

République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



**Ecole Nationale Polytechnique**

Département Génie Minier



Mémoire de Projet de Fin d'Etudes

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Thème :**

**Contribution à l'étude géotechnique pour la stabilisation  
des infrastructures minières**

**Cas de la mine de Chaâbet El-Hamra à Sétif**

Réalisé par : M<sup>elle</sup>. ABDELLI Naziha

Sous la direction de Pr. YAHYAOUI Sami

Présenté et soutenu publiquement le 26 septembre 2024

### **Composition du Jury**

Président	Mr. Laroussi CHANANE	M.A.A	ENP
Promoteur	Pr. YAHYAOUI Sami	Professeur	ENP
Examineur	Pr. AKKAL Rezki	Professeur	ENP
Examineur	Mr. GACEM Rachid	M.A.A	ENP

**E.N.P 2024**



République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



**Ecole Nationale Polytechnique**

Département Génie Minier



Mémoire de Projet de Fin d'Etudes

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Thème :**

**Contribution à l'étude géotechnique pour la stabilisation  
des infrastructures minières**

**Cas de la mine de Chaâbet El-Hamra à Sétif**

Réalisé par : M<sup>elle</sup>. **ABDELLI Naziha**

Sous la direction de **Pr. YAHYAOUI Sami**

Présenté et soutenu publiquement le 26 septembre 2024

### **Composition du Jury**

Président	Mr. Laroussi CHANANE	M.A.A	ENP
Promoteur	Pr. YAHYAOUI Sami	Professeur	ENP
Examineur	Pr. AKKAL Rezki	Professeur	ENP
Examineur	Mr. GACEM Rachid	M.A.A	ENP

**E.N.P 2024**

# Remerciements

---

*J'offre ma grande gratitude à Dieu qui m'a aidé à faire ce travail.*

*J'exprime ma profonde gratitude à mes parents pour leurs encouragements, leurs soutiens et pour les sacrifices qu'ils ont enduré.*

*Je remercie mon promoteur Pr S.YAHYAOUI pour les efforts qu'il a déployé, pour m'aider, conseiller, encourager et corriger. Ainsi Mr A.BOUSTILA pour sa collaboration, générosité et ses précieux conseils.*

*Je voudrais remercier les membres de jury dont Mr LAROUSSE CHANANE, Mr AKKAL AREZKI et Mr GACEM RACHID d'avoir accepté de juger mon travail.*

*Je remercie l'ensemble des enseignants du département de Génie minier de l'école nationale polytechnique, Ainsi que tout le personnel de L'ENOF de l'unité de Kherzet Youcef à Sétif pour leurs aides et leur gentillesse et spécialement madame MAIOUF Meriem.*

*Je tiens à remercier l'équipe du Laboratoire des Mines de l'Ecole National Supérieur de Technologie et d'Ingénierie d'Annaba (ENSTI), notamment M. Samir, pour sa patience.*

*En fin, Je remercie tous ceux de près ou de loin qu'ont contribué à la réalisation de ce travail. Trouvent ici ma sincère reconnaissance.*



# *Dédicace*

---

*J'ai le grand plaisir de dédier ce modeste travail :*

*A ma mère, qui me donne toujours l'espoir de vivre et qui n'a  
jamais cessé de prier pour moi.*

*A mon père, pour ses encouragements, son soutien, surtout  
pour son amour et son sacrifice afin que rien n'entrave le  
déroulement de mes études.*

*A mes frères, ma sœur et sa petite famille, qui m'ont toujours  
indiqué la bonne voie et qui ont su m'aider.*

*À ma famille paternelle.*

*A mes professeurs pour leurs aides.*

*Aux personnes qui m'ont accompagné durant mon cursus  
universitaire,*

*A Tous ceux que j'aime et je respecte.*

## ملخص

الهدف من هذا المشروع هو دراسة استقرار الاعمدة في منجم شعبة الحمرة (ولاية سطيف) لذلك بدأت بتحليل معمق للبيئة الجيولوجية للمنطقة لفهم خصائص المعدن و الصخور المحيطة. بعد ذلك تم اجراء تحاليل في المختبر لتحديد الخصائص الهندسية و الجيوتقنية لصخور المنجم. تم اجراء دراسة استقرار الاعمدة باستخدام الطريقة التحليلية النظرية طريقة النطاق الرافد. و اخيرا حساب معامل الاث يعتمد على مقاومة الاعمدة.

الكلمات المفتاحية : الجيوتقنية, الاستقرار, منجم شعبة الحمرة , الدعامات و الغرف , معامل الامان.

# Abstract

---

The objective of this project is to study the stability of the pillars in the Chaâbet El-Hamra mine. For this purpose, I started with a thorough analysis of the geological environment of the region in order to better understand the characteristics of the ore and the surrounding rocks. Subsequently, laboratory analyses were carried out to determine the geomechanical and geotechnical properties of the rock mass in the mine. The stability analysis of the pillars was carried out by applying the analytical method of the tributary area theory. Finally, the calculation of the safety factor was performed, which is based on the strength of the pillars.

**Key words :** Geotechnics, Stability, Chaâbet El-Hamra Mine, Pillar Behaviors, Safety Factor.

# Résumé

---

L'objectif de ce projet est d'étudier la stabilité des piliers de la mine de Chaâbet El-Hamra. Pour cela, j'ai commencé par une analyse approfondie de l'environnement géologique de la région afin de mieux comprendre les caractéristiques du minerai et des roches encaissantes. Par la suite, des analyses en laboratoire ont été réalisées pour déterminer les propriétés géomécaniques et géotechniques du massif rocheux de la mine. L'étude de la stabilité des piliers a été effectuée en appliquant la méthode analytique de la théorie de l'aire tributaire. Enfin, le calcul du facteur de sécurité a été réalisé, ce dernier étant basé sur la résistance des piliers.

**Mots clés :** Géotechnique, Stabilité, Mine de Chaâbet El-Hamra, Chambre et pilier, Facteur de sécurité.

# TABLE DES MATIERES

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES FIGURES

LISTE DES ABREVIATIONS

INTRODUCTION GENERALE.....19

**Chapitre 1 : Présentation de la Mine de Chaâbet El-Hamra ..... 21**

1.1 Introduction ..... 21

1.1.1 Localisation géographique du gisement de Chaâbet El-Hamra ..... 21

1.1.2 Historique ..... 22

1.2 Contexte géologique régional..... 23

1.2.1 Géologie régionale : ..... 23

1.2.2 Stratigraphie des monts du HODNA..... 24

1.2.3 Tectonique..... 27

1.3 Conditions géologiques du gisement de Chaâbet El-Hamra ..... 28

1.3.1 Lithostratigraphie ..... 28

1.3.2 Tectonique..... 29

1.3.3 La minéralisation..... 30

1.3.4 Hydrogéologie..... 32

1.4 Nature du minerai exploité ..... 35

1.4.1 Caractéristiques du minerai :..... 35

1.4.2 Géomorphologie et les réserves du gisement..... 36

1.5 L'exploitation du gisement :..... 38

1.5.1 Mode d'ouverture et découpage de gisement :..... 38

1.5.2 Les méthodes d'exploitation appliquent ..... 41

1.5.3 Les travaux de Foration et de tir..... 43

1.5.4 Travaux de chargement et de transport : ..... 44

1.6 Le soutènement..... 45

1.7 Conclusion : ..... 46

**Chapitre 02 : Méthodes d'estimation de la stabilité des ouvrages minières souterraines ... 48**

2.1 Introduction ..... 48

2.2 Méthodes empiriques..... 48

2.2.1 Rock Quality Designation (RQD) .....	48
2.2.2 Rock Mass Rating (RMR):.....	49
2.2.3 Système du NGI (Rock Mass Quality / Système Q) .....	51
2.2.4 Système du GSI (Geological Strength Index).....	54
2.3 Méthodes numérique .....	55
2.3.1 Méthode des éléments finis .....	55
- Les étapes de chargement .....	60
2.4 Méthode analytique .....	63
2.4.1 Théorie de l'Aire Tributaire (TAT).....	63
2.4.2 Détermination de la résistance du pilier .....	65
2.4.3 Coefficient d'extraction .....	67
2.4.4 Facteur de sécurité local .....	67
2.5 Conclusion .....	68
Chapitre 03 : Caractéristiques géomécanique du massif de la mine de Chaâbet El-Hamra	70
3.1 Introduction .....	70
3.2 Testes de reconnaissance in-situ :.....	70
3.2.1 Zone d'étude.....	70
3.2.2 Calcul des propriétés physico-mécaniques in-situ .....	71
3.3 Paramètres géométrique du massif.....	73
3.3.1 Calcul de RQD : .....	73
3.3.2 Calcul de RMR :.....	73
3.4 Essais au laboratoire :.....	74
3.4.1 Carottage .....	74
3.4.2 Essai Franklin.....	75
3.4.3 Essai compression uniaxial .....	77
3.4.4 Cohésion.....	80
3.4.5 Angle de frottement interne.....	80
3.5 Résultats et interprétation .....	80
3.6 Conclusion :.....	81
Chapitre 04 : Étude de stabilité des piliers de la mine de Chaâbet El-Hamra.....	83
4.1 Introduction .....	83
4.2 Analyse de stabilité de pilier .....	83
4.2.1 La résistance du pilier .....	83

4.2.2 La résistance verticale moyenne .....	83
4.3 Détermination du facteur de sécurité.....	85
4.4 Interprétation des résultats.....	85
4.5 Conclusion .....	86
CONCLUSION GENERALE.....	88
BIBLIOGRAPHI.....	91
ANNEXES.....	94

## LISTE DES TABLEAUX

---

### **CHAPITRE 01 : Présentation de la mine de Chaâbet El-Hamra**

**Tableau 1-1:** Coordonnées du périmètre ..... 21

**Tableau 1-2:** Evaluations des réserves géologiques (Profil 10 – Profil 15)..... 38

### **CHAPITRE 02 : Méthodes d'estimation de la stabilité des ouvrages minières**

#### **souterraines**

**Tableau 2-1 :** Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux..... 49

**Tableau 2-2:** Classification du RMR (Bieniawski, 1989)..... 51

**Tableau 2-3:** Classification du massif rocheux selon le RMR; traduit de Bieniawski. .... 51

**Tableau 2-4:** Paramètres de la classification du système Q ..... 52

**Tableau 2-5:** Classification de massif en fonction de la valeur Q..... 53

**Tableau 2-6:** Qualité du massif rocheux selon la valeur du GSI ..... 54

### **CHAPITRE 03 : Caractéristiques géomécanique du massif de la mine de Chaâbet El-Hamra**

**Tableau 3-1:** Paramètre de la galerie..... 70

**Tableau 3-2:** Les résultats de la résistance à la compression simple ..... 72

**Tableau 3-3:**Paramètre de calcul du RMR ..... 73

**Tableau 3-4:** Résultats des essais Franklin..... 76

**Tableau 3-5:** Classe de résistance à la compression uniaxiale..... 79

**Tableau 3-6:** Paramètres géotechniques de la couche exploitée ..... 80

### **CHAPITRE 04 : Étude de stabilité des piliers de la mine de Chaâbet El-Hamra**

**Tableau 4-1:** la résistance du pilier ..... 83

**Tableau 4-2:** Paramètres des piliers et des chambres..... 84

**Tableau 4-3:** la résistance verticale moyenne ..... 85



**Tableau 4-4:** Facteur de sécurité ..... 85

## LISTE DES FIGURES

### CHAPITRE 01 : Présentation de la mine de Chaâbet El-Hamra

<b>Figure 1-1:</b> Situation géographique du gisement Chaâbet El-Hamra (D'après l'ENOF) .....	22
<b>Figure 1-2:</b> Coupe géologique du gisement (Rapport géologique ENOF 2022).....	24
<b>Figure 1-3:</b> Carte géologique des environs de la mine de Chaâbet El-Hamra (D'après la carte géologique 1/50.000 d'Ain Azel, Sonatrach, 1977).....	26
<b>Figure 1-4:</b> Carte géologique du gisement de Chaâbet El-Hamra (Kourichi et al, 1992) avec implantation des profils d'exploitation .....	30
<b>Figure 1-5:</b> Carte géologique du gisement de Chaâbet El-Hamra (Kourichi et al, 1992) avec implantation des profils d'exploitation .....	31
<b>Figure 1-6:</b> Situation initial du niveau hydrostatique (cote 972) Profil 0 – Profil 30 (D'après ENOF 2003) .....	33
<b>Figure 1-7:</b> Prévion du rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure (D'après l'ENOF 2023).....	33
<b>Figure 1-8:</b> Situation des Forages (D'après l'ENOF) .....	35
<b>Figure 1-9:</b> Coupe longitudinale du gisement de Chaâbet El-Hamra (D'après l'ENOF).....	36
<b>Figure 1-10:</b> Plan et coupe des travaux d'ouvertures de la mine de Chaâbet El-Hamra (1221.4m) (d'après l'ENOF).....	40
<b>Figure 1-11:</b> La descenderie de la mine de Chaâbet El-Hamra.....	40
<b>Figure 1-12:</b> Méthode d'exploitation par traçage dépilage et foudroyage pour les couches <=5m .....	42
<b>Figure 1-13:</b> Méthode d'exploitation "sous-niveaux foudroyés" pour les couches > 5m.....	43
<b>Figure 1-14:</b> Chargeuse .....	44

---

<b>Figure 1-15:</b> Camion Aramine T1600 .....	45
<b>Figure 1-16:</b> Les deux camions de transport jour de la mine de Chaâbet El-Hamra.....	45
<b>CHAPITRE 02 :Méthodes d'estimation de la stabilité des ouvrages minières souterraines</b>	
<b>Figure 2-1:</b> Eléments les plus fréquemment employés .....	56
<b>Figure 2-2:</b> Forces d'excavation.....	61
<b>Figure 2-3:</b> Modélisation de comportement d'un pilier (LAOUAFA Farid, 2005) .....	62
<b>Figure 2-4:</b> Schéma de principe de la théorie de l'aire tributaire tiré de Hauquin et al. (2016). .....	64
<b>CHAPITRE 03 : Caractéristiques géomécanique du massif de la mine de Chaâbet El-Hamra</b>	
<b>Figure 3-1:</b> Zone d'étude (D'après l'ENOF) .....	71
<b>Figure 3-2:</b> Scléromètre (PROCEO) .....	71
<b>Figure 3-3:</b> Principe du scléromètre (ou marteau de Schmidt) .....	72
<b>Figure 3-4:</b> La relation entre l'indice de rebondissement et la résistance à la compression simple .....	72
<b>Figure 3-5:</b> Echantillons prélevés pour les tests au laboratoire.....	74
<b>Figure 3-6:</b> La carotteuse.....	75
<b>Figure 3-7:</b> Scie pour le traitement géométrique des blocs .....	75
<b>Figure 3-8:</b> Carottes de roches préparées pour les essais .....	75
<b>Figure 3-9:</b> Instrument de la mise en œuvre d'un essai Franklin (Manuel).....	76
<b>Figure 3-10:</b> Lecture effectuée lors d'un essai Franklin.....	77
<b>Figure 3-11:</b> Mode de rupture obtenu de l'essai Franklin (essai axial).....	77
<b>Figure 3-12:</b> Mode de rupture obtenu de l'essai Franklin (essai diamétrale).....	77
<b>Figure 3-13:</b> Fixation de l'éprouvette dans le dispositif de l'essai de compression uniaxial ..	78

**Figure 3-14:** Système automatique de la mise en œuvre des essais de compression (Contrôles) ..... 79

**Figure 3-15:** Modes de rupture possible d'un essai de compression uniaxiale..... 79

**Figure 3-16:** Mode de rupture obtenu de l'essai de compression uniaxial ..... 80

**CHAPITRE 04 : Étude de stabilité des piliers de la mine de Chaâbet El-Hamra**

# LISTE DES ABREVIATIONS

---

**ENOF** : Entreprise Nationale des produits miniers non ferreux et des substances utiles.

**ORGM** : Office des recherches géologiques et minières.

**MEM** : Ministère de l’Energie et des Mines

**SIDAM** : Bureau d’étude canadien « Le Groupe minier SIDAM (1992) ».

**SONAREM** : Société nationale des recherches et d’exploitation minière.

**ANRH** : Agence nationale des ressources hydriques.

**AFTES** : Association Française des Tunnels et de l’Espace Souterrain

**RQD** : Rock Quality Designation

**Système Q** : Rock Mass Quality

**GSI** : Geological Strength Index

**MEF** : Méthode des éléments finis

**TAT** : Théorie de l’Aire Tributaire

**CMRI** : Central Mining Research Institute

**ISRM** : International association of rock mechanics

# LISTE DES variables

---

**RQD** : le Rock Quality Designation,

**Jn**: un nombre caractérisant l'ensemble formé par les familles de joints,

**Jr** : caractérise la rugosité des joints,

**Ja** : caractérise l'altération des joints,

**Jw** : le facteur de réduction hydraulique des joints,

**SRF** : le facteur de réduction des contraintes (Stress Reduction Factor).

$\rho$  : La masse volumique

**D** : la dureté

**g** : L'accélération de la pesanteur

$\sigma_v$  : contrainte verticale

$\sigma_{vm}$  : contrainte verticale moyenne

$\sigma_p$  : la résistance du pilier

**$\sigma_c$**  : la résistance à la compression simple

**w** : largeur du pilier

**h** : hauteur du pilier

**L** : Largeur de chambre

**k** : le facteur Gaddy

$\sigma_1$  : la résistance d'un spécimen

**r** : coefficient d'extraction

**Fs** : Facteur de sécurité

**IR** : l'indice de rebondissement

**Rc** : la résistance à la compression simple

**Rt** : la résistance à la traction

**F** : charge de rupture

**D** : diamètre

$\gamma$  : Poids volumique

**E** : Module d'Young

$\nu$  : Coefficient de Poisson

**C** : Cohésion

$\Phi$  : Angle de frottement interne

**INTRODUCTION GENERALE**



## *Introduction générale*

L'objectif principal de la conception des excavations minières souterraines est de contrôler le comportement du massif rocheux à proximité des ouvertures souterraines, évaluer la stabilité des structures souterraines assurant ainsi la sécurité et la rentabilité des opérations minières. La nécessité d'avoir une bonne compréhension du comportement du massif rocheux et de la stabilité des excavations émane principalement de l'augmentation des dimensions et de la complexité des excavations et des taux de production croissants des opérations minières souterraines.

Des études géologiques détaillées sont menées pour comprendre la géologie, la géographie et la structure du gisement, ce qui permet de déterminer les méthodes d'exploitation et d'évaluer la qualité de la masse rocheuse. Les essais géotechniques en laboratoire, tels que les essais de résistance à la compression uniaxiale, fournissent des paramètres essentiels pour caractériser le comportement de la masse rocheuse et ses propriétés géotechniques. En outre, les méthodes d'analyse de la stabilité, y compris les méthodes empirique, analytique sont utilisées pour évaluer la stabilité des ouvrages. La combinaison d'essais géotechniques en laboratoire, d'essais in situ et d'observations sur le terrain aide à comprendre les propriétés géotechniques des masses rocheuses et soutient les projets miniers et l'analyse de la stabilité des ouvrages.

Pour évaluer la stabilité des ouvrages, diverses méthodes sont employées, notamment les approches empiriques, analytiques et numériques. Ces outils permettent d'analyser la stabilité des structures, en particulier les piliers, qui jouent un rôle fondamental dans les méthodes d'exploitation par chambre et pilier. L'application rigoureuse de la méthode de l'aire tributaire, combinée au calcul du facteur de sécurité, permet d'optimiser la stabilité à long terme des excavations et d'assurer des opérations minières sécurisées.

Ce travail vise à étudier la stabilité des piliers par le biais des méthodes empirique et analytique, tout en analysant leurs dimensions afin de déterminer le facteur de sécurité. Notre cas d'étude porte sur la mine souterraine de Chaabet El-Hamra, située à Ain Azel dans la Wilaya de Sétif, où l'exploitation du minerai de zinc se fait selon la méthode de chambre et pilier. Dans cette méthode, les piliers, qui sont des blocs de roche laissés en place, supportent le poids des strates sus-jacentes et permettent de maintenir la stabilité de la mine.

Pour atteindre l'objectif visé, notre travail est structuré suivant le plan ci-dessous :

- Le premier chapitre est destiné à la présentation de la Mine de Chaabet El-Hamra à Sétif, ainsi les reconnaissances géographique ; géologique ; hydrogéologique effectuées dans la région de la mine, ainsi une description sur la méthode d'exploitation.
- Le second chapitre présente une recherche bibliographique sur les méthodes empirique, analytique et numérique de l'étude de stabilité des ouvrages souterraine.
- Le troisième chapitre il traite essentiellement les caractéristiques et les classifications du massif rocheux de la mine Chaabet El-Hamra.
- Le quatrième chapitre est consacré à l'étude de stabilité des piliers de la mine de Chaabet El-Hamra.
- Enfin, ce travail sera clôturé par une conclusion générale.

**Chapitre 01 :**

**Présentation de la mine de Chaâbet El-Hamra**

# 1 Présentation de la Mine de Chaâbet El-Hamra

## 1.1 Introduction

Les opérations minières souterraines font face à des défis géomécaniques de plus en plus complexes en ce qui concerne la conception et la stabilité des excavations souterraines.

L'exploitation minière à Chaâbet El-Hamra se déroule dans des conditions géomécaniques de plus en plus difficiles. Cette complexité croissante accroît les défis géotechniques des opérations minières. Il est crucial de comprendre le comportement du massif rocheux autour des excavations souterraines pour la conception des infrastructures souterraines et la mise en place de systèmes de support adaptés.

### 1.1.1 Localisation géographique du gisement de Chaâbet El-Hamra

Le gisement de Chaâbet El-Hamra est situé à vol d'oiseau, à environ 250 km au Sud-est d'Alger et à 50 km au Sud de Sétif, dans la région de Chouf-Bouarket à 4,5 km d'Ain-Azel et à 12 km au Sud-est du complexe minier de Kherzet Youssef (Figure 1-1), aux coordonnées ci-dessous :

- Coordonnées UTM:

**Tableau 1-1:** Coordonnées du périmètre

Points	A	B	C	D
X	726 900	728 500	728 500	726 900
Y	3 963 200	3 963 200	3 962 500	3 962 500

- Coordonnées cartésiennes :
  - Longitude : 05° 30' 38", Est
  - Latitude : 35 41' 55", Nord
- L'altitude du gisement varie de 950 à 1 200 mètres

Le climat de la région est semi-aride, froid en hiver et chaud en été. Les précipitations annuelles moyennes sont de 322 mm et dépassent rarement les 500 mm. La température moyenne annuelle est de 15 °C.

