

RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
ECOLE NATIONALE SUPERIEURE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT : GENIE MINIER



PROJET DE FIN D'ETUDES
EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME D'INGENIEUR D'ETAT EN GENIE MINIER

THEME :

Méthodologie d'analyse de la stabilité des piliers d'une mine exploitée
par chambres et piliers.

« Cas de la mine de Chaabet EL Hamra »

Proposé par :

ENOF

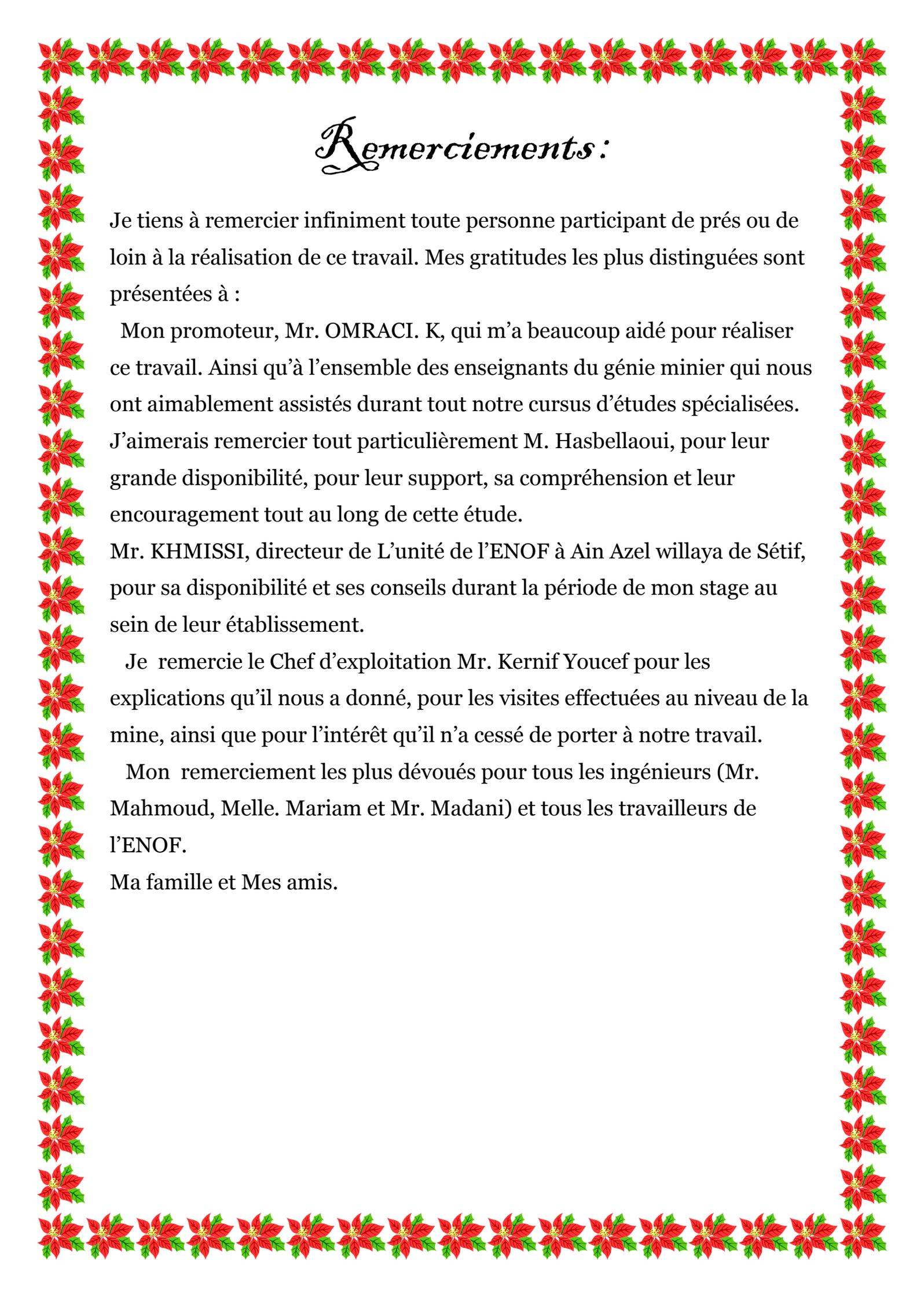
réalisé par :

MELLOUL .D

Encadré par:

Dr OMRACI .K

2008/2009



Remerciements :

Je tiens à remercier infiniment toute personne participant de près ou de loin à la réalisation de ce travail. Mes gratitudeles plus distinguées sont présentées à :

Mon promoteur, Mr. OMRACI. K, qui m'a beaucoup aidé pour réaliser ce travail. Ainsi qu'à l'ensemble des enseignants du génie minier qui nous ont aimablement assistés durant tout notre cursus d'études spécialisées. J'aimerais remercier tout particulièrement M. Hasbellaoui, pour leur grande disponibilité, pour leur support, sa compréhension et leur encouragement tout au long de cette étude.

Mr. KHMISSE, directeur de L'unité de l'ENOF à Ain Azel willaya de Sétif, pour sa disponibilité et ses conseils durant la période de mon stage au sein de leur établissement.

Je remercie le Chef d'exploitation Mr. Kernif Youcef pour les explications qu'il nous a donné, pour les visites effectuées au niveau de la mine, ainsi que pour l'intérêt qu'il n'a cessé de porter à notre travail.

Mon remerciement les plus dévoués pour tous les ingénieurs (Mr. Mahmoud, Melle. Mariam et Mr. Madani) et tous les travailleurs de l'ENOF.

Ma famille et Mes amis.

TABLE DES MATIERES:

INTRODUCTION GENERALE	4
CHAPITRE I: DESCRIPTION DE LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERES	
I. INTRODUCTION	7
II. LE PRINCIPE D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRE ET PILIERES.....	7
II.1. LES TRAVAUX REALISES.....	7
a. PREMIERE PHASE : TRAVAUX PREPARATOIRES.....	8
b. DEUXIEME PHASE : LE DEPILAGE.....	8
III. LES CONDITIONS D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRES ET PILIERES.....	9
IV. LES AVANTAGES ET LES INCONVENIENTS DE LA METHODE PAR CHAMBRES ET PILIERES.....	10
IV.1. LES AVANTAGES.....	10
IV.2. LES INCONVENIENTS.....	11
V. L'EXPLOITATION PAR CHAMBRE ET PILIERES ABANDONNE	11
VI. L'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERES FOUROYES	12
CHAPITRE II : LES METHODES D'ANALYSE ET DE DIMENSIONNEMENT DES PILIERES	
I. INTRODUCTION.....	14
II. LE CHARGEMENT DES PILIERES DE MINES.....	14
a. MECANISMES DE RUPTURE.....	16
b. L'EFFONDREMENT PAR RUPTURE DE PILIER.....	16
III. LES METHODES DE DIMENSIONNEMENT DES PILIERES.....	18
III.1. LA METHODE DE L'AIRE TRIBUTAIRE.....	18
III.2. ESTIMATION DE LA RESISTANCE DU PILIER.....	22
a. ANALYSE COMPARATIVE DES FORMULES EMPIRIQUES.....	23
III.3. LES METHODES NUMERIQUES.....	29
a. INTRODUCTION.....	29
b. LA METHODE DES ELEMENTS FINIS.....	30
CHAPITRE III : LA MINE DE CHAABET EL HAMRA	
I. SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT.....	33
II. HISTORIQUE DE LA MINE DE CHAABET EL-HAMRA.....	35
III. PRESENTATION DU GROUPE ENOF.....	35

IV.	GEOLOGIE DU GISEMENT.....	37
IV.1.	STRATIGRAPHIE DU GISEMENT.....	37
IV.2.	TECTONIQUE.....	40
IV.3.	MINERALISATION	42
IV.4.	HYDROGEOLOGIE.....	44
V.	L'EXPLOITATION DU GISEMENT.....	46
IV.1.	CARACTERISTIQUES MORPHOLOGIQUES ET GEOMETRIQUES DU CORPS MINERALISE.....	46
IV.2.	MODE D'OUVERTURE ET DECOUPAGE DU GISEMENT.....	48
IV.3.	METHODE D'EXPLOITATION PRATIQUEE A CHAABET EL-HAMRA.....	49
IV.4.	LES TRAVAUX D'ABATTAGE.....	52

CHAPITRE IV : ETUDE DE LA STABILITE DES PILIERS DE LA MINE DE CHAABET EL HAMRA

I.	LA SITUATION ACTUELLE DES PILIERS DE LA MINE.....	57
II.	METHODOLOGIE D'ANALYSE DE LA STABILITE DES PILIERS.....	58
a.	LES PARAMETRES GEOMETRIQUES DES PILIERS.....	59
b.	EVALUATION DE LA STABILITE DES PILIERS PAR LA METHODE DE L'AIRE TRIBUTAIRE.....	61
c.	DETERMINATION DES PARAMETRES PHYSICO-MECANQUES DES TERRAINS DE LA MINE.....	63
d.	DETERMINATION DE LA CHARGE DES TERRAINS SUR LE PILIER.....	67
e.	DETERMINATION DU FACTEUR DE SECURITE.....	74
f.	INTERPRETATION DES RESULTATS.....	77
g.	EVALUATION DE LA STABILITE DES PILIERS.....	81
	CONCLUSION GENERALE.....	83

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

LES ANNEXES

ملخص:

منجم شعبة الحمرة بعين أزال ولاية سطيف ، إستغل لإستخراج مادة الزنك بواسطة طريقة الغرف و الدعامات المتروكة، توجد هذه المادة (الزنك) على شكل شامات، هذه الشامات توجد في دولوميت صلب الذي هو عبارة عن كربونات طبيعية مزدوجة من الكلس و المنغنيزيوم. الدعامات المنجمية المتروكة في هذا المنجم لم تكن محل دراسة حقيقية و جادة، و لهذا نطرح في هذا العمل طريقة لدراسة و تحليل إستقرار هذه الدعامات . و إعتادا على المراجع و المصادر المعلوماتية المختلفة، وجدنا أن هناك عدة طرق للقيام بالهندسة الشكلية لهذه الدعامات. نستطيع تقسيم هذه الطرق إلى صنفين: الصنف الأول يضم الطرق التحليلية، التي تفرض أن هذه الدعامات تحت ضغط محوري، و من بين هذه الطرق نذكر على سبيل المثال طريقة النطاق الرافد و طريقة الصيغ التجريبية. أما الصنف الثاني فيضم الطرق الحديثة و التي تعتمد على التحليل الرقمي للقوى الضاغطة مثل طريقة العناصر المنتهية و التي تعتمد على المعادلات اللاخطية في تفسير هذه القوى. من أجل دراسة و تحليل استقرار دعامات منجم الزنك (بشعبة الحمرة، بعين أزال ولاية سطيف)، إستخدمنا من جهة، طريقة الصيغ التجريبية لتقدير المقاومة ضد الضغط المحوري لكل دعامة و من جهة أخرى إعتدنا على طريقة النطاق الرافد لتقدير الحمولة المرفودة بواسطة هذه الدعامات، هذه النتائج و القيم لعامل الأمان المحصل عليها قد تمت معالجتها وتحليلها في هذه الحالة.

