#### 4.6- Le coefficient d'affaiblissement structural du massif rocheux ( $\lambda$ ) :

Le coefficient d'affaiblissement structural du massif rocheux ( $\lambda$ ) est calculé en utilisant la formule suivante : [17]

$$\lambda = \frac{1}{1 + (a * \ln \frac{Hg}{h})} \quad (19)$$

- $a$  : coefficient dépendant de la résistance des roches et du caractère de fissuration.
- $Hg$  : la hauteur moyenne du gradin (m).
- $h$  : la distance moyenne entre les fissures (m).

Les valeurs du coefficient «a» en fonction de la cohésion sont données dans le tableau suivant :

Tableau (1.f) : les valeurs de coefficient (a) selon la cohésion de l'échantillon.

Le coefficient (a)	0	0.5	2	3	4	7	10
La cohésion $C_{ech}$ (Kgf/cm <sup>2</sup> )	0 à 1.5	1.5 à 9	9 à 30	50 à 80	100 à 200	200 à 300	> 300

**4.7- Le coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement ( $\lambda_\phi$ ):**

Généralement, la valeur du coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne est prise égale à 0,8 ( $\lambda_\phi = 0,8$ ). [17]

La cohésion et l'angle de frottement interne sont déterminés aussi en appliquant le critère de Mohr-Coulomb et le critère de Hoek et Brown, dans ce qui suit la présentation de chacun.

**4.8- Le critère de Mohr-Coulomb :**

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 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  $\tau$ . [9]

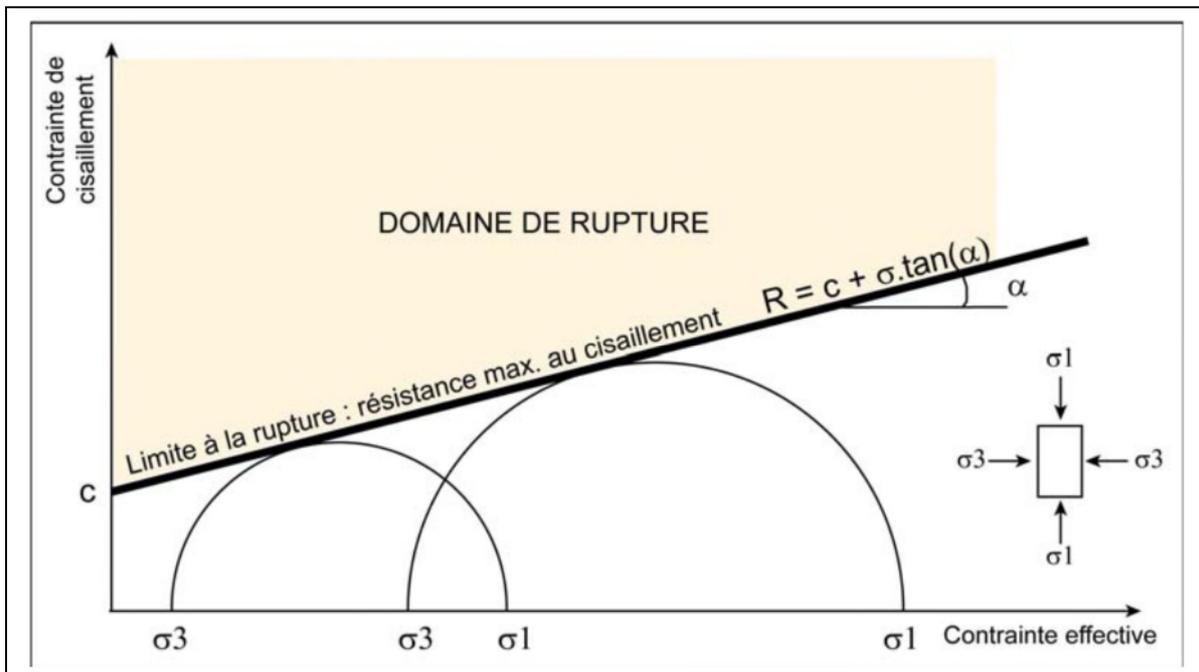


Figure (1.j) : représentation de la droite de Mohr-Coulomb.

#### 4.9- Le critère de Hoek et Brown :

Lorsqu'on étudie un massif rocheux fracturé, on se rend compte assez rapidement à des limitations imposées par les modèles du type linéaire (Mohr-Coulomb). En effet, les tests effectués au laboratoire (essais de résistance, détermination des paramètres mécaniques) permettent en général de dresser un profil de résistance de la matrice rocheuse, qui ne correspond pas à celui du massif rocheux in situ. [19]

Pour rendre compte du comportement réel du massif rocheux, il est donc nécessaire d'inclure aux modèles constitutifs l'influence des discontinuités, la fracturation interne ayant un effet notable sur la réponse mécanique des matériaux. Hoek et Brown (1980) ont proposé une technique permettant d'obtenir une estimation de la résistance mécanique pour des roches fracturées, basée sur une évaluation de l'assemblage et des conditions de surface entre les blocs rocheux. Conçu initialement pour l'étude de milieux rocheux moyennement à fortement fracturés, le critère non linéaire (purement empirique) de Hoek-Brown est sensé à décrire une grande variété de roches et de massifs rocheux. Du fait de l'absence d'autres alternatives dans l'étude des milieux rocheux fracturés, ce critère a été fréquemment utilisé et il a été révisé à plusieurs reprises afin de pouvoir accroître son domaine d'application. Désormais, le critère de rupture généralisé de Hoek-Brown (1994) permet de décrire le comportement des roches de très mauvaise qualité, qui pourraient presque être classées en tant que sols. [14]

Le principe de ce critère de rupture est dans le fait que la contrainte de cisaillement tangentielle  $\tau$  appliquée sur une facette augmente moins vite avec la contrainte normale  $\sigma_n$  qu'avec le critère habituel de Mohr-Coulomb.

$$\tau = A * Rc \left( \frac{\sigma_n}{Rc} - T \right)^B \quad (15)$$

A et B : sont des constantes qui définissent la forme de l'enveloppe dans le plan de Mohr.

Rc : est la résistance à la compression uniaxiale de la roche.

$\tau$  : est la résistance au cisaillement.

$\sigma_n$  : est la contrainte normale.

T : est lié au massif rocheux et qui se calcule par la formule suivante :

$$T = \frac{1}{2} (m - \sqrt{m^2 - 4s}) \quad (16)$$

Où m : est un paramètre de forme, s : le coefficient de fracturation.

Hoek et Brown ont proposé, en fonction de la nature lithologique dominante et du degré de fracturation et de l'altération moyenne du massif, des lois de comportement empiriques pour les masses rocheuses considérées. A partir de là, on peut alors raisonner sur un massif rocheux équivalent comme on le ferait sur un sol homogène.

Tableau (1.g) : Critères de comportement des massifs rocheux (d'après Hoek et Brown). [14]

<b>La qualité de la masse rocheuse</b>	roches carbonatées avec le clivage de cristaux bien développés (dolomie, calcaire, marbre)	roches argileuses lithifiées, schiste argileux clivage normal	roches sableuses avec cristaux solides et peu développées de clivage de cristal (grès et de quartzite)	roches ignées cristalline à grains fins polyminérales (andésite, dolérite, diabase et rhyolite)	Roches cristallines ignées et métamorphiques à grains grossiers polyminérales
Echantillon intact de roche de taille spécimen de laboratoire sans fissures.	m = 7.0 s = 1.0 A = 0.816 B = 0.658 T = - 0.140	m = 10.0 s = 1.0 A = 0.918 B = 0.677 T = - 0.099	m = 15.0 s = 1.0 A = 1.044 B = 0.692 T = - 0.067	m = 17.0 s = 1.0 A = 1.086 B = 0.696 T = - 0.059	m = 25.0 s = 1.0 A = 1.220 B = 0.705 T = - 0.040
Masse rocheuse de très bonne qualité d'une roche intacte non altérée avec des fissures de 3m.	m = 3.5 s = 0.1 A = 0.651 B = 0.679 T = - 0.028	m = 5.0 s = 0.1 A = 0.739 B = 0.692 T = - 0.020	m = 7.5 s = 0.1 A = 0.848 B = 0.702 T = - 0.013	m = 8.5 s = 0.1 A = 0.883 B = 0.705 T = - 0.012	m = 12.5 s = 0.1 A = 0.998 B = 0.712 T = - 0.008
Masse rocheuse de bonne qualité fraîche d'une roche légèrement altérée, légèrement fissurés de 1 à 3m.	m = 0.7 s = 0.004 A = 0.369 B = 0.669 T = - 0.006	m = 1.0 s = 0.004 A = 0.427 B = 0.683 T = - 0.004	m = 1.5 s = 0.004 A = 0.501 B = 0.695 T = - 0.003	m = 1.7 s = 0.004 A = 0.525 B = 0.698 T = - 0.002	m = 2.5 s = 0.004 A = 0.603 B = 0.707 T = - 0.002
Masse rocheuse de qualité moyenne d'une roche moyennement altérée avec des fissures espacées de 0.3 à 1 m.	m = 0.14 s = 0.0001 A = 0.198 B = 0.662 T = - 0.0007	m = 0.20 s = 0.0001 A = 0.234 B = 0.675 T = - 0.0005	m = 0.30 s = 0.0001 A = 0.280 B = 0.688 T = - 0.0003	m = 0.34 s = 0.0001 A = 0.295 B = 0.691 T = - 0.0003	m = 0.50 s = 0.0001 A = 0.346 B = 0.700 T = - 0.0002
Masse rocheuse altérée de mauvaise qualité avec des fissures de 30 à 500mm et des rainures de stérile propre.	m = 0.04 s = 0.00001 A = 0.115 B = 0.646 T = - 0.0002	m = 0.05 s = 0.00001 A = 0.129 B = 0.655 T = - 0.0002	m = 0.08 s = 0.00001 A = 0.162 B = 0.672 T = - 0.0001	m = 0.09 s = 0.00001 A = 0.172 B = 0.676 T = - 0.0001	m = 0.13 s = 0.00001 A = 0.203 B = 0.686 T = - 0.0001
Masse rocheuse fortement altérée de très mauvaise qualité avec de nombreuses fissures espacées de moins de 50 mm avec des impuretés.	m = 0.007 s = 0 A = 0.42 B = 0.534 T = 0	m = 0.010 s = 0 A = 0.050 B = 0.539 T = 0	m = 0.015 s = 0 A = 0.061 B = 0.546 T = 0	m = 0.017 s = 0 A = 0.065 B = 0.548 T = 0	m = 0.025 s = 0 A = 0.078 B = 0.556 T = 0

A l'aide de l'expression de la contrainte tangentielle précédente, on estime les valeurs de la cohésion  $C$  et de l'angle de frottement  $\varphi$  qui caractérisent le comportement mécanique de chaque matériau équivalent et qui peuvent être utilisées dans les calculs de stabilité.

Le modèle de Hoek-Brown s'adapte à un très grand nombre de milieux rocheux, plus ou moins fracturés. Cependant, la plupart des logiciels de géotechnique sont écrits en fonction du critère de rupture de Mohr-Coulomb. [14]

#### 4.10- Le degré de fissuration du massif rocheux (l'indice ID):

La fissuration du massif rocheux influe sur les propriétés mécaniques du massif et sur la stabilité des talus. C'est le facteur le plus important qui caractérise les roches et les sols.

Elle permet de choisir la méthode d'exploitation, de résoudre les problèmes de stabilité des bords de la carrière et des talus naturels... [17]

La fissuration est égale à la distance moyenne entre les fissures :

$$ID = \frac{L}{n} \quad (20)$$

- $L$  : la longueur de la partie étudiée dans le massif (cm).
- $n$  : le nombre des fissures sur la partie mesurée.

Le tableau suivant donne la classification des discontinuités selon les valeurs d'ID :

Tableau (1.h) : classification des discontinuités selon la fissurité. [22]

Classe	Intervalle moyen entre les discontinuités (cm)	Densité des Discontinuités
ID1	> 200	Très faible
ID2	60 à 200	Faible
ID3	20 à 60	Moyenne
ID4	6 à 20	Forte
ID5	< 6	Très forte

#### 4.11- Caractérisation du massif par le RQD :

L'observation des carottes permet de déterminer un paramètre empirique proposé par D.Deere en 1964 : le Rock Quality Designation, qui est le rapport en pourcentage entre la longueur cumulée des carottes supérieures à 10 cm et la longueur totale de carotte considérée, (1m pour l'AFTES) [13]:

$$RQD = \frac{\sum(L > 10cm)}{L_{totale}} * 100 \quad (21)$$

Un RQD de 80 à 100% signifie donc que l'on a affaire à une roche peu ou pas fracturée.

- **Remarque :**

Cet indicateur peut être trompeur : pour un même massif stratifié, on pourra conclure à un RQD de 0% ou de 100% au même endroit selon l'inclinaison du forage. Il est donc important de repérer la direction et l'inclinaison des forages, puis de corréliser les résultats entre eux. [13]

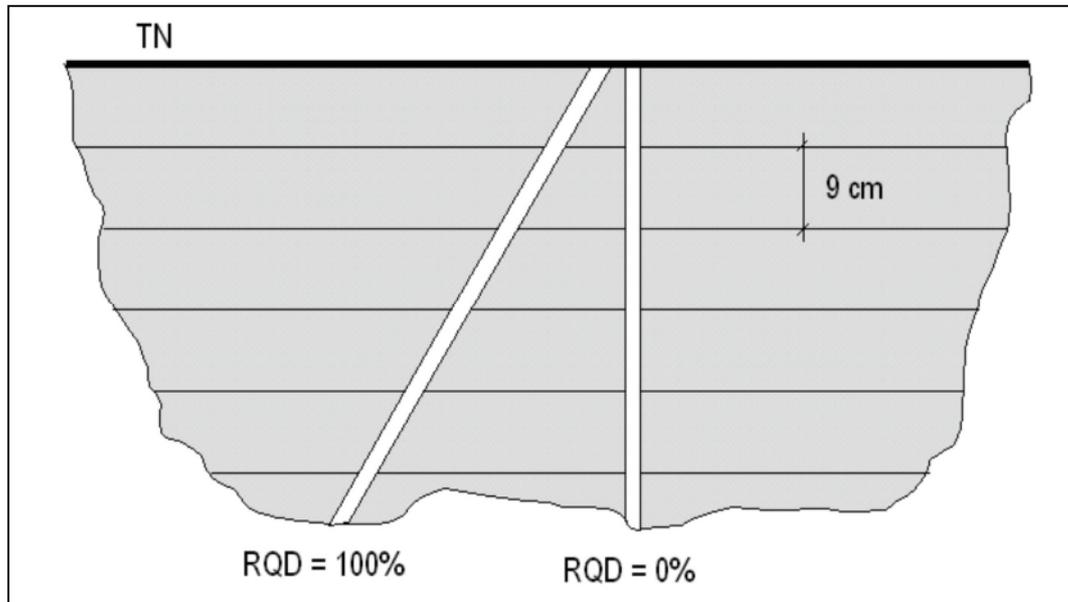


Figure (1.k) : Configuration géologique illustrant les limites du RQD.

#### 4.12- Le module de YOUNG :

Le physicien britannique Thomas Young (1773-1829) avait remarqué que le rapport entre la contrainte de traction appliquée à un matériau et la déformation qui en résulte (l'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:

$$\sigma = E * \epsilon \quad (22)$$

Où :

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

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, le matériau se déforme de façon permanente ou se rompt bien avant que cette valeur soit atteinte. [27]

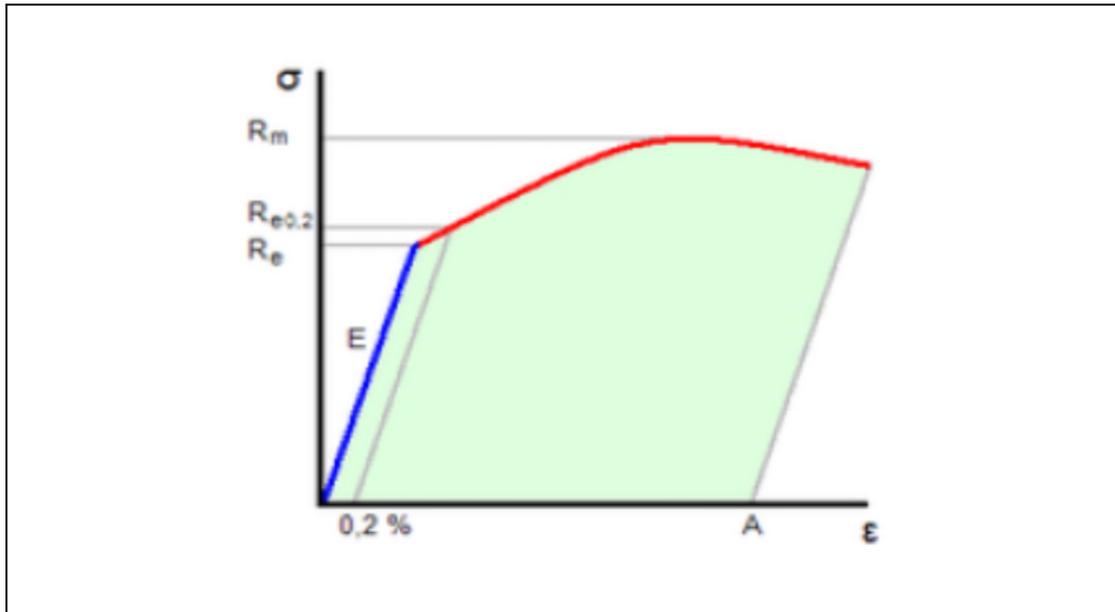


Figure (1.L) : diagramme contrainte-déformation.

Pour mesurer le module de Young, on peut mesurer la vitesse du son dans le matériau qui nous intéresse et en déduire le module de Young sachant qu'on a l'expression suivante :

$$V_{son} \propto \sqrt{\frac{E}{\rho}} \quad (23)$$

Cependant, cette loi est approchée : la vitesse du son dépend aussi du coefficient de Poisson.