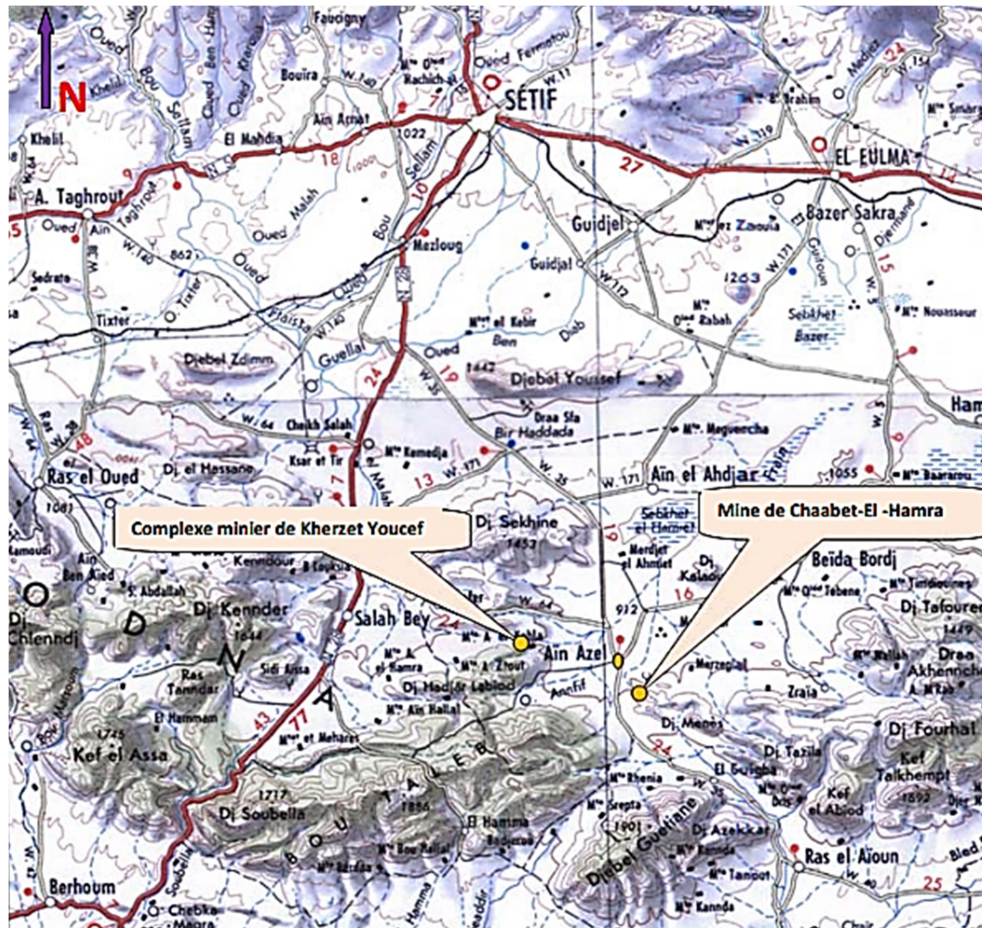


Figure 1-1: Situation géographique du gisement Chaâbet El-Hamra (D'après l'ENOF)

### 1.1.2 Historique

Le gisement de Chaâbet El-Hamra est connu depuis longtemps, il a fait l'objet d'exploitation des affleurements de calamines de 1910 à 1920 et de 1936 à 1941.

Plus tard, entre 1987 et 1991, l'EREM a entrepris des travaux d'exploration, dans la partie Nord-Ouest du gisement, qui confirmeront l'existence d'une minéralisation susceptible de faire l'objet d'une exploitation.

Après la nationalisation des mines en 1966, le gisement de Chaâbet El-Hamra a été l'objet de premiers travaux de prospection géologique, de 1967 à 1988, suivis ensuite de travaux d'évaluation par sondages à maille régulière de 50x100 et de 100x100m, de 1989 à 1991.

En 1991 et suite au coup d'eau survenu le 02 juin 1990 à la mine de Kherzet Youssef et qui a mis fin à l'exploitation du gisement, l'ENOF a élaboré un premier dossier de recherche détaillée par ouvrages miniers sur le gisement de Chaâbet El-Hamra.

A cet effet, une étude intitulée : "Avant-projet de recherches détaillées par ouvrages miniers sur le gisement de Chaâbet-El-Hamra" fut élaborée et soutenue, en Mars 1991, par l'ENOF.

Dans cette étude préliminaire, dans laquelle l'ENOF est désignée "prestataire" et le MEM "maître de l'ouvrage", l'ENOF a réalisé plus de 1200 ml de travaux d'infrastructure constituant les ouvrages d'infrastructure ci-après (coupe et plan ci-dessous) :

- Une tranchée d'accès au niveau 1 025, de 113 mètres de long,
- Une descenderie d'une section moyenne de 20.60 m<sup>2</sup> et une longueur de 650 m,
- Une galerie intermédiaire, de même section, de 166 m de long,
- Un travers-banc, au niveau 960, également de même section, de 289 m de long,
- Un puits d'aérage, entièrement bétonné, ayant 9.60 m<sup>2</sup> de section et 117 mètres de profondeur dont 10 m de puisard. Le puits part du niveau 950 et débouchant au jour à la côte 1 066.74.

Les travaux miniers ont démarré en janvier 1992 et les ouvrages d'accès ont été achevés en avril 1994.

La mine de Chaâbet El-Hamra a démarré l'extraction du tout-venant en avril 1994 tout en continuant à réaliser des travaux de recherche au fond pour préciser les réserves géologiques et les conditions hydrogéologiques.

Les bilans financiers de la mine ont été toujours déficitaires, ce qui a poussé l'ENOF à engager périodiquement des analyses et évaluations technico-économiques.

## **1.2 Contexte géologique régional**

### **1.2.1 Géologie régionale :**

Le gisement de Chaâbet El-Hamra fait partie de la zone métallogénique du HODNA au raccordement tectonique de trois (03) structures distinctes :

- Le secteur est de l'Atlas Tellien,
- Le secteur sud de l'Atlas saharien, et
- Le massif médian le môle d'Ain M'lila.

Les formations du Crétacé inférieur sont prédominantes et constituées essentiellement de dolomies massives, de grés, de calcaires et de dolomies gréseuses.

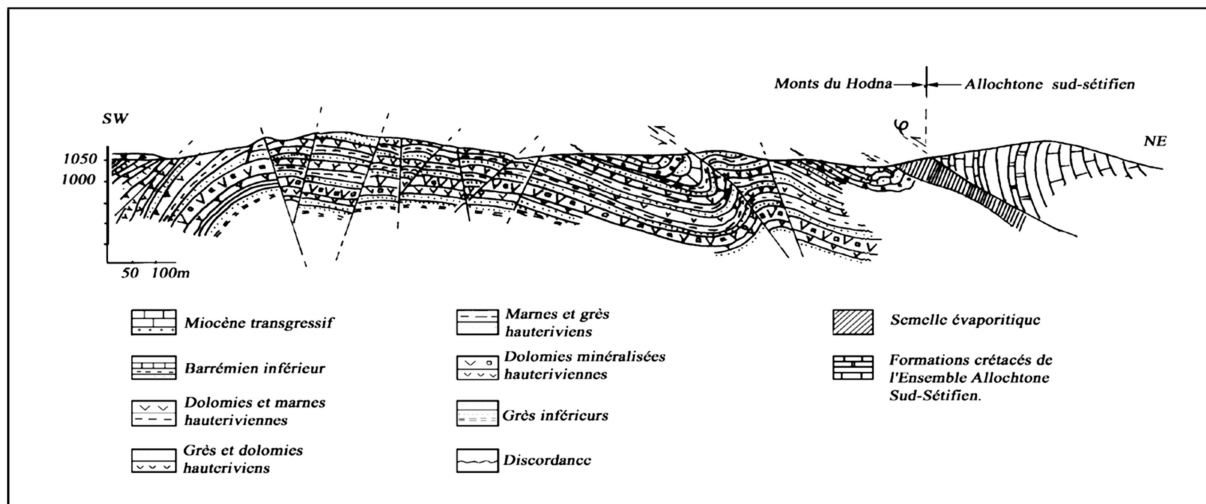


Figure 1-2: Coupe géologique du gisement (Rapport géologique ENOF 2022)

### 1.2.2 Stratigraphie des monts du HODNA

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du Trias au Quaternaire

**Le Trias** se rencontre sous forme de pointements dans les zones les plus tectonisées. Il est composé de masses d'argiles bariolées accompagnées d'un chaos de roches : brèches dolomitiques, cargneules, amas de gypse, brèches de schistes micacées, avec parfois des fragments de cristallin et de roches vertes. Des lambeaux calcaro-dolomitiques bien stratifiés, attribués à la base du Lias (Rhétien ou Hettangien) sont fréquemment emballés dans le Trias.

**Le Jurassique** affleure sur des surfaces importantes à l'Est d'Ain Azel. Il comprend le Jurassique inférieur-moyen (Lias-Dogger) et le Jurassique supérieur. Le Lias-Dogger constitue l'ossature calcaro-dolomitique de plusieurs chaînes des Monts du Hodna. Le Jurassique supérieur est constitué de trois groupes : (1) un groupe grés-argileux, très réduit dans les Monts du Hodna, (2) un groupe marno-calcaire peu fossilifère et (3) un groupe carbonaté supérieur, très riche en fossiles, qui correspond au Portlandien et comprendrait une partie du Crétacé inférieur (Berriasien).

**Le Crétacé inférieur**, affleure largement dans la région. Il comprend, de la base vers le sommet : (1) une formation marno-silto-gréseuse, d'âge Berriasien supérieur et Valanginien ; (2) une formation dolomitico-gréseuse d'âge Hauterivien ; (3) une formation argilo-calcaro-gréseuse d'âge Barrémien et Aptien inférieur ; (4) une formation calcaro-marneuse à Orbitolines d'âge Aptien ; et (5) une formation calcaro-marno-gréseuse d'âge Albien.

**Le Crétacé supérieur**, est constitué de la succession lithostratigraphique suivante :

- (1) des marnes et des marno-calcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères ;
- (2) des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ;

- (3) des marnes et marno-calcaires à *Globotruncana helvetica* (Turonien inférieur à moyen) ;
- (4) des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ;
- (5) des marnes et marno-calcaires du Sénonien avec intercalation de calcaires à Inocérames ;
- (6) des calcaires à Laffittéines du Maestrichtien.

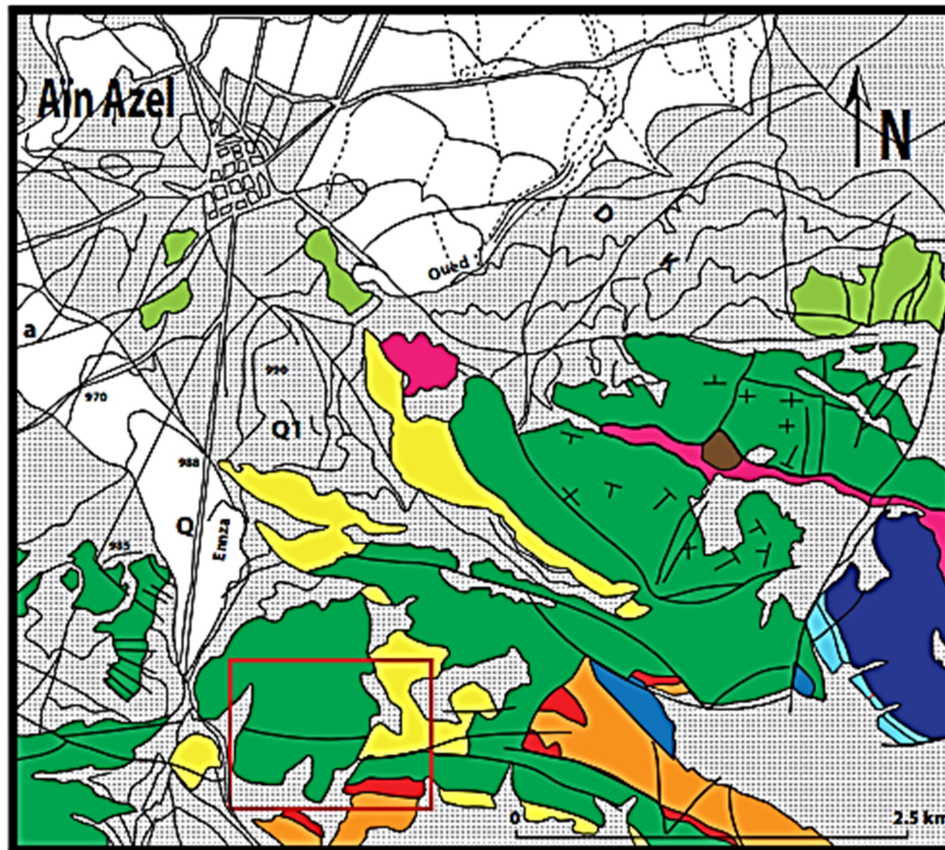
**L'Eocène** est représenté par des faciès calcaires ou marno-calcaires à silex se terminant par des séries lagunaires ou parfois continentales (argilites rouges et poudingues).

**Le Miocène**, représenté le plus souvent de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grès, marnes et argiles rouges.

**Le Pliocène**, généralement concordant sur le Miocène, est constitué de formations détritiques, marneuses et conglomératiques.

**Le Quaternaire** est composé de formations continentales peu épaisses.





- Alluvions récentes.
- Glacis polygéniques nappant le relief.
- Miocène : conglomérats, marnes à Huîtres et calcaires gréseux.
- Cénomanién sup. et Turonien : dolomies et calcaires à silex.
- Aptien : calcaires à Orbitolines, dolomies.
- Barrémien : dolomies, calcaires et grès.
- Aptien marneux.
- Nécomien : grès, pélites, marnes à Ammonites et Brachipodes.
- Jurassiques sup. : calcaires fins à Saccocomidés, biomcrites à Calpionelles et à Pygopes.
- Jurassique moy. : calcaires varicolores à biomcrites.
- Lias sup. à Ammonites.
- Lias carbonaté massif.
- Trias : marnes bariolées à gypses bréchiques.
- Secteur du gisement de Chaabet El Hamra.

Figure 1-3: Carte géologique des environs de la mine de Chaâbet El-Hamra (D'après la carte géologique 1/50.000 d'Ain Azel, Sonatrach, 1977)



### 1.2.3 Tectonique

Le gisement de Chaâbet-El-Hamra appartient au Horst anticlinal de Rahbat et occupe la partie extrême ouest de son flanc Sud-Ouest. Il se caractérise par une structure complexe. Le gisement se subdivise en trois blocs :

#### a. Le Bloc Est

Trois (3) côtés de ce bloc sont limités par des failles, tandis que le côté Sud est ouvert et se trouve en contact avec les calcaires du Néogène. Sur le plan structural, le bloc représente un brachyanticlinal et le pendage des flancs du pli est :  $10^\circ$  à  $15^\circ$  NE et  $15^\circ$  à  $20^\circ$  SO. Sur le fond général du pli, il existe des complications locales sous forme de dômes, gradins, etc.

Le pli est compliqué par des accidents cassants :

La faille sud : de direction latitudinale dans le flanc Sud-Est du brachyanticlinal, c'est une faille normale à rejet vertical de 100 à 120 m avec un pendage au Nord inférieur à  $65-75^\circ$ .

La faille diagonale : elle s'étend vers le Nord-Est sub-parallèlement au plan axial.

#### b. Le bloc central

Il a la forme d'un coin, dont l'angle aigu est formé par le raccordement des failles centrale et latitudinale dans la partie Est. La partie opposée du coin s'en va en s'élargissant à l'Ouest du gisement. Sur le plan structural, le bloc Central est plus compliqué. Dans son ensemble, le coin représente un Graben à amplitude d'affaissement de 15 à 20 m.

#### c. Le Bloc Ouest

Il est localisé au Nord-Ouest de la faille normale et se trouve limité par des dislocations cassantes Est, Ouest, latitudinale et centrale.

La faille centrale : c'est une faille normale qui s'étend de l'extrémité Nord jusqu'à l'extrémité Sud, avec un pendage au Sud-Est inférieur à  $70-75^\circ$  et un rejet vertical de 10 à 15 m dans sa partie Nord-Est, elle coupe un chevauchement à pente douce.

La faille latitudinale : c'est une faille normale dérivée de la faille centrale. Elle se prolonge à l'Ouest au-delà du gisement, avec un pendage au Nord de  $75$  à  $80^\circ$  et un rejet vertical de 10 à 20 m.

La faille Est : dérivée aussi de la faille centrale, cette faille normale est orientée vers l'Est, de direction subméridienne, avec une amplitude verticale du rejet de 80 m, voire de 100 m suivant le plan de faille, et un pendage Sud-Ouest inférieur à  $65-70^\circ$ .

La faille Ouest : cette faille normale se dégage du dessous du dépôt quaternaire, bordant le flanc Sud-Est du brachyanticlinal du bloc Est, et change de direction jusqu'à  $300^\circ$ , se faisant couper par la faille latitudinale ; c'est une faille en escalier formant des plaques, des coins, dans une zone d'environ 70 m de large, et le pendage est à l'Est inférieur à  $70-85^\circ$  tandis que les rejets verticaux atteignent 10 m.

La partie inférieure (profil 10-15) est affectée par deux accidents tectoniques majeurs subparallèles de direction Nord-Est/Sud-Ouest à savoir : la faille diagonale et la faille latitudinale. La première est située entre le profil 13 est d'un rejet de 4 mètres avec un pendage d'environ 50° vers le Sud-Est. Par contre la faille latitudinale est située entre les profils 15 et 16. Son rejet est de 10 mètres avec un pendage d'environ 60 degrés vers le Nord-Ouest.

### 1.3 Conditions géologiques du gisement de Chaâbet El-Hamra

#### 1.3.1 Lithostratigraphie

Elle est caractérisée principalement par les dépôts du Crétacé, dont le l'Hauterivien présente le plus grand intérêt, car il contient la minéralisation.

##### Valanginien (n<sup>2</sup>)

Les dépôts du Valanginien (stériles) affleurent à l'Est de la faille orientale et à l'Ouest du gisement et sont représentés par une alternance d'aleurolites grises avec des grés quartzeux gris clair, des dolomies gréseuses et argileuses, des calcaires et des marnes gris-verdâtres.

##### Hauterivien (n<sup>3</sup>)

La minéralisation zincifère d'intérêt industriel est localisée dans la partie inférieure du Hauterivien, dont la puissance varie de 100 à 150 m. Cet étage est subdivisée en deux (2) niveaux

Hauterivien inférieur (n<sup>31</sup>) : Ce niveau, d'une puissance totale variant de 70 à 120 m, est à son tour divisé en trois termes :

- **n<sup>31a</sup>** : composé de dolomies grises massives, à grains fins, parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanchâtre, et parfois de calcarénites noires dans la partie supérieur de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.
- **n<sup>31b</sup>** : représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes gris-verdâtres (0,5 à 2 m), d'aleurites gris-brun (2 à 5 m), de dolomies grises (2 à 10 m), de dolomies gréseuses (3 à 8 m) et de marnes bariolées (5 à 10 m).
- **n<sup>31c</sup>** : également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées (l'hématite est sous forme de nids et de filonnets dans la masse dolomitique).

Hauterivien supérieur (n<sup>32</sup>) : ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 120 m, est subdivisé en cinq termes :

- **n<sup>32a</sup>** : formé de grés, parfois en alternance avec des argiles, de marnes et aleurolites verdâtres, avec toujours à la base de l'alternance un niveau calcaire gris-clair, dont une partie, de 1 à 3m d'épaisseur, est dolomitisée.
- **n<sup>32b</sup>** : représenté par des dolomies massives à grains fins plus ou moins hématitisées.

- **n<sup>32c</sup>** : représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo-marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15 m.
- **n<sup>32d</sup>** : constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20 m.
- **n<sup>32e</sup>** : caractérisé par une irrégularité de composition et de puissance ; essentiellement représenté par des calcaires gris en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites ; dans la partie inférieure de ce terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

### **Barrémien (n<sup>4</sup>)**

Il est développé au Nord-Ouest et au Sud du gisement et il est subdivisé en deux niveaux :

Barrémien inférieur (n<sup>41</sup>) : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :

- **n<sup>41a</sup>** : formé essentiellement par des grès et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydée ; la puissance de ce terme varie de 40 à 60 m.
- **n<sup>41b</sup>** : constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.
- **n<sup>41c</sup>** : représenté par des dolomies massives à grain fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20 m.

Barrémien supérieur (n<sup>42</sup>) : ce niveau est subdivisé en quatre termes :

- **n<sup>42a</sup>** : représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, avec souvent des fissures remplies par de la calcite et, vers la fin du terme, par de la pyrite disséminée ; la puissance de ce terme varie de 20 à 30 m.
- **n<sup>42b</sup>** : formé de grès brun, avec une alternance d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse, et, en fin d'intervalle, un aspect broyé de la roche, la puissance du terme varie de 30 à 40 m.
- **n<sup>42c</sup>** : constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grès brun et d'argiles verdâtres (dolomies et grès compacts, massifs et légèrement hématitisés). Sa puissance varie de 60 à 130 m.
- **n<sup>42d</sup>** : formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passées d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m

### **1.3.2 Tectonique**

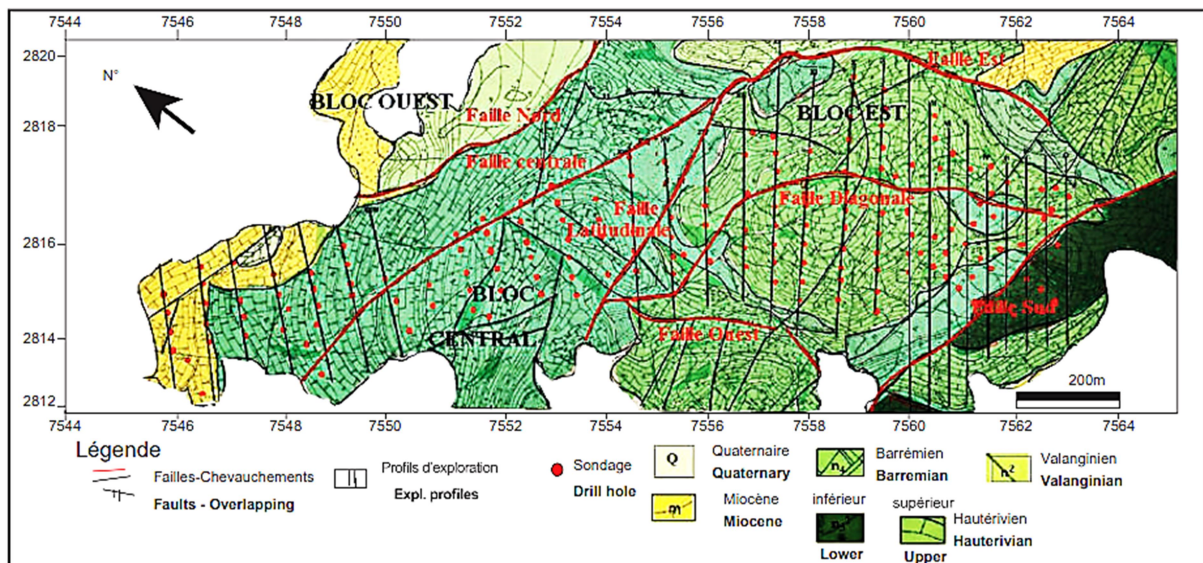
De point de vue tectonique, la région d'étude fait partie de l'Atlas Saharien.