كلمات المفتاح: الإستقرار، الدعامات، الهندسة الشكلية، النطاق الرافد، المقاومة ضد الضغط المحوري، شعبة الحمرة، دولوميت، الدعامات و الغرف، الزنك، عامل الأمان.

Résumé :

La mine de Chaabet EL Hamra à Ain Azel (willaya de Sétif) exploite le minerai de Zinc par la méthode des chambres et piliers. Ce minerai se trouve sous forme de lentilles de sphalérites intégrées dans des dolomies dures.

Les piliers de la mine Zincifère de Chaabet EL Hamra, n'ont pas fait l'objet d'une étude sérieuse. C'est pourquoi dans ce travail, nous proposons une méthodologie d'analyse de la stabilité des piliers de cette mine. La compilation bibliographique montre qu'il y a différentes méthodes pour effectuer le dimensionnement des piliers. On peut classer ces méthodes en deux catégories différentes. La première catégorie comprend les méthodes analytiques, qui suppose un état de charge uniaxiale sur les piliers (la méthode de l'aire tributaire et formules empiriques). La seconde catégorie regroupe les méthodes numériques (dites des champs de contraintes) dont la résolution des équations de ce champ se fait par éléments finis

Pour l'étude de la stabilité des piliers de la mine de Chaabet EL Hamra, nous avons utilisé d'une part la méthode des formules empiriques pour estimer la résistance à la compression des piliers et d'autre part nous avons utilisé la méthode de l'aire tributaire pour évaluer la charge sur ces piliers. Les résultats obtenus du facteur de sécurité sont interprétés dans ce cas et seulement pour ce cas.

Mots clefs : stabilité, piliers, dimensionnement, la méthode de l'aire tributaire, résistance à la compression, Chaabet EL Hamra, dolomie, chambres et piliers, Zinc, facteur de sécurité.

Abstract :

The mine of Chaabet EL Hamra in Ain Azel (willaya of Sétif) exploits the ore of Zinc by the room and pillar method. This ore found in the shape of the lenses, these lenses are in hard dolomites. The pillars of the mine Zincifère de Chaabet EL Hamra of the willaya of Sétif, were not the subject of a serious study. This is why in this work; we propose a methodology of analysis of the stability of the pillars of this mine. Bibliographical compilation shows that there are various methods to carry out the design of the pillars. One can classify these methods in two different categories. The first category includes the analytical methods, which supposes a state of uniaxial compression on the pillars (the tributary area and formulas empirical methods). The second category gathers the numerical methods (known as stress fields) of which the resolution of the equations of this field is done by finite elements. For the study of the stability of the pillars of the mine of Chaabet EL Hamra, we used on the one hand the method of the empirical formulas to estimate the compressive strength of the pillars and on the other hand we used the method of the tributary surface to evaluate the load on these pillars. All results of safety factor are interpreted in this case and only in this case.

KEYWORDS: stability, pillars, design, tributary area method, uniaxial compression strength, Chaabet EL Hamra, Dolomite, room and pillars, Zinc, safety factor.

Introduction générale

Introduction générale :

L'exploitation des mines est une activité dangereuse et la sécurité des mineurs est un aspect important de cette industrie. L'exploitation souterraine est une opération qui consiste à creuser des galeries souterraines pour extraire le minerai. Avant toute excavation, la roche en place, en profondeur, est soumise à une forte compression. L'ouverture d'une galerie provoque un changement de l'état de contraintes, ce qui influe sur la stabilité du terrain.

Lors de l'exploitation des gisements miniers, les travailleurs peuvent être exposés à de nombreuses situations présentant des risques d'accidents. Parmi celles-ci, les chutes des blocs demeurent encore aujourd'hui une cause importante des accidents graves et mortels dans les mines. Même si les connaissances dans le domaine de la mécanique des roches et du contrôle de terrain se sont améliorées dans les dernières décennies, la situation pourrait devenir plus critique dans le futur. En effet, l'épuisement des ressources minérales près de la surface mène à une exploitation plus en profondeur avec une productivité associée qui se doit d'être encore plus compétitive. Ceci engendre des difficultés supplémentaires et des risques accrus au niveau de la stabilité des excavations. Ainsi, puisque les contraintes présentent dans le massif rocheux, augmentent pratiquement linéairement avec la profondeur, celles-ci peuvent devenir critiques et mener à des ruptures importantes près des excavations minières.

L'exploitation par chambres et piliers est la première méthode d'exploitation souterraine qui pratique le soutènement systématique du toit pour assurer la protection des mineurs. Dans cette méthode le soutènement se fait par des piliers de minerai. Les piliers sont des blocs de minerai (soutènement naturel) laissés en place entre deux ou plusieurs excavations de production. Leur fonction est d'assurer un soutènement afin de minimiser les déplacements du massif rocheux dans la zone d'influence de l'excavation. Cependant, lors du dimensionnement des piliers, nous devons choisir la quantité minimum de minerai à laisser en place. Cette quantité de minerai dans le pilier doit permettre le soutènement minimum nécessaire afin d'assurer la stabilité des excavations tout en assurant un taux de défrètement le plus élevé possible.

L'objectif de ce travail est d'étudier la stabilité du pilier à partir des méthodes analytiques et analyser leurs dimensions. Également, nous donnerons un exemple d'étude par éléments finis pour illustrer l'importance de ces méthodes numériques dans l'analyse des contraintes et déformation. Notre exemple d'étude est appliquée aux piliers de la mine de Zinc de Chaabet El-Hamra « Ain Azel, Wilaya de Sétif », qui est située dans le même contexte géologico-minier que la mine de Kherzet Youssef.

Pour cela, nous avons structuré notre étude en cinq chapitres :

Dans le premier chapitre, on fera une description de la méthode de chambres et piliers, et on parlera sur les conditions d'application de cette méthode et aussi on discutera sur les inconvénients et les avantages de celle ci. Par la suite, dans le chapitre II, on analysera les méthodes de dimensionnement des piliers, leurs conditions d'application et leurs efficacités. Comme la méthode de l'aire tributaire, la méthode des formules empiriques par la quelle on estimera la résistance des piliers. Dans le chapitre III, on fera une présentation géologique de la mine de Chaabet EL Hamra, et on parlera sur la méthode d'exploitation pratiquée dans cette mine et par la suite faire une analyse de la stabilité des piliers de la mine. On estimera la résistance du pilier par la méthode de formules empiriques et on calculera la charge supportée par les piliers par la méthode de l'aire tributaire, pour enfin faire un calcul du facteur de sécurité dans le chapitre IV. Au terme de cette étude une conclusion générale fera une synthèse de nos résultats et dans laquelle nous ferons un ensemble de recommandation pour de futurs travaux.

**Chapitre I : Description de la méthode d'exploitation par
chambres et piliers**

Chapitre I : Description de la méthode d'exploitation par chambres et piliers

I. INTRODUCTION :

Il existe diverses méthodes pour l'exploitation des gisements souterrains. Elles ont toutes en commun le creusement de puits et de galeries d'accès au gisement et l'emploi de machines ou d'explosifs pour l'extraction du minerai.

Le choix de la méthode d'exploitation se fait de manière à obtenir un débit maximal à un coût minimal, avec le moins de risque possible pour les mineurs. Il faut évidemment tenir compte, d'une part, des caractéristiques de la mine : sa forme, ses dimensions, sa continuité, la position de la masse de minerai ; d'autre part, des caractéristiques minéralogiques et physiques du minerai et de celles des roches encaissantes, et enfin des communications du gisement avec la surface.

L'exploitation par chambres et piliers est la plus ancienne des méthodes utilisées dans les mines souterraines. Rendue très productive par la mécanisation, cette méthode intervient dans certains pays pour une part importante de la production totale de charbon extrait en souterrain. Aux Etats-Unis, par exemple, elle représente 60% de la production des mines souterraines de charbon. La taille des exploitations est variable. Certaines mines d'Afrique du Sud exploitent sur plusieurs fronts des couches ayant jusqu'à 6 m d'épaisseur, et leur capacité de production dépasse 10 millions de tonnes par an.

II. LE PRINCIPE D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRES ET PILIERS : [12]

La méthode par chambres et piliers consiste à creuser un réseau de galeries se recoupant perpendiculairement, suffisamment proches les unes des autres pour extraire une proportion substantielle du gisement, et ne laissant que les "piliers" résiduels qui peuvent être maintenus en place. Cette méthode s'applique aux formations dont le pendage, nul à modéré, ne dépasse pas 20°.

II.1- Les travaux réalisés (technologie) :

Après l'ouverture du gisement, la méthode suit des étapes dans un ordre chronologique bien établi, le détail de ces opérations à effectuer durant chaque étape est présenté dans ce qui suit :

a. Première phase : travaux préparatoires

On peut mettre dans cette phase, la préparation des panneaux d'exploitation, en traçant les galeries d'aération et de roulage ainsi que deux galeries latérales. Les panneaux ont généralement une largeur de 50 à 150 m et exceptionnellement de 200 à 300 m. Dans le cas de l'exploitation avec un matériel automoteur, les panneaux sont séparés entre eux par des piliers de 8 à 25 m.