### Conclusion :

Après avoir identifié les deux composantes du massif rocheux -roche et discontinuités- il convient de s'intéresser maintenant à leur assemblage pour appréhender le comportement global autour du massif à étudier.

Les massifs rocheux fracturés ainsi que la stabilité de ces derniers nécessitent la connaissance des modèles de comportement mécanique à grande échelle en tenant compte de l'existence des fractures. Très coûteuses, les méthodes d'estimation directe des propriétés mécaniques in-situ sont remplacées par des méthodes indirectes. Ces dernières estiment avec plus ou moins de rigueur ou de facilité, les propriétés mécaniques de différentes manières.

Toute étude de stabilité doit donc s'attacher non seulement à bien connaître le comportement du massif proprement dit, mais aussi à identifier les autres facteurs qui influent sur ce dernier et qui peuvent engendrer sa rupture.

A decorative scroll graphic with a light gray background and a black outline. The scroll is unrolled in the center, with the top and bottom edges curving inward. The text is centered on the unrolled portion.

# Chapitre 02 :

## L'instabilité des talus

## Chapitre 02 : L'instabilité des talus

### Introduction :

Parmi les grands problèmes qui touchent directement les mines dans le monde, la stabilité à long terme des talus des gradins des carrières à ciel ouvert, et c'est pour cela une étude de paramètres influençant la stabilité des massifs rocheux doit être réalisée dès la phase de prospection et en cours d'exploitation pour analyser et traiter ce problème.

On a vu dans le premier chapitre que le comportement d'un massif rocheux est très complexe, l'exploitation minière par ses différents types crée des vides très importants qui ont un grand risque soit sur le personnel et le projet minier, soit sur la population avoisinante de ce projet après la fermeture de site.

L'estimation de la sécurité réelle vis-à-vis le risque de rupture est une question complexe surtout dans le cas de données limitées ou peu connues.

### 1- Les mécanismes d'instabilité dans les massifs rocheux :

Les mécanismes d'instabilité qui affectent les versants rocheux et les falaises participent à l'évolution naturelle des pentes, ils rentrent dans la classification de nombreux processus d'érosion.

Un massif rocheux calcaire peut être représenté comme un agencement de blocs, de tailles et de géométrie variables, qui restent solidaires grâce aux ponts de matières qui existent entre ces différents éléments.

-Le signe prémonitoire le plus important d'une déstabilisation d'une masse rocheuse correspond à l'observation de fissures ouvertes à l'arrière d'une falaise ou d'une pente raide.

-La présence de blocs hétérométriques épars ou concentrés au pied de falaise ou de forte pente, traduit l'existence d'éboulements ou de chutes de blocs actifs ou passifs.

Plusieurs paramètres naturels et techniques dans les mines à ciel ouvert engendrent la déstabilisation des massifs rocheux abandonnés ou en cours d'exploitation.

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 stabilité des massifs rocheux nécessite d'avoir des connaissances relatives à la géologie structurale et à la mécanique des roches.

Sur le plan géotechnique, une grande diversité de mécanismes d'instabilité identifiée selon :

-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. [12]

### 2- Les mouvements de terrain :

Le terme générique « mouvements de terrain » désigne l'arrachement et le déplacement le long des pentes de sols et de matériaux rocheux sous l'effet direct de forces de gravité. [12]

Ces phénomènes se différencient au niveau de l'évolution de l'instabilité, de la vitesse du mouvement durant la phase d'instabilité majeure, de la surface de rupture, de la nature

géologique des terrains et de leur désorganisation ; les différents types de mouvements de terrains sont classés en fonction du type de matériau impliqué et de type de mécanisme de déformation et de rupture.

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

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

Dans la terminologie, On peut distinguer :

a- Les mouvements liés à la présence des vides souterrains (dissolution, karst, carrières souterraines...).

b- Les mouvements liés à la présence d'une pente, pour lesquels on distingue :

-**les glissements de terrain** : terme général utilisé pour désigner les mouvements du sol meuble où les matériaux se déplacent principalement par glissement avec des vitesses assez variables (quelques centimètres par jour à quelques mètres par heure).

-**les écoulements**, comme les coulées boueuses et les laves torrentielles, caractérisés par un transport de type fluide de matériaux saturés.

c- Les mouvements gravitaires profonds: aux mécanismes souvent complexes, qui peuvent acquérir des dimensions pluri-hectométriques et affecter l'ensemble d'un versant rocheux.

d- Les phénomènes de chauffage qui se développent dans des formations géologiques présentant une anisotropie mécanique marquée (schistosité, foliation ou litage fortement redressé).

Ces phénomènes peuvent évoluer en mouvement profond, en glissement rationnel ou en chute de blocs. [12]

### 3- Les déformations des talus à ciel ouvert :

Les nombreuses classifications des mouvements de versants naturels et des talus des mines sont très diverses et complexes. Nous pouvons diviser toutes les déformations en quatre groupes en fonction du mécanisme de mouvement : [17]

- Glissements.
- Coulées.
- Ecoulements.
- Fluage.

#### 3.1- Les glissements :

Ils se caractérisent par la translation latérale d'une certaine masse de matériaux au niveau d'une surface de rupture nettement individualisée, ils se produisent généralement dans des matériaux faiblement cohérents (marnes, argiles..). Les glissements sont les mouvements qui affectent le plus fréquemment les ouvrages de génie civil et génie minier. [17]

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

- Glissement plan.
- Glissement rotationnel simple.
- Glissement rotationnel complexe (composé).

### 3.1.1- Le glissement plan :

Il se produit suivant un plan au niveau d'une surface de discontinuité géologique : zone entre deux matériaux de nature différente, failles, plans de stratification. La ligne de rupture suit une couche mince de mauvaises caractéristiques sur laquelle s'exerce souvent l'action de l'eau. Une telle couche est appelée « couche savon ». [17]

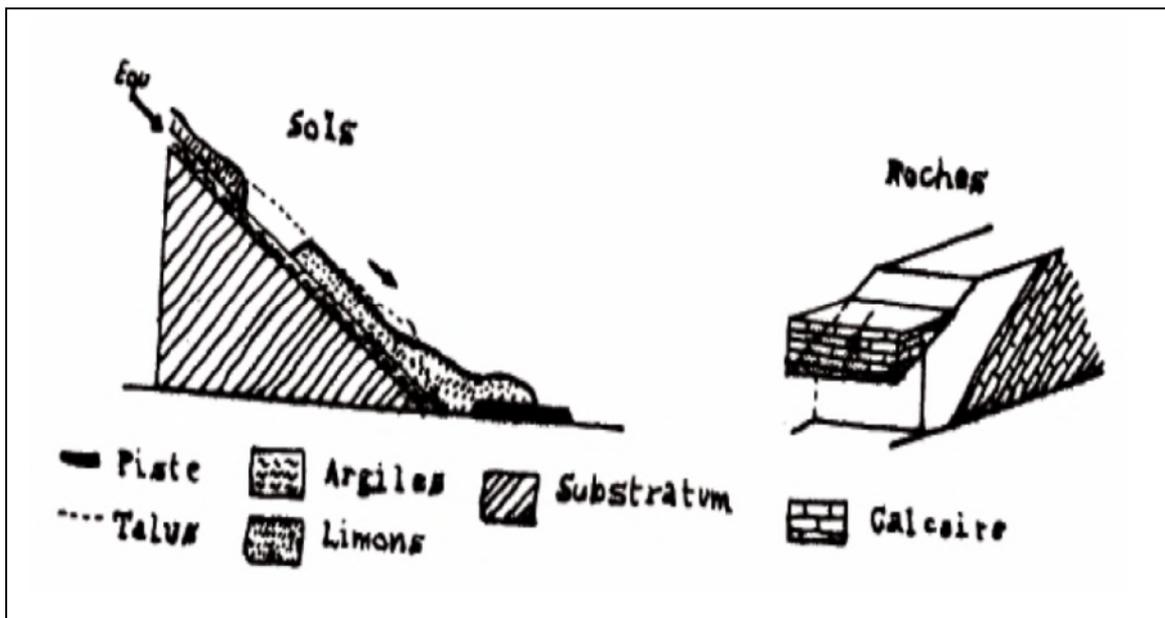


Figure (2.a) : modèle d'un glissement plan des roches et des sols.

### 3.1.2- Le glissement rotationnel simple :

Le terrain se glisse le long d'une surface concave ayant la forme d'une cuillère, ce type de glissement est très fréquent, La surface de rupture a une forme simple et peut être assimilée à un cylindre.

Dans un tel glissement, on distingue : au sommet des fissures de traction et un escarpement, correspondant au départ de la surface de glissement, et à la base un bourrelet formé par des matières glissées. Dans certains cas, la surface de rupture peut être assimilée à un cercle, d'où le nom de glissement circulaire. [17]

La figure suivante (2.b) illustre le glissement rotationnel simple avec ses caractéristiques :

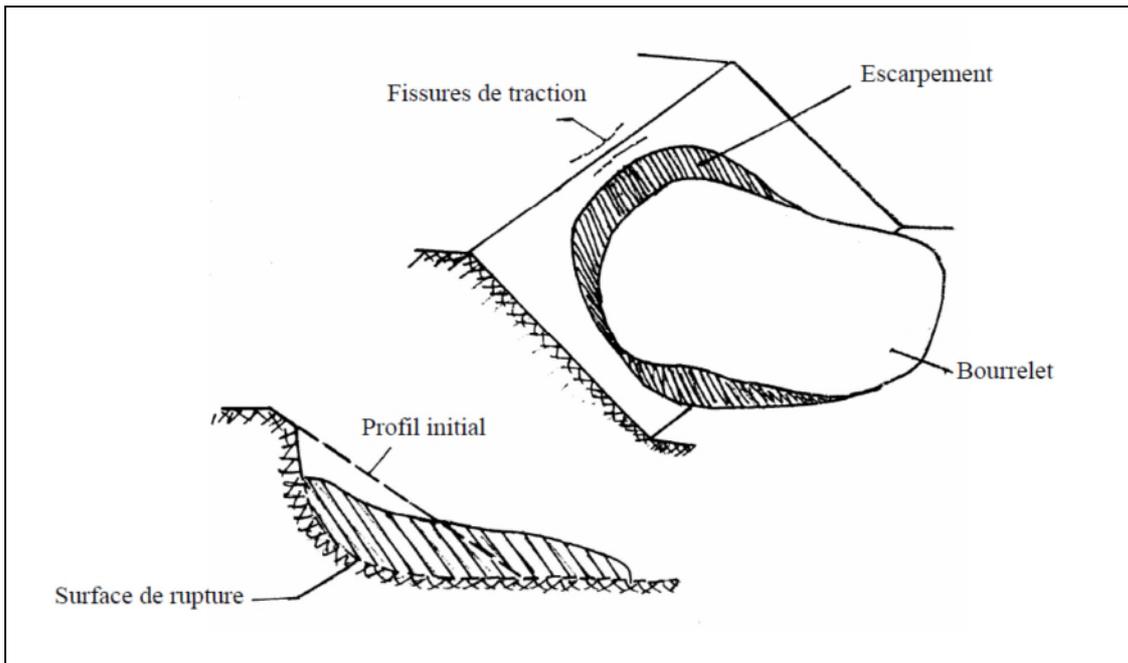


Figure (2.b) : modèle d'un glissement circulaire simple.

### 3.1.3- Le glissement rotationnel complexe :

Ce type de glissement est rare. Il s'agit de glissements multiples emboîtés les uns dans les autres, dus souvent à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîne des glissements successifs remontant vers l'amont. [17]

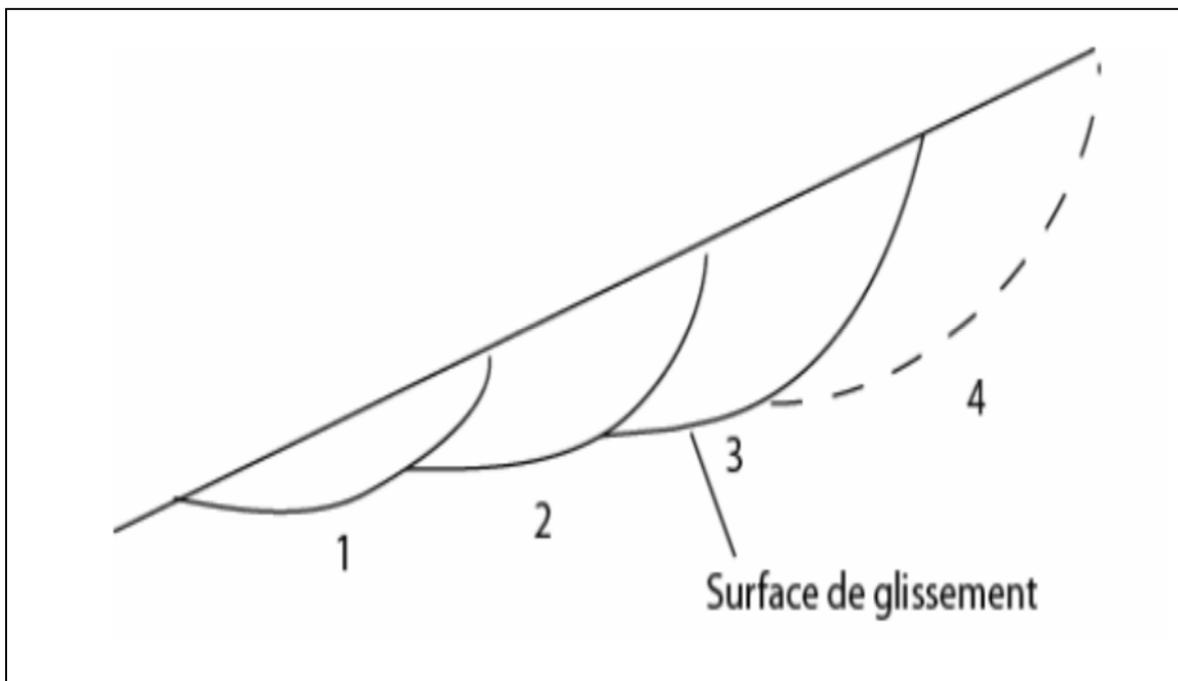


Figure (2.c) : modèle des glissements circulaires successifs emboîtés.

### 3.1.4- Principales causes de glissements :

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

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

### 3.2- Les coulées :

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

- coulées boueuses (incluant coulée de blocs, de terre, de boue, lave torrentielle, avalanche de débris. Ils se produisent surtout en montagne).
- coulées de solifluxion (déplacement lent des sols en milieu périglaciaire, résultant de l'instabilité de la partie dégelée du sol en surface au cours de l'été).<sup>[17]</sup>

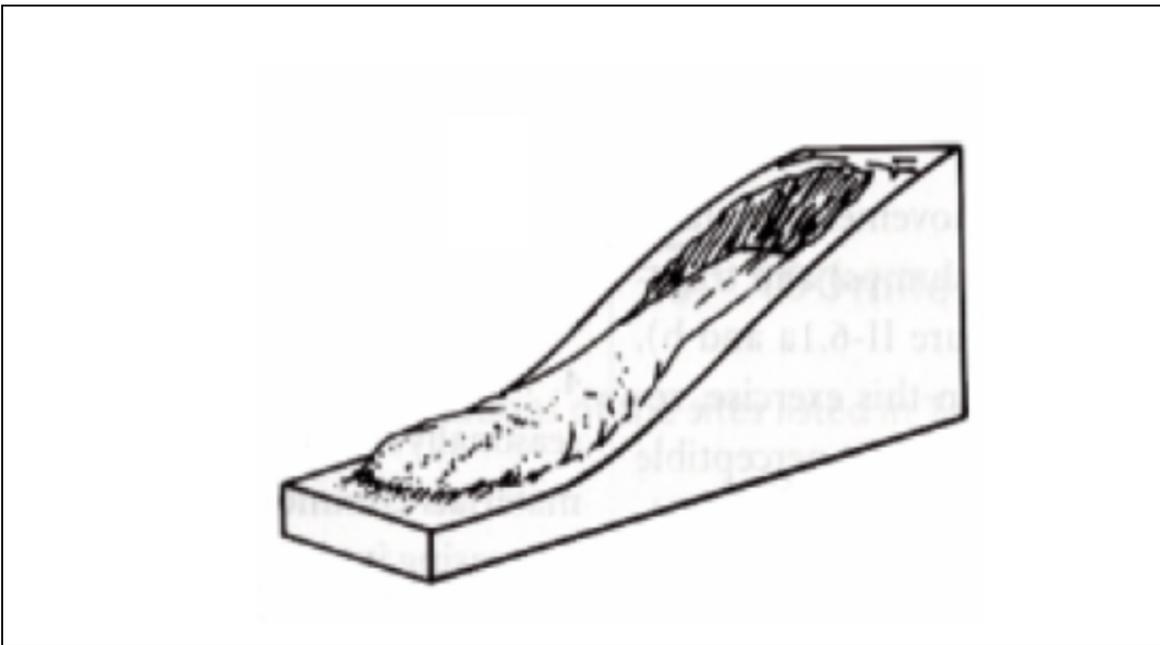


Figure (2.d) : modèle représentatif d'une coulée.