La structure de la région est représentée par deux anticlinaux linéaires et un large synclinal orienté principalement nord-est – sud-ouest et affecté par des accidents de directions différentes.

Les failles majeures montrent une direction voisine est-ouest, les plus importantes constituant un faisceau qui recoupe l'ensemble de la structure.

La partie inférieure du gisement, Pr 10 – Pr 15, est affectée par deux accidents tectoniques majeurs subparallèles, la faille diagonale et la faille latitudinale, de direction Nord-est – Sud-ouest.

La faille diagonale, de direction Nord-est, est située entre les Pr 12 et 13 et est d'un rejet de 4 m avec un pendage d'environ 50° vers le Sud-est. Par contre, la faille latitudinale, de direction Sud-ouest, est située entre les Pr 15 et 16 et est d'un rejet de 10 m avec un pendage d'environ 60° vers le Nord-ouest.



*Figure 1-4: Carte géologique du gisement de Chaâbet El-Hamra (Kourichi et al, 1992) avec implantation des profils d'exploitation*

### 1.3.3 La minéralisation

La minéralisation du gisement de Chaâbet El-Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles (six lentille) minéralisées de composition tantôt mono-minérale, tantôt mixte.

Elle est représentée essentiellement par la sphalérite, la pyrite, la marcassite, la galène rencontrée rarement et donc sans importance industrielle.

Dans cette composition, les principaux minéraux sont la sphalérite, la pyrite et la marcassite. Les minéraux secondaires sont la galène, l'hématite. Les minéraux de gangue sont la calcite, la barytine, la dolomie et plus rarement le quartz et le gypse (rare). Les minéraux d'oxydation sont principalement la smithsonite, la cérusite et la limonite.

La minéralisation de pyrite, marcassite, blende et rarement galène est intimement liée aux roches dolomitiques hauteriviennes, en se localisant indépendamment aux structures tectoniques affectant ce niveau porteur de la minéralisation.

La minéralisation zincifère se présente en couches lenticulaires, regroupées dans deux faisceaux stratiformes, séparés par le banc de dolomie blanchâtre stérile, de 6 m de puissance.

La galène est très rare, et se développe généralement aux extrémités des lentilles, limitant la zone zincifère de celle baryto-pyritifère.

La sphalérite se présente sous plusieurs types : massif, en tache de recristallisation, fissure, et bréchique ce qui constitue l'essentiel du minerai industriel.

CORPS N°	COUCHE N°	LITHOLOGIE	PUISS (m)	DESCRIPTION
COROS N° 1	6		0.80	Grès Organogène
			0.50	Marne noire à aspect schisteux
	5		1.50	Dolomie bréchique faiblement minéralisée
			1.50	Dolomie à monéralisation disséminée de sphalerite
4		0.20	Joint marneux	
		2.00	Dolomie grise à minéralisation en veinules de sphalérites et nids de baryte par endroits la couche est à moitié stériles	
COROS N° 2	3		4 - 10	L'intercalaire stérile
			0.20	Sphalérite massive à joint argileux
	2		1.60	Dolomie à minéralisation bréchique de sphalérite
			0.40 - 2.00	Dolomie st stérile
	1		1.60	Dolomie à veines de sphalérite
		0.20	Sphalérite massive	
COROS N° 1	1		1.50 - 2.00	Dolomie à concrétion stérile
			0.80	Minéralisation bréchique
			0.70	Dolomie stérile
			0.50	Sphalérite massive (par endroit toute la couche est minéralisée)
			0.50	Dolomie à concrétions

Figure 1-5: Carte géologique du gisement de Chaâbet El-Hamra (Kourichi et al, 1992) avec implantation des profils d'exploitation

### 1.3.4 Hydrogéologie

Le complexe minier de "Chaâbet El Hamra" est disposé dans une région ayant des conditions hydrogéologiques assez compliquées et difficiles.

#### 1.3.4.1 Conditions hydrogéologiques de la mine de Chaâbet el Hamra

Les formations géologiques du gisement sont représentées par des dépôts de Crétacé inférieur. Ces formations sont, en générale, calcaire-dolomitique à gréseux avec des alternances des formations argileuses. Le substratum est caractérisé par une formation marneuse du Valangénien.

Les formations calcaire-dolomitique d'Hauterivien ont permis le développement d'un aquifère carbonaté fissural.

- Les travaux réalisés par ORGM

Des travaux hydrogéologiques ont été réalisés par l'Office de Recherche Géologique et Minière (ORGM) ont consisté à la prospection hydrogéologique préliminaire et aux observations de régime d'eau.

Ces travaux se résument aux :

- Prises de niveaux d'eau dans les sondages de prospections géologiques,
- Forages de sondages hydrogéologiques et piézométriques,
- Carottage géophysique des sondages hydrogéologiques (Diagraphie),
- Prélèvement des échantillons de carottes de terrain pour les analyses géomécaniques,
- Prélèvement des échantillons d'eau pour les analyses fondamentales,
- Essais de développement de la nappe, et
- Essais de pompage sur la nappe.

Ces travaux ont permis de conclure que :

La nappe contenue dans les formations hauterivienne carbonatées s'étale sur la partie centrale du gisement,

La nappe contenue dans les formations dolomitiques gréseuses du Barrémien se situe au nord-ouest du gisement,

La partie est du gisement, aucune venue d'eau n'est pas enregistrée.

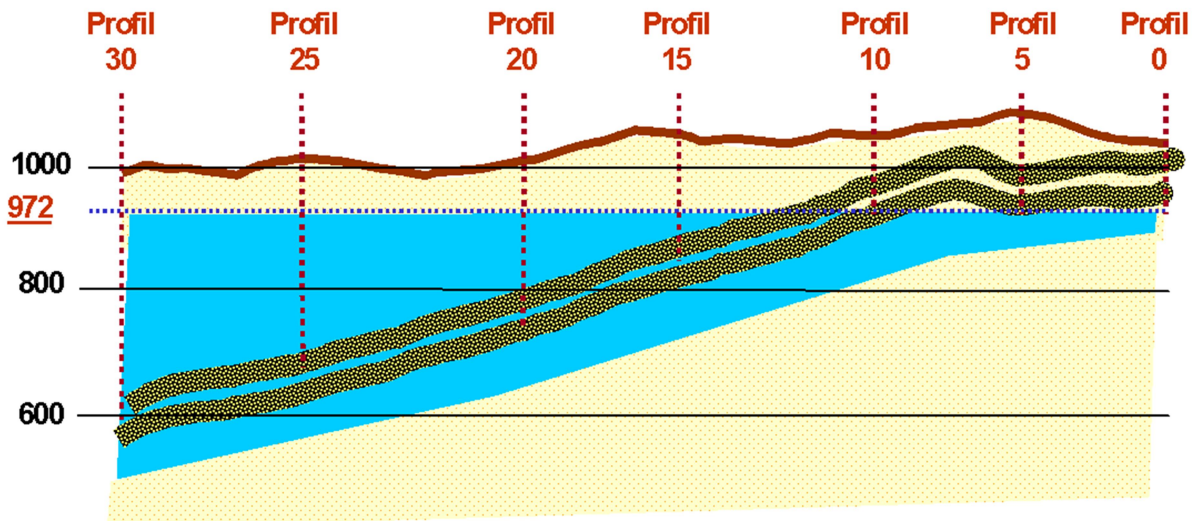


Figure 1-6: Situation initiale du niveau hydrostatique (cote 972) Profil 0 – Profil 30 (D'après ENOF 2003)

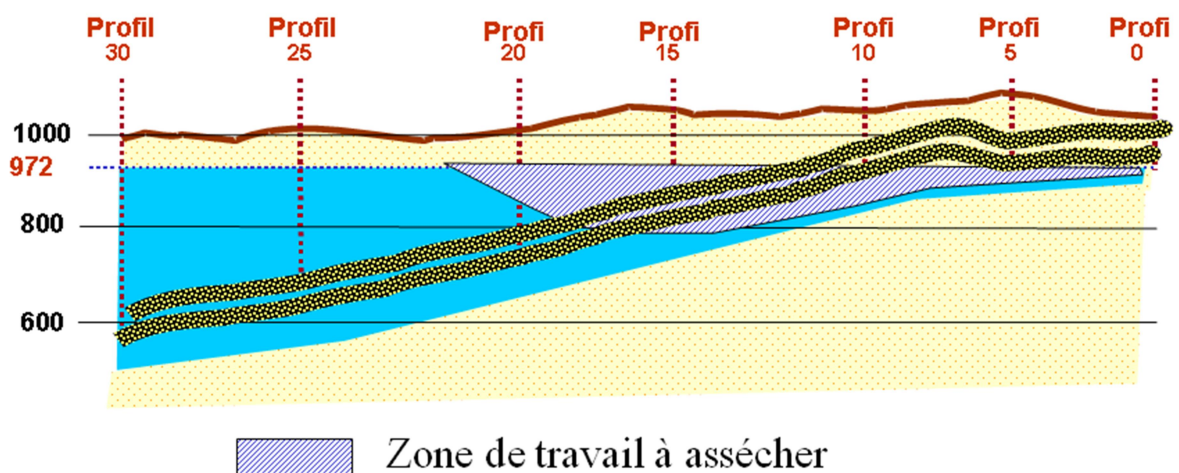


Figure 1-7: Prédiction du rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure (D'après l'ENOF 2023)

#### 1.3.4.2 Etude hydrogéologique

La possibilité de prolonger et de maintenir l'activité de cette mine pendant au moins de 10 ans existe, mais elle nécessite au préalable le rabattement du niveau d'eau de 30 m sous les niveaux à exploiter.

Une approche théorique a été étudiée, il s'agit en l'occurrence de rabattre le niveau de la nappe à partir de la surface. La méthode proposée est le rabattement artificiel aux moyens de forage d'exhaure traversant toute la couche aquifère.

Les travaux géologiques et hydrogéologiques ont confirmé la présence d'aquifères dont les conclusions sont compulsées comme suit :

- Détermination des caractéristiques hydrodynamiques,

- Prévisions des quantités d'eau dans l'espace et dans le temps qui peuvent parvenir aux chantiers de la mine.
- Création aux environs de la mine d'un rabattement conséquent pour faciliter les travaux d'exploitation.
- Détermination du nombre de forage (système de pompage avec 05 forages).
- Prévisions d'un réseau de piézomètre pour la surveillance des niveaux d'eau.
- Calcul des débits d'exhaure (Puissance, débits et HMT des pompes).

En fonction de l'avancement des travaux, l'ENOF a effectué le suivi de variation du niveau piézométrique et l'évolution du débit au cours de l'exploitation.

La réalisation d'un (01) forage et un piézomètre par l'ENOF et de quatre (04) forages par L'ANRH, a confirmé l'aspect théorique et l'approche hydrogéologique avancée.

Les forages seront implantés en dehors des travaux miniers et équipés de pompes immergées. Objet d'examen du système de pompage mis en place pour le dénoyage de la mine de Chaâbet El Hamra pour faciliter l'exploitation du minerai et rattraper le retard enregistré et éventuellement l'alimentation en eau potable de la ville d'Ain Azel.

Donc la poursuite des travaux sous le niveau hydrodynamique est conditionnée par la réalisation d'un système de pompage rationnel qui permettra le rabattement du niveau d'eau sous le mur de la minéralisation.

Le système de pompage sera constitué de :

- 05 forages implantés entre le profil 15 et le profil 16.
- 03 piézomètres de surveillance et de contrôle



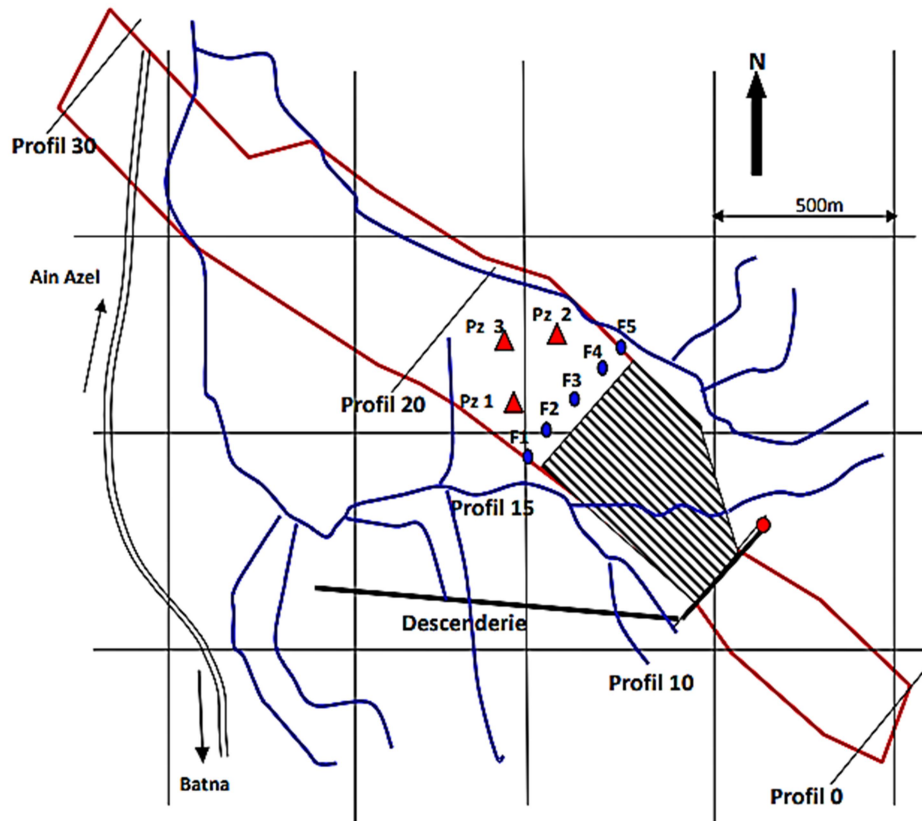


Figure 1-8: Situation des Forages (D'après l'ENOF)

## 1.4 Nature du minerai exploité

### 1.4.1 Caractéristiques du minerai :

Le minerai de Zn dans le gisement de Chaâbet El-Hamra est de la sphalérite. C'est un sulfure de zinc ( $ZnS$ ), avec teneur du fer jusqu'à 25%, du Mn jusqu'à 5% et des traces de Cd, Ga... ; son système est cubique, en cristaux souvent maclés en minces lames, à clivage parfait, à cassures lamelleuses ou conchoïdale, à éclat résineux souvent translucide avec des reflets rouges verts, jaunâtre à brun-noir.

On la trouve associée à des pegmatites, mais surtout dans des filons hydrothermaux, ou encore en imprégnation de roches sédimentaires ; fréquemment associée à la pyrite, la galène et la chalcoppyrite.

Les caractéristiques qualitatives du minerai de zinc de Chaâbet El-Hamra sont :

- La teneur de Zn dans la sphalérite : 67,1%
- La densité : 3.5-3.8
- La dureté : 5 à 6 (Mohs)
- la masse volumique du minerai :  $2.8 \text{ t/m}^3$

Caractéristiques des roches encaissantes

- Dureté des dolomies franches : 7-8
- Dureté des dolomies marneuses : 3-5

- La masse volumique : 2,6 t/m<sup>3</sup>

## 1.4.2 Géomorphologie et les réserves du gisement

### 1.4.2.1 Structure du gisement

Le minerai zincifère du gisement de Chaâbet El-Hamra est composé de deux corps principaux appelés corps n° 1 pour le corps supérieur et corps n° 2 pour le corps inférieur.

Ces corps sont allongés en bande sur une longueur de 2700 m en direction et 100 à 400 m en pendage. Les corps de minerai plongent d'un pendage de 10° vers le Nord-Ouest.

Le minerai est encaissé dans une dolomie poreuse ou bréchique située dans la partie inférieure de l'étage Hautérvien (Crétacé inférieur). Le toit du corps supérieur (corps n° 1) est une dolomie à lits marneux tandis que le mur du corps inférieur (corps n° 2) est une dolomie massive à concrétions (dolomie tachetée).

Les deux corps de minerai sont stratiformes, subparallèles et séparés l'un de l'autre par un niveau intercalaire constitué d'une dolomie à minéralisation pauvre et parfois stérile de puissance variable. Ce niveau peut être absent, de telle sorte que les deux corps se confondent en un seul corps de minerai continu.

La puissance du corps n°1 varie de 2.27 à 7.66 m avec une moyenne de 4.17 m.

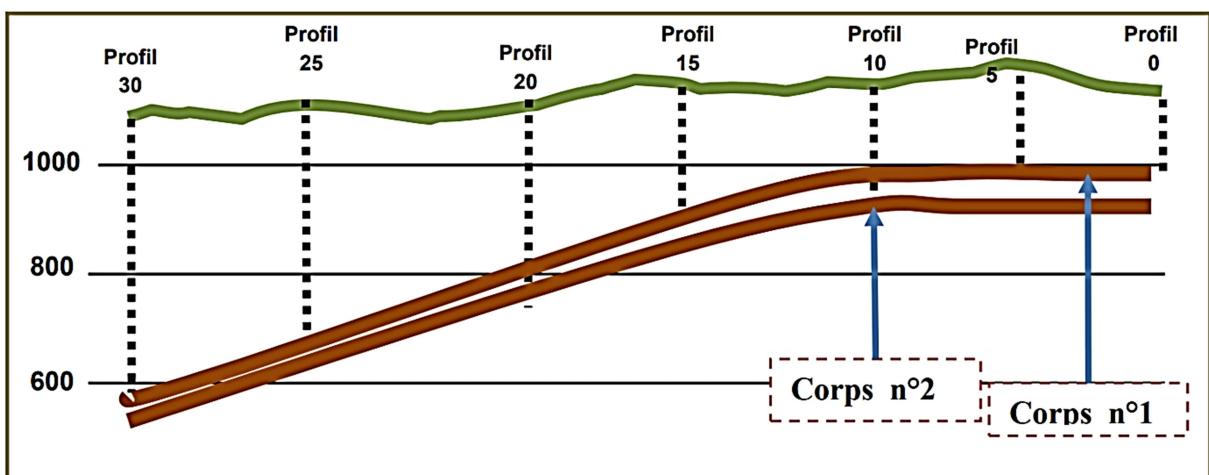
La puissance du corps n°2 varie de 1.22 à 5.13 m avec une moyenne de 3.72 m.

L'intercalaire stérile entre les deux (02) corps 1 et 2 varie de 3 à 10 m.

Les travaux par galeries ont montré que les corps 1 et 2 sont constitués de lentilles minéralisées (6 lentille) dont la superposition explique les variations de puissance.

La minéralisation se présente sous forme de sphalérite (Blende), pyrite, Marcassite et plus rarement de galène et d'hématite.

La gangue est composée de dolomie, de la calcite, de la barytine et plus rarement de quartz et de gypse.



*Figure 1-9: Coupe longitudinale du gisement de Chaâbet El-Hamra (D'après l'ENOF)*

### 1.4.2.2 Evaluation des réserves

Les réserves géologiques de la partie inférieure (profil 10 - profil 15) ont fait l'objet de plusieurs évaluations :

- **Évaluation ORGM 1992 :**

Cette évaluation est basée sur la méthode des blocs géologiques. Les paramètres de base utilisés sont les suivants :

Teneur de coupure : 3%

Épaisseur minimale exploitable : 1 m

Densité : 3.04 pour le corps n°1 et 3.07 pour le corps n°2

Réserves de catégorie C1 : maille inférieure ou égale à 100 m en direction et 75 m en pendage

Réserves de catégorie C2 : maille supérieure à 100 m en direction et 75 m en pendage.

- **Evaluation SIDAM 1994 :**

En expertisant les réserves du gisement, le groupe minier Canadien SIDAM a évalué les réserves géologiques par la méthode de champ d'influence.

Les paramètres de base utilisés sont les suivants :

Teneur de coupure : 3%

Épaisseur minimale exploitable : 2 m

Densité : 3.05 pour les deux corps

Réserves de catégorie C1 : maille inférieure à 100 m en direction et 75 m en pendage

- **Évaluation ENOF 1996 :**

Cette évaluation est basée sur la méthode des blocs géologiques avec une teneur de coupure de 4% Zn.

La partie inférieure (profil 10 – profil 15) est divisée en 14 blocs où chaque bloc, traversé par un sondage, représente une ou plusieurs lentilles discontinues superposées et séparées par des intercalations stériles.

- **Évaluation ENOF 2002 :**

La méthode de calcul utilisée est celle des coupes géologiques des profils parallèles qui correspond bien aux corps de minerai à teneur variable. Les paramètres de base utilisés sont les suivants :

Teneur de coupure : 4.40%

Épaisseur minimale exploitable : 2.5 m

Densité : 3

Réserves de catégorie B : définies par un contour délimité par des ouvrages miniers

Réserves de catégorie C1 : maille inférieure ou égale à 100 m en direction et 50 m en pendage

Réserves de catégorie C2 : définies par les zones d'extrapolation entre le corps minéralisé, le sondage minéralisé et le sondage stérile.

**Tableau 1-2: Evaluations des réserves géologiques (Profil 10 – Profil 15)**

Evaluation	Catégories des réserves	Quantité (t)	Teneur Zn (%)	Métal (t)
ORGM 1992	C1 + C2	1 695 800	6.42	108 958
SIDAM1994	C1	1 594 127	7.97	127 030
ENOF 1996	B + C1 + C2	644 525	7.80	50 273
ENOF 2002	B + C1 + C2	957 514	8.01	76 697

Le projet d'exploitation de la mine de Chaâbet El-Hamra comprend les réserves situées entre le profil 0 et le profil 15. L'exclusion de l'étendue entre le profil 16 et le profil 31 est justifiée par :

L'existence d'un secteur long d'environ 800 m, qui s'étale du Pr16 au Pr24, à l'intérieur duquel "les corps minéralisés sont absents ou présentent des teneurs et des puissances faibles" ne permettant pas leur exploitation,

Des conditions hydrogéologiques plus contraignantes, au-delà du profil 15 où les venues d'eau prévues atteindront 250 m<sup>3</sup>/h,

La plongée vers le Nord-Ouest, de la partie du gisement située entre les profils 14 et 31, avec un angle plus accentué atteignant 45%. Cette particularité rendra difficiles les travaux d'ouverture et d'exploitation.

## **1.5 L'exploitation du gisement :**

Actuellement l'exploitation de la mine de Chaâbet El-Hamra se fait en souterrain avec un accès par descenderie. L'extraction se fait par la méthode des chambres et piliers abandonnés.

### **1.5.1 Mode d'ouverture et découpage de gisement :**

En 1991 L'ENOF a élaboré une étude pour l'ouverture du gisement de Chaâbet El-Hamra et réalisé les ouvrages d'infrastructure ci-après :

- ✓ Tranchée d'accès et descenderie :

La profondeur de la minéralisation est comprise entre 100 et 160 m et la morphologie des corps minéralisés est du type lenticulaire, ce qui impose une exploitation souterraine.