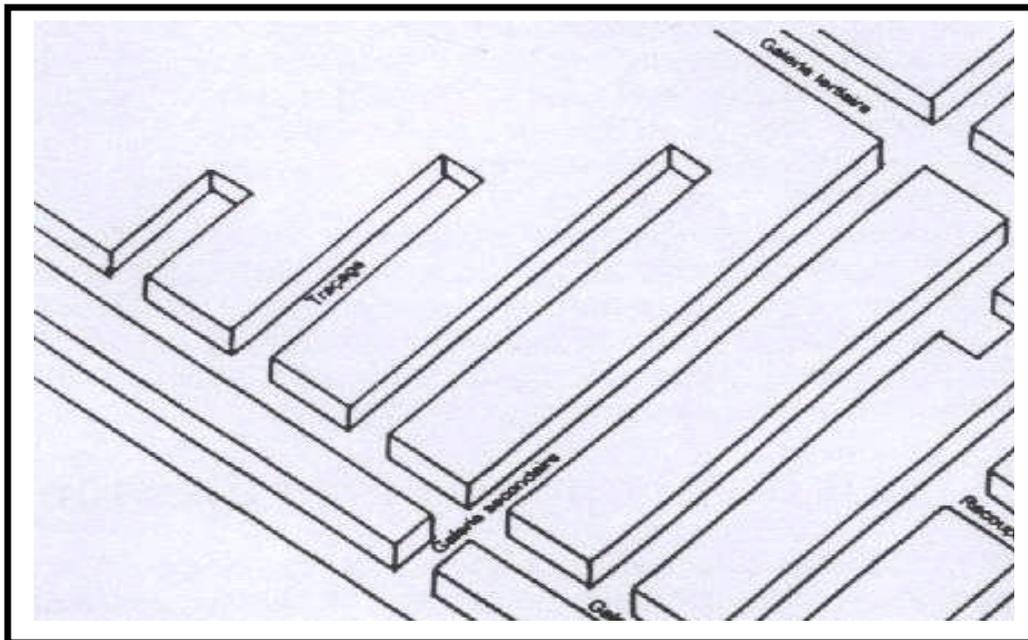


Figure I.1. Travaux préparatoires lors d'une exploitation par chambres et piliers

b. Deuxième phase (le défilage)

Le défilage est réalisé en rabattant ou en chassant vers les galeries principales avec formation des piliers, généralement de section carrée ou rectangulaire et parfois circulaires, destinés à supporter le toit.

L'abattage du minerai se fait par trous de mine horizontaux, forés à l'aide des chariots de foration (ou perforateur), ou par trous profonds en éventail, le front d'abattage a une forme en dents de scies, ce qui permet de multiplier le nombre de surface de dégagement. (cf. figure I.2)

Le chargement des trous se fait soit mécaniquement ou manuellement à l'aide de plate forme mobile. La mise à feu par détonateur à micro retard, doit se faire avec précaution pour ne pas affaiblir le toit et les piliers pendant le tir.

Pour le marinage et le transport du minerai, de grandes possibilités s'offrent. En effet tous les types de transport et de chargement sont utilisés, notamment les convoyeurs à

bandes, les chargeuses à benne frontale, ainsi que le transport sur rail. Cependant, ces dernières années, le marinage du minerai abattu est effectué par chargeuse, en combinaison avec des camions- navettes de grande capacité qui transportent le minerai vers le puits ou le jour.

Le soutènement est très restreint et même inexistant dans le cas de bonne tenue des épontes. Il intervient seulement lorsque le toit est fissuré ou bien lorsque de ce dernier peuvent se dégager des blocs. Le soutènement dans cette méthode, consiste à boulonner le toit, avec mise en place d'un treillis métallique (grille métallique) pour éviter les chutes de bloc sur la surface du front.

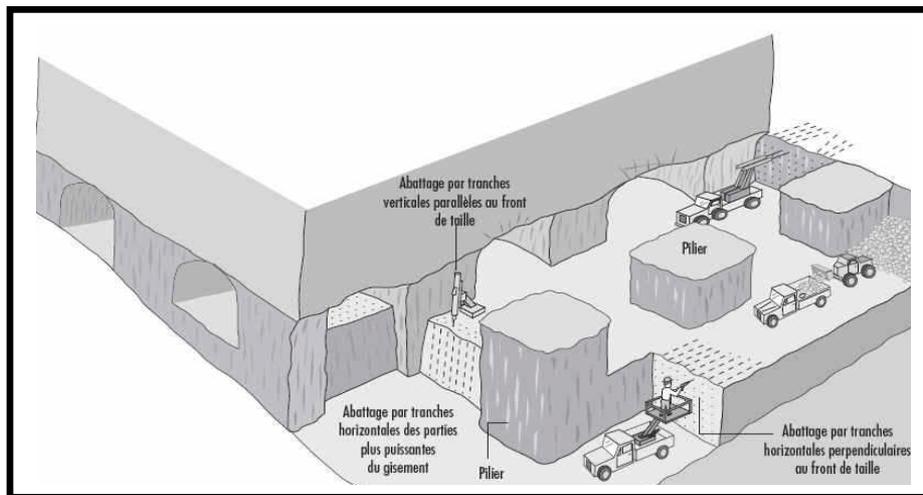


Figure I.2. Schéma d'exploitation par chambres et piliers.

La méthode par chambres et piliers se pratique avec divers degrés de raffinement technique. On trouve, à côté d'exploitations à forte intensité de main-d'œuvre où presque toutes les étapes de la production, y compris le transport, se font manuellement (extraction au panier), des exploitations où la mécanisation est très poussée.

III. LES CONDITIONS D'UTILISATION DE LA METHODE PAR CHAMBRES ET PILIERS : [1]

En principe, la méthode d'exploitation par chambres et piliers reste valable, qu'il s'agisse de gisement en plateure, semi- dressant ou dressant ; seuls les moyens utilisés pour l'abattage et le chargement diffèrent.

La recommandation ne peut se faire sans que le gisement et ses épontes ne remplissent des conditions, où les principales sont les suivantes : [12]

- ❖ Une puissance de couche variant généralement de 2 à 30 m.

- ❖ La profondeur du gisement ne doit pas dépasser 700 à 800 m, au cas où la résistance mécanique serait assez faible.
- ❖ Cette méthode est utilisée pour les minerais à bas prix ou à faible teneur, surtout dans le cas d'abandon des piliers, à cause des pertes que ce procédé engendre.
- ❖ Un massif résistant, en particulier le toit et le mur.

On peut utiliser les piliers abandonnés dans des gisements puissants. On aura des piliers hauts, voire très hauts (10, 20 ou même de 30m). Mais bien évidemment ces piliers hauts auront une base importante avec des largeurs et des longueurs dépassant la demi- hauteur et atteignant très souvent la hauteur. Les toits doivent être excellents pour permettre la tenue des galeries très larges. On rencontre parfois des lentilles épaisses dont la largeur est restreinte, c'est-à-dire nettement inférieure à la profondeur.

Si l'on exploite deux couches superposées en utilisant la méthode des piliers, ou des bandes abandonnées, il faut superposer rigoureusement les piliers dans les deux couches tant que le gisement est en plateure (pendage inférieur ou égale à 20°). Pour les pendages supérieurs il ne faut plus superposer les piliers suivant la verticale du lieu considéré, mais suivant la perpendiculaire aux épontes.

IV. LES AVANTAGES ET LES INCONVENIENTS DE LA METHODE PAR CHAMBRES ET PILIERS:[10]

IV.1- Les avantages :

- Méthode d'exploitation très facile d'emploi ne nécessitant pas d'utilisation d'un personnel très qualifié.
- Méthode d'exploitation sans eau ou avec peu d'eau.
- Méthode d'exploitation ne provoquant pas d'affaissement de surface.
- Méthode d'exploitation convenant aux toits raides ne tolérant pas le foudroyage.
- Méthode d'exploitation très bon marché.

IV.2- Les inconvénients :

- Quand la profondeur augmente, cela fait chuter rapidement le taux de défrusement : on laisse beaucoup de minerai, il faut alors abandonner cette méthode.
- Quand on veut revenir à une autre méthode, par exemple les chambres et piliers foudroyés, il faut abandonner une bande, qui va ceinturer toute la zone exploitée par petits piliers pour les protéger d'un surcroit de pression.

V. L'EXPLOITATION PAR CHAMBRE ET PILIERS ABANDONNES

(Figure I.3) :

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 de 12 m de longueur, et dans un deuxième temps, de récupérer en rabattant une partie des piliers par creusement de refente de 4 m, on abandonne ainsi des piliers de 16 m² de section pour une section de chambre abattue de 48 m².

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 la couche), et se caractérise par un taux élevé de perte de minerai de l'ordre de 25 %.

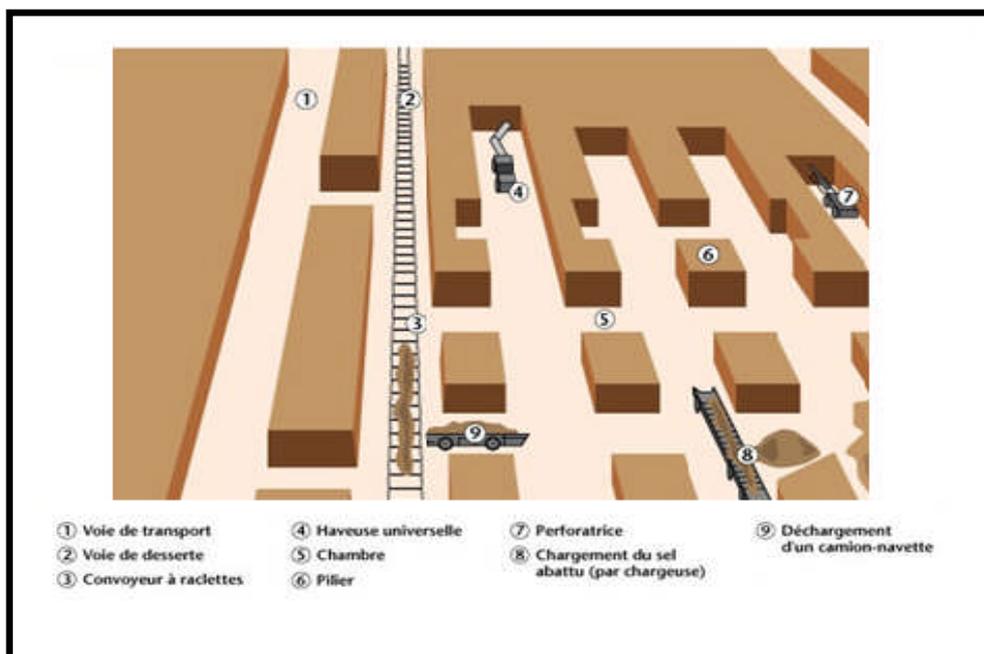


Figure I.3. La méthode par chambres et piliers abandonnés.