### 3.3- Les écroulements :

Ce sont des chutes soudaines de masses rocheuses. On utilise le terme de chute de pierres pour le détachement de quelques unités de volume inférieur à  $1 \text{ dm}^3$ , ou chute de blocs pour un volume supérieur. Le terme « écroulement » est utilisé quand il s'agit de la chute soudaine d'une masse rocheuse qui se détache d'une paroi en se désorganisant.<sup>[17]</sup>

La figure suivante (2.e) illustre le phénomène d'écroulement :

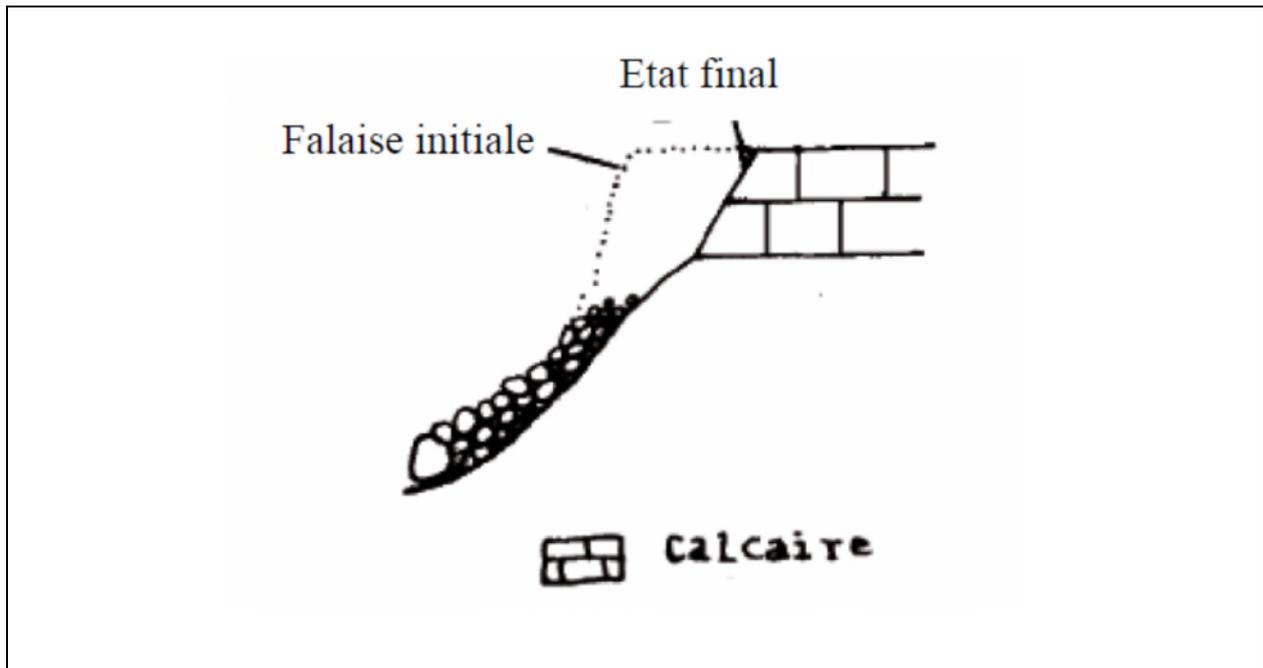


Figure (2.e) : modèle représentatif d'un écoulement.

### 3.4- Le fluage :

Il correspond à des mouvements lents, dus à des sollicitations proches de la rupture (domaine plastique). Dans l'exemple de la figure suivante le banc de marne flue sous le poids de la falaise calcaire. Ceci peut provoquer une fissuration du banc calcaire peu déformable et un risque d'écroulement de la falaise. [17]

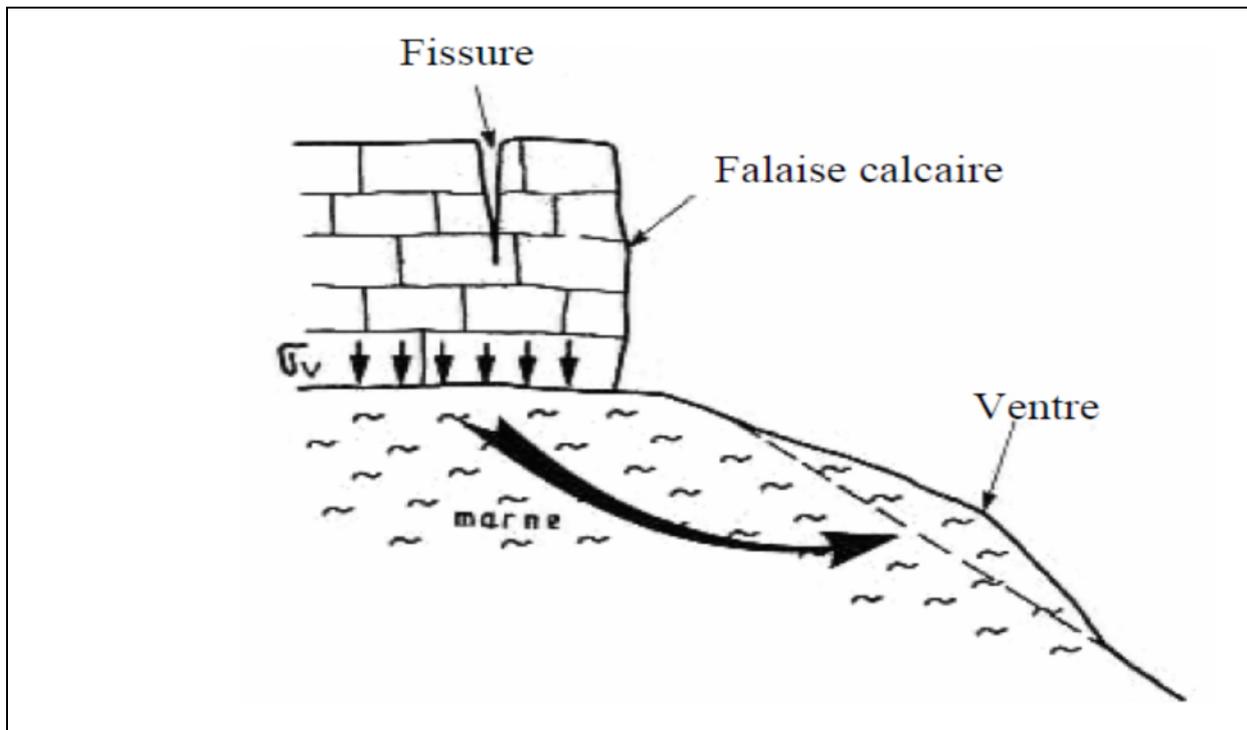


Figure (2.f) : modèle représentatif de phénomène de fluage.

Ensuite il existe aussi différents types de mouvements dans le cadre de ces quatre groupes :

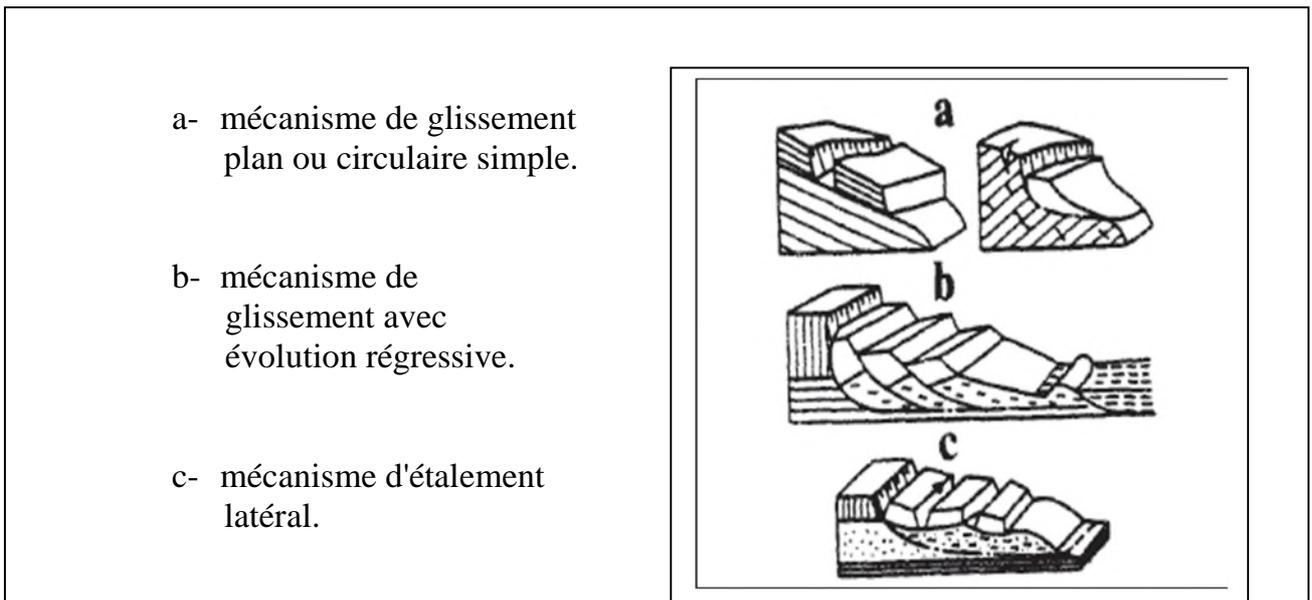


Figure (2.g) : résumé des différents types de mouvements dans le cadre des quatre groupes.<sup>[12]</sup>

Le schéma suivant englobe les différentes déformations des mines à ciel ouvert : <sup>[6]</sup>

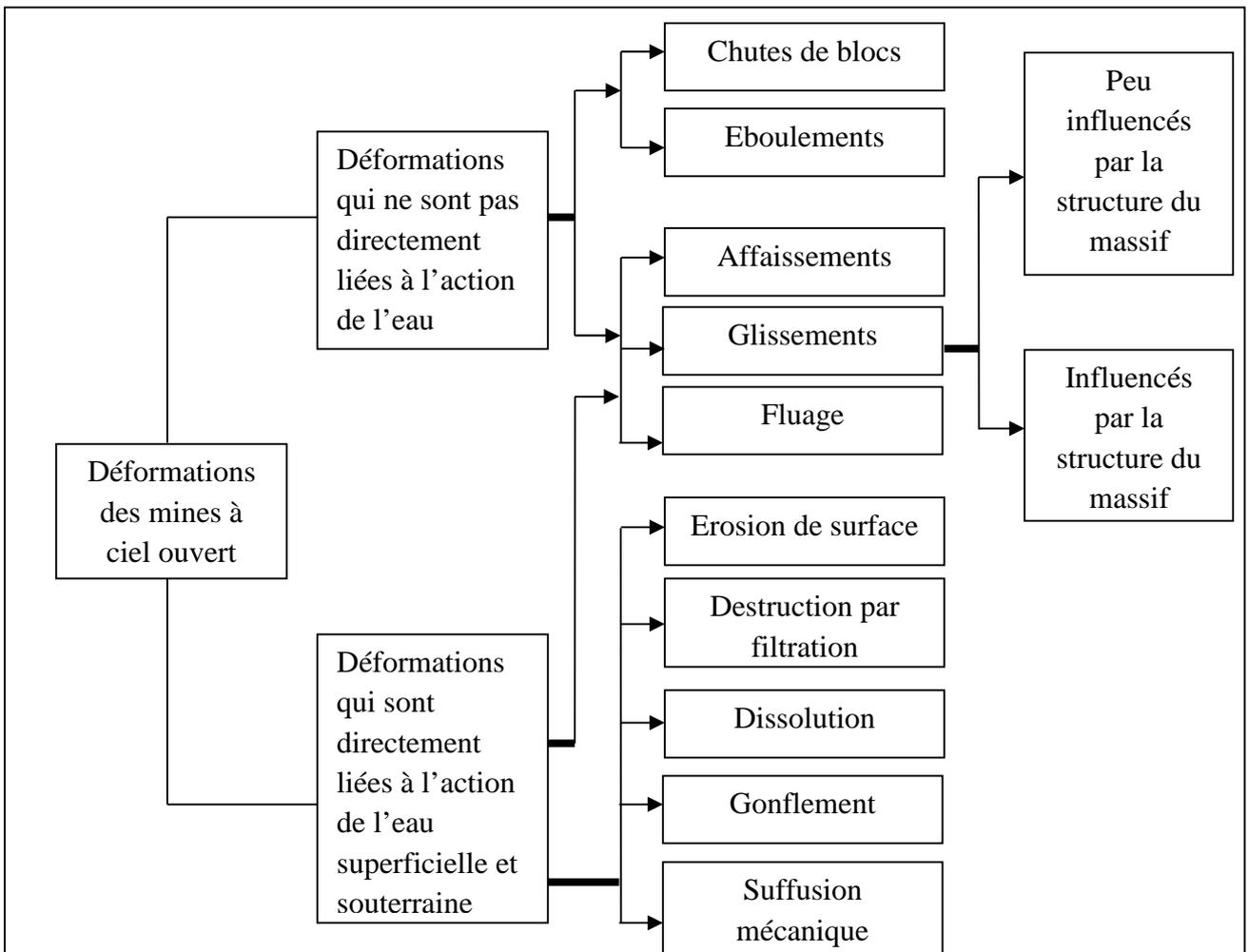


Figure (2.h) : les différentes formes de déformation dans les mines à ciel ouvert. <sup>[12]</sup>

## 4- Les principaux paramètres influençant la stabilité des talus :

L'instabilité des talus des gradins dans les carrières à ciel ouvert, est reliée principalement à certains paramètres *naturels* et *techniques*. [12]

### 4.1- les facteurs naturels :

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 physiques et 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 etc.

### 4.2- les facteurs techniques :

Parmi les facteurs techniques on peut citer :

- La géométrie de la mine et des stériles.
- Les angles de talus dans les mines à ciel ouvert.
- La méthode d'excavation et d'abattage de la roche (la technique d'exploitation utilisée dans le projet).
- La structure de la mécanisation des travaux.
- La hauteur des gradins.
- La présence à proximité de la mine d'excavations souterraines.
- Les travaux de tir (explosifs).
- Les méthodes et les paramètres de pompage.

Les paramètres qu'on a cités, certains sont communs pour l'exploitation souterraine et à ciel ouvert, et leur étude inclue dans L'EIE (l'étude d'impacts environnementaux); les paragraphes qui suivent traitent d'une façon générale l'influence de ces paramètres sur la stabilité des massifs rocheux.

## 5- L'influence des facteurs naturels :

### 5.1- Comportement mécanique des roches :

En analysant la variation de la contrainte de compression appliquée sur un échantillon de roche en fonction de la déformation qui en résulte, nous distinguons deux phases principales :

- un comportement réversible ou élastique (linéaire ou non).
- et un comportement irréversible marquant suivant le cas l'endommagement, la plasticité ou la rupture de la roche. [7]

### **5.2- l'importance des discontinuités :**

Les caractéristiques structurales et géo-mécaniques des discontinuités jouent un rôle primordial dans le déclenchement des éboulements et des effondrements (Hoek et Brown, 1981 ; Goodman et Shi, 1985).

Les caractéristiques des différents plans de discontinuités définissent le découpage en blocs du massif et jouent un rôle majeur dans la circulation des eaux et les mécanismes de rupture.

Dans le chapitre 04, on va voir la caractérisation des discontinuités par un paramètre important (l'indice de fissuration ID). <sup>[12]</sup>

### **5.3-Influence de l'eau sur la stabilité mécanique:**

L'exploitation minière exige souvent un pompage d'assèchement (exhaure) pour rabattre la nappe phréatique et éviter les inondations et les glissements.

Au terme de l'exploitation, si on ne poursuit pas l'exhaure, le niveau de la nappe remonte jusqu'à trouver un nouvel état d'équilibre hydrogéologique (le temps nécessaire au rééquilibrage du niveau phréatique pouvant varier de quelques mois à quelques décennies, voire plus d'un siècle dans les mines profondes). <sup>[25]</sup>

L'effet de l'eau sur la stabilité mécanique des exploitations minières en cours ou abandonnées est complexe.

- Une roche saturée en eau perd sa résistance dans des proportions variables selon le type de la roche (les matériaux siliceux sont généralement plus sensibles à l'eau que les matériaux calcaires).

Quand la nappe remonte dans les réseaux miniers souterrains et le proche sous-sol, elle peut avoir deux effets antagonistes :

1. une aggravation des affaissements observables en surface et la possibilité d'altération des talus de gradins si l'angle de pendage est très grand.
2. un gonflement de certains terrains superficiels (ou de certains substrats plus profonds qui ont été dé-saturés de leur eau, durant plusieurs décennies en général, voir durant plus d'un siècle). Ce gonflement est toutefois de moindre importance que l'effet d'affaissement (10 % environ de l'effet d'affaissement).

Dans un bassin minier comme celui du Nord Pas-de-Calais, les affaissements de l'après-mine sont toutefois bien moins importants (50 cm à environ 1 m en 30 à 50 ans) qu'ils ne l'ont été durant les 150 ans d'activité (jusqu'à 20m). <sup>[24]</sup>

### **5.4- L'altération des roches comme facteur géologique et mécanique influençant la stabilité:**

L'altération des roches est un processus complexe et plurifactoriel, les définitions du terme "altération" sont nombreuses et varient d'un auteur à l'autre ; Nous retenons la définition proposée en 1951 par le Professeur I.V.Popov ; selon lui : « l'altération des roches est le processus de désintégration physique et de décomposition chimique de la roche-mère sous l'influence de divers facteurs externes ».

Il existe aussi une autre notion capitale : celle de l'altérabilité des roches. Le terme de « l'altérabilité » désigne la capacité d'une roche à s'altérer plus ou moins rapidement (altération physique et chimique).

L'altérabilité peut être exprimée par la vitesse de dégradation de différentes caractéristiques pétrographiques, physiques ou mécaniques au cours de l'altération.

Dans le sens géotechnique, l'altération conduit à la dégradation des propriétés physiques et mécaniques des roches au niveau de la matrice rocheuse et également au niveau du massif, cette dégradation conduit à l'apparition des ruptures dans la roche qui engendrent des phénomènes dangereux dans les mines. [12]

Les trois groupes de facteurs déterminant la sensibilité du massif rocheux à l'altération sont les suivants :

1-Le facteur environnemental : défini par les conditions bioclimatiques, ainsi que les facteurs de station (topographie, hydrologie).

2-Les propriétés géologiques et géotechniques du massif rocheux : conditions tectoniques, macro texture du massif (homogénéité, conditions de la fracturation etc.), drainage interne.

3-Les propriétés de la matrice rocheuse : composition minéralogique et texture de la roche, propriétés physiques et mécaniques (perméabilité, porosité, densité...).

Autrement dit, la transformation des roches pendant l'altération, qui s'exprime par la constitution du profil d'altération dépend effectivement du type de roches soumises à l'altération et des conditions dans lesquelles le processus se déroule. [12]

On peut donc situer l'altération parmi les processus exogènes de caractère climatique.

La question principale de l'étude de l'altération est l'estimation de l'intensité de ce processus.