L'accès à la zone minéralisée se fait par une descenderie, dont l'implantation est située au point le plus bas de la région, à la côte 1020, sur une longueur de 830 m dans les stériles. Elle est utilisée pour la circulation du personnel, du matériel et pour l'évacuation du minerai. Elle sert également comme entrée d'air frais vers l'exploitation souterraine.

Tranchée d'accès; D'une longueur de 113 m, elle va de la cote supérieure 1034 à la cote inférieure 1025, mais d'une inclinaison conforme à la pente de la descenderie, de l'ordre de 6%.

La tranchée d'accès est dotée de murs de protection en béton, avec un puisard pour le drainage des eaux pluviales.

✓ Travers-banc 960 :

Il relie le puits d'aérage et de secours à la descenderie, suivant le profil 10. Ce Travers-banc est caractérisé par une longueur de 289 m et une inclinaison de 4 % et de même section que la descenderie, et à la côte 960m.

✓ Puits d'aérage et de secours :

Le Puits relie le niveau 960 m avec le jour (cote 1067 m). Le puits a une profondeur de 117 m avec 'une section de 9,30 m<sup>2</sup> dont 10 m de puisard. Il est entièrement bétonné.

- Les principales voies de roulage :

Pour accéder et préparer le champ minier, l'ENOF a réalisé environ 5000 m de voies de roulage, au 31 décembre 1998, avec plus de 90 % dans la minéralisation.

Les ouvrages miniers d'infrastructure sont constitués de :

Deux galeries intermédiaires de section 20,60 m<sup>2</sup> et de 182 m de longueur, donnant accès aux deux (2) faisceaux supérieur et inférieur (vers le profil XV et ont atteint le profil XI / XII sur 150 m).

Des galeries d'accès (du travers-banc 960 vers le profil 0 et les longueurs réalisées, d'environ 800 m, ont atteint le profil V) aux blocs et de roulage des engins, ainsi que de passage du personnel et d'aérage.

Une galerie de jonction entre les deux faisceaux minéralisés, de 20,960 m<sup>2</sup> de section et de 116 m de longueur (pente 7 à 8%).

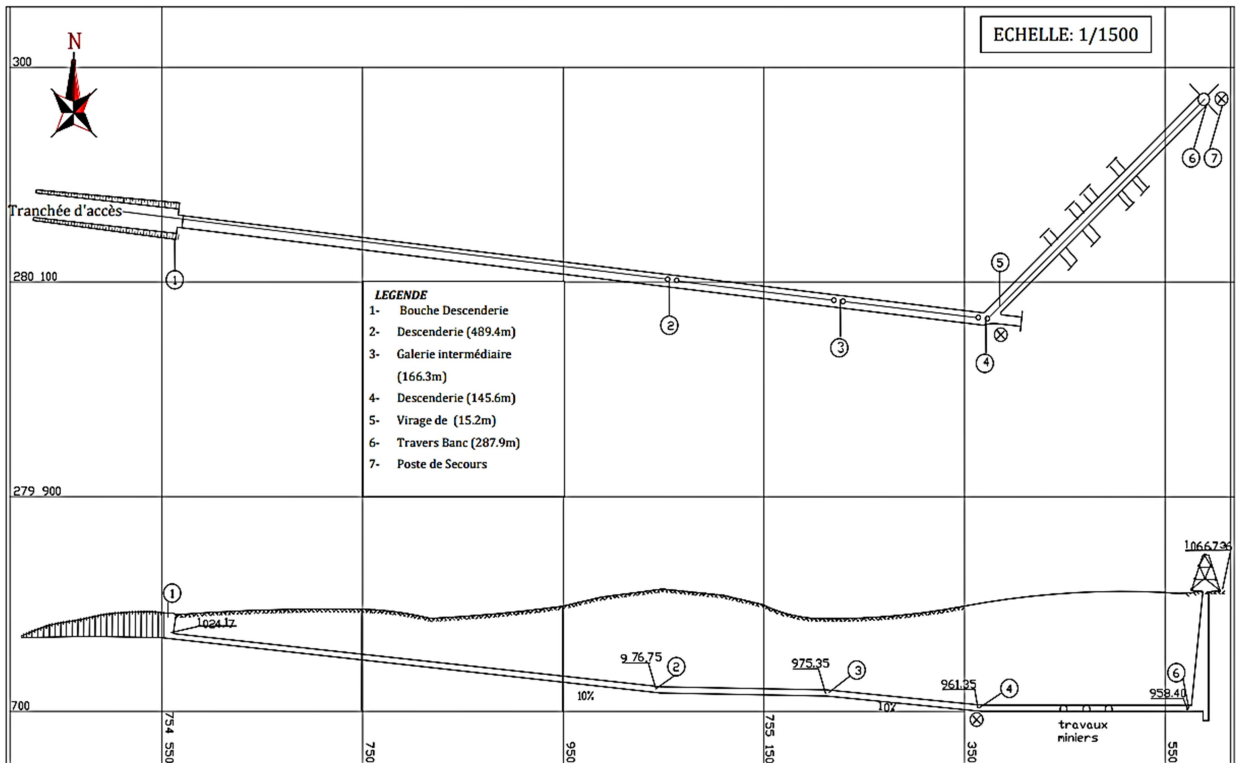


Figure 1-10: Plan et coupe des travaux d'ouvertures de la mine de Chaâbet El-Hamra (1221.4m) (d'après l'ENOF)



Figure 1-11: La descenderie de la mine de Chaâbet El-Hamra

### 1.5.2 Les méthodes d'exploitation appliquent

Méthode des chambres et piliers abandonnés (pour les épaisseurs > 5 m,) : C'est la méthode qui est utilisée et maîtrisée par les mineurs de Chaâbet El-Hamra pour l'avoir déjà pratiquée durant plusieurs années à la mine de Kherzet Youcef.

Cette méthode consiste, dans un premier temps, à tracer des chambres de 4 m de largeur, en chassant, laissant entre elles des piliers de 4 m de largeur et 12 m de longueur, et, dans un deuxième temps, de récupérer, en rabattant, une partie des piliers par creusement de refontes de 4 m. On abandonne des piliers de 16 m<sup>2</sup> de section pour une section de chambre abattue de 40 m<sup>2</sup>.

Cette méthode' nécessite une bonne connaissance, ainsi qu'un suivi du comportement des piliers abandonnés, du fait de leur hauteur relativement importante (10 à 12 m d'épaisseur de lentille), et se caractérise par un taux élevé de pertes de minerai de d'ordre de 25%.

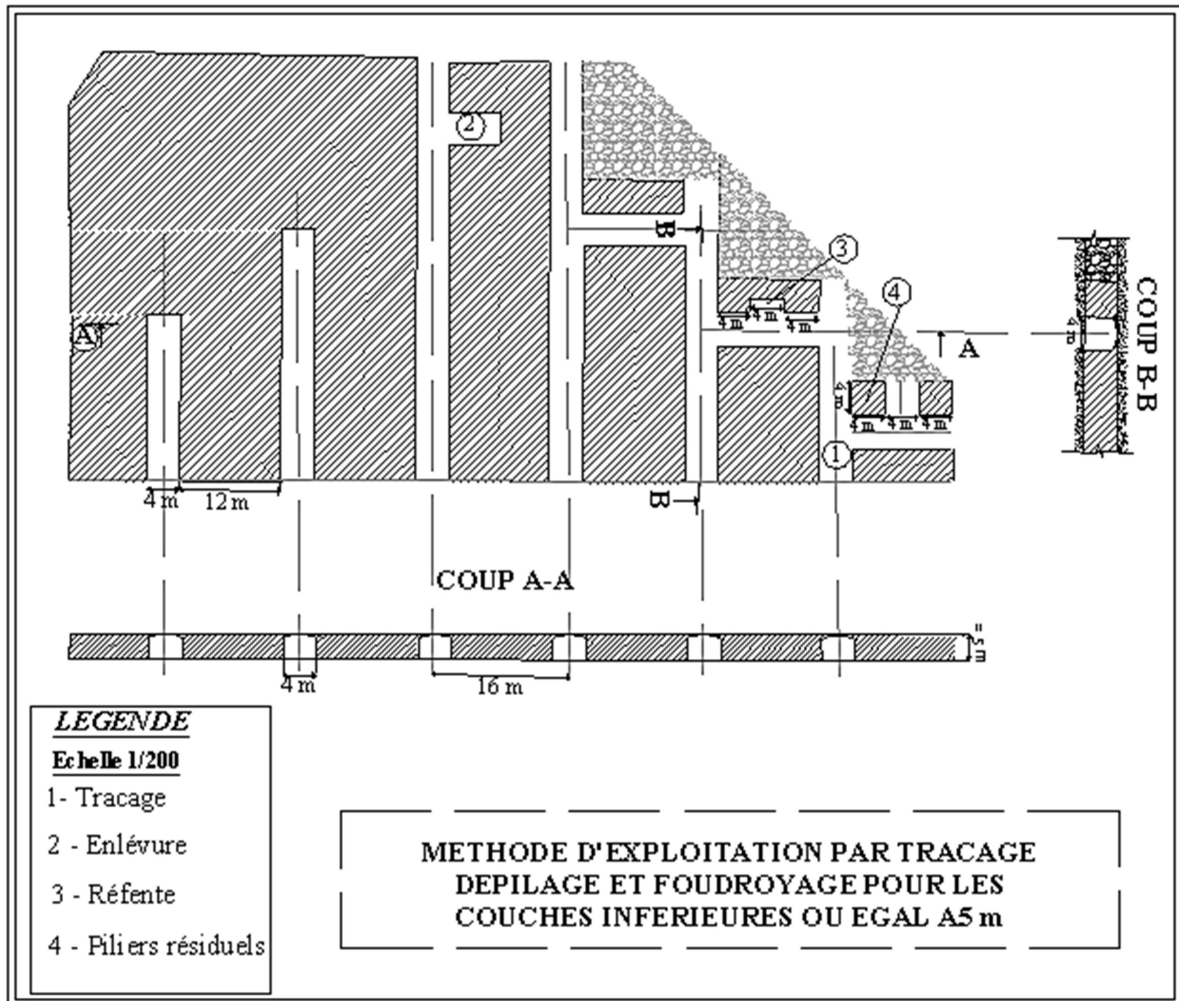
#### 1.5.2.1 Principe de la méthode de traçage et dépilage :

Cette méthode est utilisée pour les couches dont la puissance est inférieure à 5m. C'est une méthode consiste à creuser des galeries parallèles de 4 m de largeur, appelées «Traçage»,

Ces chambres sont séparées entre elles par des piliers de 12 m de large. Ces piliers sont exploités de la façon suivante :

On perce une enlevure de 4m de large à 4 m d'éboulements, qui laisse entre les éboulements un rideau. Ce rideau est finalement, partiellement exploité à son tour, en traçant une refonte qui laisse subsister 2 piliers résiduels ces piliers sont amaigris, puis torpillés à l'explosif, le minerai est ainsi récupéré et cette dernière étape entraîne le foudroyage du toit. Les piliers résiduels qui jouent un très grand rôle dans la maîtrise de l'effondrement du toit, ils règlent la distance entre l'alignement des fronts et la ligne de cassure de foudroyages. Cette ligne doit être orienté de 35° à 45° sur les fronts et qui se trouve à plusieurs mètres du dernier pilier résiduel.

Le dépilage se poursuit de telle manière que l'exploitation des piliers se rabatte suivant la puissance de la couche. Les pertes constituent 10 à 15 %.



**Figure 1-12:** Méthode d'exploitation par traçage dépilage et foudroyage pour les couches  $\leq 5m$

### 1.5.2.2 Principe de la méthode des sous-niveaux foudroyés :

C'est une méthode qui convient aux couches minéralisées dont la puissance est  $>5 m$ .

Le principe de cette méthode consiste à creuser une série de chambres parallèles distantes de 12 m de large, creusées toutes dans le même sens et qui permettent d'obtenir ainsi des longs piliers de 12 m de large.

Ces piliers sont exploités de la façon suivante :

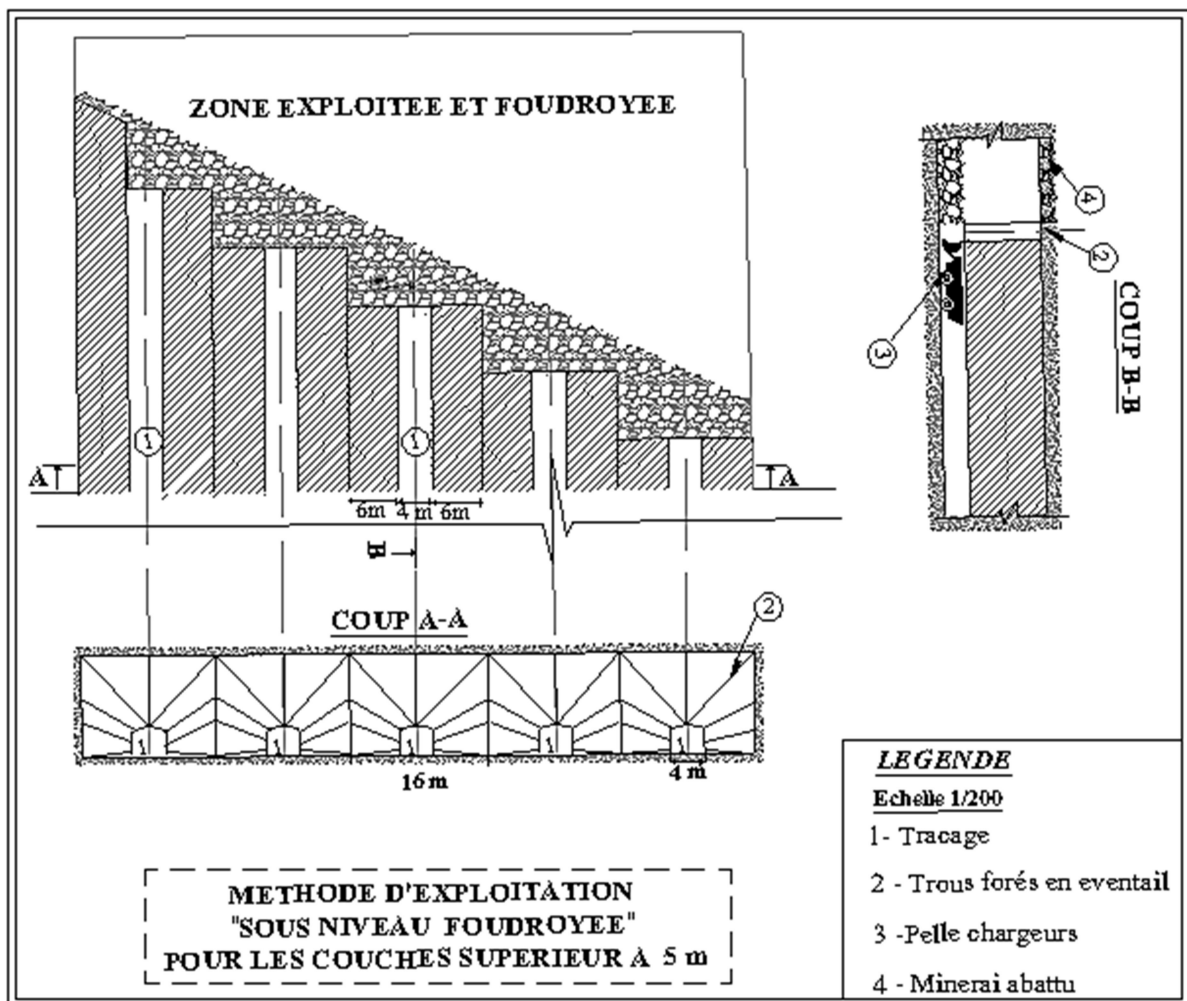
- Au bout de chaque traçage (chambres parallèles) est percée une cheminé sur toute la puissance du corps minéralisé (du mur au toit). Ensuite, une ouverture en fente de 2 m environ de large est pratiquée perpendiculairement au traçage qui servira comme surface libre au tir.
- Le soutirage est amorcé par le tir d'une ou deux rangées de trous de mines profonds, percés en éventail à l'aide d'une machine de foration. Après avoir abattu une ou deux tranches on procède au chargement du minerai, l'opération de soutirage est arrêtée lorsque les pierres de foudroyage apparaissent. Le soutirage des différentes chambres du bloc est conduit de manière telle que la séparation de la zone de foudroyage et de la masse en



place se présente suivant une ligne brisée dont l'orientation générale est inclinée de 35° à 45° sur la direction des chambres.

Ce mode opératoire permet de placer les chantiers de soutirage en zone fortement déconsolidée mais hors de la zone de sur contrainte qui se trouve à l'intérieur du massif.

La méthode, nécessitant des équipements appropriés, est simple, productive, dont les pertes de minerai sont de 10% et le salissage varie de 8 à 10%.



**Figure 1-13:** Méthode d'exploitation "sous-niveaux foudroyés" pour les couches > 5m

### 1.5.3 Les travaux de Foration et de tir

#### 1.5.3.1 La foration :

La foration est réalisée à l'aide de marteaux perforateurs de type (Montabert T-21) et des fleurets en acier monobloc de 38 mm de diamètre, la longueur de foration est comprise entre 1,60 m et 2,40 m.

Tandis que pour les blocs ayant des puissances importantes, la foration dans le niveau supérieur est réalisée à l'aide d'une machine d'abattage permettant d'atteindre les veines

supérieures des blocs et d'effectuer une foration parallèlement en éventail, ou encore verticalement, si c'est nécessaire.

### 1.5.3.2 Le tir :

Le schéma du plan de tir varie d'une zone à une autre; et d'un front à un autre selon les caractéristiques des roches. Par conséquent, le nombre des trous n'est pas fixe, ainsi que la consommation d'explosif correspondante. Mais généralement le plan du tir comprend :

- Trous de bouchon : ce sont les trous les plus proches du centre du front, leurs nombre varient entre 3 et 6. Ce sont les premiers qui sont amorcés pour créer une surface libre pour les trous suivants.
- Trous d'abattage : Entre 4 et 8 trous, ces trous suivent et entourent les trous de bouchon, leurs amorçage vient juste après l'amorçage des trous de bouchon
- Trous de contour : les trous qui sont forés à la périphérique du front ; ce sont les derniers qui sont amorcés.

### 1.5.4 Travaux de chargement et de transport :

#### 1.5.4.1 Chargement au fond :

Le marinage du tout-venant abattu s'effectué à l'aide de deux pelles chargeuses sur pneus d'une capacité du godet = 1.5 m<sup>3</sup>



*Figure 1-14: Chargeuse*

#### 1.5.4.2 Transport du fond au jour :

Le transport du tout venant de front de taille vers le lieu de stockage au jour se fait par camions navettes d'une capacité de 13 tonnes/camion.



*Figure 1-15: Camion Aramine T1600*

#### **1.5.4.3 Transport du jour vers la station de traitement**

Le transport du tout venant à partir de la plateforme de stockage située à Chaâbet el Hamra sera fait par 2 camions -récupérés de la mine d'AL ABED- de capacité théorique de 20 tonnes chacun.



*Figure 1-16: Les deux camions de transport jour de la mine de Chaâbet El-Hamra*

### **1.6 Le soutènement**

L'objectif primordial du soutènement est de garder l'excavation ouverte et sécuritaire pendant toute sa durée de vie utile. Le soutènement doit surtout garantir la sécurité du personnel et de l'équipement mais doit aussi permettre à l'opération de pouvoir extraire le minerai le plus économiquement possible.

Plusieurs types de soutènement des excavations minières sont pratiqués dans la mine :

- Un soutènement jointif par cadre et cintres métalliques dans les endroits instable (zone faillée).
- Un soutènement espacé par cadre et cintres métalliques dans les zones moyennement stable.
- Un soutènement par boulons d'ancrage (placage).
- Béton projeté.

Le matériel utilisé pour les travaux de soutènement est le bois de mine, le fer rond et les tubes ronds en fer.

### 1.7 Conclusion :

Ce chapitre a offert une perspective globale sur la mine de Chaâbet El-Hamra en détaillant ses aspects géologiques, hydrogéologiques, les caractéristiques du minerai et celle des roches encaissantes, ainsi que les méthodes d'exploitation mises en œuvre. Les études géologiques approfondies réalisées ont permis de mieux comprendre la structure et la composition du gisement.

Le chapitre ci-dessus montre que :

- Le gisement de zinc de Chaâbet El-Hamra est de type stratiforme.
- Il est situé à une profondeur de 100 m (Profil 0) à 400 m (profil 31).
- le minerai zincifère du gisement de Châabet El-Hamra (Pr 0 – Pr 31) est composé de deux bancs minéralisés.
- Il se présente sous forme de 2 corps minéralisés superposés et séparés par une intercalaire stérile variant de 2 à 6 m.

**Chapitre 02 :**

**Méthodes d'estimation de la stabilité des  
ouvrages minières souterraines**

## 2 Méthodes d'estimation de la stabilité des ouvrages minières souterraines

### 2.1 Introduction

La reconnaissance des massifs rocheux permet d'appréhender les problèmes qui peuvent être posés lors de construction d'un ouvrage souterrain tels que les tunnels, les mines et les cavités souterraines, cela permet à l'ingénieur d'obtenir les données nécessaires pour comprendre la structure du massif rocheux et évaluer ses propriétés mécaniques et hydrauliques. Leur comportement est fortement lié aux réseaux de fracturation (discontinuité), donc une analyse géométrique et mécanique des différents réseaux de fractures est indispensable pour toute une étude de stabilité dans un milieu fissuré.

La classification des méthodes utilisées pour estimer la stabilité des ouvrages peut être globalement classée en trois groupes principaux : les approches empiriques, analytiques et numériques.

### 2.2 Méthodes empiriques

La caractérisation des massifs rocheux implique la description des discontinuités, la détermination des contraintes in situ, et la classification du massif. Divers facteurs sont utilisés pour évaluer la rigidité du massif.

Les systèmes le plus utilisés sont sans doute le "Rock Quality Designation" (RQD), "Rock Mass Rating" (RMR) et "Rock Mass Quality" (système Q), ainsi que le "Geological Strength Index" (GSI). Fondés sur des philosophies différentes, ces systèmes caractérisent la masse rocheuse de manière distincte l'une de l'autre. Essentiellement, ils caractérisent différents paramètres liés au comportement mécanique du massif rocheux. Avant l'utilisation d'un système de classification particulier, il est primordial de bien saisir les subtilités que présente chacun afin d'assurer la compatibilité avec le massif rocheux étudié.

#### 2.2.1 Rock Quality Designation (RQD)

Deere (1964) propose un paramètre évaluant la qualité du roc de la masse rocheuse selon un index intitulé RQD (Rock Quality Designation). Obtenu à partir de carotte de forage géologique, cet indice représente l'évaluation du pourcentage des carottes récupérées sur une longueur de course précise. Basée sur un procédé qualitatif, seule la somme des longueurs de morceaux de plus de 10 Cm est conservée et cette somme est divisée par la longueur de course de la carotte de forage. Ce paramètre est défini comme suit :

$$\text{RQD (\%)} = \frac{\sum \text{longueurs de pièces} \geq 100 \text{ mm}}{\text{longueur totale de la course}} * 100$$

Deere et al. (1967) affirment que le RQD s'avère utile pour déterminer le facteur de réduction du module de déformation de la roche intacte à la masse rocheuse.