VI. L'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS FOUROYÉS

Cette méthode consiste à creuser des galeries parallèles de 4 m de largeur, appelées «traçage», et distantes l'une de l'autre d'environ 4 m, ce qui constitue la largeur de pilier. Ces piliers sont ensuite récupérés partiellement, seuls les piliers résiduels de 2 m de côté sont abandonnés et foudroyés. (cf. figure I.4)

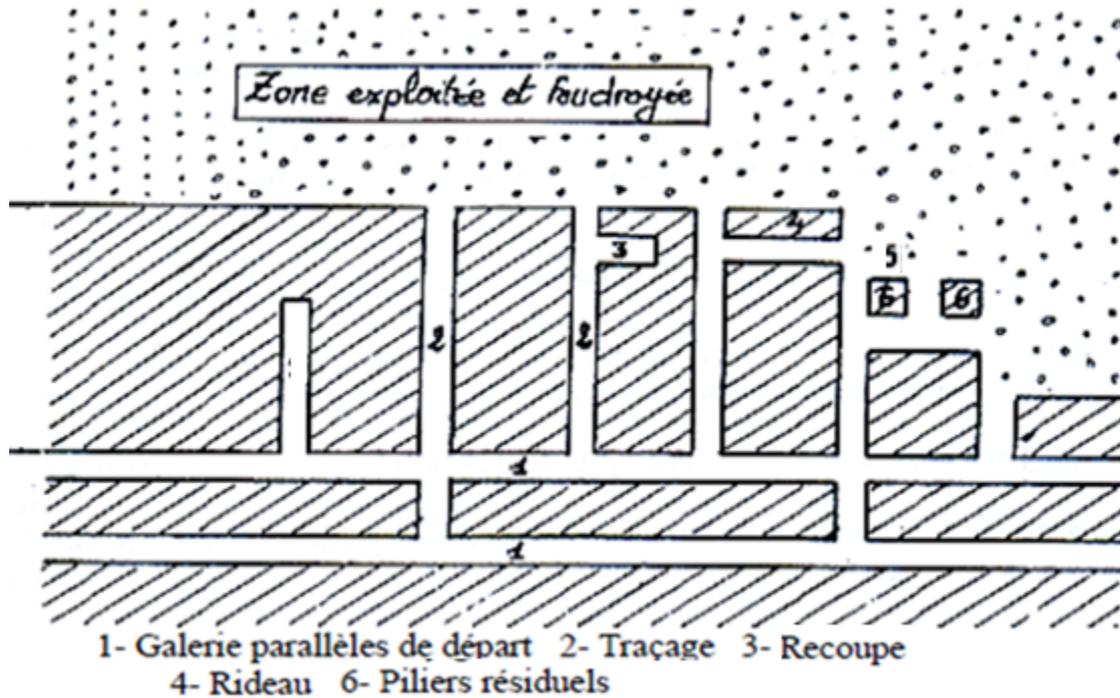


Figure I.4. La méthode par chambres et piliers foudroyés.

Chapitre II : les méthodes d'analyse et de dimensionnement des piliers

Chapitre II : les méthodes d'analyse et de dimensionnement des piliers

I. INTRODUCTION :

Les méthodes de dimensionnement de piliers de mines peuvent être classées en deux catégories, chacune correspondant à une approche différente. La première catégorie regroupe les méthodes qui postulent que le pilier est en compression uniaxiale à la manière d'une éprouvette dans une presse hydraulique. Cette catégorie comprend les méthodes de dimensionnement les plus anciennes, celles des aires tributaires, et les formules empiriques.

Dans la deuxième catégorie, on retrouve les méthodes qui n'imposent aucune simplification sur le champ de contrainte dans le pilier. Avec ces méthodes, les champs de contraintes requis pour le dimensionnement de piliers s'obtenaient par des techniques expérimentales comme la photoélasticité. Maintenant, ils sont générés par les méthodes numériques informatisées comme celles des éléments finis.

II. LE CHARGEMENT DES PILIERS DE MINES : [3]

Budavari (1983, in Ghislain Prévost 1999), exprime le chargement des piliers de mines en prenant une poutre sur 2 appuis simples et un ressort, chargée uniformément sur toute sa portée (figure II.1). Pour les besoins de l'exemple, il associe la poutre à un massif stratifié horizontalement, chargé par les effets de la gravité et le ressort à un pilier vertical agissant comme une colonne située au centre de la portée. Dans ce cas, le ressort est au repos si la déflexion de la poutre est nulle. Il ne sera chargé que si celle-ci se déforme sous l'effet d'un fléchissement (figure II.1.a). Afin de déterminer qualitativement la charge supportée par le ressort lorsque la poutre est chargée (charge uniformément répartie dans le cas de la figure II.1.b), il faut nécessairement considérer la déformabilité de la poutre (figure II.1.c) et du ressort (figure II.1.d) et analyser les diagrammes partiels de corps libres de ce système hyperstatique. En analysant ce problème, on remarque que la charge sur le ressort est fonction de la rigidité des deux éléments de la structure, le ressort et la poutre- Ainsi, pour un chargement donné de la poutre, une augmentation de la rigidité du ressort entraîne une plus grande part de la charge reprise par celui-ci (figure II.1). On pourrait généraliser l'exemple précédent en utilisant plusieurs ressorts en parallèle, de diverses rigidités. Conceptuellement, les conclusions demeureraient similaires. La charge sur chaque ressort serait -fonction des caractéristiques de déformation de la poutre, de sa propre rigidité, de celle des autres ressorts et de la position des ressorts le long de la poutre.

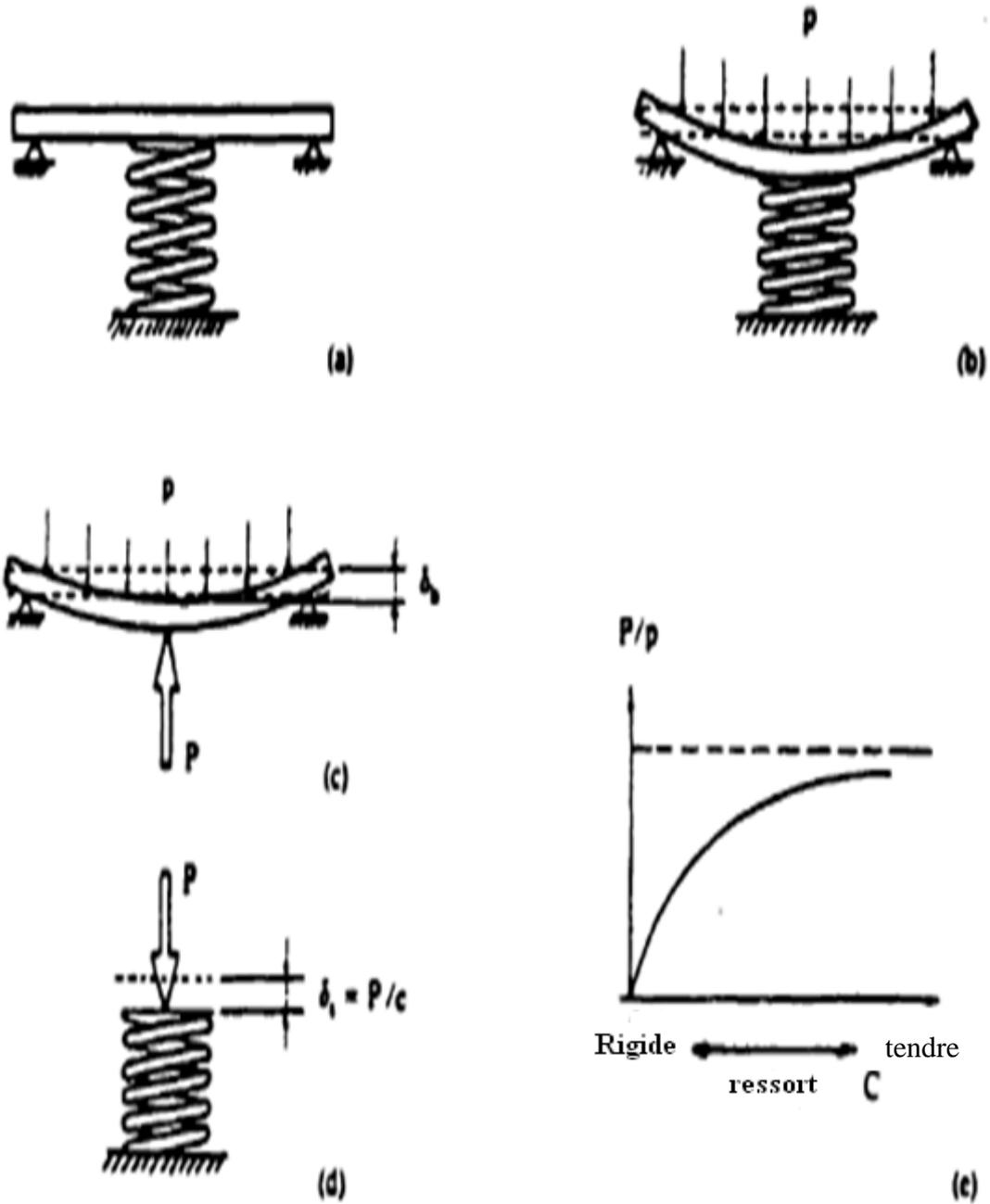


Figure II.1. Transmission de charge par déformation du système poutre-ressort (Budavari, 1983, in Ghislain Prévost 1999).

a. Mécanismes de rupture des piliers:[9]

Les exploitations menées par « piliers abandonnés », peuvent, comme dans le cas des exploitations partielles menées en terrains stratifiés, générer des ruptures au toit de chambres laissées vides ou des ruptures de piliers. Lorsque la profondeur d'exploitation est importante et que la largeur du panneau exploité est importante par rapport à sa profondeur, la répercussion des désordres en surface se traduit généralement, là encore, par l'apparition d'une cuvette d'affaissement. Les désordres peuvent aussi être la conséquence d'une rupture de plusieurs piliers abandonnés au sein de vastes secteurs exploités entre des stots de protection ou des bandes fermes suffisamment larges.

En effet, sous l'effet de contraintes verticales (dues aux poids des terrains de recouvrement) et d'effets de cisaillement (dû au pendage de la couche) les piliers peuvent se rompre. Un réajustement des terrains à l'aplomb de la zone effondrée survient généralement ensuite.