### **5.5- l'effet séismique de la région :**

Les séismes sont avec le volcanisme l'une des manifestations de la tectonique des plaques. L'activité séismique est concentrée le long de failles (zones de rupture dans la roche), en général à proximité de frontières entre plaques tectoniques. Lorsque les frottements au niveau d'une de ces failles sont importants, le mouvement entre les deux blocs de roche est bloqué. De l'énergie est alors accumulée le long de la faille. Lorsque la limite de résistance des roches est atteinte, il y a brusquement rupture et déplacement brutal le long de la faille, libérant ainsi toute l'énergie accumulée parfois pendant des milliers d'années. [12]

### **5.6- Autres facteurs naturels influençant la stabilité:**

#### **5.6.1- Facteurs naturels intrinsèques :**

Les facteurs intrinsèques ou de prédisposition regroupent l'ensemble des caractéristiques propres au massif rocheux, [12] on distingue :

##### **a- la topographie en falaise :**

Où l'existence de reliefs rocheux fissurés ou hétérogènes dominant les pentes, qui est le résultat de la nature géomorphologique du massif ; le risque d'éboulement est proche de la verticale); une géométrie surplombante de la masse calcaire accentue le risque de rupture de la matrice calcaire par traction.

### **b- La nature lithologique des formations géologiques :**

Les comportements mécaniques des roches seront différents en fonction de leur nature. De plus, à l'air libre et sous l'action des eaux météoriques, les roches tendres (argile, marne...) s'érodent beaucoup plus facilement que les roches dures comme les calcaires.

### **c- L'histoire tectonique du secteur :**

Les massifs rocheux sont subis de fortes sollicitations tectoniques au cours de leur histoire géologique. Les discontinuités d'origine tectonique (fractures, failles, diaclases...) affectent essentiellement des roches cohérentes, et joue un rôle déterminant dans la stabilité des falaises, puisqu'elles constituent des surfaces de faiblesse du massif qui guident la rupture, dans les secteurs très tectonisés (au voisinage d'une discontinuité), la forte densité de fractures crée des zones totalement déstructurés propices aux instabilités.

### **d- Les caractéristiques structurales et géo-mécaniques des discontinuités :**

Les différentes discontinuités structurales découpent le massif en un agencement de blocs plus ou moins instables en fonction de l'orientation, de l'espacement et de la continuité des familles des discontinuités ; la géométrie des différentes discontinuités détermine une orientation favorable ou non à la stabilité du massif.

## **5.6.2- Facteurs naturels aggravant ou dégradant :**

Les facteurs aggravant ou dégradant regroupent l'ensemble des éléments externes agissant sur la roche, ils contribuent à plus ou moins long terme à augmenter de façon irréversible le degré d'instabilité du massif (apparition de nouvelles fissures, détérioration/altération des discontinuités existantes...). [12] On distingue :

### **a- La température :**

Qui est à l'origine des cycles journaliers et saisonniers qui déforment la roche (dilatation, contraction) ; la présence d'eau accompagnée de températures froides donne naissance à des cycles du gel-dégel particulièrement, actifs mécaniquement dans l'ouverture de discontinuités.

### **b- La sismicité locale :**

Les vibrations dues aux séismes peuvent être à l'origine de la propagation des fractures, de la mobilisation de blocs instables ou d'une phase d'accélération du versant pouvant conduire à des ruptures.

## **6- L'influence des facteurs techniques d'exploitation sur la stabilité:**

L'exploitation par fosse et par découverte sont les deux principales méthodes d'exploitation à ciel ouvert, ces deux méthodes se distinguent essentiellement par la disposition dans l'espace des volumes minéralisés et par les moyens mécaniques mis en œuvre pour l'extraction du minerai.

Les possibilités des méthodes d'exploitation à ciel ouvert sont limitées par plusieurs facteurs dont la topographie (l'altitude), la situation géographique (le climat), la stabilité des talus créés à la fin d'exploitation ou en cours d'exploitation (qui est notre objet d'étude).

La technique d'exploitation est parmi les paramètres qui influe directement sur la stabilité des talus de gradins par les travaux de tirs et l'extraction par engins mécaniques qui influent avec

la présence de certains facteurs naturels (les eaux souterraines et superficielles, les discontinuités présentes dans le massif...) sur la stabilité des talus.

La modification de l'état des contraintes dans un massif rocheux suite aux travaux d'exploitation peut entraîner une diminution de la résistance au cisaillement qui peut conduire à des ruptures.

Les calculs de stabilité des talus de gradins doivent aussi tenir compte des surcharges ponctuelles dues aux engins d'exploitation.

Une technique d'exploitation inadéquate dans une carrière peut engendrer des phénomènes dangereux sur l'environnement minier et la sécurité du personnel comme les glissements et les éboulements. [12]

### **6.1- L'influence de la hauteur de gradin:**

La hauteur de gradin influe considérablement sur la valeur du coefficient de sécurité et donc sur la stabilité des talus. Plus la hauteur de gradin est grande, plus son angle de pente sera faible. [3 ; 17]

### **6.2- L'influence des vibrations dues aux tirs sur la stabilité:**

L'influence des vibrations dues aux tirs à l'explosif sur la stabilité des vides souterrains est très important que leurs influence sur les talus de gradins à ciel ouvert.

Des études plus récentes et certaines sont en cours d'expérience montrent que les vibrations qui se propagent dans la masse rocheuse s'amortissent beaucoup plus rapidement que celles qui se propagent à la surface du sol, de ce fait à des distances égales, les vitesses particulières des vibrations qui seraient mesurées dans des structures souterraines seraient inférieures à celles qui ont été mesurées à la surface.

L'influence de l'effet de vibrations dues aux tirs sur les cavités souterraines est étudiée depuis le début des années 1940 ; dans des présentations récentes à des conférences de L'EFEE (fédération européenne des experts en explosifs), certains experts traitent particulièrement ce sujet en indiquant selon le cas :

-les seuils à partir desquels on a constaté l'apparition des désordres qui peuvent amener les toits des cavités souterraines à des effondrements brutaux.

-les valeurs limitées à ne pas dépasser pour éviter l'apparition des désordres en surface des talus.

Certaines études récentes à certaines roches permettent de voir que les désordres n'apparaissent dans les cavités souterraines que lorsque les vitesses particulières dépassent un certain seuil. [4]

### **6.3- L'influence de la géométrie :**

La concavité ou la convexité des bords de talus a une influence sur la valeur réelle du coefficient de sécurité. Dans le cas où le bord de la fosse est concave, la valeur de  $F_s$  est sous estimée. Dans le cas contraire (bord convexe), elle est surestimée par rapport à la réalité. [3 ; 17]

## 7- Stabilisation des talus rocheux :

Pour augmenter la stabilité des talus rocheux, on utilise différentes techniques. <sup>[17]</sup>

Parmi lesquelles, on citera :

### 7.1- L'aplatissement des talus :

Cette technique consiste à diminuer le poids du massif rocheux qui a tendance à se glisser. La figure suivante illustre la technique d'aplatissement.

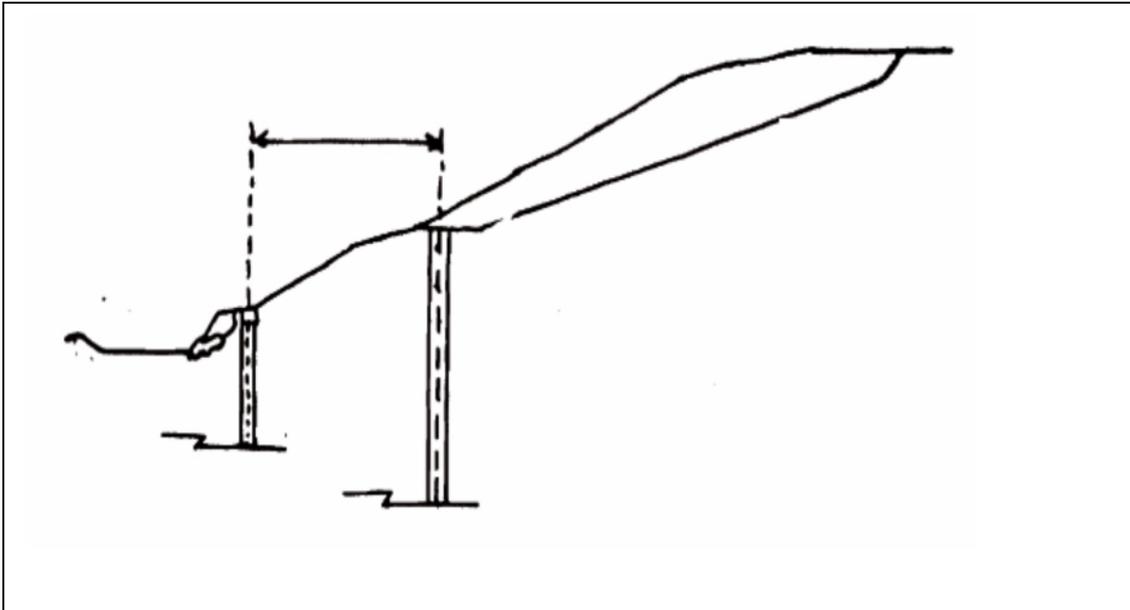


Figure (2.i) : stabilisation de talus par aplatissement.

### 7.2- Le drainage :

Les pressions peuvent être responsables de la diminution de  $F_s$ , le drainage peut être utilisé, surtout si la perméabilité des discontinuités est insuffisante. Les drains peuvent être mis en place à partir du talus ou à partir d'une galerie de drainage.

La technique de drainage pour la stabilisation des talus est illustrée dans la figure suivante :

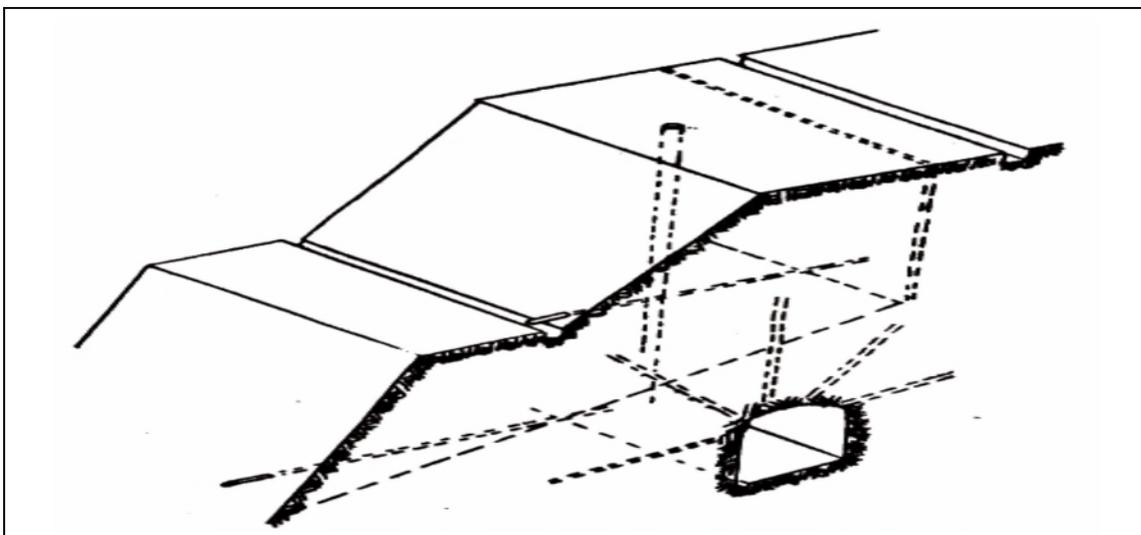


Figure (2.j) : stabilisation de talus par drainage.

### 7.3- Le boulonnage :

Cette technique à pour objet de retenir en place des blocs rocheux. L'influence de celle-ci ne s'étend que sur quelques mètres (figure 2.k).

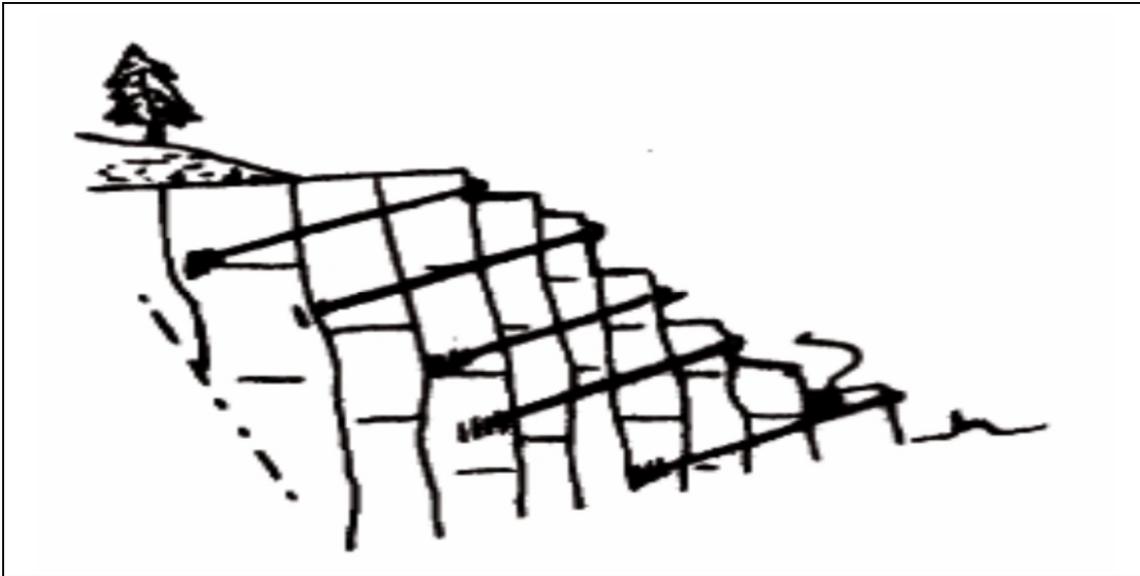


Figure (2.k) : stabilisation de talus par boulonnage.

### 7.4- Les ancrages :

Ces techniques peuvent retenir des massifs rocheux beaucoup plus importants, vu la profondeur du scellement et les efforts qui peuvent être mobilisés.

La technique de stabilisation des talus par les ancrages est illustrée dans la figure suivante :

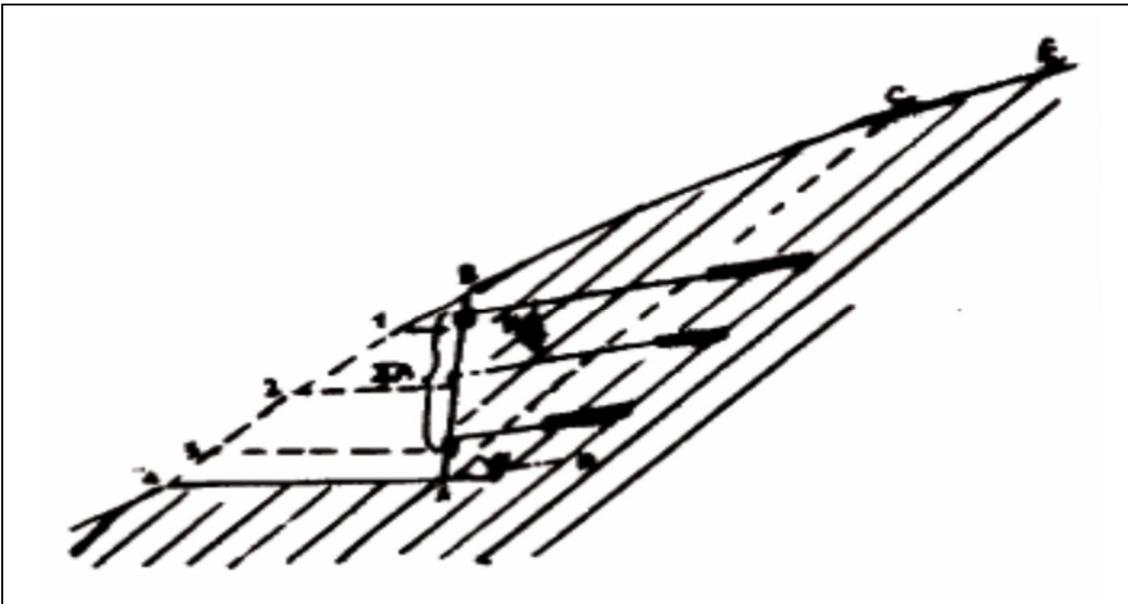


Figure (2.L) : stabilisation de talus par ancrages.

### 7.5- L'injection :

Elle consiste à augmenter les caractéristiques de cisaillement par introduction dans les joints d'un coulis d'injection.

## 8- Calcul de stabilité des talus:

Les méthodes de calcul de stabilité des terrains sont basées sur la constatation suivante: lorsqu'il y a glissement de terrain, il y a séparation d'une masse de sol du reste de 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. [17 ; 27]

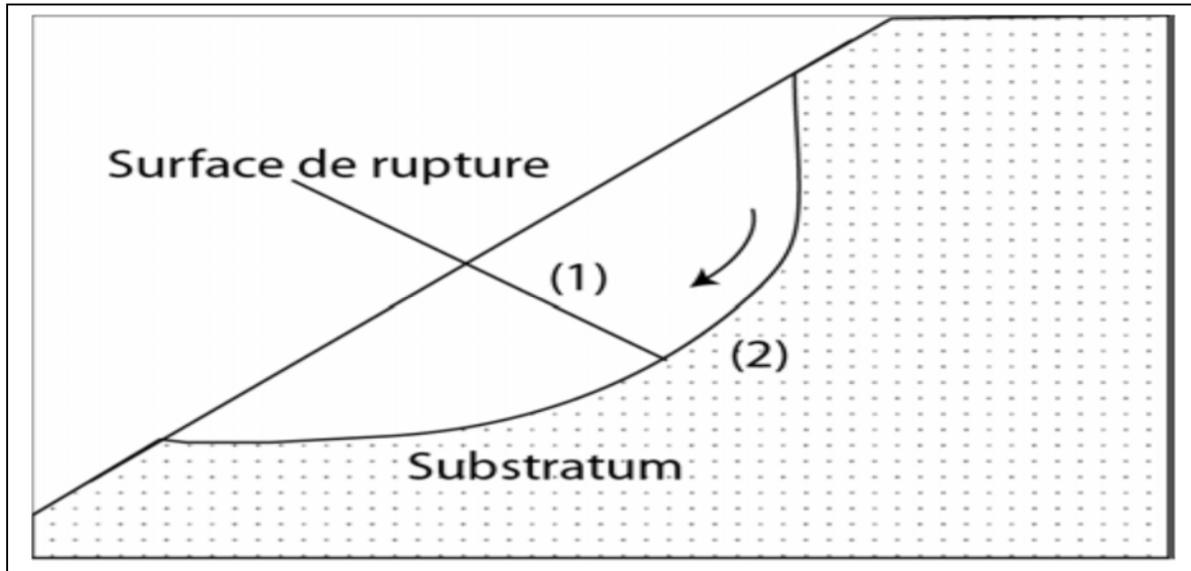


Figure (2.m) : description de la surface de rupture.