La relation entre la valeur du RQD et la qualité du massif peut être établie selon la proposition de Deere (1968) et elle est présentée au Tableau ci-dessous.

**Tableau 2-1 : Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux**

RQD (%)	Qualité du massif rocheux
< 25	Très pauvre
25 – 50	Pauvre
50 – 75	Moyenne
75 – 90	Bonne
90 - 100	Excellente

Il existe aussi des méthodes alternatives pour estimer l'indice RQD autre que par l'utilisation de carottes de forage géologique. Priest et Hudson (1976) ont établi une relation entre l'espacement des joints ([joints/mètre]) déterminé à partir de mesure de surface du massif rocheux exposé et de l'indice RQD:

$$RQD = 100(0.1\lambda + 1)^{-0.1\lambda}$$

Lorsqu'aucun forage géologique n'est disponible, cette corrélation s'avère très utile. La méthode suivante est proposée pour un massif rocheux sans remplissage d'argile. Proposé par Palmström (1982), l'indice RQD peut être indirectement déterminé par le nombre de joints/discontinuités par unité de volume pour définir la somme volumétrique des joints ( $J_v$ ) caractérisant la surface du massif rocheux:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Pour  $J_v < 4.5$  le RQD = 100

Le système de classification RQD se base sur des forages géologiques standard et sa plus grande force retombe sur sa simplicité, la vitesse d'acquisition et aussi qu'il est peu coûteux.

Le RQD doit être interprété comme un indice de qualité du massif lorsque la roche présente des caractéristiques problématiques comme un haut degré de détérioration et se présente par un comportement ductile, une zone de cisaillement ou un massif fracturé (Deere et Deere, 1988).

Ceci signifie que l'indice RQD est seulement capable d'évaluer la partie intacte du massif rocheux.

### 2.2.2 Rock Mass Rating (RMR):

Cette classification a été développée par Bieniawski [1973] au South African Council of Scientific and Industrial Research (SACSIR). Elle est basée sur l'étude de quelques centaines de tunnels creusés principalement dans des roches sédimentaires à profondeur modérée.

L'utilisation de cette classification nécessite de diviser au préalable le site en régions homogènes d'un point de vue de structures géologiques. Chaque région est classifiée séparément.

La version 1976 du système de classification (RMR 76) l'utilisation du RMR se repose sur la simplicité à déterminer les différents paramètres suivants et leurs pondérations.

A1 : Résistance en compression uni-axiale de la roche intacte.

A2 : Rock Quality Index (RQD).

A3 : Espacement des diaclases.

A4 : Condition des joints.

A5 : L'état d'infiltration d'eau souterraine.

A6 : Orientation des discontinuités.

$$\mathbf{RMR}_{76} = \mathbf{A1} + \mathbf{A2} + \mathbf{A3} + \mathbf{A4} + \mathbf{A5} + \mathbf{A6}$$

Les sommes des cinq premiers indices caractérisent le RMR de base. Quant aux travaux souterrains, il faut ajouter l'effet du facteur correctif. Le  $\mathbf{RMR}_{89}$  s'écrit alors :

$$\mathbf{RMR}_{89} = \mathbf{A1} + \mathbf{A2} + \mathbf{A3} + \mathbf{A4} + \mathbf{A5} + \mathbf{B}$$

La signification des indices du RMR sont définis comme suit :

**A1** (Strength of intact rock material) : la résistance à la compression simple de la matrice rocheuse est obtenue, soit par procédure d'écrasement d'un échantillon, soit par procédure de chargement ponctuel (note : de 0 à 15).

**A2** (Rock Quality Designation RQD, Deer [1964]): il caractérise la qualité des carottes de sondage en calculant le rapport entre la longueur cumulée des carottes supérieures à dix centimètres et la longueur totale considérée (note : de 3 à 20).

**A3** (Spacing of discontinuities) : dans le cas de plusieurs familles de fractures le minimum des notes attribuées à l'espacement des fractures est considéré (note : de 5 à 20).

**A4** (Conditions of discontinuities) : cet indice caractérise l'extension, l'ouverture, la rugosité, le matériau de remplissage et l'altération des épontes des discontinuités (note : de 0 à 30).

**A5** (Groundwater conditions) : Il est en rapport avec les conditions hydrogéologiques et consiste à réaliser des mesures de flux d'eau ou de pressions interstitielles des joints (note : de 0 à 15).

**B** (Adjustement for joint orientation) : c'est un facteur correctif qui est en rapport avec l'effet de l'azimut et du pendage des familles de discontinuités sur la stabilité de l'ouvrage (note : de -12 à +12 pour les tunnels, de 25 à 0 pour les fondations et de 60 à 0 pour les talus).



**Tableau 2-2: Classification du RMR (Bieniawski, 1989)**

Classification des paramètres et note									
Paramètre			coefficients						
1	Résistance de la roche	Indice Franklin	>10MPa	4-10MPa	2-4MPa	1-2MPa	Indice Franklin non utilisable		
		Résistance à la compression	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	2-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Note		15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Note		20	17	13	8	3		
3	Espacement des discontinuités		>2 m	0.6-2 m	200-600 m	60-200 m	< 60 mm		
	Note		20	15	10	8	5		
4	Nature des discontinuités		Surface très rugueuses non continues Epontes en contact Epontes non altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1 mm Epontes non altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1 mm Epontes altérées	Surface lustrées ou remplissage < 5mm ou joint ouvert 1à5 mm Joints continus	Remplissage mou >5 mm Joints ouverts > 5 mm Joint continu		
	Note		30	25	20	10	0		
5	Condition hydraulique	Débit sur 10m	Aucune venue d'eau	< 10	10-25	25-125	>125		
		Pression d'eau contrainte	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Hydrogéologie	Complètement sec	Suintements	Suintements	Pressions d'eau modérée	Problèmes sérieux de venues d'eau		
	Note		15	10	7	4	0		

**Tableau 2-3: Classification du massif rocheux selon le RMR; traduit de Bieniawski.**

Classe du massif	RMR	Qualification
I	81-100	Excellente
II	61-80	Bonne
III	41-60	Moyenne
IV	21- 40	Faible
V	< 20	Très faible

### 2.2.3 Système du NGI (Rock Mass Quality / Système Q)

Barton et al. (1974) introduit le système Q, un indice permettant de décrire la qualité de la masse rocheuse pour l'excavation de tunnels. Le système de classification se nomme Rock Mass Quality ou Tunnelling Quality Index ou système Q ou tout simplement système du NGI en hommage de l'Institution Géotechnique Norvégienne.

L'indice Q est calculé à partir de six paramètres géotechniques d'après la formule suivante :

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Où :

RQD = le Rock Quality Designation,

$J_n$  = un nombre caractérisant l'ensemble formé par les familles de joints,

$J_r$  = caractérise la rugosité des joints,

$J_a$  = caractérise l'altération des joints,

$J_w$  = le facteur de réduction hydraulique des joints,

SRF = le facteur de réduction des contraintes (Stress Reduction Factor).

Le Tunnelling Quality Index  $Q$  peut alors être considéré comme une fonction de seulement trois paramètres, qui sont une mesure directe :

$(RQD/J_n)$  = la taille des blocs,

$(J_r/J_a)$  = la résistance au cisaillement inter-blocs,

$(J_w/SRF)$  = des contraintes actives globales et hydrauliques.

Les tableaux suivants montrent les valeurs des paramètres de classification :

**Tableau 2-4: Paramètres de la classification du système  $Q$**

<b>Rugosité des diaclases</b>	<b><math>J_r</math></b>	
<i>Parois en contact</i>		
Diaclases discontinues	4	
Rugueuses, irrégulières, ondulées	3	
Lisses, ondulées	2	
Très lisses, ondulées	1.5	1. Ajoutez 1.0 si l'espacement moyen de la famille dominante > 3m
Rugueuses ou irrégulières, planaires	1.5	
Lisses, planaires	1	
Très lisses, planaires	0.5	
<i>parois séparées lorsque cisaille</i>		
Zone avec remplissage de minéraux argileux assez épais pour empêcher le contact des parois.	1	
Zone sableuse, de gravier ou concassé assez épaisse pour empêcher le contact des parois.	1	

Altération des diaclases		Jr
<i>Parois en contact</i>		
Dure, élastiques, remplissage imperméable		0.75
Non altérées, salissage de surface seulement		1
Légèrement altérées, minéraux non déformables, particules sableuses etc.		2
Remplissage silteux, sableux, avec une faible fraction d'argile		3
Matériaux déformables, i.e kaolinite, mica etc. épaisseur < 1-2 mm		4
Infiltration d'eau	Jw	Pression d'eau (kgf/cm <sup>2</sup> )
Sec ou infiltration mineure <5 l/m	1	< 0.1
Infiltration moyenne, lessivage occasionnel	0.66	1.0 – 2.5
Infiltration importante, roc compétant sans remplissage	0.5	2.5 – 10
Infiltration importante	0.33	2.5 – 10
Infiltration importante exceptionnelle après sautage, réduction dans le temps	0.2 – 0.1	> 10
Infiltration importante exceptionnellement importante	0.1 0.05	> 10

**Tableau 2-5:** Classification de massif en fonction de la valeur  $Q$

Indice $Q$	Qualité de la masse rocheuse
0,001 – 0,01	Exceptionnellement médiocre
0,01 – 0,1	Extrêmement médiocre
0,1 – 1	Très médiocre
1 – 4	Médiocre
4 – 10	Moyenne
10 – 40	Bonne
40 – 100	Très bonne
100 – 400	Extrêmement bonne
400 – 1000	Exceptionnellement bonne

### 2.2.4 Système du GSI (Geological Strength Index)

Introduit par Hoek et al. [1995] puis amélioré en 1997, le Geological Strength Index ne présente pas une classification géomécanique en soi. Cependant, il constitue un lien entre le RMR (Q-system) et la détermination des paramètres de déformabilité et de résistance des massifs rocheux.

Afin d'estimer le GSI, il est nécessaire de calculer le RMR' et le Q' qui sont des valeurs modifiées de RMR et de Q. Le RMR' est calculé en retenant une valeur 15 pour le coefficient relatif à l'eau (A5) et une valeur nulle pour le coefficient de correction relatif à l'orientation des discontinuités (B).

$$\text{RMR}' = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + 15$$

De même, Q' se calcule en ne tenant pas compte de l'état initial du massif par rapport à l'eau et aux contraintes (Jw/SRF).

$$Q' = \frac{\text{RQD}}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

Ayant calculé RMR' et Q' le GSI se détermine comme suit :

$$\text{GSI} = \text{RMR}'_{89} - 5 \text{ si } \text{RMR}'_{89} > 23$$

$$\text{GSI} = 9 (\log Q' + 44) \text{ si } \text{RMR}'_{89} \leq 23$$

L'estimation du GSI s'appuie sur une observation directe de la structure du massif rocheux à partir d'un examen de la qualité de la masse rocheuse in situ.

Cet indice varie entre 5 et 85. Par définition, les valeurs proches de 5 correspondent à des matériaux de très mauvaise qualité. Tandis que les valeurs proches de 85 décrivent des matériaux d'excellente qualité.

**Tableau 2-6:** Qualité du massif rocheux selon la valeur du GSI

Valeur du GSI	Qualité du Massif
76-95	Très Bonne
56-75	Bonne
41-55	Moyenne
21-40	Mauvaise
<20	Très Mauvaise

## 2.3 Méthodes numérique

Les méthodes numériques dans la résolution de divers problèmes liés à la stabilité des mines se sont imposées au cours des dernières décennies. Il est reconnu par l'ingénierie qu'elles n'ont pas cessé de s'accroître et cela tient à deux raisons principales:

La capacité des méthodes numériques de fournir une solution approchée et la capacité de fournir une solution entièrement déterminée pour une multitude de systèmes physiques quelles qu'en soient la configuration géométrique et les conditions aux limites.

La possibilité de résoudre rapidement, avec le support d'ordinateurs de plus en plus performants, de grands systèmes d'équations algébriques.

### 2.3.1 Méthode des éléments finis

Depuis une quinzaine d'années, l'utilisation de la méthode des éléments finis a connu un développement très important dans les bureaux d'études et les centres de recherches en géotechnique. Ainsi, il est aujourd'hui courant de réaliser, pour des grands projets, des analyses par éléments finis afin de vérifier la stabilité d'un ouvrage en interactions avec son environnement, de contrôler les valeurs de déplacements admissibles et d'aider au dimensionnement des structures.

#### 2.3.1.1 Principes généraux de la méthode

La méthode des éléments finis (MEF) est une technique numérique puissante utilisée pour résoudre des problèmes complexes en génie civil et en génie minier, notamment dans le calcul et l'analyse des ouvrages souterrains. Cette méthode permet de modéliser et de simuler le comportement des structures souterraines sous diverses conditions de charge et de contrainte, offrant ainsi une compréhension détaillée de leur performance et de leur stabilité.

Le principe de base le plus courant en est le suivant :

- le milieu considéré est bi ou tridimensionnel ;
- le milieu continu est divisé par des lignes (ou des surfaces) imaginaires en un certain nombre d'éléments finis » ;
- les éléments sont supposés reliés entre eux par un nombre fini de points dits points nodaux situés sur leurs frontières (ce sont généralement les sommets des « éléments » et parfois d'autres points sur les faces ou les arêtes). Ces points nodaux transmettent les efforts d'un élément à l'autre. Les déplacements de ces points nodaux sont les inconnues de base du problème;
- une fonction permet de définir de manière unique le champ de déplacement à l'intérieur de chaque «élément fini» en fonction des déplacements de ses noeuds (il existe une grande variété de types d'éléments et de fonctions d'interpolation) ;
- les fonctions de déplacement définissent donc sans ambiguïté l'état de déformation à l'intérieur d'un élément en fonction des déplacements nodaux et par suite, compte tenu des propriétés rhéologiques du matériau, l'état de contrainte (l'état de contrainte de l'élément est défini en un ou plusieurs points de l'élément appelés points d'intégration) ;

- à partir de ces fonctions de déplacement et des lois rhéologiques choisies, on détermine une relation de raideur qui à tout champ de déplacement sur le solide (défini donc de façon complète par les composantes U des déplacements aux noeuds de la structure) fait correspondre un champ de sollicitations (défini de la même façon par les composantes F des forces aux noeuds).

Cette relation s'écrit :  $\{F\} = [K] * \{U\}$

où [K] est une matrice carrée appelée matrice de rigidité.

Une fois déterminée la matrice de rigidité [K] du système, tout problème consiste donc généralement à résoudre le système linéaire :  $\{F\} = [K] * \{U\}$

Où les inconnues sont les composantes U du déplacement des noeuds (si l'une de ces composantes est imposée par des conditions aux limites elle est remplacée par la réaction qui en résulte).

Tout chargement se traduit par des forces aux noeuds. Lorsqu'il s'agit d'incrément de charge, les déplacements obtenus sont des incréments de déplacement qui s'ajoutent aux déplacements obtenus lors de l'incrément précédent. Il en est de même pour les contraintes.

La matrice de rigidité [K] peut varier elle aussi en fonction des étapes de calcul (excavation ou suppression d'éléments, soutènements ou adjonction d'éléments) ou en fonction de l'état de contrainte atteint.

Les éléments les plus fréquemment employés sont présentés dans la figure :

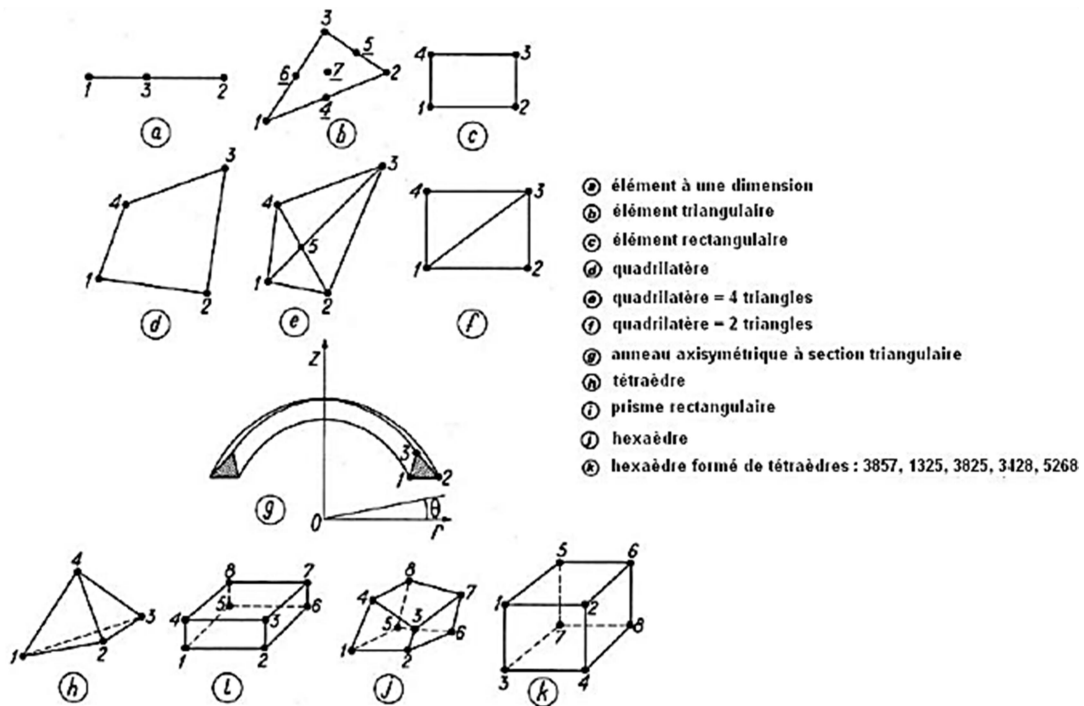


Figure 2-1: Eléments les plus fréquemment employés

L'opération de décomposer le milieu en éléments de forme géométrique simple se nomme « maillage » d'où plusieurs méthodes systématiques de numérotation des éléments et des nœuds sont adoptées. Deux méthodes sont les plus répandues :

Les nœuds sont numérotés à la suite, de gauche à droite (ou de bas en haut). Une numérotation distincte est utilisée pour les éléments. Elle est de même nature que la précédente. On peut établir des tableaux donnant les numéros des nœuds appartenant à un élément (par exemple : élément 3 ; nœuds 3, 4, 8, 9). Ce système est le plus répandu.

Vient ensuite le choix du type d'élément. Il doit évidemment satisfaire à plusieurs conditions :

- bien remplir le solide à étudier ;
- ne pas entraîner à des expressions algébriques trop compliquées (calculs longs, donc coûteux) ;
- respecter les conditions fondamentales de la théorie de l'élasticité :
  - Équations d'équilibre ; on doit pouvoir appliquer le théorème des travaux virtuels ou celui du minimum de l'énergie potentielle,
  - Équations de compatibilité ; si l'on emploie la méthode des déplacements, ces équations sont satisfaites si le champ des déplacements est continu dans le milieu ; il ne doit y avoir ni trou ni chevauchement.

### **2.3.1.2 Analyse géotechnique par la méthode des éléments finis**

La méthode des éléments finis est une technique numérique qui peut être utilisée pour résoudre les problèmes géotechniques. Plusieurs codes basés sur la méthode des éléments finis ont été développés pour résoudre les problèmes comportant l'interaction sol/structure, la construction des remblais, la dynamique des sols ... etc. Avec les récents développements au niveau du matériel et des logiciels, une analyse en éléments finis conduite proprement peut être réalisée rapidement et avec des coûts relativement faibles.

L'utilisation de la méthode des éléments finis pour la géotechnique a débuté en 1966, quand Clough et Woodward l'ont utilisée pour déterminer les contraintes et les déplacements dans les remblais et Reyes et Deer ont décrit ses applications pour l'analyse des constructions souterraines dans les roches. Plusieurs recherches et applications ont pris place ces 40 dernières années. Durant cette période, des progrès considérables ont été réalisés dans la théorie et la pratique.

La majorité des analyses géotechniques en éléments finis sont effectuées en étapes qui simulent des séquences d'événements réels.

L'analyse par étapes a deux importants avantages pour les problèmes géotechniques:

- la géométrie peut être changée d'une étape à une autre par la suppression ou l'addition des éléments.
- Les propriétés des terrains et des structures peuvent être changés d'une étape à une autre.

Les principales étapes d'une analyse par la méthode des éléments finis sont :

La fiabilité des solutions fournies par cette méthode est affectée par trois sources distinctes d'erreurs :

- Les données initiales ne sont connues qu'approximativement,
- Le système d'équations différentielles du modèle ne décrit que très approximativement l'évolution du milieu étudié,
- Et finalement, la solution discrète calculée par l'ordinateur n'est qu'une approximation de la solution du problème continu.

La somme de ces trois approximations forme l'erreur de la prédiction qui est parfois excessive. Il est dès lors essentiel d'estimer l'erreur totale en estimant individuellement chaque terme afin de tenter d'améliorer la précision où cela est possible et nécessaire.

### **2.3.1.3 Application au calcul des ouvrages souterrains**

La détermination des sollicitations auxquelles est soumis le soutènement d'un ouvrage souterrain est un problème hyperstatique dont les paramètres suivants peuvent être pris en compte par la méthode des éléments finis :

- la bi ou tridimensionnalité du problème,
- l'état d'équilibre naturel du milieu (ou état de contrainte initial),
- la géométrie de l'excavation,
- les propriétés de déformation du terrain et son hétérogénéité éventuelle,
- les caractéristiques géométriques et mécaniques des éléments du soutènement ainsi que la
- nature de son contact avec le terrain,
- les techniques de réalisation de l'ouvrage, les différentes phases d'exécution des travaux,
- en particulier la non-simultanéité de l'excavation et la mise en place du soutènement,
- enfin l'évolution dans le temps des pressions exercées par le terrain sur le soutènement.

Grâce au traitement incrémental, la méthode des éléments finis offre l'avantage de considérer simultanément tous les paramètres précités. Le défi vient généralement d'une compréhension limitée de l'environnement naturel et de son comportement. Ce sont donc ces facteurs spécifiques qui jouent un rôle crucial.

Les hypothèses principales continuent d'être référencées, avec l'inclusion de calculs élastiques ou élastoplastiques bidimensionnels impliquant plusieurs phases.

De nos jours, il est devenu courant de réaliser une modélisation des phases de construction d'un ouvrage, accompagnée de calculs tridimensionnels.

Grâce aux pré- et post-traitements (maillage automatique, interprétations graphiques des résultats...) les prix de revient de ces calculs ont beaucoup diminué.

Pour réduire encore le coût de certains calculs complexes, on peut utiliser la méthode des éléments finis, après avoir néanmoins effectué auparavant des analyses paramétriques à l'aide



de modèles plus souples d'emploi, tels que ceux proposés par exemple par la méthode convergence-confinement.