Il apparaît que la valeur du pendage est un paramètre essentiel du mode de rupture des chantiers.

b. L'effondrement par rupture de pilier :

Au sein d'une exploitation menée par la méthode des chambres et piliers abandonnés, la ruine d'un (ou de quelques) pilier(s) peut se traduire (figure. II.2), en surface, par un effondrement lorsque la profondeur des travaux et la raideur du recouvrement ne sont pas suffisamment importantes. On parle alors de rupture de pilier(s) isolé(s).



Figure II.2. Dégradation d'un pilier dans une exploitation par chambres et piliers.

Les exploitations pentées laissant en place des piliers de minerai (chambres et piliers) sont particulièrement exposées à ce type de rupture. En effet, des études expérimentales, menées notamment par les Russes, ont montré que l'abandon de piliers en couche inclinée avec un axe normal à la stratification (Figure II.3) amène à la manifestation, dans les piliers, de contraintes de cisaillement et à une concentration élevée de contraintes. Les piliers soumis à cette répartition de contraintes peuvent être moins stables que dans le cas des gisements en plateaux. L'inclinaison des piliers vers l'amont pendage permet de se rapprocher de la distribution de contraintes des gisements en plateaux : les zones de compression se répartissent de tous les côtés du pilier et non plus de façon dissymétrique (au toit du côté amont pendage et au mur du côté aval pendage).

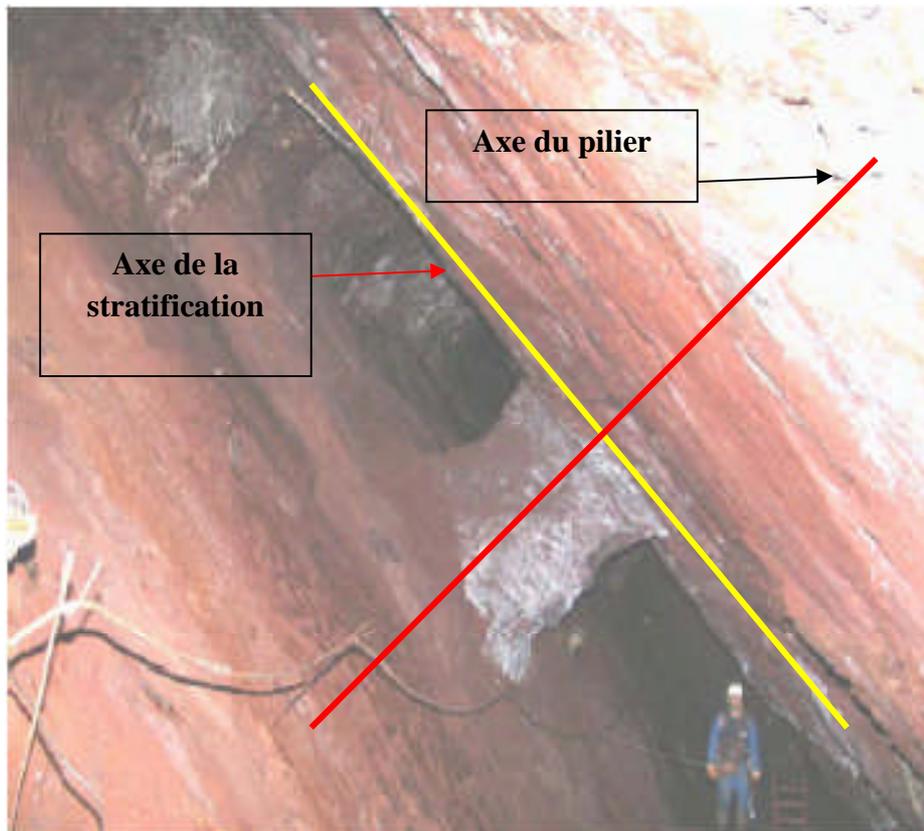


Figure. II.3. Exploitation par chambres et piliers à May-sur-Orne, Calvados (axe du pilier normal à la stratification).[9]

III. LES METHODES DE DIMENSIONNEMENT DES PILIERS : [3]

III.1. La méthode de l'aire tributaire :

Cette méthode permet, à partir seulement de quelques données, de déterminer la charge d'un pilier. La théorie de l'aire tributaire suppose qu'après l'excavation, le pilier supporte le poids des terres contenues dans un prisme imaginaire augmenté, s'étendant du niveau de l'excavation à la surface libre (figure II.5 et II.6). En utilisant les symboles de la figure II.5, la théorie de l'aire tributaire accepte que la charge moyenne du pilier puisse être obtenue des équations suivantes:

Pour un pilier mur (figure II.5), la contrainte axiale moyenne au centre du pilier est définie par:

$$\sigma_p = \frac{(W_0 + W_p)^2}{W_p^2} \times P_{ZZ} \quad (\text{II.1})$$

W₀ : largeur de l'excavation.

W_p : largeur du pilier.

Si la contrainte verticale de l'état initial est due uniquement à la gravité; on a :

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n \gamma_i \times h_i \quad (\text{II.2})$$

P_{ZZ}: contrainte verticale de l'état initial des contraintes.

γ_i: Poids volumique propre du sol de surplomb pour la couche i.

h_i: Épaisseur de la couche i.

Si nous définissons un taux global de défrètement **τ**:

$$\tau = \frac{\text{aire exploitée}}{\text{aire totale}}$$

$$\tau = \frac{(W_0 + W_p)^2 - W_p^2}{(W_0 + W_p)^2}$$

$$1 - \tau = \frac{W_p^2}{(W_0 + W_p)^2} \quad (\text{II.3})$$

L'équation du pilier mur peut alors s'écrire :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{1}{1-\tau} \quad (\text{II.4})$$

Pour des piliers colonnes (figure III.6) à section droite rectangulaire, le taux de défruitement devient:

$$\tau = \frac{(a+c) \times (b+c) - ab}{(a+c) \times (b+c)} \quad (\text{II.5})$$

Avec :

a, b : largeur et longueur de la section droite des piliers

c: distance entre les piliers

Ce qui permet de calculer la contrainte axiale σ_p moyenne :

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{(a+c) \times (b+c)}{a \times b} \quad (\text{II.6})$$

➤ Pour des piliers carrés :

On a: a = b alors:

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{(a+c)^2}{a^2} = P_{ZZ} \times \frac{(W_0 + W_p)^2}{W_p^2} \quad (\text{II.7})$$

Finalement Hoek et Brown (1980) donnent une équation pour calculer la contrainte axiale moyenne des piliers irréguliers. Cette équation est représentée par l'équation II .8 et est illustré à la figure II.4:

$$\sigma_p = P_{ZZ} \times \frac{\text{Aire tributaire}}{\text{Aire du pilier}} = P_{ZZ} \times \frac{A_1}{A_p} \quad (\text{II.8})$$

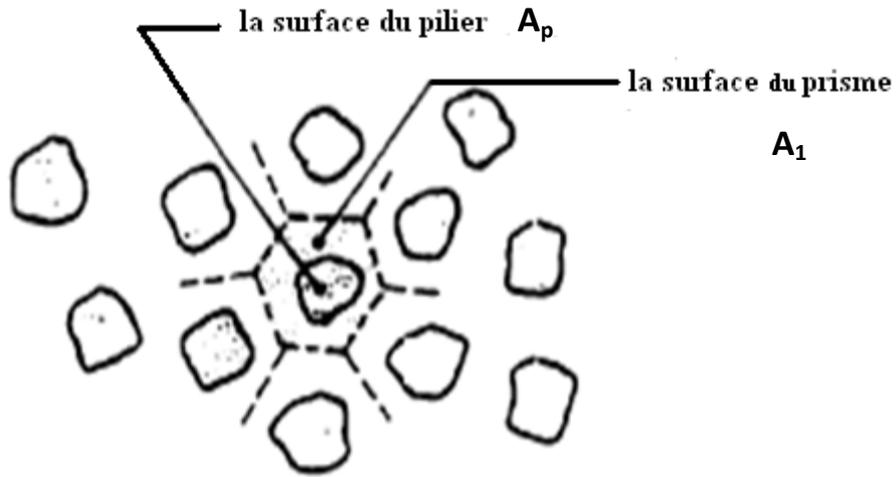


Figure. II.4. Piliers irréguliers à section droite plus ou moins circulaire montrés en plan, (Hoek, 1980, in Ghislain Prévost 1999).

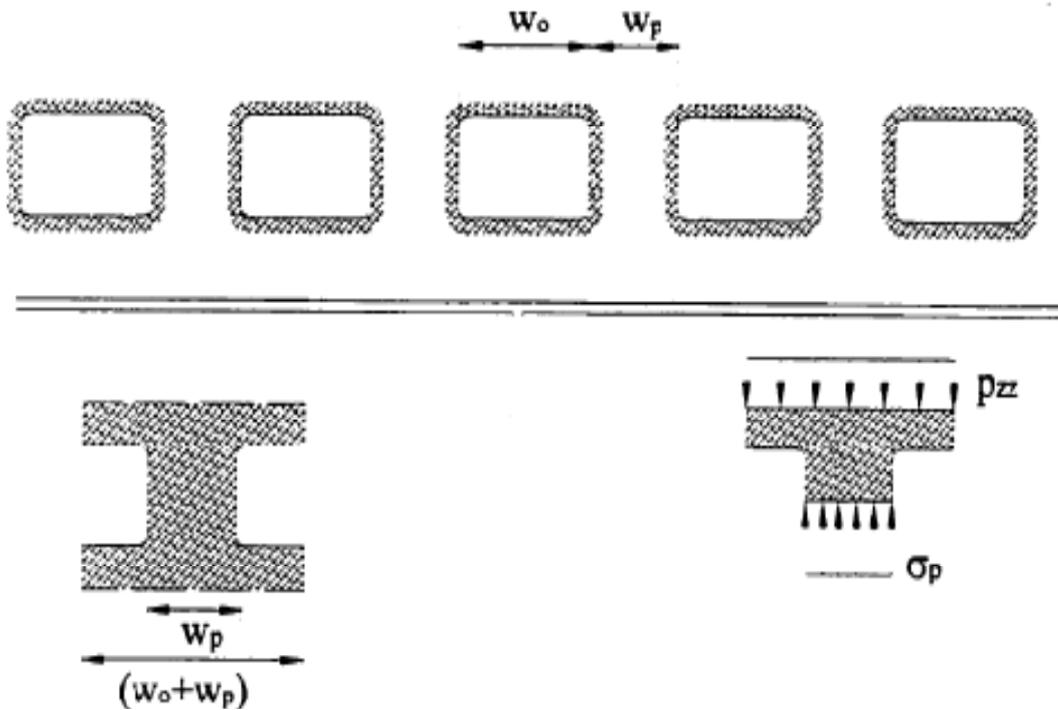


Figure. II.5. Théorie du bloc tributaire cas de piliers mur montrés en section longitudinale, (E.T. Brown, 1985, in Ghislain Prévost 1999).