### 8.1- Définition du coefficient de sécurité :

Le calcul de stabilité des talus est généralement estimé à l'aide d'un coefficient appelé : coefficient de sécurité  $F_s$ . Ce coefficient est défini comme étant le rapport du moment par rapport à un point fixe de la résultante des forces résistant au glissement aux forces provoquant le glissement. [3 ; 17]

$$F_s = \frac{\text{moments des forces résistant au mvt}}{\text{moments des forces provoquant le mvt}} \quad (24)$$

Théoriquement :  $F_s > 1$ , le talus est stable.

$F_s < 1$ , le talus ne peut que glisser.

$F_s = 1$ , le talus est en état d'équilibre limite.

Mais dans la pratique, le coefficient  $F_s$  est compris entre 1,15 et 1,30 jusqu'à 1,50 en tenant compte des facteurs suivants :

- Les erreurs dues à l'exactitude des méthodes de calcul de stabilité du bord.
- Les incertitudes expérimentales de la détermination des propriétés physico-mécaniques des roches, comme par exemple la valeur moyenne du poids volumique des roches composant le massif.

- Les incertitudes de la détermination de l'influence de la fissurité.
- L'influence des charges dynamiques provoquées par le tir, par le mouvement des moyens de transport et par l'activité séismique. [3 ; 17]

### 8.2- Méthodes de calcul :

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

- Les méthodes basées sur l'équilibre limite.
- Les méthodes des éléments finis.
- Les méthodes des abaques.

Dans ce présent travail, on utilisera les méthodes basées sur l'équilibre limite et une autre qui se base sur les éléments finis. La mise en équation du problème de l'équilibre d'une masse de sol peut se faire de deux manières:

- 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.....). [25 ; 27]
- 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, JANBU...). [27 ; 29]

Dans ce qui suit, on développera la méthode des tranches et la méthode des éléments finis qui seront utilisées dans le cadre de notre travail et aussi la méthode des abaques.

### 8.3- Méthodes basées sur l'équilibre limite (méthode des tranches) :

Les méthodes dites de calcul à l'équilibre limite reposent sur une hypothèse de mécanisme de rupture à priori suivant des surfaces de glissement, et l'analyse de la stabilité de la partie du massif délimitée par ces surfaces de rupture. [29]

D'un point de vue conceptuel, l'inconvénient principal de ces méthodes est qu'elles peuvent conduire à des solutions qui sont supérieures aux charges limites réelles sur les ouvrages (Coussy et Salençon, 1979). [6]

Cette méthode consiste à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de terrain, délimité par les forces libres de talus et une surface de rupture potentielle, et celles qui tendent à la mettre en mouvement. [17]

Les figures suivantes (2.n) et (2.o) illustrent le principe de la méthode des tranches :



- Les efforts inter-tranches décomposés en efforts horizontaux  $H_n$  et  $H_{n+1}$  et en efforts verticaux  $V_n$  et  $V_{n+1}$ .
- La réaction  $R_n$  du milieu sous-jacent sur l'arc AB (résistance au cisaillement). Elle se décompose en une composante normale et une composante tangentielle.

**8.3.1- Méthode de FELLENIUS (1936):**

Appelée aussi méthode suédoise ou méthode ordinaire, on considère que :

- La ligne de glissement est de forme circulaire.
- On néglige totalement les efforts inter-tranches (horizontaux et verticaux).
- La seule force agissant sur l'arc AB est le poids  $W$ .
- L'équilibre étudié est l'équilibre des moments. [15]

Par rapport au centre O, on peut définir :

- le moment moteur comme celui du poids des terrains  $W$  tendant à provoquer le glissement.
- le moment résistant maximal fourni par la valeur maximale que peut prendre la composante tangentielle de  $R_n$ . [17]

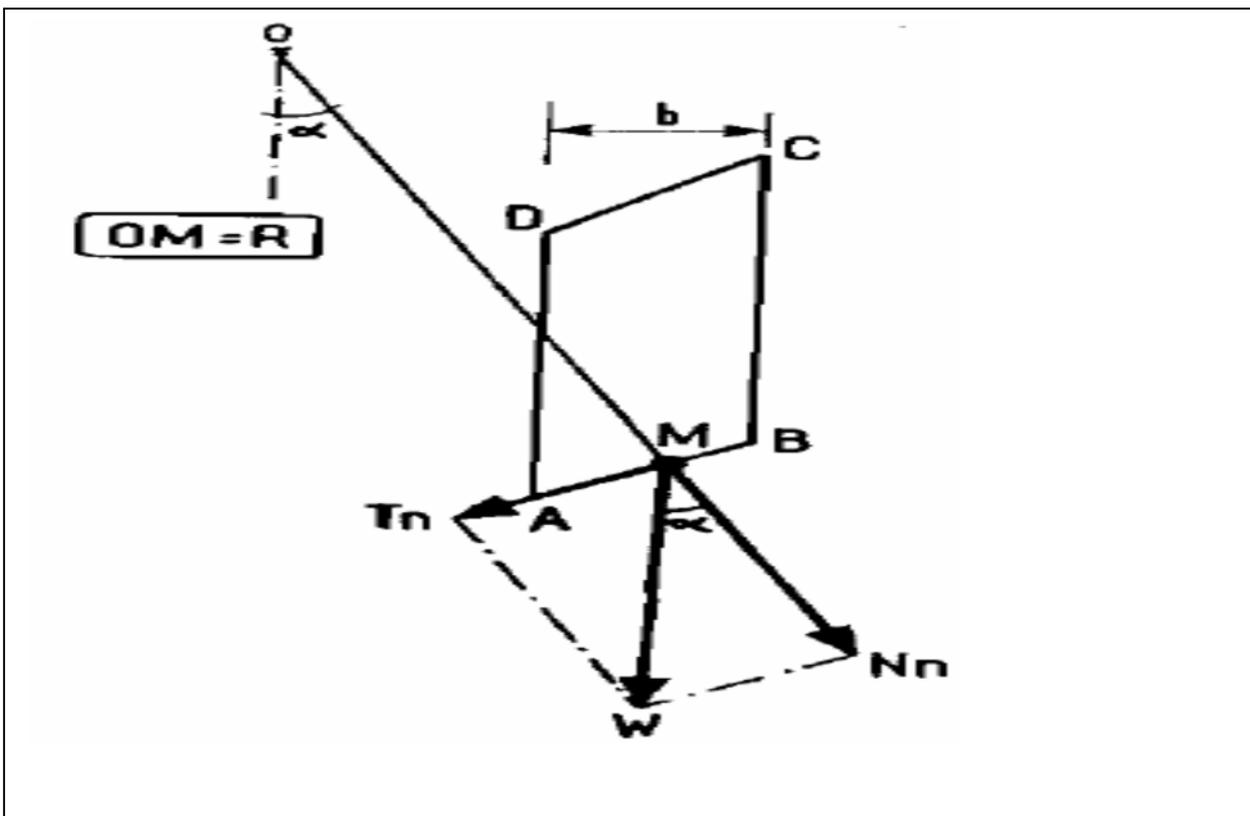


Figure (2.p) : les forces agissant sur une surface d'après FELLENIUS.

-D'après la loi de Coulomb :

$$R_n = C_n \cdot AB + N_n \cdot \tan \phi_n \quad (25)$$

Avec:

$$N_n = W_n \cdot \cos \alpha_n \quad (26)$$

Donc:

$$R_n = C_n \cdot AB + W_n \cdot \cos \alpha_n \cdot \tan \varphi_n \quad (27)$$

Et on a:

$$AB = I_n = b_n / \cos \alpha_n \quad (28)$$

La Somme des moments résistants maximaux S'écrit :

$$\sum_1^m (C_i \cdot \frac{b_n}{\cos \alpha_n} + W_n \cdot \cos \alpha_n \cdot \tan \varphi_i) \quad (29)$$

Ou: **m**: le nombre de tranches.

**C<sub>i</sub>, φ<sub>i</sub>**: caractéristiques mécaniques dans la couche dans laquelle est situé l'arc AB.

-le moment moteur est du à **T<sub>n</sub>** et égal à **T<sub>n</sub>\*R**

Par ailleurs :

$$T_n = W_n \cdot \sin \alpha_n \quad (30)$$

En remplaçant (29) et (30) dans l'équation (24), on obtient l'expression du facteur de sécurité :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i \cdot \frac{b_n}{\cos \alpha_n} + W_n \cdot \cos \alpha_n \cdot \tan \varphi_n)}{\sum_{n=1}^m W_n \cdot \sin \alpha_n} \quad (31)$$

Les paramètres intervenant dans le calcul de  $F_s$  sont donc :

- b : la largeur des tranches.
- α : l'angle orienté que fait le rayon du cercle passant par le milieu de la base de la tranche avec la verticale.
- la hauteur de la tranche pour le calcul du poids W.

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.

### 8.3.2- Méthode de BISHOP simplifiée (1954) :

Dans cette méthode on considère que :

- La ligne de glissement est toujours de forme circulaire.
- l'équilibre étudié est l'équilibre des moments.
- Les efforts inter-tranches horizontaux sont nuls. [15]

Le facteur de sécurité est donné par la formule suivante :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i * b_i + W_i * \tan\phi_i)}{m_\alpha \sum_{n=1}^m W_i * \sin\alpha_i} \quad (32)$$

Avec :

$$m_\alpha = \cos\alpha_i \left( 1 + \frac{\tan\alpha_i * \tan\phi_i}{F_s} \right) \quad (33)$$

Pour déterminer  $F_s$  il faut procéder par des 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). [17]

### 8.3.3- Méthode de JANBU (1956) :

La méthode de Janbu détermine le coefficient de sécurité par l'équilibre de forces. Cette méthode considère les forces normales inter-tranche (E), mais néglige les forces de cisaillement (T). La force normale (P) est déterminée comme dans la méthode de Bishop simplifiée. [15]

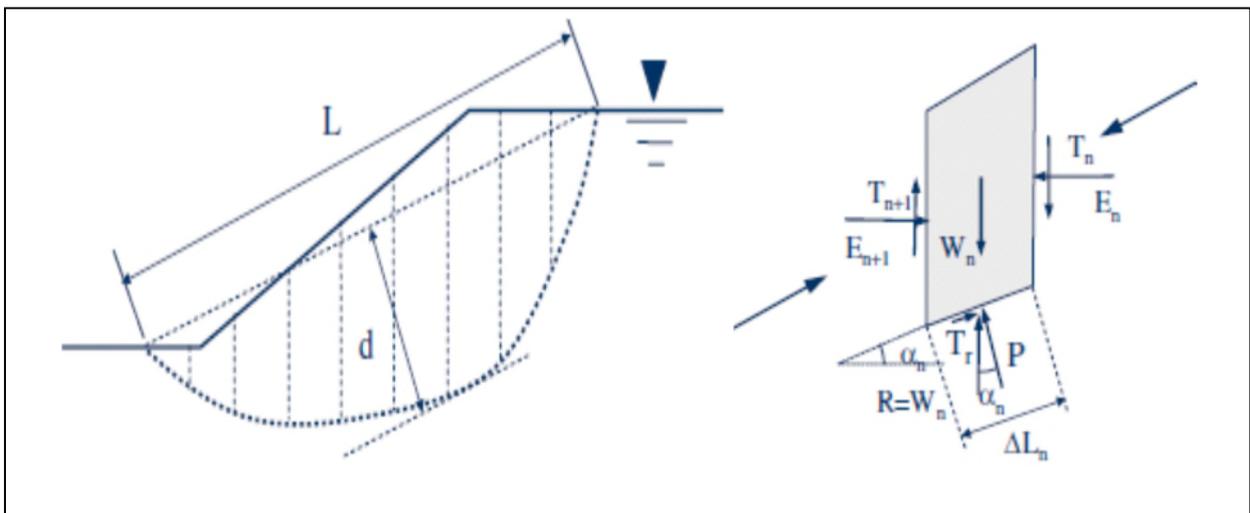


Figure (2.q) : forces considérées dans la méthode de Janbu.

Janbu calcule d'abord un facteur de sécurité non corrigé  $F_{s0}$  qui est déterminé comme suit :

$$F_{s0} = \frac{\sum_{n=1}^m (bn \frac{tg\phi_i [Ci + (\frac{Wn}{bn} - u)]}{n\alpha}}{\sum_{n=1}^m Wn tg\alpha n} \quad (34)$$

Avec :  $n_\alpha = \cos^2 (1 + \tan \alpha \cdot (\tan \phi / F_{s0}))$ .

$(W_n/b_n)$  est la contrainte verticale totale.

$b_n$  est la largeur de la tranche  $n$ .

$\alpha_n$  : l'inclinaison de la surface de glissement au milieu de la tranche  $n$ .

$u$  : pression de l'eau interstitielle.

On peut remarquer que la méthode de Janbu, satisfait l'équilibre des forces et considère les forces normales inter-tranche (E). C'est une méthode indirecte (itérative, puisque  $F_{s0}$  est des deux cotés de l'équation). Elle est utilisée généralement pour une surface de cisaillement composée (surface de glissement générale).

Janbu a introduit un facteur de correction ( $f_0$ ), dans le coefficient de sécurité original, pour pallier aux effets des forces de cisaillement inter-tranche. Avec cette modification, la méthode de Janbu donne des valeurs du coefficient de sécurité  $F_s$  plus importants, comme :  $F_s = f_0 \cdot F_{s0}$ .

Le facteur de correction dépend du rapport entre profondeur et longueur de la surface de rupture ( $d/L$ ). Le coefficient de sécurité avec ce facteur de correction, peut augmenter de 5 à 12%, donnant une marge inférieure dans le cas du frottement seul. [15]

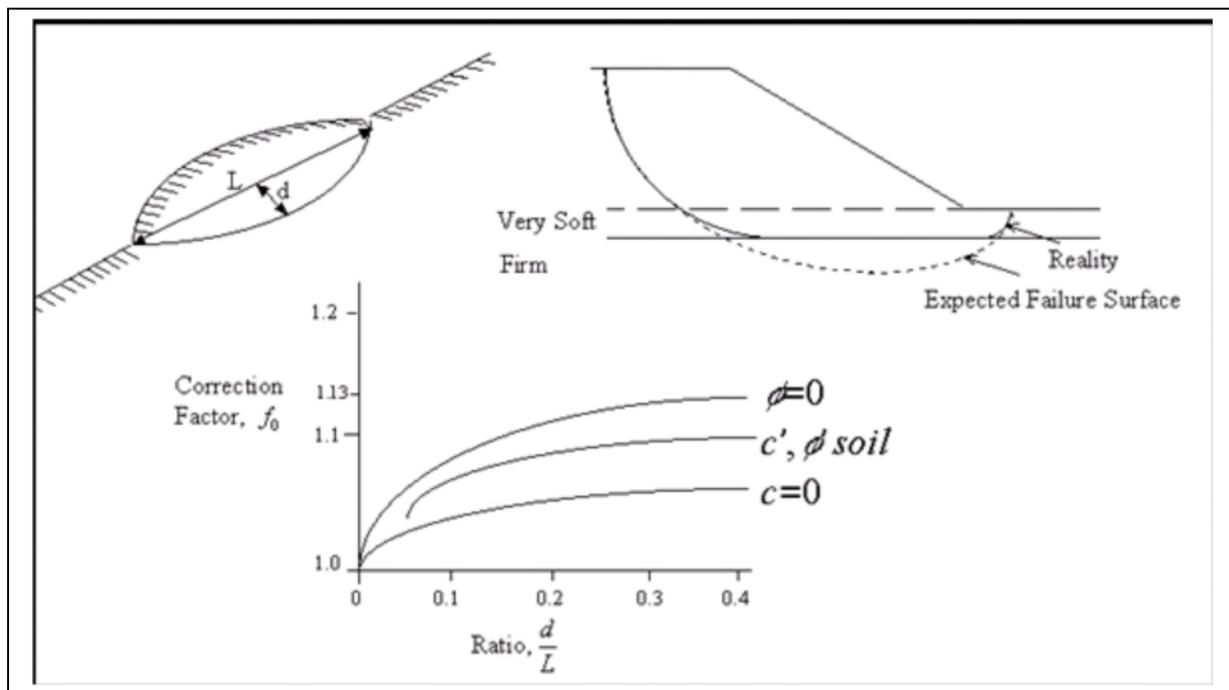


Figure (2.r) : variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et la longueur de la surface de rupture.

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 précédemment (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). [15 ; 18]

Il y a 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.

**8.3.4-Les différences entre les méthodes :**

Les tableaux suivants résument les différents principes des différentes méthodes :

Tableau (2.a) : considération d'équilibre de forces et des moments selon les différentes méthodes. [15]

Méthode	Equilibre des moments	Equilibre des forces
Fellenius (ordinaire)	Oui	Non
Bishop	Oui	Non
Janbu	Non	Oui
Mogensterm-Price	Oui	Oui

Tableau (2.b) : considération des efforts inter-tranches verticaux et horizontaux selon les différentes méthodes. [15]

Méthode	Efforts inter-tranches verticaux (E)	Efforts inter-tranches horizontaux (X)
Fellenius (ordinaire)	Non	Non
Bishop	Oui	Non
Janbu	Oui	Non
Mogensterm-Price	Oui	Oui

**8.4- La méthode des éléments finis (MEF) :**

La méthode des éléments finis est une méthode de calcul numérique qui ayant un profond caractère plus physique qu'abstrait, elle a été inventée plutôt par les ingénieurs que par les mathématiciens.