Malgré des analyses paramétriques préliminaires utilisant des modèles d'utilisation plus adaptables, les éléments finis finissent par diverger dans leurs programmes de calcul.

D'autres chercheurs se distinguent par leur capacité à introduire une gamme d'éléments complexes et de conditions rhéologiques diverses, ainsi que par leur capacité incrémentale et l'avancement des pré- et post-traitements.

Pour résoudre un problème type par la méthode des éléments finis on passe par les étapes suivantes :

#### - **Le maillage et les conditions aux limites**

La résolution d'un tel problème est effectuée par modèle en bi ou tridimensionnel. La symétrie (ou l'antisymétrie) du problème permet parfois de ne traiter que la moitié du modèle en appliquant les conditions de symétrie (ou d'antisymétrie) appropriées sur le plan médian.

Si les limites du modèle ne sont pas clairement définies par la géométrie du sous-sol, elles doivent être placées à une distance raisonnablement éloignée de l'ouvrage, afin que les conditions imposées à ces limites n'affectent pas les calculs des déplacements et des contraintes. Il est rappelé que, à proximité de l'excavation, l'incrément de contrainte varie comme  $1/r^2$  en fonction de la distance  $r$  par rapport au centre de l'excavation, et que l'incrément de déplacement varie comme  $1/r$ . Ainsi, si le terrain autour de l'excavation est modélisé sur une épaisseur de deux diamètres, l'incrément de contrainte à cette limite n'est plus que de 4 %, tandis que le déplacement est encore de 20 % du déplacement à l'intrados.

En général, le terrain autour de l'excavation est modélisé sur une largeur de 1,5 à 2 diamètres, mais les conditions aux limites sont alors imposées en contraintes et non en déplacements, afin de ne pas rigidifier excessivement le modèle. Si des conditions de déplacements nuls ne doivent être imposées aux frontières, il convient de les positionner à 3 à 5 diamètres de l'excavation.

Si l'excavation doit se dérouler en plusieurs phases, les zones à excaver doivent également être maillées, ainsi que les éléments de soutènement qui seront ajoutés par la suite. Les éléments utilisés peuvent inclure des éléments de surface (ou de volume), comme des triangles ou des quadrilatères, des éléments linéaires (barres ou poutres), et des éléments de joints. Pour obtenir les moments dans un revêtement, il est nécessaire que le modèle comporte plus de deux points d'intégration dans sa section.

#### - **Loi rhéologique des matériaux**

Si tous les matériaux présents sont élastiques, on détermine les modules d'élasticité  $E$  et les coefficients de Poisson  $\nu$  pour chacun d'entre eux. Même si le calcul est réalisé en élasticité, il est utile de définir un critère de rupture (basé par exemple sur la cohésion  $C$  et l'angle de

frottement  $\phi$ ) afin de repérer les zones où l'état de contraintes dépasse ce critère, ce qui permet d'identifier les zones minimales en état limite de rupture.

Dans le cas d'une excavation circulaire ou pseudo-circulaire, l'expérience montre qu'un calcul élastoplastique révèle que les zones en état limite de rupture sont souvent à peine plus étendues que celles déterminées par un calcul élastique. Cela justifie l'utilisation d'un simple calcul élastique pour estimer l'étendue de ces zones.

Si les conditions naturelles du milieu l'imposent, d'autres lois rhéologiques doivent être introduites telles que le fluage (module à court terme et module à long terme), l'élasto-plasticité, ou la fragilité. Dans ce cas des itérations sont généralement nécessaires pour obtenir l'état d'équilibre du système.

### - Les étapes de chargement

#### 1- L'état initial :

L'état initial des contraintes est à définir car c'est lui qui conditionne le chargement de l'ouvrage souterrain. Il peut être connu par une relation simple, par des mesures in situ ou par un calcul « éléments finis » sur le modèle lui-même (par exemple application de la pesanteur pour le calcul de contraintes sous un versant).

L'état initial du modèle est défini par :

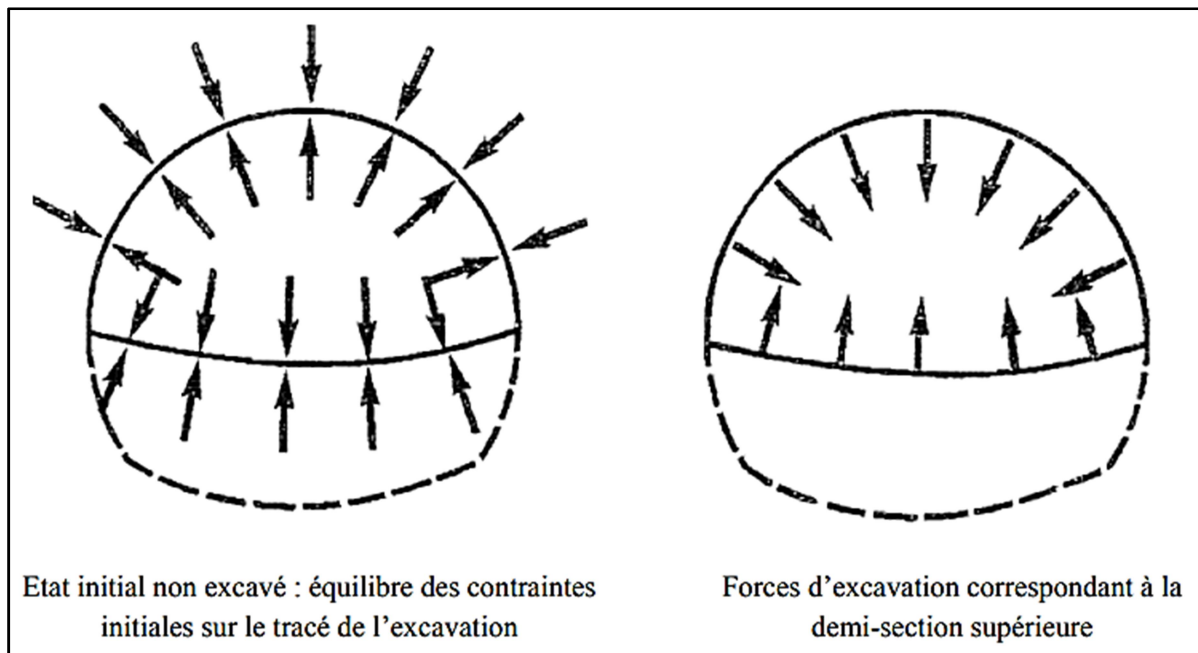
$$\{U\} = 0 \quad \text{aux nœuds du maillage}$$

$$\{\sigma\} = \{\sigma_0\} \quad \text{aux points d'intégration des éléments}$$

#### 2- Les chargements

Dans certains cas le chargement peut consister à appliquer les contraintes initiales sur les limites du modèle initialement non chargé mais il ne faut pas oublier que les déplacements obtenus ont alors pour origine l'état correspondant à un état de contraintes nulles et non  $\{\sigma_0\}$  et qu'une correction s'impose. Si de plus le modèle comporte déjà le revêtement du tunnel, ce mode de chargement ne convient pas. Le chargement équivalent à l'excavation consiste à appliquer à l'intérieur des éléments à excaver des contraintes égales et de signe opposé à l'état de contraintes qui existe à l'intérieur de ces éléments avant excavation (la résolution du système s'effectue bien sûr après avoir annulé la rigidité de ces éléments, et en tenant compte le cas échéant des éléments de soutènement).

L'intégration de ces contraintes sur l'ensemble des éléments à excaver conduit à des forces nodales qui s'appliquent sur le contour de l'excavation vers le vide qui étaient les forces internes de soutènement du noyau non excavé.



*Figure 2-2: Forces d'excavation*

Le calcul peut tenir compte d'un déconfinement partiel à la mise en place du soutènement. Ainsi le calcul sera mené en deux phases :

**1<sup>ère</sup> phase** -déconfinement partiel- : application des forces d'excavation multipliée par un coefficient de déconfinement  $\lambda$  sous soutènement.

**2<sup>ème</sup> phase** : mise en place du soutènement et application des forces restantes d'excavation  $(1-\lambda)F$  ;

$\lambda$  est le taux de déconfinement à la mise en place du soutènement.

Les soutènements peuvent être passifs (revêtement, soutènement par cintres ou béton projeté) ou actifs (boulons actifs à ancrage ponctuel, câbles de précontrainte) ; dans ce dernier cas leur action est modélisée par des forces.

Le fluage se traduit par des forces internes et éventuellement une modification de la rigidité du matériau.

### 3- La résolution du système

Chaque phase de chargement est appliquée sur un système dont la matrice de rigidité peut évoluer en fonction des étapes d'excavation (des éléments voient leur rigidité se modifier ou s'annuler, d'autres sont introduites).

La résolution du système  $\{F_i\} = [K_i] \{\Delta u_i\}$  conduit à obtenir un incrément de déplacement  $\{\Delta u_i\}$  et un incrément de contrainte  $\{\Delta \sigma_i\}$  qui s'ajoutent à l'état précédent pour obtenir l'état suivant :

$$\{u_{i+1}\} = \{u_i\} + \{\Delta u_i\}$$

$$\{\sigma_{i+1}\} = \{\sigma_i\} + \{\Delta\sigma_i\}$$

### 2.3.1.4 L'utilisation de la méthode pour modéliser le comportement du pilier :

L'analyse par éléments finis a une performance dans les modèles axisymétriques. On considère l'existence d'un plan de symétrie perpendiculaire au pilier. Un modèle élastique avec module de Young variable remplace le terrain de couverture, la charge (mort terrain P appliquée sur les piliers) aussi est représentée. Dans l'analyse élastoplastique, la charge P est augmentée jusqu'à la rupture du pilier. Le critère de la rupture du ce dernier est donc défini par la convergence du processus itératif dans le but de rechercher une solution de l'équation non-linéaire.

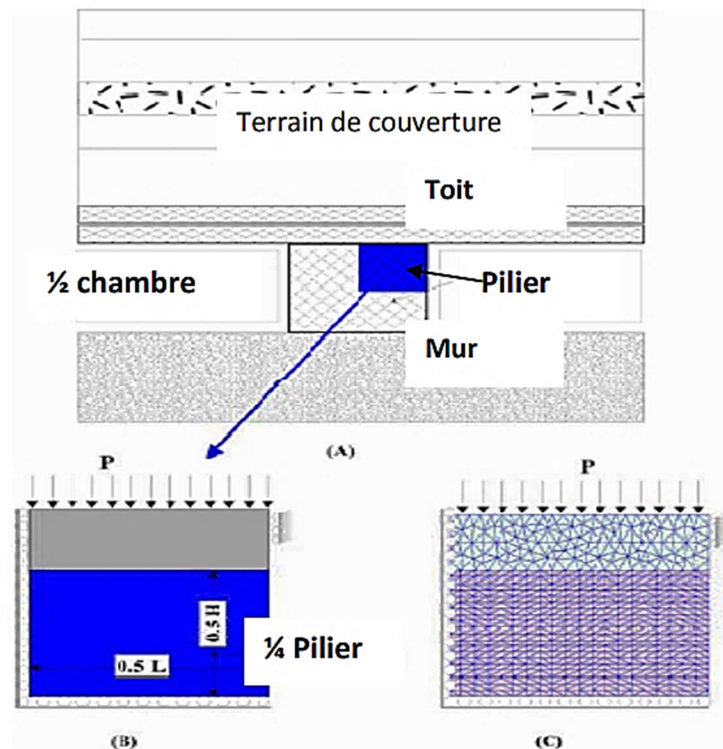


Figure 2-3: Modélisation de comportement d'un pilier (LAOUAFA Farid, 2005)

## 2.4 Méthodes analytique

Les méthodes analytiques utilisent des principes mathématiques et physiques pour modéliser le comportement des structures minières sous différentes conditions de charge. Ces méthodes permettent une compréhension plus approfondie des mécanismes de rupture et des contraintes.

### 2.4.1 Théorie de l'Aire Tributaire (TAT)

La Théorie de l'Aire Tributaire (TAT) est le modèle le plus fréquemment utilisé pour estimer la contrainte verticale moyenne agissant sur les piliers de mine verticaux. Salamon et Munro (1967) ont été les premiers à l'utiliser dans le cadre de la rétro-analyse d'effondrements de mines de charbon en Afrique du Sud. Il s'agit d'une méthode purement statique faisant l'hypothèse que chaque pilier supporte le poids de la colonne de terrain située au-dessus de sa section et au-dessus de la moitié de l'aire séparant le pilier en question de ceux qui lui sont adjacents. L'aire totale correspondante est l'aire tributaire du pilier  $A_t$ . La contrainte verticale moyenne  $\sigma_{vm}$  est alors obtenue en divisant le poids de la colonne de terrain sus-jacente à la section horizontale  $S$  du pilier :

$$\sigma_{vm} = \frac{\rho \cdot g \cdot H \cdot A_t}{S}$$

Où :

$\rho$  : La masse volumique de la roche,

$g$  : L'accélération de la pesanteur,

$H$  : La profondeur du pilier considéré.

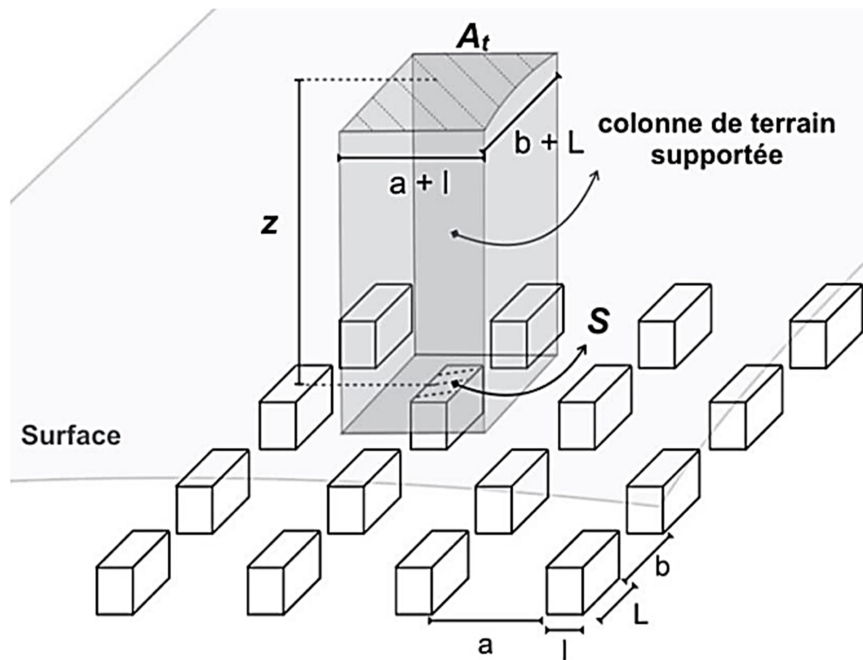
Dans le cas d'une mine très étendue et constituée de piliers aux dimensions uniformes, la contrainte verticale des piliers est plus généralement écrite en fonction de la contrainte verticale in situ  $\sigma_v = \rho \cdot g \cdot H$  et du taux de défrètement  $r$ .

$$\sigma_{vm} = \frac{\sigma_v}{1 - r}$$

$r$  correspond, dans le plan de la mine, à la section de minerai excavée divisée par la section totale de minerai à l'intérieur de l'aire tributaire du pilier  $(A_t - S)/A_t$ . Pour un pilier rectangulaire,  $r$  se calcule comme suit :

$$r = \frac{(a + l)(b + L) - ab}{(a + l)(b + L)}$$

Où  $l$  et  $L$  sont respectivement la largeur et la longueur horizontales du pilier et  $a$  et  $b$  sont respectivement la largeur et la longueur horizontales des chambres adjacentes.



**Figure 2-4:** Schéma de principe de la théorie de l'aire tributaire tiré de Hauquin et al. (2016).

Pour un pilier infiniment long  $r$  se calcule tel que :

$$r = l/(a + l)$$

Le modèle de l'aire tributaire présente l'avantage d'être très simple d'utilisation et de pouvoir s'appliquer à des géométries de mine 3D. Cependant, il repose sur certaines hypothèses fortes de par sa nature purement statique qui ne prend pas en compte la déformabilité de la roche :

1) chaque pilier supporte le poids total de la colonne de terrain sus-jacente indépendamment des dimensions des piliers adjacents, ce qui n'est en fait possible que si tous les piliers sont identiques ;

2) le poids total du recouvrement est transféré aux piliers qui ne partagent donc aucune charge avec l'horizon non exploité, ce qui ne peut être envisageable que si l'on s'intéresse à des piliers situés loin des limites latérales d'une mine très étendue.

Dans le cas contraire, l'effet de voûte évoqué dans le Chapitre 0 induit un partage du poids du recouvrement entre la mine et ses contreforts plus rigides. Pour ces raisons, il est admis que le modèle de l'aire tributaire surestime la plupart du temps la contrainte verticale moyenne des piliers (Wagner, 1980).

Elle a été utilisée dans un contexte minier pour la première fois par Salamon et Munro (1967) dans le cadre de la rétro-analyse de l'effondrement de la mine de Coalbrook (1960, Afrique du Sud). Elle consiste à calculer le poids d'une colonne de terrain située au-dessus de la section d'un pilier et de la moitié de la section le séparant des piliers adjacents (Section totale = Aire tributaire), puis à diviser ce poids par la section horizontale du pilier pour

obtenir sa contrainte verticale moyenne. C'est une méthode extrêmement simple d'utilisation pouvant s'appliquer aussi bien en deux qu'en trois dimensions, ce qui explique, notamment, qu'elle ait été privilégiée par rapport à d'autres méthodes plus complexes issues de la théorie des poutres et de l'élasticité linéaire uniquement valables en deux dimensions. Cependant, elle est purement statique et ne prend donc pas en compte la déformabilité de la roche. Son application est théoriquement limitée à des mines infiniment grandes et de géométrie parfaitement régulières présentant un motif invariable par translation. Appliquée à des géométries irrégulières, la méthode de l'aire tribulaire surestime significativement la contrainte des piliers les plus chargés.

## 2.4.2 Détermination de la résistance du pilier

### 2.4.2.1 Formule CMRI (Central Mining Research Institute)

CMRI a développé une formule pour la résistance des piliers en tenant en compte le ratio  $w/h$  du pilier, la résistance à la compression uni-axiale du pilier, la hauteur du filon et la profondeur de couverture :

$$\sigma_p = (0.27 \times \sigma_c \times h^{-0.36}) + \frac{H}{160} \left( \frac{w}{h} - 1 \right)$$

Avec :

$\sigma_p$  : la résistance du pilier (MPa)

$\sigma_c$  : la résistance à la compression simple

$h$  : la hauteur de travail ou la hauteur du filon en m

$H$  : la hauteur des terrains de couverture en mètres

### 2.4.2.2 Formule Obert-Duwall/Wang (1967)

Il a été dérivé des tests de laboratoire sur les roches dures et les considérations élastiques, la même relation que celle proposée par Bunting en 1911. Greenwald et al. (1939) mentionnent que cette forme d'expression pour la résistance des piliers a été proposée en 1900 pour l'anhracite après des tests en laboratoire effectués pour le Scranton Engineers Club. Cette formule est donnée comme suit :

$$\sigma_p = \sigma_1 \left( 0.778 + 0.222 \frac{w}{h} \right)$$

Où :

$\sigma_p$  : la résistance du pilier

$\sigma_1$  : la résistance à la compression simple pour un specimen

$w$  : largeur du pilier

$h$  : hauteur du pilier

Selon Obert et Duvall, cette équation est valide pour  $w/h$  partant de 0.25 à 4, en assumant les conditions de charges-gravité. A travers les calculs des cas des mines et l'utilisation des

propriétés de roches de laboratoires, des facteurs de sécurité de 2 à 4 étaient dérivés du court et long terme de stabilités de piliers, respectivement. Essentiellement, ce facteur de sécurité compte pour les interprétations de roches de force au laboratoire (ou matériel roche) à la force in-situ pour les roches dures (telle que les trouver dans les mines de Plomb et Zinc).

### 2.4.2.3 Formule Holland-Gaddy

Holland & Gaddy, Holland (1964) ont étendu les travaux de Gaddy (1956) et ont proposé la formule suivante :

$$\sigma_p = k \frac{\sqrt{w}}{h}$$

Où :

$\sigma_p$  : la résistance du pilier

k : le facteur Gaddy

w : largeur du pilier

h : hauteur du pilier

Holland spécifiait que le facteur de sécurité entre 1.8 et 2.2 pour la conception des piliers de charbon, avec une valeur recommandée de 2.0. Le ration w/h, pour lequel la formule Holland est valide, va de 2 à 8.

Bien que populaire dans les années 1970, la formule Holland-Graddy n'est plus recommandée parce qu'elle a été trouvée être plus conservative aux ratios élevées (>5).

### 2.4.2.4 Formule Bieniawski

Elle est basée sur les tests à grande échelle sur les piliers de charbon in situ. Ces tests effectués aux Etats-Unis par Greenwald et autres durant les années 1933-1941. Des tests extensifs étaient conduits en Afrique du Sud durant les années 1965-1973 par Bieniawski (1968,1969), Wagner (1974), et Biennawski et Van Heerden (1975).

La formule originelle est :

$$\sigma_p = 400 + 220 \frac{w}{h}$$

La formule normalisée est :

$$\sigma_p = \sigma_1 (0.64 + 0.36 \frac{w}{h}) \text{ MPa}$$

Où :

$\sigma_p$  : la force du pilier

$\sigma_1$  : la résistance d'un spécimen

w : largeur du pilier

h : hauteur du pilier



Bieniawski (1969) et Bieniawski and van Heerden (1975) ont confirmé cette relation par des tests in situ à grande échelle sur 66 tests de spécimen de charbon de ration largeur sur hauteur de 0.5 à 3.4.

La formule est particulièrement réaliste pour  $w/h = 10$ , d'après lesquelles elle donne des estimations conservatives. Bien que pour des ratios de  $w/h$  élevés, elle est la moins conservatrice comparée aux quatre autres formules.

### 2.4.3 Coefficient d'extraction

Dans l'exploitation des gisements planteurs, le coefficient d'extraction " r " est produit pour définir le rapport entre la surface ou volume de minerai extrait et la surface au volume total du minerai.

$$r = 1 - \frac{w^2}{(L+w)^2} \times 100 \text{ ;(\%)}$$

Où :

w : Largeur du pilier

L : Largeur de chambre

### 2.4.4 Facteur de sécurité local

Les piliers sont le plus souvent verticaux. La comparaison de la contrainte verticale moyenne qu'ils subissent à leur capacité portante, estimées à partir d'équations empiriques, permet d'évaluer leur état de stabilité à partir du Facteur de Sécurité (FS) :

$$FS = \frac{\sigma_p}{\sigma_{vm}}$$

Où :

$\sigma_p$  : la résistance du pilier (MPa)

$\sigma_{vm}$  : la résistance verticale moyenne (MPa)

En théorie, une valeur de  $FS > 1$  doit garantir la stabilité des piliers. Cependant, il existe en pratique des piliers auxquels une valeur élevée du facteur de sécurité est attribuée et qui s'effondrent tout de même. Il est donc plus pertinent d'évaluer la stabilité des piliers selon une approche basée sur le risque (Salamon et al., 2005).