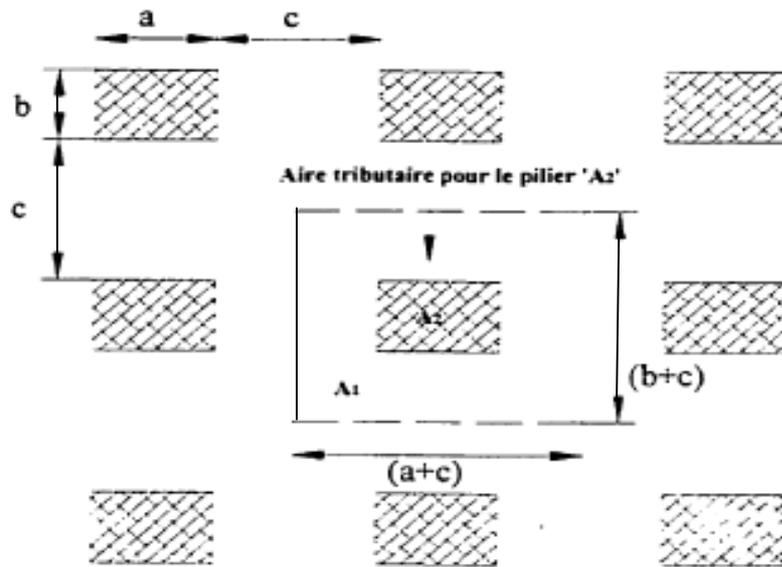


Figure. II.6. Théorie du bloc tributaire cas de piliers colonnes montrés en plan.
(B.H.G.Brady, 1985, in Ghislain Prévost 1999)

III.2. Estimation de la résistance du pilier : [4]

Malgré les avancées, dans l'estimation de la résistance de la roche en utilisant les systèmes de classification de la masse rocheuse et des avancés dans les analyses par modélisation numérique, la conception de pilier est traditionnellement effectuée en utilisant des formules empiriques. Ces formules ont été développées à partir d'études retro analyses des piliers en rupture dans les mines en activité.

Trois méthodes peuvent être utilisées : [11]

1. Extrapolation à partir des essais à petite échelle comme la compression uniaxiale;
2. Réalisation des essais in situ pour estimer la résistance (expériences faites essentiellement dans le charbon);
3. Analyse statistique du comportement des piliers (rupture et stabilité par rapport à la charge qu'ils sont supposés reprendre).

Deux facteurs primaires sont employés dans ces formules empiriques:

- Un facteur de forme: un paramètre géométrique qui représente la forme du pilier et qui est liée à la grosseur du pilier (ratio= largeur du pilier/ hauteur du pilier).
- Un facteur d'échelle: un terme de résistance qui inclut la résistance de la masse rocheuse in-situ.

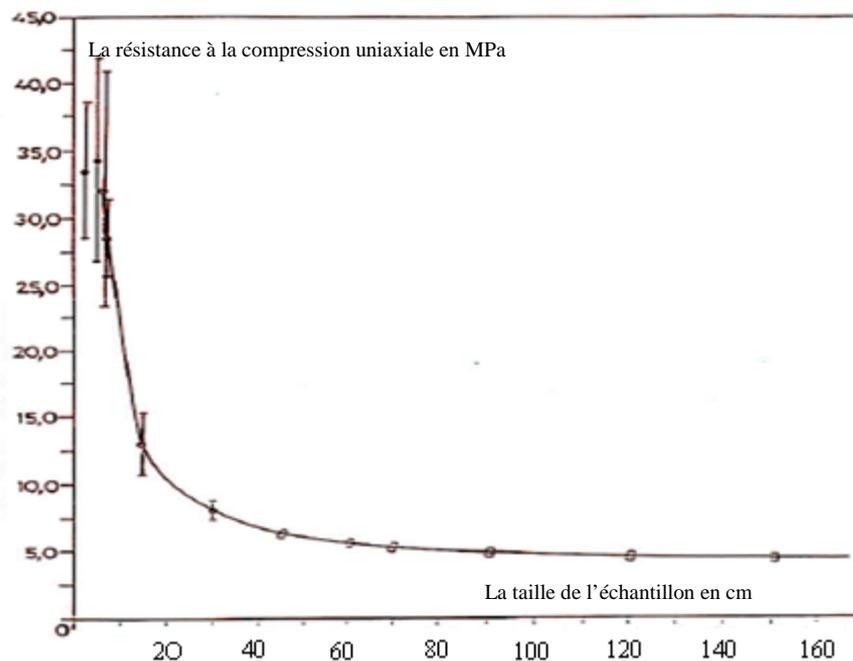


Figure II.7. Effet de la taille sur la résistance du pilier [11]

La formule empirique utilisée est fondamentalement de deux formes:

$$S_p = S_o \cdot \frac{a_p^\alpha}{h_p^\beta} \quad (\text{II.9})$$

Ou bien :

$$S_p = S_o \cdot \left(a + b \cdot \frac{h_p}{a_p} \right) \quad (\text{II.10})$$

S_p : la résistance à la compression du pilier.

S_o : la résistance à la compression in situ de la roche intacte.

h_p : la hauteur du pilier.

a_p : la largeur du pilier.

α , β , a et b sont des paramètres empiriques.

a. Analyse comparative des méthodes empiriques : [4]

Les premières formules empiriques pour la conception des piliers ont été développées dans les mines de charbon et sont donc applicables aux roches tendres. Leur caractéristique principale est que l'effet d'échelle est minimisé en testant un échantillon cubique de 1m de côté et en déterminant expérimentalement la résistance à la compression S_0 de l'échantillon en question. Pour plusieurs mines de charbon, exploitées par chambres et piliers, Bieniawski, 1992 a proposé une formule pour calculer la résistance des piliers de charbon :

$$S_p = S_0 \times (0.64 + 0.36 \times \left(\frac{a_p}{h_p}\right))$$

S_p : la résistance du pilier

S_0 : la résistance à la compression de la roche intacte (in situ).

a_p : la largeur du pilier.

h_p : la hauteur du pilier.

D'Autres formules ont été développées pour les roches dures (tableau II.1), dans laquelle le facteur d'échelle est introduit comme une réduction de la résistance à la compression uniaxiale de la roche intacte (varie entre 40% et 80%) puisque le facteur d'échelle est considéré dans les formules développées pour les roches tendres. La deuxième colonne dans ce tableau II.1 illustre les différentes formules classiques (Hedley 1972, Kimmelman 1984, Potvin 1989, Krauland 1987, Sjöberg 1992 et Lunder-Pakalnis 1997), et la quatrième colonne donne les valeurs moyennes de la résistance à la compression du matériau pour laquelle la formule est valide. Dans la troisième colonne, On trouve les différentes valeurs de S_0 qui représente un pourcentage de σ_c . Dû à l'effet de l'échelle (la taille) toutes ces formules ont été modélisées sur la base de la résistance à la compression uniaxiale des roches étudiées σ_c . Ainsi, la résistance considérée par Hedley (équation II.11) est $\sigma_c = 230\text{MPa}$, pour Kimmelman (équation II.12) $\sigma_c = 94\text{MPa}$, Krauland $\sigma_c = 100\text{MPa}$, et pour Sjöberg $\sigma_c = 240\text{MPa}$. Une autre formule doit être aussi considérée, cette formule est l'équation II.17 de CMRI (Centre de recherche minière de l'Institut Dhanbad D'India), utilisée par Sheorey et Singh (2000). De même aussi, Hardy-Agapito (1982) ont proposé l'équation II.18, dans laquelle V_p est le volume du pilier, V_s est le volume de l'échantillon utilisé pour déterminer la résistance de la roche intacte, a_s et H_s sont respectivement la largeur et la hauteur des échantillons testé en laboratoire.

Tableau II.1. Tableau résumant les formules de dimensionnement d'un pilier pour roches dures. (Gonzalez-Nicieza, 2005)

Auteur	Equation	S0	σ_c	Année	Eq
Hedley	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p^{0.25}}{h_p^{0.75}}\right)$	0.578* σ_c	230	1972	II.11
Kimmelman	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p^{0.46}}{h_p^{0.66}}\right)$	0.691* σ_c	94	1984	II.12
Potvin	$S_p = S_0 \times \left(\frac{a_p}{h_p}\right)$	0.420* σ_c	-	1989	II.13
Krauland	$S_p = S_0 \times \left(0.778 + 0.22 \times \frac{a_p}{h_p}\right)$	0.354* σ_c	100	1987	II.14
Sjoberg	$S_p = S_0 \times \left(0.778 + 0.22 \times \frac{a_p}{h_p}\right)$	0.308* σ_c	240	1992	II.15
Lunder-Pakalnis	$S_p = S_0 \times \left(0.680 + 0.520 \times \frac{a_p}{h_p}\right)$	0.440* σ_c	-	1997	II.16
CMRI	$S_p = S_0 \times \left(\frac{1}{h_p}\right)^{0.36} + \left(\frac{h_p}{250} + 1\right) \times \left(\frac{a_p}{h_p} - 1\right)$	0.270* σ_c	-	2000	II.17
Hardy-Agapito	$S_p = S_0 \times \left(\frac{V_p}{V_s}\right)^{-0.118} \times \left(\frac{a_p}{h_p}\right)^{0.833} \times \left(\frac{a_s}{h_s}\right)^{0.833}$	σ_c	-	1982	II.18

Toutes ces formules ont été comparées en considérant le cas spécifique d'un pilier carré de 10 m de largeur. La figure II. 8, illustre la valeur de la résistance S_p en fonction de la hauteur du pilier h_p pour les différentes formules citées dans le tableau II.1. La résistance à la compression uniaxiale de la roche intacte étant prise égale $\sigma_c = 100\text{MPa}$. D'après la figure II.8, on remarque que la résistance des piliers ayant de petites hauteurs dépasse celle de la roche intacte, dans ce cas le facteur de forme est plus grand que l'unité. la variabilité de la résistance à la compression du pilier est notable, si la formule de CMRI, la plus conservatrice, est comparée avec la moins conservatrice (Lunder-Pakalnis), nous constatons une différence de la résistance du pilier au delà de 40MPa est obtenu pour un pilier de 10m de hauteur. Les formules de Hardy-Agapito et CMRI, sont très similaires pour des hauteurs au delà de 5m, ces deux formules sont plus conservatrices que le restes, et ont un avantage supplémentaire d'être développer pour les roches dures, elles sont parfaitement applicables pour les roches tendres. La représentation graphique des formules de Hardy-Agapito et CMRI avec celle Hedly qui donne une valeur moyenne de la résistance du pilier S_p sont illustrées dans la figure II.9.