Cette méthode a été appliquée pour la première fois dans des problèmes liés à l'analyse des contraintes et depuis elle a été étendue dans d'autres problèmes liés au milieu continu.

La MEF représente une modalité d'obtenir une solution numérique correspondant à un problème spécifique. Cette méthode n'offre pas une formule pour une certaine solution et ne résout pas une classe de problèmes. La MEF est une méthode approximative à moins qu'un certain problème puisse être extrêmement simple conduisant ainsi à une formule exacte toujours valable. (Le logiciel utilisé dans notre étude est PLAXIS 8.2 qui fonctionne à base de la MEF). [22]

**8.4.1- Principe :**

Une description non-sophistiquée de la MEF pourrait être définie sous la forme suivante :

- La structure à analyser est divisée en plusieurs éléments (petites pièces comme celles de puzzle).
- Ces éléments sont ensuite reconnectés par l'intermédiaire des nœuds (ces nœuds sont des punaises qui maintiennent les éléments dans un ensemble unitaire).
- Le comportement de chaque élément est décrit par un set d'équations algébriques.
- Dans l'analyse des contraintes ces équations sont des équations d'équilibre des nœuds.
- Au cas où la variation de déplacement ou de la contrainte sont négligeables au long de l'axe z (la direction normale au plan d'analyse) on considère un problème plan.
- Si les déplacements ou les contraintes peuvent varier dans toutes les directions x, y et z, la structure en cause peut être appelée « solide 3D ». [22]

### 8.4.2- Discrétisation :

La MEF a développé une série de types d'éléments finis [22] :

- Éléments finis unidimensionnels.
- Éléments finis bidimensionnels.
- Éléments finis tridimensionnels (blocs massifs).

### 8.4.3- Les modèles de comportement utilisés dans la MEF :

- Le comportement élasto-plastique.
- Le modèle élastique linéaire.
- Le modèle de Mohr-coulomb :

Le modèle de Mohr-coulomb présente un comportement élastique parfaitement plastique sans écrouissage. Il a une grande utilisation dans la géotechnique vu les résultats obtenus dans les calculs. [22]

Le modèle demande la détermination de cinq paramètres :

- Le module d'Young E (KPa).
- Le coefficient de poisson  $\nu$  (sans unité).
- La cohésion C (KPa).
- L'angle de frottement interne  $\phi$  (°).
- L'angle de dilatance  $\psi$  (°).

### 8.4.4- - Calcul de facteur de sécurité dans la MEF :

La réduction des caractéristiques mécaniques (phi-c reduction) est une option disponible dans (PLAXIS 8.2) qui permet de calculer des coefficients de sécurité, les caractéristiques  $\tan\phi$  et C sont réduites progressivement jusqu'à l'obtention de la rupture. [22]

$$\sum Msf = \frac{\tan \phi \text{ input}}{\tan \phi \text{ reduced}} = \frac{C \text{ input}}{C \text{ reduced}} = \frac{\text{résistance disponible}}{\text{résistance à la rupture}} .$$

### 8.5- Méthode des abaques :

Le principe de cette méthode consiste en l'estimation de facteur de sécurité en fonction de plusieurs paramètres : la hauteur de gradin ( $H_g$ ) et l'angle d'inclinaison ( $\alpha$ ) qui représentent les paramètres de talus ; le poids volumique ( $\gamma$ ), la cohésion ( $C$ ) et l'angle de frottement interne ( $\varphi$ ) qui représentent les paramètres de matériau à étudier. [17]

Plusieurs auteurs ont proposé leurs propres abaques, on distingue : l'abaque de Hoek, de Fellinius, de Bishop-Morgenstern (1960) et de Morgenstern (1963).

#### 8.5.1- l'abaque de Hoek :

Cette méthode établie par Hoek, est utilisée pour calculer le coefficient de sécurité  $F_s$ . Pour déterminer  $F_s$ , il suffit de connaître la fonction de l'angle du talus ( $X$ ) et la fonction de la hauteur du gradin ( $Y$ ). Le point d'intersection de ces dernières nous permet de déterminer le coefficient de sécurité correspondant. [17]

Les fonctions  $X$  et  $Y$  sont définies par les formules suivantes :

$$X = \alpha - (1.2 * \varphi) \quad (35)$$

$$Y = \frac{\gamma * H_g}{c} \quad (35)$$

Où :

$\alpha$  = angle du talus ( $^\circ$ ).

$\varphi$  = angle de frottement interne ( $^\circ$ ).

$\gamma$  = poids volumique de la roche ( $\text{KN}/\text{m}^3$ ).

$H_g$  = hauteur du gradin (m).

$C$  = cohésion de la roche (KN).

L'abaque de Hoek permet aussi de déterminer les fonctions réciproques de facteur de sécurité, c-à-d de déterminer la hauteur critique des gradins et l'angle d'inclinaison critique de talus en fonction d'un facteur de sécurité critique. [17]

La figure suivante (2.s) illustre l'abaque de Hoek et les fonctions  $X$  et  $Y$  utilisées pour déterminer le facteur de sécurité ( $F_s$ ) :

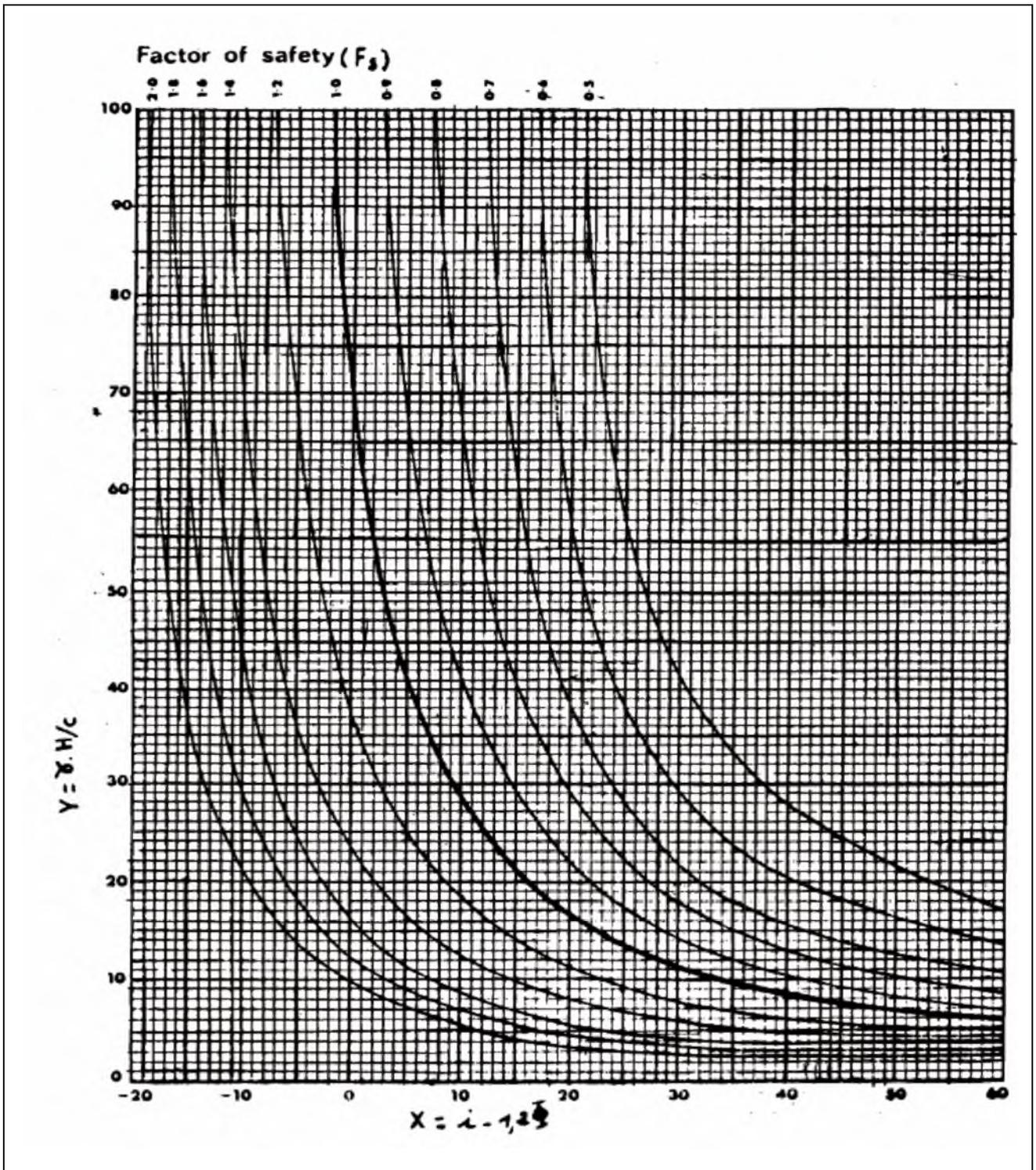


Figure (2.s) : abaque de Hoek pour le calcul de facteur de sécurité ( $F_s$ ). [17]

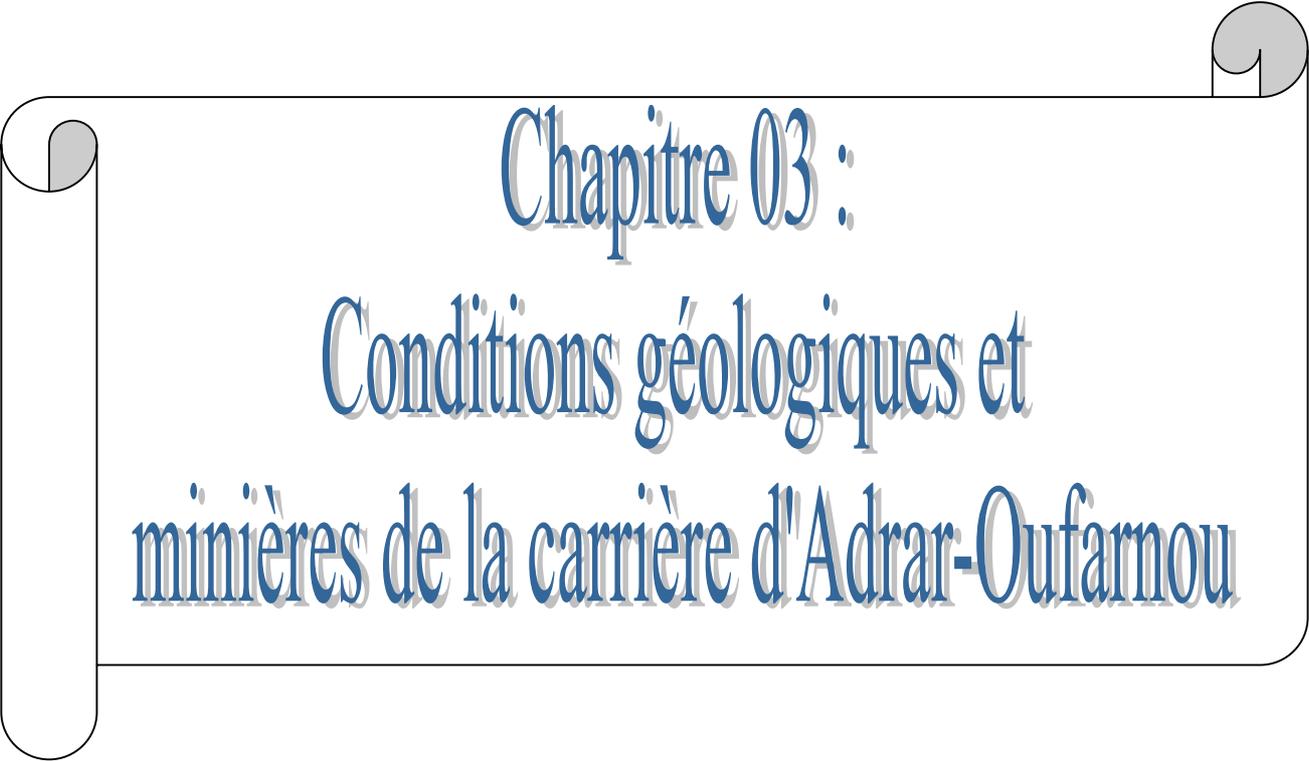
### Conclusion :

On peut récapituler dans ce chapitre que la stabilité des talus dans les carrières à ciel ouvert repose sur plusieurs paramètres soit naturels (essentiellement géographiques, géologiques, hydrogéologiques) ou techniques (technique d'exploitation, les travaux de tir et autres), donc il faut qu'une estimation du facteur de sécurité pour intervenir durant ou après l'exploitation des sites avant que de graves accidents s'introduisent.

Pour déterminer  $F_s$  dans les méthodes basées sur l'équilibre limite 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. Les écarts sur  $F_s$  peuvent atteindre 10 %. La méthode de FELLENIUS a l'avantage de simplicité et donc peut être utilisée dans tous les cas courants.

L'analyse numérique de facteur de sécurité soit par les méthodes d'équilibre limite ou par les éléments finis est une approche avantageuse qui facilite l'estimation de la stabilité des talus.

L'abaque de Hoek constitue une des anciennes proches pour l'estimation de la stabilité des talus, qui présente un avantage vu la simplicité de son principe et la généralisation des cas ou il s'applique.

A decorative scroll graphic with a light gray background and a black border. The scroll is unrolled in the center, with the top and bottom edges curving upwards. The text is centered within the unrolled portion.

Chapitre 03 :  
Conditions géologiques et  
minières de la carrière d'Adrar-Oufarnou

## Chapitre 03 : Conditions géologiques et minières de la carrière d'ADRAR-OUFARNOU

### Introduction :

La carrière d'agrégats d'Adrar-Oufarnou est un gisement de calcaire qui représente une grande richesse pour la wilaya de Béjaïa, grâce à sa fonction économique ou les matériaux de cette carrière alimentent les secteurs de génie civil et des travaux routiers (bâtiments, routes...) et qui crée des postes de travail pour les gens de la wilaya.

Ce présent chapitre est consacré pour la description des conditions géologiques et minières de la carrière.

### 1-présentation Générale de l'Unité:

#### 1.1- Situation géographique :

Le gisement d'Adrar-Oufarnou est situé à une distance de 06 km au Nord de la ville de Bejaia.

Il est limité au Nord et au Nord-est par la mer méditerranée, au Sud par la RN24, à l'Est par Djebel Gouraya et Adrar Tabourt à l'Ouest.

La carrière est accessible à partir de la route nationale RN24 par un accès de 02 km passant par le village d'Adrar-Oufarnou. [5]



Figure (3.a) : Situation géographique de la carrière d'Adrar-Oufarnou.

### 1.2- Situation administrative :

Administrativement, le gisement fait partie du territoire de la commune, daïra et wilaya de Béjaia. La carrière s'étend sur 46 hectares comportant une zone en exploitation, une zone occupée par les installations fixes et une zone regroupant les blocs administratifs, laboratoire, ateliers et magasin. <sup>[5]</sup>

Pour des exigences réglementaires et dans le but d'atteindre l'exploitation rationnelle des ressources du gisement aboutissant à une forme hectométrique on respectant l'art minier, une reconversion des coordonnées au système UTM-Nord Sahara a été effectuée dont le périmètre est défini comme suit :

Tableau (3.a) : les coordonnées de gisement dans le système UTM. <sup>[5]</sup>

Coordonnées UTM					
Point	X	Y	Point	X	Y
1	681 200	4073100	7	681700	4072800
2	681500	4073100	8	682000	4072800
3	381500	4073000	9	682000	4072300
4	681600	4073000	10	681400	4072300
5	681600	4072900	11	681400	4072600
6	681700	4072900	12	681200	4072600
La superficie du gisement est de 46 ha Titre minier N° 1056 PM du 25/12/2013.					

### 1.3- Superficie du gisement et de la zone d'exploitation :

- ❖ La superficie du gisement est de : 46ha.
- ❖ Le contour de la zone renferment les réserves en exploitation est de : 28 ha.
- ❖ Le contour du gisement épuisé ou non susceptible d'être mis en exploitation est de 18 ha. <sup>[5]</sup>

## 2-Historique de travaux de recherche :

Dans le cadre de la reconnaissance de ce gisement, l'EREM a réalisé des travaux de recherche et de prospection durant la période de 1974 à 1977. Ces travaux se résument en :

- ❖ 04 sondages carottant de différentes profondeurs.
- ❖ des travaux géophysiques.
- ❖ des levés topographiques.
- ❖ des prélèvements d'échantillons en surface et aux différentes profondeurs.
- ❖ des essais chimiques et physico-mécaniques au laboratoire.
- ❖ étude géologique.
- ❖ calcul de réserves.

Actuellement, des essais périodiques sont réalisés pour le suivi de la qualité des granulats et des mises à jour topographiques et des calculs de réserves sont réalisés annuellement. [5]

### 3-Travaux physico-mécaniques et chimiques :

La moyenne des résultats des analyses physico-mécaniques effectuées sur des échantillons prélevés aux différentes profondeurs au niveau des sondages carottés sont résumés dans le tableau suivant. [5]

Dans le chapitre suivant ces analyses seront interprétées profondément pour les calculs :

Tableau (3.b) : les résultats des analyses physico-mécaniques.

Echantillons (une moyenne de 9essais)	Résistance à la compression (kgf/cm <sup>2</sup> )		Masse volumique absolue (t/m <sup>3</sup> )	Porosité (%)
	Sec	Humide		
Moy1	480	434	2.65	1.45
Moy2	501	466	2.7	0.72
Moy3	802	611	2.64	2.28
Moy4	591	511	2.69	1.02
Moy5	303	264	2.59	4.19
Moy6	252	/	2.48	8.34
Moy7	493	/	2.59	4.79
Moy8	696	621	2.67	1.86
Moy9	700	455	2.63	2.04
Moy10	732	665	2.68	1.15
Moy11	824	690	2.68	0.82
Moy12	1038	914	2.67	1.04

#### 3.1- Suivi de la qualité de la roche :

La qualité de la roche change d'un endroit à un autre selon l'état du gisement en place.