L'approche de conception de pilier ci-dessus intègre les hypothèses suivantes:

- La couche est soumise uniquement à une pression verticale, qui est constante sur toute la zone minée. Cependant, un transfert de contraintes se produit là où il existe des contreforts rigides dans les travaux souterrains. Ainsi, cette pression verticale peut être partiellement soulagée.
- Chaque pilier supporte la colonne de roche sur une surface correspondant à la somme de la surface de la section transversale du pilier plus une portion de la surface de la galerie,

cette dernière étant partagée de manière égale par tous les piliers voisins. Cependant, cela n'est certainement pas valide si la zone de développement est petite, car les piliers au centre de l'excavation sont soumis à plus de contraintes que ceux situés près des côtés. Cette hypothèse est généralement acceptée comme valide uniquement si la zone excavée est plus grande que la profondeur sous la surface.

- Il est supposé que la charge est uniformément répartie sur la surface de la section transversale du pilier.

Cependant, la recherche a montré que :

- La contrainte n'est pas uniformément répartie sur la section transversale d'un pilier individuel, la contrainte maximale se produisant aux coins formés par l'intersection de trois plans orthogonaux, à savoir, les deux parois latérales du pilier et le toit ou le sol.
- La contrainte sur les piliers augmente avec le pourcentage d'extraction.
- La répartition des contraintes dans les piliers dépend du rapport entre la largeur et la hauteur des piliers.

## **2.5 Conclusion :**

L'analyse de la stabilité des ouvrages en terre est traditionnellement effectuée à l'aide de méthodes de calcul à la rupture, qui produisent un facteur de sécurité (FS). Beaucoup de ces méthodes permettent de prendre en compte divers facteurs géologiques, techniques et géométriques. Les principaux groupes sont les suivants :

- Méthodes empiriques : Utilisent des systèmes de classification géomécanique tels que RQD, RMR, et SMR.
- Méthodes analytiques : Incluent des techniques comme la Théorie de l'Aire Tributaire.
- Méthodes numériques : Font appel à des logiciels spécialisés comme Plaxis, FLAC, Phase2 et GEO5.

**Chapitre 03 :**  
**Caractéristiques géomécaniques du massif de**  
**la mine de Chaâbet El-Hamra**

### 3 Caractéristiques géomécaniques du massif de la mine de Chaâbet El-Hamra

#### 3.1 Introduction

Le comportement géotechnique des massifs rocheux est principalement régi par leurs discontinuités. Celles-ci ont pour cause les déviateurs de contrainte et de déformation appliqués au massif tout au long de son histoire géologique. On en conclut que les caractéristiques mécaniques et hydrauliques actuelles d'un massif dépendent à la fois de ses particularités structurales acquises et éventuellement de contraintes s'exerçant de nos jours.

Les propriétés physiques et mécaniques des roches ont une grande influence sur la stabilité des terrains. La caractérisation d'un massif rocheux repose sur l'identification de ses propriétés physico-mécaniques, tant en laboratoire que sur le terrain.

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

#### 3.2 Testes de reconnaissance in-situ :

Toute étude géotechnique doit commencer par une reconnaissance in-situ qui permet de déterminer les caractéristiques des sols en place.

Plusieurs types d'essais et mesures in-situ peuvent être réalisées à différentes étapes de l'étude d'un sol.

##### 3.2.1 Zone d'étude

Le niveau d'étude est la galerie de roulage à côté de sondage S335, où le niveau de mur 916 avec une hauteur de galerie entre 2.7 et 3m, l'exploitation dans ce niveau faite par méthode chambre et pilier.

Dimensions de la galerie :

*Tableau 3-1: Paramètre de la galerie*

Paramètres	Valeurs
Largeur moyenne (m)	4
Hauteur moyenne (m)	3
Section (m <sup>2</sup> )	12

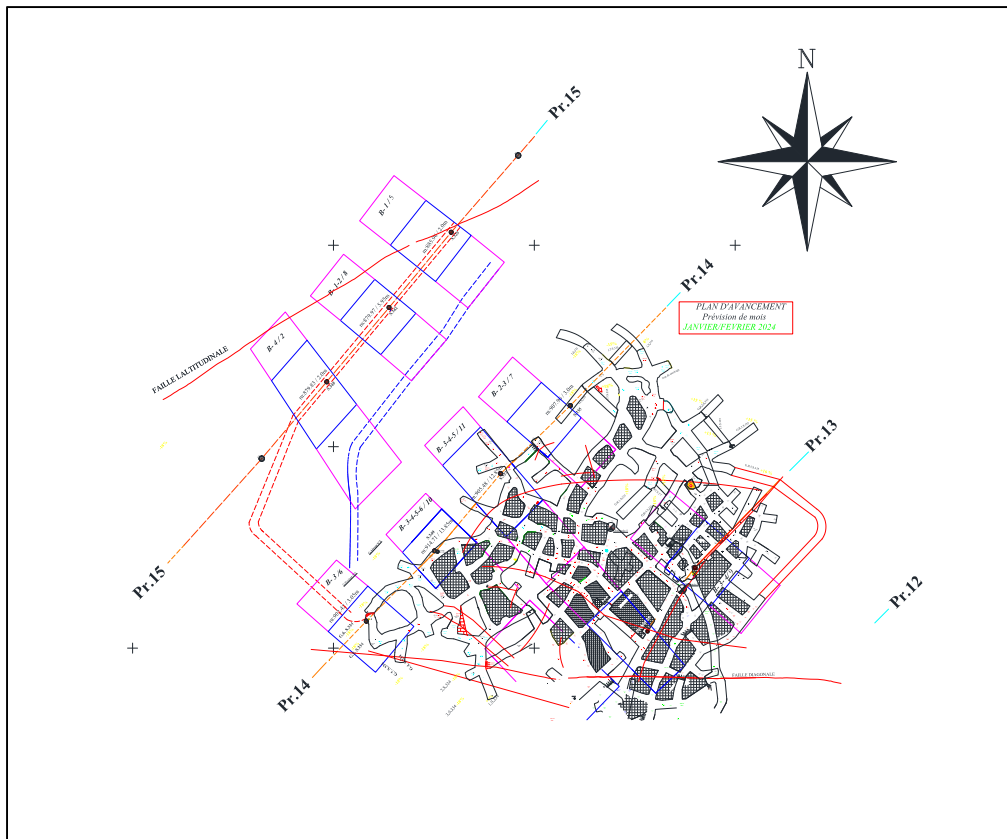


Figure 3-1: Zone d'étude (D'après l'ENOF)

### 3.2.2 Calcul des propriétés physico-mécaniques in-situ

La résistance de la roche aux contraintes induites est l'une des principales exigences pour les classifications géomécaniques telles que le RMR.

#### Test de compression simple

La résistance à la compression in-situ est la grandeur inférieure à celle calculée au laboratoire, étant donnée l'influence de certains facteurs naturels.

#### Scléromètre (PROCEQ)



Figure 3-2: Scléromètre (PROCEO)

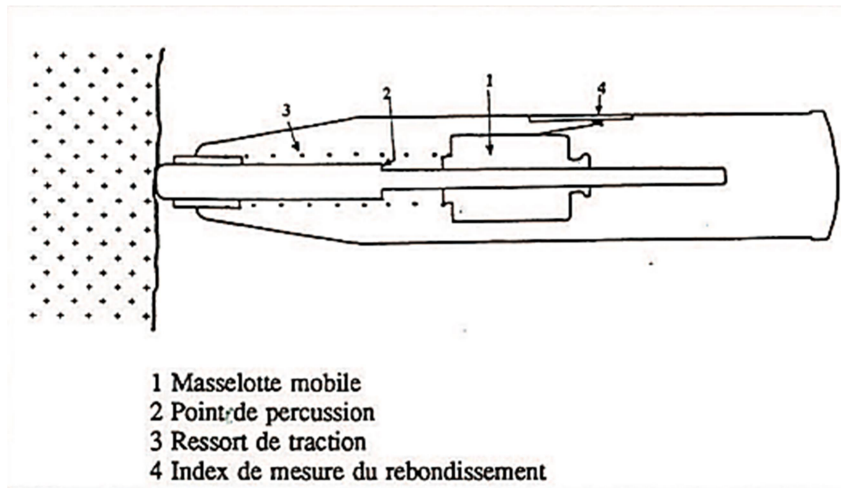


Figure 3-3: Principe du scléromètre (ou marteau de Schmidt)

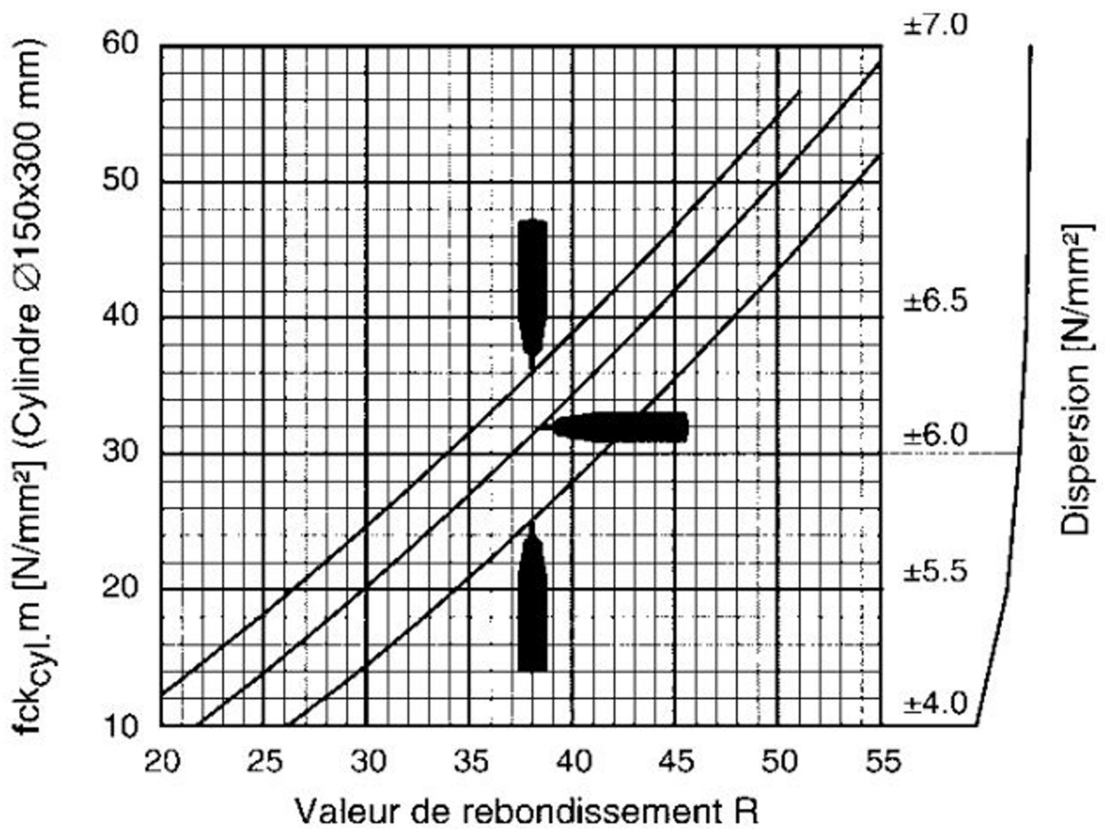


Figure 3-4: La relation entre l'indice de rebondissement et la résistance à la compression simple

Estimation de la résistance à la compression des parois de front de taille :

Tableau 3-2: Les résultats de la résistance à la compression simple

Points	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
IR	54	48	44	44	40	42	50	44	40	50
Rc(MPa)	225	160	125	125	100	110	175	125	100	175

Les résultats de la résistance à la compression des parois de pilier est entre 100 et 225 MPa ( $R_{c.moy}=142$  MPa) donc la résistance est élevé à très élevé.

### 3.3 Paramètres géométrique du massif

Le calcul des différents paramètres géométriques d'un massif rocheux est essentiel pour l'évaluation de la de stabilité, la modélisation géotechnique et la conception des ouvrages souterrains. Ils permettent d'évaluer les efforts, les contraintes, et les déformations potentielles au sein du massif rocheux.

#### 3.3.1 Calcul de RQD :

Le RQD peut être calculé par la formule suivante

$$RQD = 100(0.1\lambda + 1)^{-0.1\lambda}$$

Et :

$$\lambda = \frac{n \text{ (nombre de joints)}}{L \text{ (longueur)}}$$

Donc RQD=72 %

L'indice de qualité de la masse rocheux est compris entre  $50 < RQD < 75$  ce qui signifie que le massif de la mine est classé comme roches de qualité moyenne.

#### 3.3.2 Calcul de RMR :

Le système RMR (Rock Mass Rating), a été développé par Z.BIENIAWSKI 1976, se base sur les caractéristiques des roches et la description des terrains adjacents.

Le calcul du RMR est obtenu par la somme des valeurs des six paramètres suivants :

- la résistance à la compression simple
- Le RQD qui caractérise la qualité de la roche
- Espacement des discontinuités
- Nature de discontinuités
- Condition hydrogéologique
- Ajustement pour l'orientation des joints

$$RMR_{89} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + B$$

Tableau 3-3: Paramètre de calcul de RMR

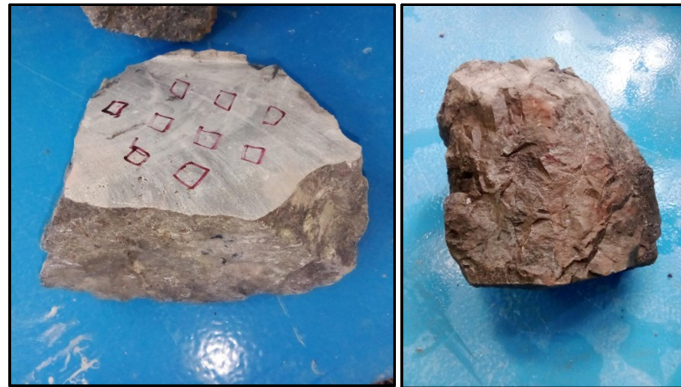
Paramètre	Description	Note
Résistance de la roche	100 < Rc < 250 MPa	12
RQD	50% - 75%	13
Espacement des discontinuités	60-200 mm	8
Nature de discontinuités	Remplissage mou > 5mm Joints ouvert > 5mm	0
Condition	Complètement sec	15

<b>hydrogéologique</b>		
<b>Ajustement pour l'orientation des joints</b>	Favorable	12
<b>RMR</b>	Roche moyen	60

Les résultats de RMR sont compris entre 41 et 60 ce qui implique que le massif est de classe III (moyenne).

### 3.4 Essais au laboratoire :

Après avoir ramené les blocs de roche de la mine de Chaâbet El Hamra et le stocker à l'intérieur du laboratoire des mines au niveau de l'Ecole National Supérieur de Technologie et d'Ingénierie d'Annaba (ENSTI), la première étape qu'on a effectuée était le carottage puis la coupure et le polissage des éprouvettes de test.



*Figure 3-5: Echantillons prélevés pour les teste au laboratoire*

#### 3.4.1 Carottage

La carotteuse utilisée pour la réalisation de cette étape est fournie par la marque commerciale italienne Control (Figure 3-6). Le diamètre de carottage est de 54.7 mm, choisi par respect des recommandations de l'ISRM.

L'opération de carottage se commence par une préparation géométrique du bloc choisi en utilisant la scie (Figure 3-7). Un bloc parfaitement adéquat pour le carottage selon notre expérience est un bloc dont la hauteur ne dépasse pas 14 cm pour permettre à l'outil de la carotte de pénétrer jusqu'à sa surface inférieure et par la suite, permettre à la carotte de tomber dans le sous-espace réservé.





*Figure 3-6: La carotteuse*



*Figure 3-7: Scie pour le traitement géométrique des blocs*

L'opération de carottage s'effectue par voie humide. Les recommandations ISRM donnent une grande importance à la teneur en eau de la roche lors des essais mécaniques, une condition que nous n'avons pas pu la vérifier.

Le polissage indispensable de ces échantillons a été effectué manuellement afin d'obtenir des surfaces planes et parallèles.



*Figure 3-8: Carottes de roches préparées pour les essais*

### 3.4.2 Essai Franklin

#### a) Protocole d'essai

La machine d'essai comprend une partie agencée pour être chargée (dans la version portable, cette partie comprend un cadre de charge, une pompe, les poinçons et pistons), un système pour la mesure de la charge  $P$  nécessaire pour amener la rupture de l'échantillon, et un système de mesure de la distance  $D$  entre les deux extrémités des points d'échantillon contact.



**Figure 3-9:** Instrument de la mise en œuvre d'un essai Franklin (Manuel)

Le mode opératoire qu'on a appliqué durant cet essai peut se résumer à la fixation de l'échantillon dans la position axiale et l'application progressive manuelle de la contrainte de compression jusqu'à la rupture de l'échantillon et la lecture de la valeur de pic sur l'écran.

### Résultats

Le résultat s'exprime sous forme d'un indice de résistance IS en MPa:

$$IS = F/D^2$$

Où

F : charge de rupture

D : diamètre ou distance entre pointes

La résistance à la compression est calculée par la formule suivante

$$\sigma = IS \times k$$

Avec  $k=23.572$

**Tableau 3-4:** Résultats des essais Franklin

N° Essai	1 (axial)	2 (axial)	3 (diamétrale)
Charge appliquée (KN)	12.49	30.39	28.50
Is (MPa)	5.2	13	12
$\sigma_c$ (MPa)	122.577	306.436	282.864

La résistance à la compression moyenne est de 214.506 MPa ce qui signifie que le massif est de classe II.



*Figure 3-10: Lecture effectuée lors d'un essai Franklin*



*Figure 3-11: Mode de rupture obtenu de l'essai Franklin (essai axial)*



*Figure 3-12: Mode de rupture obtenu de l'essai Franklin (essai diamétrale)*

### 3.4.3 Essai compression uniaxial

La résistance à la compression uniaxiale est la contrainte ultime d'un échantillon de roche cylindrique sous chargement axial. C'est la plus importante des propriétés mécaniques de la roche, utilisée en dimensionnement, analyse et modélisation.

#### 3.4.3.1 Étapes de Fixation des Jauges

Jauges de Déformation utilisées dans cette étude sont des Strain Gauges fabriquées par TML Tokyo Sokki Kenkyujo Co., Ltd. Japan.

- Préparation de la Surface :
- Polissage : La surface latérale de l'échantillon est soigneusement polie.

- Emplacement : L'emplacement des jauges est choisi selon les normes de l'ISRM et les exigences pratiques.

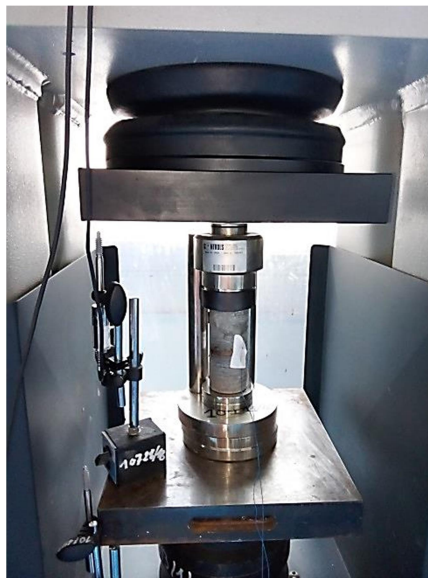
Une mauvaise manipulation durant cette étape peut entraîner des pertes de temps et des coûts élevés. Une mauvaise fixation peut donner des résultats erronés et nécessiter la destruction de la jauge avant la fin de l'essai. Dans ces cas, seules les valeurs de résistance à la rupture de l'échantillon sont prises en compte.

- Fixation des Jauges :
  - Nettoyage : La surface est nettoyée à l'acétone.
  - Collage : Une colle recommandée par TML ou une colle commerciale ordinaire (colle rapide) est utilisée. La colle doit être vérifiée pour sa durée de reprise, sa rigidité après la reprise et sa compatibilité avec le matériau plastique de la jauge.
  - Soudure des Fils :

Les fils sont soudés à la jauge avec un fer à souder ordinaire et un rouleau de plomb commercial. La résistance électrique est mesurée avec un Ohm-mètre ou un multimètre ( $R \geq 120 \mu\Omega$ ) pour éviter tout endommagement excessif.

### 3.4.3.2 Fixation de l'Éprouvette

L'éprouvette, munie de jauges de contrainte, est fixée dans le dispositif de test. Les fils sont ensuite connectés au pont de mesure. La vérification de la résistance est répétée à chaque phase pour détecter rapidement tout défaut.



*Figure 3-13: Fixation de l'Éprouvette dans le dispositif de l'essai de compression uniaxial*

### Gestion des Données et de l'Essai

L'étape suivante implique l'utilisation du logiciel Data Manager :

- Insertion des Paramètres Variables : Configuration des paramètres de l'essai.
- Réglage et Mise à Zéro des Chaînes : Calibration initiale des instruments.

- Démarrage de l'Essai : Lancement et gestion de la phase isotropique.
- Suivi et Visualisation : Surveillance en temps réel de la cinétique de l'essai et des paramètres développés.

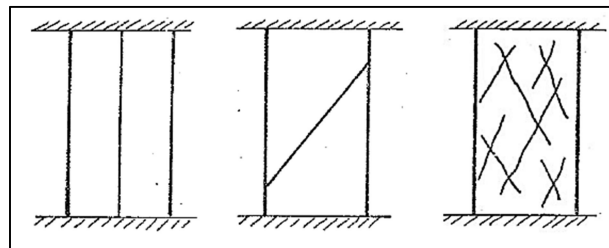


*Figure 3-14: Système automatique de la mise en œuvre des essais de compression (Contrôles)*

### Modes de rupture

Trois modes de ruptures ont été décelés au cours d'un essai de compression uniaxiale :

- Rupture par clivage
- Rupture par cisaillement
- Rupture par apparition de fissures



*Figure 3-15: Modes de rupture possible d'un essai de compression uniaxiale*

*Tableau 3-5: Classe de résistance à la compression uniaxiale*

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



### 3.4.3.3 Résultat et discussion

Le mode de rupture observé se manifeste principalement par l'apparition de fissures dans la roche.