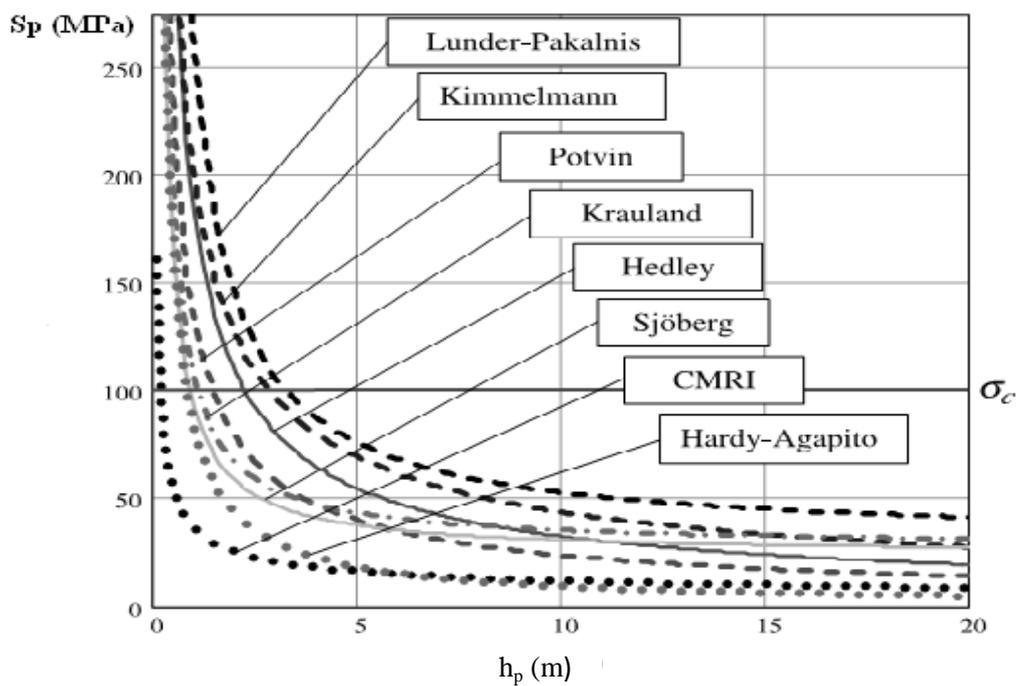


Figure II.8. Variation de la résistance du pilier S_p en fonction de leur hauteur h_p
 (Gonzalez-Nicieza, 2005)

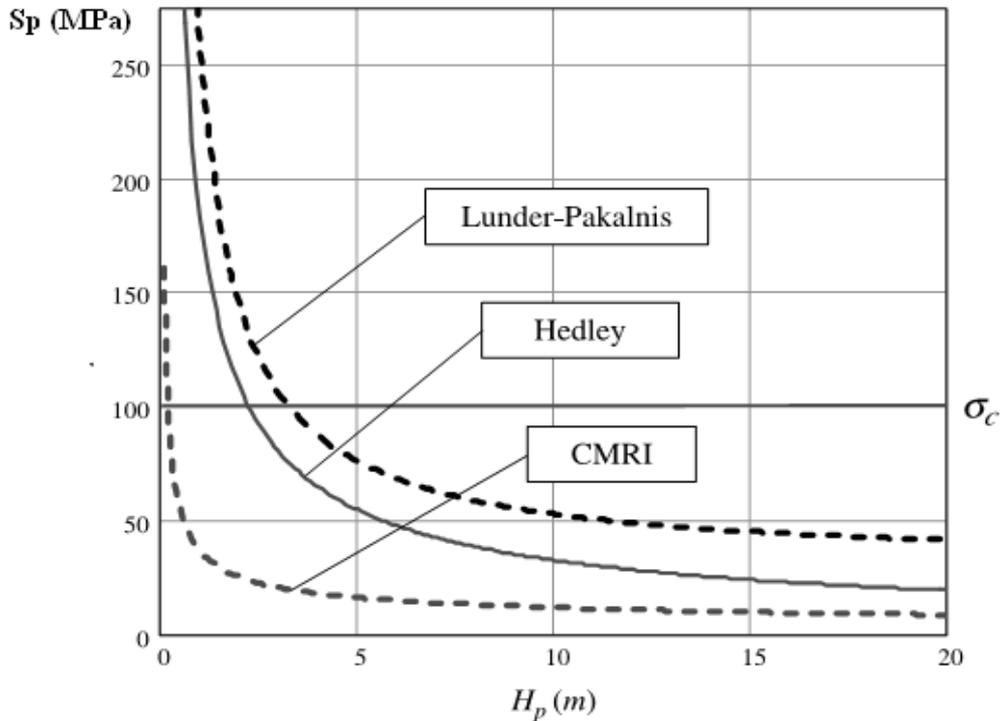


Figure II.9. Courbe pour déterminer la résistance du pilier S_p en fonction de sa hauteur H_p pour les trois formules désignées. (Gonzalez-Nicieza, 2005)

➤ **Le facteur de sécurité associé à la résistance à la compression:**

La résistance du pilier est le paramètre qui doit être déterminé quand on a à évaluer la stabilité d'un tel pilier, et aussi on a un autre paramètre important dans ce cas, qui est la charge supportée par le pilier. L'hypothèse fondamentale pour la détermination de la charge supportée par le pilier, est celle qui est utilisée par la théorie de l'aire tributaire. Cette théorie est uniquement valable pour les cas où l'envergure de la mine en profondeur est plus grande que la hauteur de couverture et la disposition des piliers régulière et horizontale. La contrainte moyenne appliquée sur le pilier accordée par la théorie de l'aire tributaire, est calculée par la formule suivante:

$$\sigma_{so} = \frac{(a_p + a_c) \times (b + a_c)}{a_p \times b} \times P_{ZZ} \quad \text{(II.19)}$$

a_p : largeur du pilier.

a_c : la distance entre deux piliers (largeur de la chambre).

La formule proposée par la théorie de l'aire tributaire, assure que toute la charge de terrain de couverture supportée par les piliers, l'effet de pendage de faisceau et la contrainte n'est pas prise en considération. Sous ces conditions, le facteur de sécurité du pilier sous compression, est défini comme le rapport de la résistance à la compression de pilier par la pression appliquée sur ce pilier (la charge du terrain de couverture) :

$$SF_c = \frac{S_p}{\sigma_{so}} \quad (II.20)$$

Le numérateur de cette équation, est déterminé par l'une des formules empiriques données dans le tableau II.1

Exemple d'application:

Le facteur de sécurité a été déterminé avec des piliers de 50 m de profondeur, la largeur de l'excavation est de 20 m et la hauteur du pilier est de l'ordre de 20 m. le poids spécifique de la roche est $\gamma = 27 \text{ KN/m}^3$, $\sigma_c = 100 \text{ MPa}$. Le résultat de la variabilité de SFc avec la largeur du pilier est donné en figure II.10. ci après.

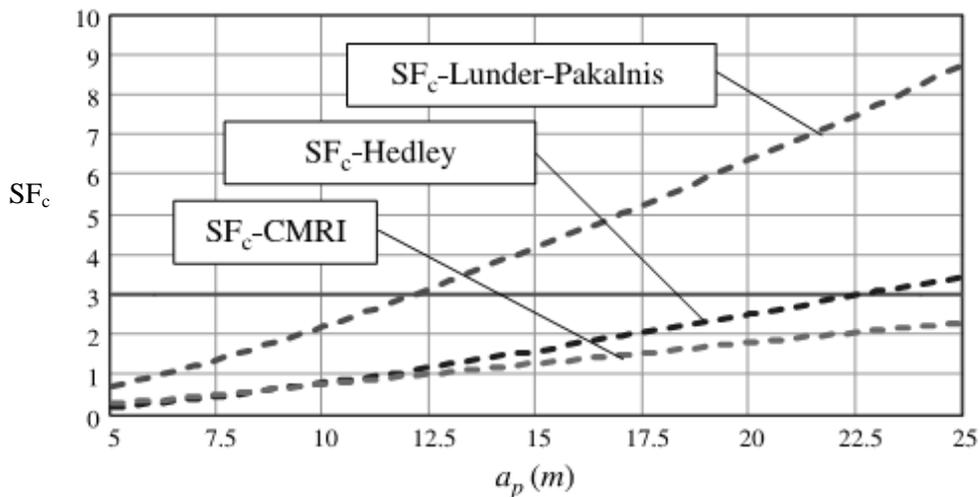


Figure II.10. Le facteur de sécurité en fonction de la largeur du pilier a_p .

(Gonzalez-Nicieza, 2005)

Les dimensions que doivent avoir les piliers pour que leur facteur de sécurité soit égale à 3 ont été comparés et les valeurs obtenues sont en conséquence représentées dans figure II.10 en fonction de la largeur du pilier et de sa résistance. Comme on peut le voir un facteur de sécurité de 3 d'un pilier de largeur 12,5 m est obtenu en considérant la formule de Lunder-Pakalnis, et pour ce même facteur un pilier à plus de 25 m de largeur est obtenu en utilisant la formule de CMRI. Pour la formule de Hedley, un pilier de 22,5m serait nécessaire pour avoir un facteur de sécurité de 3.

III.3. les méthodes numériques:[2]

a. Introduction:

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.

Pour ce faire, le comportement de ces systèmes doit être représenté mathématiquement par des équations. De nombreux ouvrages se consacrent à ces méthodes et à leurs applications. Mentionnons, à titre d'exemple, celui de Zienkiewicz (1977) dans le domaine des éléments finis appliqué aux analyses des contraintes. Cet avancement incessant des techniques de calculs numériques sur ordinateur a également permis des progrès considérables dans le calcul des structures souterraines au cours des trente dernières années. Certaines de ces méthodes permettent l'introduction de lois de comportements complexes pour le massif rocheux. Cependant, selon Panet, il est important de garder à l'esprit que la modélisation implique une simplification des lois de comportement et une homogénéisation d'un certain nombre de zones du massif et par conséquent, le recours à un milieu équivalent qui, à l'échelle de l'ouvrage, permet une représentation convenable du comportement du massif.