Les résultats des essais physico-mécaniques réalisés sur les échantillons prélevés aux différentes profondeurs sont donnés comme suit :

- La résistance à la compression simple : 50 à 150 MPa.
- Coefficient Los- Angles : 27 à 33 %.
- La Masse Volumique : 2.58 à 2.69 t/m<sup>3</sup>.

#### 3.2- Caractéristiques chimiques de la roche :

Suivant les analyses réalisées au laboratoire C.E.T.I.M à Boumerdes sur des monolithes prélevés dans des niveaux différents du gisement, la composition chimique de la roche obtenue est résumée dans le tableau suivant :

Tableau (3.c) : la composition chimique de la roche.

Eléments	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	PF	Cl <sup>-</sup>	SO <sub>3</sub> G
Teneur (%)	0.73	0.01	0.08	55.63	0.28	0.03	0.03	0.11	0.01	0.01	43.68	0.006	<0.05
CaCo <sub>3</sub> (%)	98.8												

#### 4-Géologie du gisement :

Le gisement de calcaire d'Adrar-Oufarnou appartient à l'unité structurale Berk-Gouraya. Il est structuré en anticlinal d'âge Jurassique, orienté Est-Ouest. Il est limité au Nord et Nord-est par la mer méditerranée, à l'Ouest par Adrar Imoula d'âge Crétacé, à l'Est par Djebel Gouraya. <sup>[5]</sup>

##### 4.1- Structure du gisement :

Le Djebel Adrar-Oufarnou forme un anticlinal de direction EW à flanc nord érodé. Il est formé de terrains d'âge Jurassique inférieur et moyen (Figure 3.b). Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. Il est limité par deux accidents tectoniques; un à l'Est qui le sépare du Djebel Gouraya et l'accident de Aghbalou (N70°) à l'Ouest qui le sépare de Adrar Imoula.

##### 4.2- Stratigraphie du gisement :

Les formations du territoire sont constituées essentiellement de roches sédimentaires stratifiées. Elles sont formées à la base par des calcaires massifs et dolomies du lias inférieur et par des marnes et marno-calcaires du dogger vers le sommet.

Le gisement de calcaire d'Adrar-Oufarnou est caractérisé par deux structures distinctes : une structure massive à la base et une structure stratifiée vers le sommet.

- **A la base** : Le niveau massif est formé de roches micritiques de couleur gris clair, caractérisé par des passages fossilifères riches en pseudo oolithes et débris de fossiles (brachiopodes, foraminifères et lamellibranches).

- **Au sommet** : Le niveau stratifié est caractérisé par des bancs du calcaire gris bleuâtre renfermant des nodules du silex de taille millimétriques à centimétriques, vers le sommet, les bancs de calcaires sont parfois soulignés par des interfaces marneuses.

##### 4.3- Etude pétrographique:

L'étude microscopique et macroscopique des échantillons prélevés sur toute la surface du gisement ont permis de distinguer trois variétés de calcaires :

1. Calcaire organogène (calcaire mudstone).
2. Calcaire détritique à débris fossilifères.
3. Pseudo-brèche à carbonates : cette dernière est prédominante.

La figure suivante illustre la lithostratigraphie du gisement : [5]

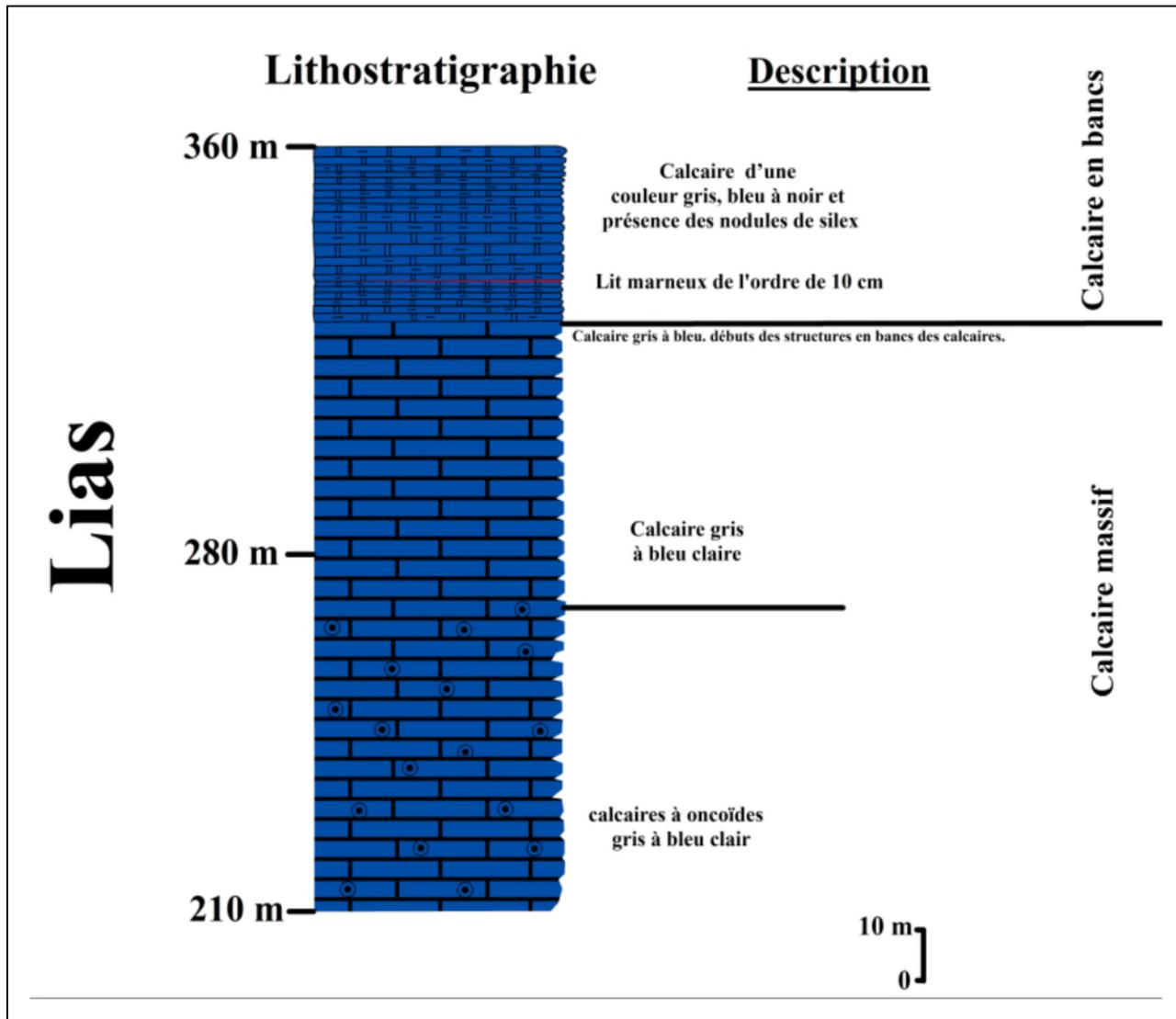


Figure (3.b) : la lithostratigraphie du gisement. [5]

#### 4.4- Tectonique:

Le gisement d'Adrar-Oufarnou représente la partie Est du grand synclinal de direction subméridionale. Il est limité à l'Ouest par l'accident d'Aghbalou (N70) qui le sépare d'Adrar Imoula d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation NE le sépare du massif calcaireux de Djebel Gouraya.

Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinal vers SW. Les roches sont régulières suivant la direction et le pendage. L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et Est du gisement. Deux types de fissures sont observés :

- a- Fissure parallèle à la stratification.
- b- Fissure perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m.

Le gisement est caractérisé aussi par la présence du phénomène karstique qui est observé sur toute l'assise exploitable. Il est plus développé dans sa partie Ouest. L'exploitation des niveaux inférieurs (240m, 230m et 220m) a mis en évidence la présence d'une poche importante à remplissage de calcite. [5]

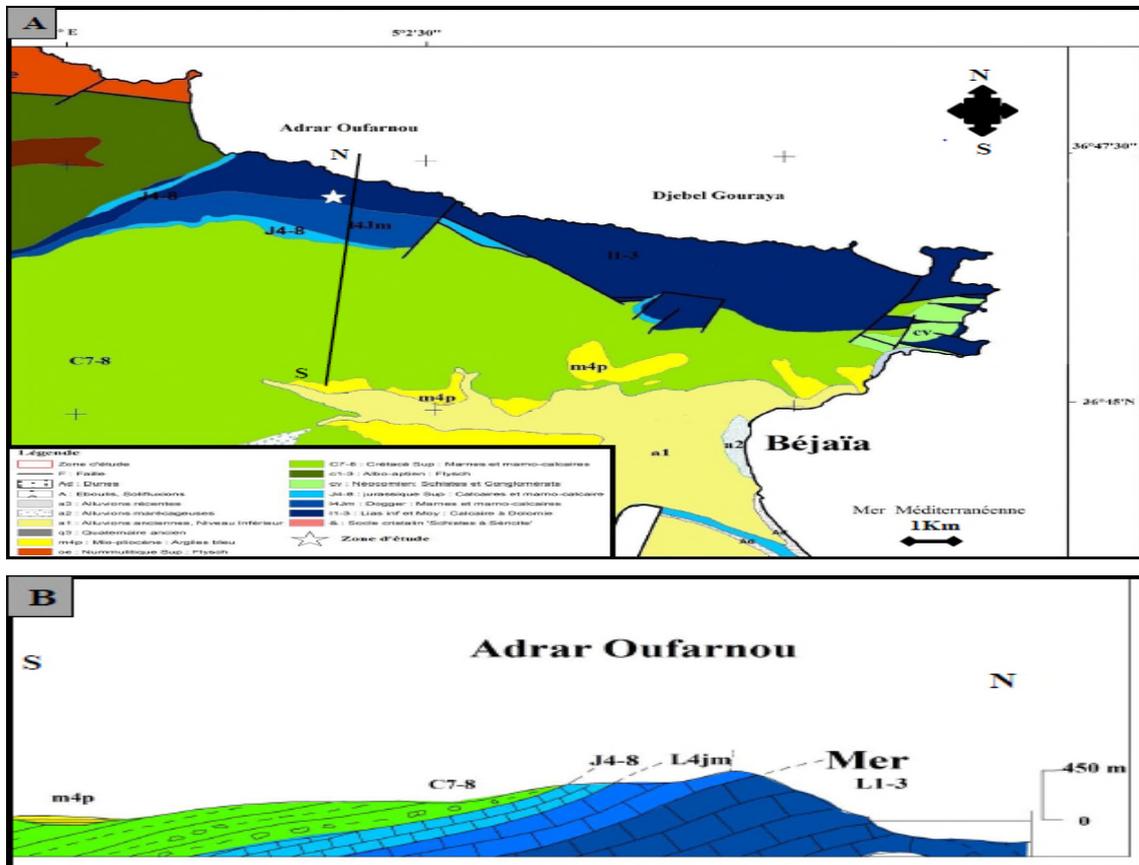


Figure (3.c) : carte géologique N° 26 de Bejaia 1/50 000 ;  
B : coupe géologique NS. [5]

## 5-Les réserves du gisement :

### 5.1- Etat des réserves exploitables et leurs classifications :

Le gisement d'Adrar-Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe.

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 15 gradins, du niveau 360m jusqu'au niveau 210m :

- les gradins 360m, 350m et 340m sont en fin d'exploitation.
- Les gradins compris entre les niveaux 310m et 250m sont inaccessibles (gradins accidentés et couverts d'argile).
- Seuls les gradins 320m, 250m, 240m, 230m et 220 m sont en activité.
- Le gradin 210 m est prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015.
- Le gradin 310 sera prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015, dont l'avancement des travaux de réouverture de ce dernier est à 90%.

### 5.2- Calcul des réserves:

La méthode de calcul de réserves utilisée pendant les travaux de recherche et de prospection exécutés sur le gisement en 1974-1977 été celle des blocs géologiques. (D'après le rapport géologique EREM 1977 dont l'auteur est KERIMOV).

Actuellement, le calcul de réserves se fait par le topographe de l'unité, En faisant un levé topographique (prendre la référence, les coordonnées x, y et z de terrain) et après transfert des données sur logiciel Autocad, le découpage est effectué en fonction de la surface des réserves. (L'équidistance doit être respectée entre les profils). [5]

- La méthode utilisée est dite : Méthode Des Coupes.
- La surface est déterminée par les formes géométriques obtenues dans chaque profil.

$$V_1 = (s_0+s_1) / 2 \times d_1$$

$$V_2 = (s_1+s_2) / 2 \times d_2$$

: : : :

: : : :

$$V_n = (s_n+s_{(n-1)}) / 2 \times d_n$$

$$V_{\text{total}} = \Sigma \text{ des volumes } (V_1+V_2+\dots V_n)$$

**S<sub>0</sub>** : la surface du profil zéro est égale à 0.

**d<sub>1</sub>** : la distance entre le profil 0 et n° 1 ou n° 1 et n° 2 etc.

**V<sub>n</sub>** : le dernier volume = (la dernière surface n° 2 + la surface zéro) / 2 x d<sub>n</sub> .

**S<sub>n</sub>** : la dernière surface du profil.

**d<sub>n</sub>** : la distance entre la dernière coupe des réserves et le profil et l'avant dernière (à mesurer sur plan).

La figure suivante montre les limites topographiques des réserves totales :



Le tableau suivant résume les réserves géologiques et exploitables :

Tableau (3.d) : Les réserves Géologique & Exploitables. [5]

Niveaux des gradins	Réserves	
	Géologiques (m <sup>3</sup> )	Exploitables (m <sup>3</sup> )
340	8 182	3 670
330	49 392	23 280
320	162 384	107 088
310	270 336	190 560
300	314 400	210 096
290	358 272	229 440
280	401 184	247 824
270	441 456	263 520
260	482 208	280 128
250	526 224	299 424
240	646 128	394 704
230	681 754	391 834
220	798 432	493 344
210	987 360	662 640
<b>Total</b>	<b>6127 712</b>	<b>3797 552</b>

### 5.3- Evaluation du potentiel du gisement :

Suite aux calculs des réserves exploitables mis à jour au 31/08/2014 qui sont de l'ordre de 10 253 309.4 tonnes, le volume moyen du plan de charge annuel  $\approx$  600 000 tonnes d'abattu, la durée de vie de la carrière est garantie pour :

$$T = Q_{exp} / Q_{an} ; T = 17 \text{ ans.}$$

### 6- Mode d'exploitation :

Le gisement du calcaire d'Adrar-Oufarnou est rapporté à ceux du 1<sup>er</sup> groupe avec une structure homogène, son exploitation à ciel ouvert est menée selon 15 gradins étagés de 10 à 12 m de hauteur avec une inclinaison de 80 à 85°, des bermes de sécurité environ de 6 m et des plateformes de travail de 8 à 30m.

Vu les caractéristiques complexes du gisement (zones tectonisées, phénomène karstique développé) et les volumes des argiles existant, cette opération reste d'une extrême importance. Elle se réalise par la poussée et le raclage par le bulldozer puis les travaux de forage et du tir puis chargement et transport. [5]

Donc l'opération d'extraction du minerai se réalise par deux étapes :

- Le développement : qui sert au dégagement des stérils et la préparation des zones et des fronts pour l'extraction du minerai.
- L'extraction : qui sert à l'abattage du minerai par les travaux de forage et du tir.

### 7- Les travaux préparatoires :

Les travaux préparatoires (comme est expliqué précédemment) servent au dégagement des stérils et la préparation des zones et des fronts pour l'extraction du minerai, et cela se fait par moyen purement mécanique en utilisant le bulldozer pour la préparation, et parfois par la chargeuse et les camions pour l'évacuation des stérils vers les zones de déchargement. [5]

### 8- Les travaux de forage et du tir :

Les travaux de forage et du tir se font parallèlement au développement, premièrement par la foration des trous de mines puis le chargement par explosifs puis le tir.

La foration s'effectue par les moyens suivants : Sondeuse et groupe de foration (chariot+compresseur). [5]

La vitesse de foration moyenne mesurée sur un trou de 12 m est de :

0.32 m / mn pour la sondeuse hydraulique.

0,16 m /mn pour le groupe de foration.

Vu les effets séismiques dus aux tirs sur les constructions des riverains, le tir se fait sur 100 trous dans une seule volée ou plus pour diminuer l'intensité des explosifs.

Le tableau suivant résume les paramètres de forage et de tir :

Tableau (3.e) : les paramètres techniques des travaux du tir. [5]

<i>Designation</i>	<i>Unités</i>	<i>Symboles</i>	<i>Valeurs</i>
<i>Diamètre</i>	<i>(mm)</i>	$\phi$	89
<i>Hauteur du gradin</i>	<i>(m)</i>	<i>Hg</i>	11
<i>Inclinaison des trous de mine</i>	<i>(°)</i>	<i>A</i>	80 à 85
<i>Profondeur de trou de mine</i>	<i>(m)</i>	<i>L</i>	11.80
<i>Ligne de moindre résistance</i>	<i>(m)</i>	<i>W</i>	2.5
<i>Distance entre les trous</i>	<i>(m)</i>	<i>A</i>	3
<i>Distance entre les rangées</i>	<i>(m)</i>	<i>B</i>	2.8
<i>Sur-foration (excès de forage)</i>	<i>(m)</i>	<i>Sf</i>	0.80
<i>Hauteur de bourrage</i>	<i>(m)</i>	<i>H b</i>	03
<i>Charge d'un trou</i>	<i>(kg)</i>	<i>Q t</i>	40
<i>Nombre de trous total</i>	–	<i>NT</i>	100
<i>Type d'amorçage</i>	–	<i>Electrique</i>	-----
<i>Quantité d'explosif ANFOMIL</i>	<i>(kg)</i>	<i>Vrac</i>	1800
<i>Quantité d'explosif MARMANIT</i>	<i>(kg)</i>	$\phi$ 65	2200
<i>Cordeau détonant</i>	<i>(20g)</i>	<i>MI</i>	1800
<i>Consommation spécifique moyenne</i>	<i>(g/t)</i>	<i>Q s</i>	156

### **9- Le chargement :**

Le chargement du tout-venant se fait avec la pelle excavatrice du type CATERPILLAR 345D sur chenilles de capacité de godet de 3.2m<sup>3</sup>.