*Figure 3-16: Mode de rupture obtenu de l'essai de compression uniaxial*

### 3.4.4 Cohésion

Pour déterminer la cohésion on utilise la relation suivante :

$$C = \frac{Rc \times Rt}{2\sqrt{Rc \times Rt - 3Rt^2}} ; \text{MPa}$$

### 3.4.5 Angle de frottement interne

L'angle de frottement interne est déterminé par la relation suivante :

$$\varphi = \text{arc sin} \frac{Rc - 4Rt}{Rc - 2Rt} ; \text{Degrée}$$

## 3.5 Résultats et interprétation

Les résultats obtenus se résument dans le tableau suivant :

*Tableau 3-6: Paramètres géotechniques de la couche exploitée*

Caractéristiques	Nom	Unité	Valeur
Poids volumique	$\gamma$	KN/m <sup>3</sup>	28.62
Module d'Young	E	GPa	244.52
Coefficient de Poisson	$\nu$		0.5
Cohésion	C	MPa	4.699
Angle de frottement interne	$\varphi$	Degrée	50.1
La dureté	d		8

La porosité	n	%	0.29
Résistance à la compression uniaxial	$R_c$	MPa	102.33

$100 \text{ MPa} < R_c < 200 \text{ MPa}$  Résistance très élevée

$E > 50 \text{ GPa}$  le matrice rocheux extrêmement raide

### 3.6 Conclusion :

D'après notre observation sur le terrain et la description structurale des terrains de la mine qui montre que c'est une roche dure, et le massif de la mine de Chaabet El-Hamra est de classe II.

L'étude géotechnique du gisement repose sur l'analyse du comportement et des propriétés mécaniques des roches, lesquelles sont étudiées en laboratoire. Les différents essais réalisés montrent que la résistance des roches est très élevée.

**Chapitre 04 :**  
**Étude de stabilité des piliers de la mine de**  
**Chaâbet El-Hamra**



## 4 Étude de stabilité des piliers de la mine de Chaâbet El-Hamra

### 4.1 Introduction

La stabilité de la mine dépend essentiellement sur l'analyse de la stabilité des piliers et leur comportement. Le dimensionnement de piliers de mines est un processus itératif. On postule des dimensions de chambres et de piliers et on calcule, à l'aide d'une méthode de dimensionnement que l'on a choisi un facteur de sécurité.

La détermination du facteur de sécurité  $F_S$  des piliers verticaux nécessite d'estimer leur contrainte verticale moyenne  $\sigma_{vm}$ . Parmi les différentes méthodes d'estimation de cette grandeur, la Théorie de l'Aire Tributaire (TAT).

### 4.2 Analyse de stabilité de pilier

L'analyse de la stabilité des piliers dans les mines est cruciale pour assurer la sécurité des opérations minières. Cette évaluation repose sur plusieurs méthodes et facteurs, notamment le facteur de sécurité ( $F_s$ ), qui détermine la capacité des piliers à supporter les charges appliquées.

#### 4.2.1 La résistance du pilier

La résistance des piliers est un facteur déterminant dans l'évaluation de la stabilité des structures souterraines. Elle dépend de plusieurs paramètres, notamment les propriétés géomécaniques des roches et les dimensions des piliers (les piliers d'une forme irrégulière en prendre les valeurs moyenne des paramètres).

Pour déterminer cette résistance en utilise la formule d'Obert-Duwall/Wang (1967)

$$\sigma_p = \sigma_c \left( 0.778 + 0.222 \frac{w}{h} \right)$$

Où :

- $\sigma_p$  : La résistance du pilier, (MPa) ;
- $\sigma_c$  : Résistance en compression uniaxiale au laboratoire (102.33=MPa) ;
- $w$  : Largeur du pilier, (m) ;
- $h$  : Hauteur du pilier, (m).

**Tableau 4-1:** la résistance du pilier

Pilier	1	2	3	4
$\sigma_p$ (MPa)	43.08	28.43	17.1	22.43

#### 4.2.2 La résistance verticale moyenne

La détermination de la contrainte axiale moyenne supportée par un pilier par la méthode de l'aire tributaire utilisant l'équation :

$$\sigma_{vm} = \frac{\rho \cdot g \cdot H \cdot A_t}{S}$$

S'obtient en calculant le rapport du poids de la colonne de roche supportée par le pilier par la surface de support du pilier.

Dance le cas où les piliers de dimensions uniformes la contrainte verticale des piliers définie par la formule :  $\sigma_{vm} = \frac{\sigma_v}{1-r}$

Où :  $r = (A_t - S) / A_t$

- **Détermination de r**

L'aire tributaire d'un pilier est la zone au-dessus du pilier qui repose sur celui-ci. Elle est déterminée en fonction de la configuration géométrique de l'excavation ainsi que de la répartition des piliers dans le réseau de chambres et piliers.

$$A_t = (a + l)(b + L)$$

Où l et L sont respectivement la largeur et la longueur horizontales du pilier et a et b sont respectivement la largeur et la longueur horizontales des chambres adjacentes.

**Tableau 4-2: Paramètres des piliers et des chambres**

Pilier	1	2	3	4
largeur du pilier (m)	6.8	9.81	8.26	7.1
largeur de chambre (m)	5.35	7.06	3.66	5
Longueur du pilier	12.44	6.9	7.82	8.11
Longueur de chambre	9.98	7.11	7.93	6.75
r	0.8	0.71	0.65	0.68

- **Calcul de la contrainte verticale des piliers**

La contrainte verticale in situ est donné par :

$$\sigma_v = \gamma \times H$$

$\gamma$  : le poids volumique du matériau sus-jacent (28.62 KN/m<sup>3</sup>)

H : la profondeur moyenne de la mine sous la surface (109 m)

$$\sigma_v = 28.62 \times 109 = 3.11 \text{ MPa}$$

- **Calcul de la résistance verticale moyenne**

La contrainte verticale moyenne supportée par le pilier est obtenue en divisant la charge appliquée par la section transversale du pilier :

**Tableau 4-3:** la résistance verticale moyenne

Pilier	1	2	3	4
$\sigma_{vm}$ (MPa)	15.55	10.72	8.88	9.71

Lorsque l'on calcule les contraintes verticale dans le pilier a partir de la méthode de l'aire tributaire il est important de garder en mémoire les limitations implicites de cette procédure. Dans un premier temps, la moyenne des contraintes axiales dans le pilier est purement une quantité donnant un ordre de grandeur du chargement du pilier. Ce chargement s'effectue dans la direction parallèle à la direction principale de confinement. Cet état de contraintes n'est pas représentatif de la distribution des contraintes dans le pilier. En effet, cette distribution ne peut être déterminée que par une analyse complète du pilier. Dans un second temps, la méthode de l'aire tributaire analyse uniquement les contraintes axiales normales dirigées parallèlement à l'axe principal du pilier de soutènement.

### 4.3 Détermination du facteur de sécurité

La détermination du facteur de sécurité d'un pilier dans une mine souterraine par la méthode des chambres et piliers se fait en comparant la résistance du pilier à la contrainte appliquée.

$$F_s = \frac{\sigma_p}{\sigma_{vm}}$$

**Tableau 4-4:** Facteur de sécurité

Pilier	1	2	3	4
Facteur de sécurité	2.77	2.65	1.9	2.31

### 4.4 Interprétation des résultats

- $1.5 \leq F_s < 2$ :

Stabilité modérée: Un  $F_s$  dans cette plage indique une stabilité acceptable, mais il reste prudent d'évaluer régulièrement les conditions géologiques et les charges appliquées, surtout en cas de changements environnementaux.

- $F_s \geq 2$ :

Stabilité élevée: Un facteur de sécurité supérieur à 2 est généralement considéré comme un bon indicateur de stabilité. Cela signifie que le pilier a une marge suffisante pour supporter les charges sans risque significatif d'effondrement.

- Dans ce cas d'étude, la résistance des piliers de la mine est supérieure aux contraintes appliquées. Donc la résistance des matériaux est suffisante pour supporter les charges appliquées, ce qui signifie qu'il n'y pas de risque immédiat d'effondrement.

**4.5 Conclusion**

L'analyse de la stabilité des piliers et leurs comportements repose sur une combinaison de calculs théorique, d'inspections sur site et des essais au laboratoire.

On considère que la conception est suffisamment robuste pour que les piliers soutiennent la masse de roche environnante sans risque immédiat de rupture. Cela assure un certain niveau de sécurité et de longévité des galeries exploitées.

**CONCLUSION GENERALE**

L'exploitation minière au Gisement de Chaabet El Hamra est conséquemment réalisée dans des conditions géomécaniques de plus en plus difficiles (mines souterraines profondes, zone faillée, etc.), augmentant ainsi les défis géotechniques des opérations minières. La compréhension du comportement du massif rocheux autour d'une excavation souterraine est critique pour la conception des infrastructures souterraines et celle du système de support de terrain.

Dans des conditions de terrains d'un massif rocheux fracturé soumis à de faibles contraintes, la conception des excavations minières souterraines requiert une compréhension des propriétés géométriques et géomécaniques du régime structural contrôlant la stabilité des excavations.

Il y a différentes méthodes pour effectuer le dimensionnement et l'étude des comportements des piliers, dans cette étude nous avons utilisé des plusieurs systèmes de classification géomécaniques du massif rocheux et des méthodes analytique telle que la théorie de l'aire tributaire a permis d'orienter l'état de stabilité de la mine

Notre étude montre que :

- ✓ Pour assurer la stabilité d'une mine souterraine, il est essentiel d'analyser les paramètres suivants :
  - La géologie du gisement, en particulier son aspect lithologique et structural.
  - La reconnaissance de massif rocheux.
  - La configuration spatiale du gisement ainsi que les propriétés physiques et mécaniques de la masse rocheuse.
  - Les caractéristiques géométriques des couches minéralisées et les paramètres associés à la méthode d'exploitation et à l'aménagement de l'espace utilisé.

Les observations sur le terrain, les mesures in-situ et les essais en laboratoire montrent que le massif rocheux de la mine de Chaâbet El-Hamra est de qualité moyenne à bonne.

Les résultats obtenus à partir du calcul du coefficient de sécurité indiquent que les piliers de la mine possèdent une résistance suffisante pour supporter les charges verticales.

Dans ce cas, il est possible de procéder au dégraissage des piliers jusqu'à atteindre un  $F_s$  acceptable ( $F_s > 1$ ), pour maximiser l'extraction de minerai, tout en veillant à ce que la stabilité des structures soit conservée.

Par conséquent, Dans le cadre de l'opération de dépilage, la taille des piliers joue un rôle crucial dans la stabilité de la mine. D'après les observations et les calculs effectués, il a été déterminé que la largeur des piliers peut atteindre 3 mètres, tout comme leur longueur, soit également 3 mètres. Ces dimensions sont choisies en fonction des conditions géotechniques spécifiques à la mine de Chaâbet El-Hamra.

Cette configuration permet de garantir la stabilité des ouvrages souterrains, tout en assurant une capacité suffisante pour résister aux charges verticales exercées par les roches

environnantes. La taille des piliers est optimisée en fonction des propriétés mécaniques du massif rocheux, telles que la résistance à la compression et les caractéristiques du toit et du sol environnants. Les essais en laboratoire et les observations sur le terrain confirment que cette taille de pilier permet de maintenir une stabilité suffisante durant l'opération de défilage, tout en évitant le risque d'effondrement ou de déformation excessive des piliers.

# **Bibliographie**

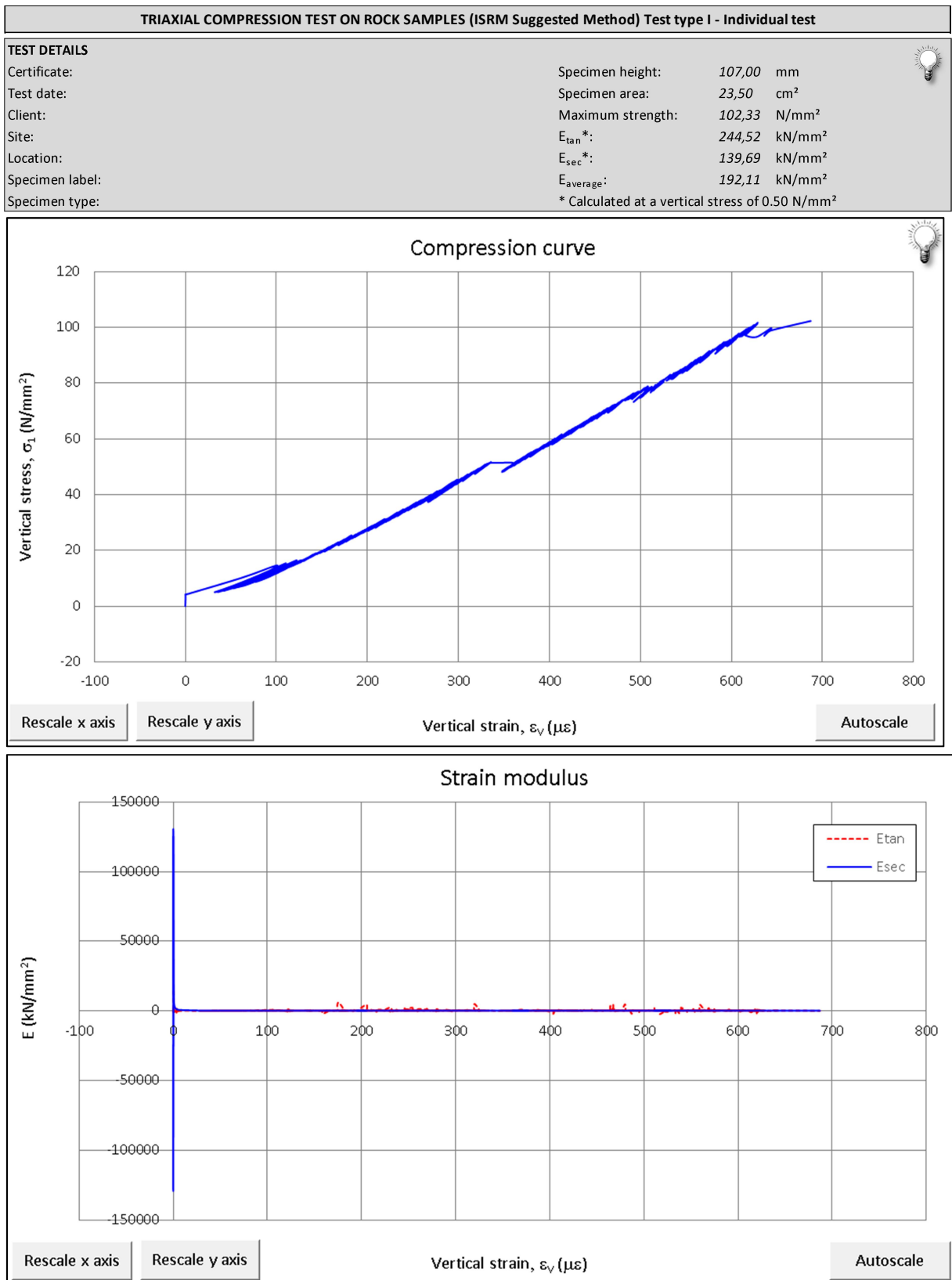


1. Rapport Géologique du Gisement de Zincifère de CHAABET EL HAMRA
2. Plan d'exploitation de la mine de Chaâbet El-Hamra pour l'année 2023. Entreprise Nationale des produits Miniers Non Ferreux et substances utiles : Mines de Kherzet Youcef Chaâbet El-Hamra-Sétif.
3. SONATRACH (1977). Carte géologique de l'Algérie au 1/50.000 : Ain Azel.
4. E.N.O.F: «Projet de développement de la partie inférieure de gisement de Chaâbet-El-Hamra»,2003.
5. Nekache Redouane. Étude de la stabilité des mines souterraines par les méthodes numériques. Cas de la mine de Chaâbet El Hamra – Algérie : Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme de Magister en Mines Option : Exploitation des Ressources Minérales UNIVERSITE BADJI MOKHTAR ANNABA, 11/01/2012.
6. Ait Kaid Yassine. Etude économique de l'Exploitation de la partie inférieure du gisement de Zn de Chaâbet El-Hamra et sensibilité des paramètres production, teneur, tout venant, cours métal et investissement. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Génie Minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, 2009
7. Thomas HAUQUIN. La rupture brutale des piliers conditionne-t-elle les effondrements miniers ?. Thèse de Doctorat de l'Université de Lorraine En Mécanique-Génie civil, 2017.
8. BENHAMED Dhiaeddine, mémoire de projet de fin d'études, étude de la stabilité et conception du rameau de connexion par la contribution des approches analytique et numérique, école nationale polytechnique d'Alger, 30 juin 2019.
9. F.MARTIN, A.SAÏTTA. Mécanique des Roches et Travaux Souterrains. Centre d'Études des Tunnels. Janvier 2006
10. HORIMEK Mohamed. La modélisation numérique des ouvrages souterrains par la méthode des éléments finis. Mémoire de Magister en Génie Minier. Ecole Nationale Polytechnique. Alger, 2010.
11. BOKY B. Exploitation des mines. Edition Mir, Moscou, 1990.
12. DURIEZ, J. Stabilité des massifs rocheux : Une approche mécanique, Thèse de doctorat de l'Institut National Polytechnique(INP) Grenoble, 2009.
13. Resat Ulusay, The IsRM suggested methods for rock characterization,testing and monitoring 2007-2014, Springer International Publishing Switzerland, 2015.
14. P.RAPIN. Méthode des éléments finis. Techniques de l'ingénieur. Dossier A656\_2\_1993.
15. Michel Chalhoub. Apports des méthodes d'homogénéisation numériques à la classification des massifs rocheux fracturés. Sciences de l'ingénieur [physics]. École Nationale Supérieure des Mines de Paris, 2006. Français.
16. Barton N et al. « Engineering classification of Rock Masses for the Design, support ». Rock Mechanics, 1974 , Vol 6, p.189-206.
17. Hoek, E., & Brown, E. T. Practical estimates of rock mass strength. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997.
18. AFTES. «Caractérisation des massifs rocheux utile à l'étude et à la réalisation des ouvrages souterrains». Référence GT1R1F1, 2003.

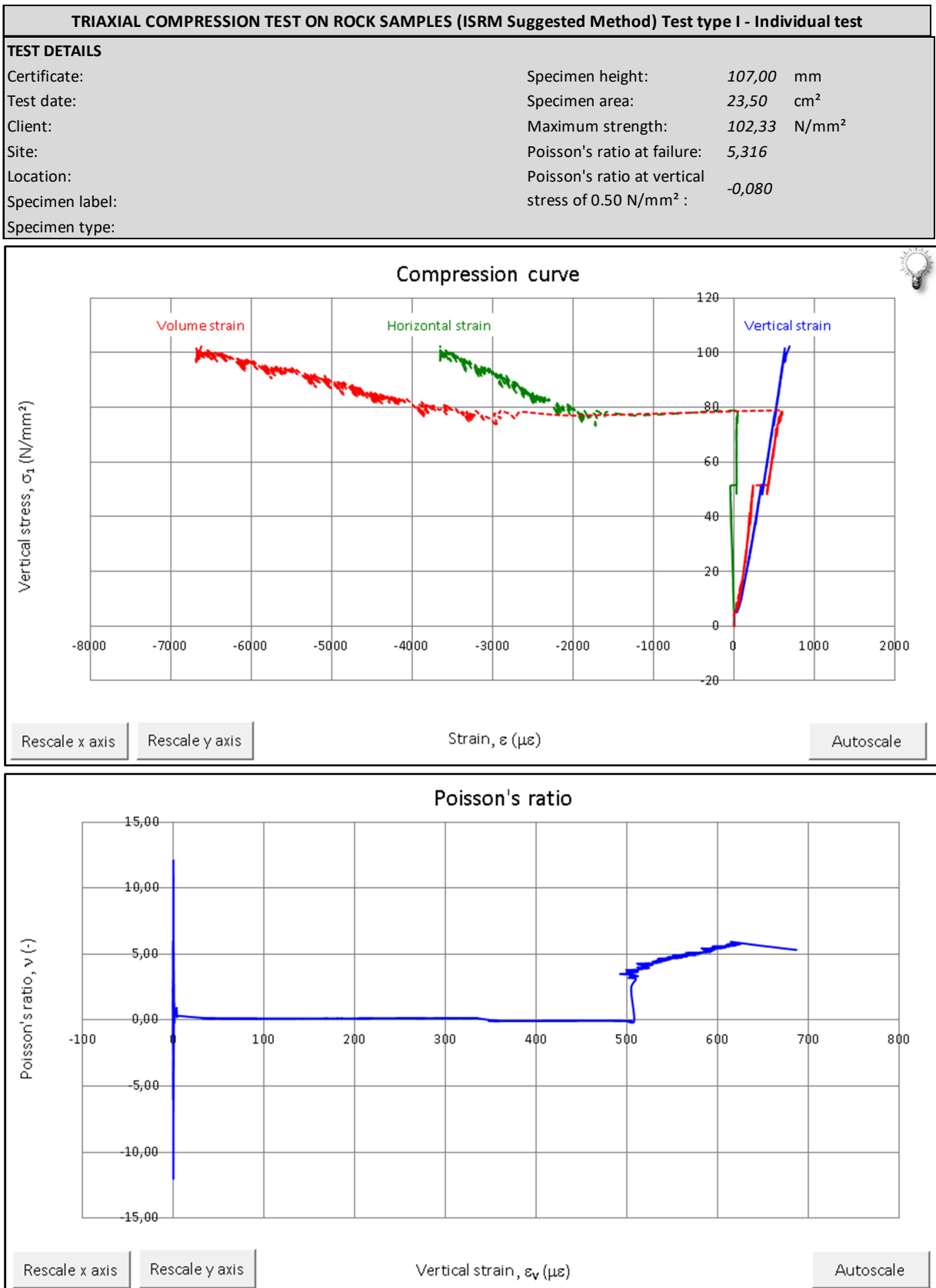
19. COMITE FRANÇAIS DE MECANIQUE DES ROCHES - Manuel de Mécanique des Roches – Tome 1 Fondements. - Presse des Mines , 2000.
20. A.Asroun<sup>1</sup> Et J-L. Durville<sup>2</sup>« Stabilité des massifs rocheux fissurés » ; 1 : laboratoire de matériaux et hydrologie, université Sidi-Bellabes, Algérie ; 2 : laboratoire nationale des ponts et chaussées, Paris, France ; revue française de géotechnique n°112, 3<sup>o</sup> trimestre 2005.
21. DURIEZ, J. Stabilité des massifs rocheux : Une approche mécanique ; Thèse de doctorat de l’Institut National Polytechnique (INP) Grenoble; 2009.
22. Hedley, D. G. F. and F. Grant. Stope-and-Pillar Design for the Elliot Lake Uranium Mines, CIM Transactions, v. 75, , pp. 121–128, 1972.
23. <https://frq.gouv.qc.ca/histoire-et-rapport/caracterisation-et-conception-geomecaniques-pour-lexploitation-miniere-sous-hautes-contraintes-et-en-milieu-nordique-2/>
24. <https://tunnel.ita-aites.org/fr/how-to-go-underground/design/geotechnics>
25. [www.ineris.fr/guide-pprm](http://www.ineris.fr/guide-pprm)

# **Annexes**

## Annexe: Cinétique des essais de compression uniaxial



**Figure 1 :** Evolution de la contrainte verticale et la déformation verticale pendant un essai de compression uniaxiale



**Figure 2** : Evolution de la contrainte verticale et la déformation verticale pendant un essai de compression uniaxiale