Le cycle de travail d'une pelle excavatrice comprend quatre opérations essentielles :

- Pénétration du godet dans le tas du tout-venant.
- 1<sup>ère</sup> Rotation axiale vers le lieu de déversement.
- Déchargement du godet.
- 2<sup>ème</sup> rotation axiale à la position initiale

Les moyens de chargement répondent positivement aux besoins de la production. Le calcul sera de la même façon pour le reste des pelles chargeuses selon leur durée de cycle. <sup>[5]</sup>

### **10- Le transport :**

Le transport est un processus d'une importance capitale dans les travaux miniers, car il assure la liaison entre le lieu d'extraction de la matière première et le lieu de la transformation, mais son choix est basé sur des calculs selon les conditions d'utilisation et le lieu de travail.

Le transport de tout-venant au niveau de la carrière est assuré par les camions-carrière avec des capacités de bennes différentes :

- 01 Terex TA400 de 32 tonnes.
- 02 Dumpers de 28 tonnes.
- 01 Dumper de 25 tonnes.
- 01 Dumper de 22 tonnes. <sup>[5]</sup>

### **11- Station de traitement mécanique :**

Les capacités théoriques de traitement de la station de préparation mécanique sont de l'ordre de 200 tonnes/heure. Elles ont été installées pour l'essentiel durant le projet 1978 avant de subir au fur et à mesure d'évolution du marché local des granulats des modifications structurelles importantes.

Les capacités théoriques des installations fixes sont comme suit :

- Concasseur à mâchoire (primaire) : 200 t/h
- Percuteur ARJA (secondaire) : 200 t/h
- Concasseur ALSTHOM (tertiaire) : 54 t/h
- Broyeur KRUPP (tertiaire) : 50 t/h. <sup>[5]</sup>

### **12- Régimes de travail et productivités :**

Le tableau suivant résume les régimes de travail et les productivités :

Tableau (3.f) : régime de travail et productivité.

Régime de travail général	Nombre de jours ouvrables par an	230 jours
	Nombre de jours ouvrables par semaine	6 à 7 jours
	Nombre de postes par jour	2 postes
Régime de travail pour les travaux de forage et de tir	durée d'un poste	7 heures
	Nombre de postes par jour	2 postes
	Durée d'un poste	7 heures
	temps effectif pendant le poste.	5 heures 25 min
Régime de travail pour le chargement et transport	Nombre de postes par jour	2 postes
	Durée d'un poste	7 heures
	le temps effectif pendant le poste.	4 heures
La production	Production annuelle	600000 tonnes
	Production mensuelle	54545.45 tonnes
	Production journalière	1304.35 tonnes
	Production horaire	93.16 tonnes

### Conclusion :

Le gisement de calcaire d'Adrar-Oufarnou représente une richesse pour la wilaya de Béjaïa, vu sa superficie et ses caractéristiques. Pour cela et dans le cadre de développement durable, une étude de stabilité est importante dans le but de préservation de ce gisement en parallèle à un maximum de production.

La situation géographique et géologique de la carrière d'Adrar-Oufarnou présente des caractères influençant la stabilité des talus des gradins, par l'influence du climat (humidité, variation des températures, les précipitations...), et du massif rocheux lui-même (vides karstiques) ; et les travaux du tir sont aussi un facteur important influençant la stabilité en parallèle avec les paramètres techniques d'exploitation (la hauteur des gradins et l'inclinaison des talus) qui présentent un paramètre modifiable pour réduire leur effet sur la stabilité.

Mais la qualité de la roche dans le gisement d'Adrar-Oufarnou présente un avantage pour la stabilité vu les bonnes caractéristiques physiques et mécaniques.

### **Conclusion générale :**

L'instabilité des terrains miniers soit les talus des gradins des mines à ciel ouvert c'est l'une des problématiques principales dans toutes les mines du monde.

Cette problématique est liée à plusieurs facteurs naturels principalement : les eaux superficielles et souterraines, la nature géologique du massif rocheux, le climat et les mécanismes d'altération que le massif rocheux subit ; et techniques principalement : la technique d'exploitation et l'effet de vibrations dues aux travaux de tir...

Cette pertinente instabilité engendre de graves accidents qui touchent directement le personnel et l'environnement en général, suite à l'apparition de plusieurs phénomènes comme : les affaissements, les effondrements et les glissements des terrains dans les mines à ciel ouvert.

La carrière d'Adrar-Oufarnou constitue l'un des pôles économiques de la wilaya de Béjaïa. Une étude de stabilité est indispensable pour un maximum de production en parallèle avec la sécurité du personnel et de l'environnement en général. L'estimation du facteur de sécurité vis-à-vis la stabilité dans cette carrière soit par les méthodes d'équilibre limite ou bien par la méthode des éléments finis montre que les talus de la partie supérieure et de la partie inférieure du gisement sont stables vu les valeurs élevées du facteur de sécurité ( $F_s > 1.5$ ). Pour cela, on constate que la technique d'exploitation adoptée dans ce gisement est favorable pour un maximum de production en parallèle de la stabilité des talus des gradins.

Pour plus de précision, des études géophysiques et des études de stabilité approfondies tenant compte des emplacements et des volumes exacts des vides karstiques et de l'effet des surcharges ponctuelles des moyens de chargement et de transport ainsi des vibrations dues au tir sont indispensables pour une bonne estimation de la stabilité des talus de la carrière.

**Bibliographie :**

- [1] **A. Asroun<sup>1</sup> Et J-L. Durville<sup>2</sup> :**  
« Stabilité des massifs rocheux fissurés » ; 1 : laboratoire de matériaux et hydrologie, université Sidi-Bellabes, Algérie ; 2 : laboratoire nationale des ponts et chaussées, Paris, France ; revue française de géotechnique n°112, 3<sup>o</sup> trimestre 2005.
  
- [2] **A. Guilloux :**  
« Note sur les sols indurés et les roches tendres (SIRT) » ; groupe de travail commun CFGI-CFMR-CFMS.
  
- [3] **ADIL Roza ; HAMMOU Nesrine :**  
« Etude de stabilité des talus des gradins Cas: la mine du Phosphate de Djebel Onk (Tebessa) » ; mémoire de fin d'études ; Option: exploitation des mines ; Département des mine ; Faculté des Sciences de la terre ; université de Annaba.
  
- [4] **Albert Armangué :**  
« Influence des vibrations dues aux tirs à l'explosif de la future carrière Haut Bosq sur la stabilité des vides de l'ancienne mine de Jurques », le 12-11-2011.
  
- [5] **ALGRAN groupe ENOF :**  
« Plan d'exploitation 2015 de la carrière d'ADRAR OUFERNOU (w) Bejaia ».
  
- [6] **Armando Manuel SEQUEIRA NUNES ANTÃO :**  
« ANALYSE DE LA STABILITÉ DES OUVRAGES SOUTERRAINS PAR UNE MÉTHODE CINÉMATIQUE RÉGULARISÉE » ; THESE DE DOCTORAT DE L'ÉCOLE NATIONALE DES PONTS ET CHAUSSÉES ; *Spécialité* : GÉOTECHNIQUE, le 19-07-1997.
  
- [7] **D. HANTZ :**  
« DESCRIPTION STRUCTURALE DES MASSIFS ROCHEUX », Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
  
- [8] **DELAGE. P; CUI.Y.J :**  
« Comportement mécanique des sols non saturés » C302 ; Technique de l'ingénieur, traité construction ; 19 pages ; 1999.
  
- [9] **DEVOS. M :**  
« La stabilité des Talus », FABI, Cycle Eurocodes 2010-2011.

## Bibliographie :

---

- [10] **DJEBROU. B :**

« Traitement du sol par colonne ballastes dans la région de Blida », mémoire de fin d'étude de l'Université SAAD DEHLAB BLIDA ; 102 pages ; 2007.

- [11] **DUNCAN. C. W; MAH. W.Ch:**

« Rock Slop Engineering »; Civil and Mining, 4Th Edition published in the Taylor & Francis e-Library; 456 pages; 2005.

- [12] **Evgueni POROKHOVOÏ :**

« STABILITÉ À LONG TERME DES TALUS DE MINES À CIEL OUVERT DANS LES MASSIFS DE ROCHES BASIQUES ET ULTRABASIQUES » ; ÉCOLE NATIONALE DES PONTS ET CHAUSSÉES.

- [13] **François MARTIN ; Adrien SAÏTTA :**

« Mécanique des Roches et Travaux Souterrains » ; Centre d'Études des Tunnels : Novembre 2005.

- [14] **GIANI. G.P:**

« Rock Slope Stability Analysis » ; Turin, 178 pages; July 1991.

- [15] **GEO-SLOPE International Ltd :**

« Stability Modeling with SLOPE/W 2007 Version » ; an Engineering Methodology; Third Edition, March 2008.

- [16] **Jacques Lérau :**

Maître de Conférences « GÉOTECHNIQUE1Cours Chapitre 01 » ; INSTITUT NATIONAL DES SCIENCES APPLIQUEES DE TOULOUSE ; année universitaire 2005-2006.

- [17] **Kamel M'ZOUGHEM ; Walid CHENAF A :**

« Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) » ; Mémoire de fin d'études, diplôme d'Ingénieur d'Etat en Géologie ; Option : Géologie de l'ingénieur; - université de Sétif 2006.

- [18] **KARRAY. M :** «Cours de mécanique des sols ».

- [19] **MAIOLINO. S :**

« Fonction de charge générale en géomécanique : application aux travaux souterrains », thèse de doctorat de l'école des mines de paris ; 245 pages ; 2006.

- [20] **Michel Chalhoub :**

« MASSIFS ROCHEUX », Transvalor - Presses des MINES 2010, ISBN : 978-2-911256-26-4, Dépôt légal : 2009 ; Achevé d'imprimer en 2010(Paris).

## Bibliographie :

---

- [21] **PHILIPPONAT. G :**

« Fondations et ouvrages en terre » ; Editio Eyrolles, Paris ; 402 pages ; 1979.

- [22] **Plaxis 2D version 8.2 :**

« Plaxis manuals » ; R.B.G Brinkgreve et W Broere; Delft university of technology and Plaxis B.V the Netherlands.

- [23] **Publication de la campagne militaire géotechnique de Canada :**

« Propriétés des roches » ; B-GL-361-011/FP-002 ; 1998.

- [24] **PNRZH :**

« Programme national de recherche sur les zones humides », PDF 64 pages.

- [25] **ROGOZ (1978) :**

« Water capacity of abandoned work ing in underground coal mines ». Proc. Int. Conf.: Water in Mining and Underground Works. SIAMOS, Granada (Spain).

- [26] **R.M. Faure :**

« Méthodes de calcul en stabilité des pentes » ; ENTPE cours Mécanique des sols 2.

- [27] **SAROUT. J :**

« Propriétés physiques et anisotropie des roches argileuses : Modélisation Micromécanique et Expériences Triaxiales » ; Thèse de doctorat de l'université Paris XI ORSAY ; 241 pages ; 2006.

- [28] **SEDDIK. R :**

« Caractérisation de la perméabilité des matériaux à l'écrasement » ; mémoire de Magister ; option : géotechnique et environnement ; université de Tizi-ouzou.

- [29] **SEKHAL Adjel Ahmed<sup>1</sup>; BENDANI Karim<sup>2</sup>; BENSMAIN Hamza<sup>3</sup>:**

« ETUDE DE L'EFFET DES PARAMETRES GEOMETRIQUES SUR LA STABILITE DES TALUS NATURELS » *Chlef les 9 et 10 Octobre 2013.*

*1 Laboratoire EOLE, Université de Abou Bekr Belkaid Tlemcen, Algérie*

*2 Laboratoire LCTPE, Université de Mostaganem, Algérie*

*3 Département de Génie Civil, Université de Mostaganem, Algérie.*

- [30] **univ-sciences.orgfree.com : Géologie / Geotechnique.docx.**

**Annexes :**

**Annexes 01 : photos de la carrière d'agrégats d'Adrar-Oufarnou (w) Béjaia :**



Annexe 1.1 : partie inférieure de gisement.



Annexe 1.2 : partie supérieure de gisement.

## Annexes

---



Annexe 1.3 : engin de développement.



Annexe 1.4 : engin de foration de trous de mine.



Annexe 1.5 : engin de chargement de tout-venant.



Annexe 1.6 : engin de transport de tout-venant.



Annexe 1.7 : station de traitement mécanique.

**Annexes 02 : photos des essais de laboratoire (LTPE) :**



Annexe 2.1 : l'appareil de carottage (la caroteuse) à LTPE-Béjaia.



Annexe 2.2 : essai Brésilien à LTPE-Sétif.

### **Annexes 03 : Rapports de calcul du Fs par la méthode de tranches**

**(Logiciel GEO-SLOPE 7.10) :**

Annexe 3.1: partie de rapport de calcul -la partie supérieure de gisement:-

## **SLOPE/W Analysis**

Report generated using GeoStudio 2007, version 7.10. Copyright © 1991-2008 GEO-SLOPE International Ltd.

### **File Information**

Revision Number: 1  
Date: 05/06/2015  
Time: 11:22:14  
File Name: gissss sup.gsz  
Directory: C:\Users\BESSAOUDI\Documents\  
Last Solved Date: 05/06/2015  
Last Solved Time: 11:22:18

### **Project Settings**

Length(L) Units: meters  
Time(t) Units: Seconds  
Force(F) Units: kN  
Pressure(p) Units: kPa  
Strength Units: kPa  
Unit Weight of Water: 9.807 kN/m<sup>3</sup>  
View: 2D

## Critical Slip Surfaces

	Number	FOS	Center (m)	Radius (m)	Entry (m)	Exit (m)
1	5	3.134	(43.422, 51.34)	43.01	(0.44792, 49.5828)	(55, 9.91657)

Annexe 3.2 : partie de rapport de calcul -la partie inférieure de gisement-:

# SLOPE/W Analysis

Report generated using GeoStudio 2007, version 7.10. Copyright © 1991-2008 GEO-SLOPE International Ltd.

## File Information

Revision Number: 3  
 Date: 30/05/2015  
 Time: 09:55:48  
 File Name: gisement inf.gsz  
 Directory: C:\Users\BESSAOUDI\Documents\  
 Last Solved Date: 30/05/2015  
 Last Solved Time: 09:55:52

## Project Settings

Length(L) Units: meters  
 Time(t) Units: Seconds  
 Force(F) Units: kN  
 Pressure(p) Units: kPa  
 Strength Units: kPa  
 Unit Weight of Water: 9.807 kN/m<sup>3</sup>  
 View: 2D

## Critical Slip Surfaces

	Number	FOS	Center (m)	Radius (m)	Entry (m)	Exit (m)
1	4	3.604	(53.644, 62.927)	54.898	(0.467997, 49.2824)	(66.5278, 9.56226)

## Résumé :

Le but de ce travail est de prévenir une éventuelle instabilité dans la carrière d'Adrar-oufarnou (w) Béjaia. Alors, on s'est proposé d'étudier la stabilité des talus de gradins. Pour cela, on a identifié les caractéristiques physiques et mécaniques des échantillons prélevés du gisement et on a fait une caractérisation in-situ du massif lui-même. L'estimation pratique de la stabilité des gradins dans cette carrière faite d'après : les méthodes numériques basées sur l'équilibre limite de Fellenius, Janbu et Bishop (appliquée par le logiciel GEO-SLOPE 7.10) et par une méthode numérique basée sur les éléments finis (implémentée dans le logiciel PLAXIS 8.2). Les résultats de cette étude indiquent que les gradins de la carrière sont très stables, étant donné les valeurs élevées du coefficient de sécurité (Fs) calculées.

**Mots clefs :** Carrière d'Adrar-Oufarnou, Méthode de Fellenius, Méthode de Bishop simplifiée, Méthode de Janbu, Facteur de sécurité, Stabilité des talus.

## Abstract:

The object of this work is to prevent possible slippage in the career of Adrar-oufarnou in Béjaia. Then it was proposed to study slope stability bleachers. For this, we identified the physical and mechanical characteristics of samples of the reservoir and an in-situ characterization of the solid itself. The estimation of the practical stability of the steps in this Career made from numerical methods based on the balance limit of Fellenius, Janbu and Bishop (applied by GEO-SLOPE 7.10 software) and a numerical method based on finite elements (implemented in PLAXIS 8.2 software). The results of this study indicate that the career stands are very stable, given the high values of the safety factor (Fs) calculated.

**Keywords:** Career Adrar-Oufarnou, Fellenius method, simplified Bishop method, Janbu method, Safety factor, the slope stability.

## ملخص:

الهدف من هذا العمل منع انزلاق محتمل في محجرة أدرار-اوفرنو ببجاية، لهذا اقترحنا دراسة استقرار منحدر المدرجات. لهذا، حددنا الخصائص الفيزيائية والميكانيكية للعينات في المخبر وتوصيف الكتلة الصخرية في الموقع نفسه. تقدير الاستقرار العملي في هذه الدراسة مصنوعة من الطرق العددية على أساس الاستقرار الحدي لفليوس، جانبو و بيشوب المبسطة (تطبق من قبل البرنامج GEO-SLOPE 7.10) و الأسلوب العددي على أساس العناصر المحددة (تنفذ في مجال البرمجيات PLAXIS 8.2); نتائج هذه الدراسة تشير إلى أن مدرجات المحجرة مستقرة جداً، بالنظر إلى القيم العالية لمعامل الأمان.

**كلمات مفتاحية :** محجرة أدرار-اوفرنو ، طريقة فليوس، طريقة بيشوب المبسطة، طريقة جانبو، معامل الأمان، استقرار المنحدرات.