Panet (1995, in Ghislain Prévost 1999), explique également que le choix des caractéristiques de ce milieu équivalent constitue l'étape la plus délicate de la modélisation. Contrairement aux approches impliquant les charges totales, la modélisation numérique permet souvent de tenir compte de la majorité des facteurs influençant la distribution des contraintes dans le massif autour des excavations et de ce fait, ces techniques d'analyse permettent de se rapprocher le plus du cas réel de l'étude. L'utilisation des méthodes numériques permet donc, de simuler le comportement des piliers de mines. Les résultats des analyses permettent par la suite de déterminer les conditions menant à l'instabilité des piliers. Ainsi grâce aux analyses réalisées à partir des lois de comportement du massif et du pilier ainsi que du critère de rupture de la roche, on peut déterminer le comportement physique de ces derniers.

b. La méthode des éléments finis :

La méthode des éléments finis divise le domaine du problème étudié en un jeu de sous-domaines que l'on appelle "éléments". Chacun de ces éléments possède alors des valeurs propres de contraintes et des déplacements qui sont intimement liés aux autres éléments par les nœuds qui les joignent. On utilise avantageusement la méthode des éléments finis lorsque l'on est en présence de matériaux non homogènes ou ayant un comportement non linéaire.

- **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 (figure II.11 C) 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 (cf. figure II.11). Le critère de la rupture de ce dernier est donc défini par la convergence du processus itératif dans le but de rechercher une solution de l'équation non- linéaire.

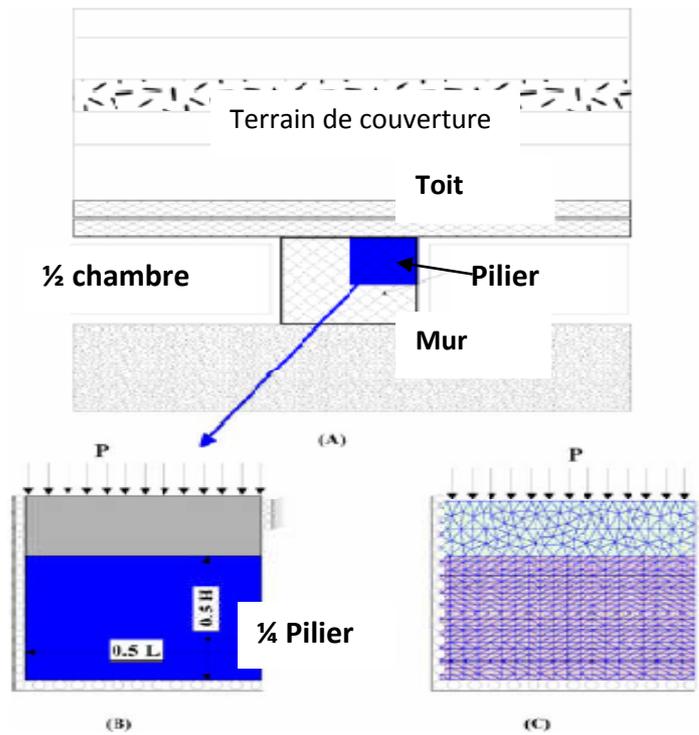


Figure II.11. Modélisation de comportement d'un pilier
[LAOUAFA Farid, 2005]

Chapitre III : la mine de Chaabet EL Hamra

Chapitre III : la mine de Chaabet EL Hamra

I. SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT:[8]

Le gisement de Chaabet 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 III.1).

Ses coordonnées géographiques approximatives sont : 35°45'N et 5°30'E. Les coordonnées Lambert sont :

X : de 754 000 à 755 000

Y : de 279 750 à 280 400

Z : 1 066 et 1 024 m.

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 III.1. Situation géographique du gisement de Chaabet EL Hamra.

[Document interne ENOF]

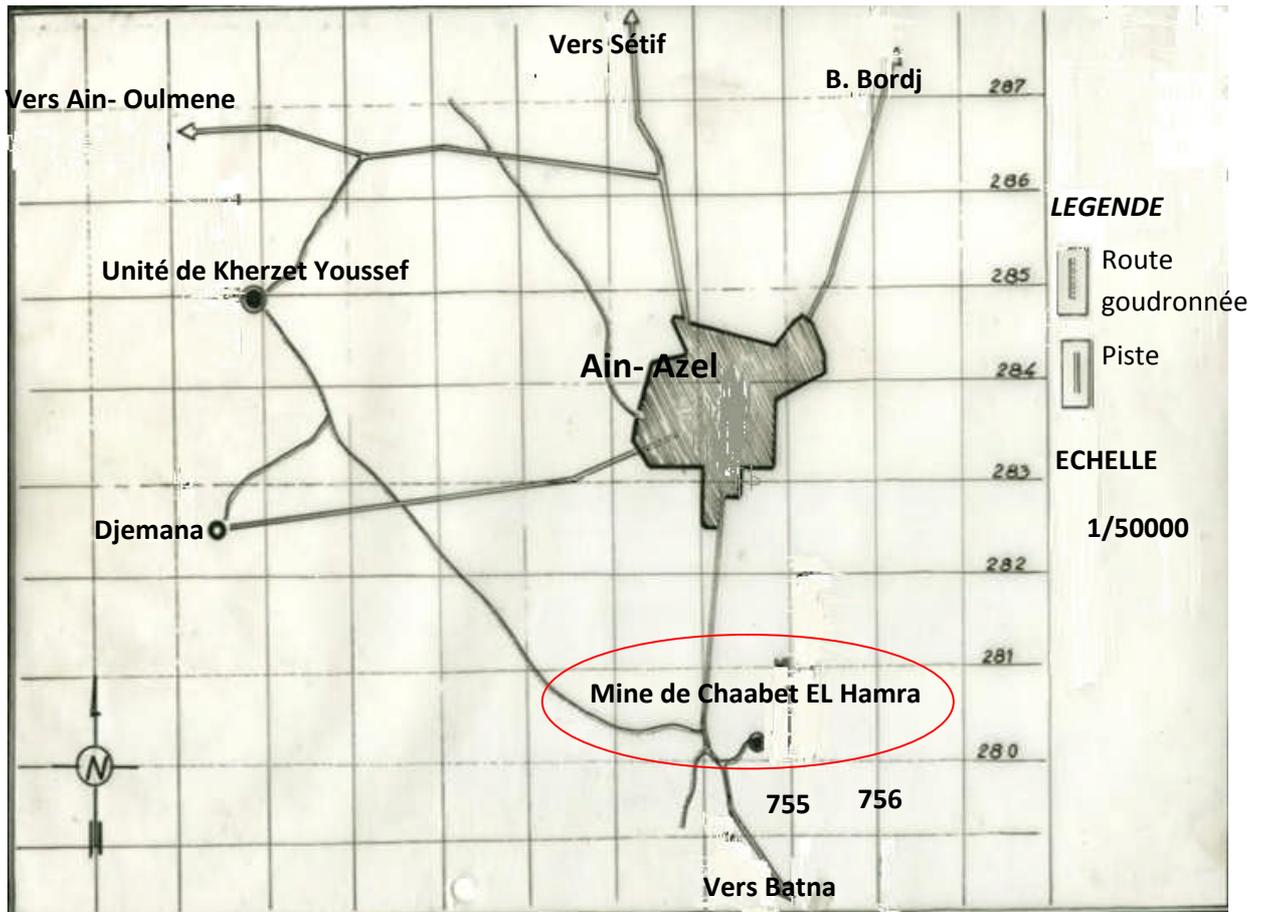


Figure III.2. Situation géographique de la mine de Chaabet EL Hamra. [in SIDAM, 2003]

II. HISTORIQUE DE LA MINE DE CHAABET EL-HAMRA [2]

Le gisement Zincifère de Chaabet El-Hamra a été découvert au début du siècle de 1910 à 1920 puis, de 1936 à 1943 grâce à l’affleurement des corps de minerai. Quelques travaux rudimentaires ont été réalisés à partir de la surface sur du minerai oxydé.

Durant la période 1975 à 1979, la société « BULGARGEOMINE » a construit le complexe de Kherzet Youcef.

De 1967 à 1988, quelques travaux géologiques irréguliers et quelques sondages ont été réalisés par SONAREM puis, EREM.

De 1989 à 1991, des travaux d’évaluation par sondage, ont été menés par l’ORGM, repartis sur 29 profils à maille 50 x 100 m, dans la partie centrale, et 100 x 100 m dans la partie Nord-Ouest, totalisant 53927 m de forage.

En 1991, suite à la catastrophe du « noyage de la mine de Kherzet Youcef » survenue le 2 juin 1990, l’ENOF a élaboré une étude pour l’ouverture du gisement de Chaabet EL Hamra.

A partir d’Avril 1994, l’ENOF a entamé les travaux de reconnaissance par ouvrage minier.

En 1997, elle a soutenu le projet de mise en exploitation du gisement de Zinc de Chaabet EL Hamra.

III. Présentation du groupe ENOF :

L’Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles est Organisé en 6 filiales depuis le 1 janvier 2001, le groupe ENOF exploite 18 mines et carrières et produit une gamme variée de minerais. Spécialisé dans l’exploitation des mines souterraines et à ciel ouvert pour la production des minerais non ferreux et des substances utiles non métalliques, le groupe ENOF a pour vocation "La production, la commercialisation et le développement des produits miniers".

La diversité et la qualité de ses produits font du Groupe ENOF un partenaire de choix pour les industries nationales et internationales. Elle est structurée selon l’organigramme ci-dessous (schémas 1).

Sa progression est marquée par les investissements qu’il engage chaque année dans les opérations de développement et de la mise en valeur de nouveaux gisements.

➤ **Positionnement international :**

ENOF est une Entreprise en pleine restructuration, qui dispose d'importants gisements de : Baryte, Bentonite, Terre Décolorante, Kieselghur, Kaolin, Dolomie, Feldspath, Carbonate de calcium et Calcaire.

Au vu des faibles capacités d'absorption du marché national, le placement de ses produits sur les marchés extérieurs est une nécessité.

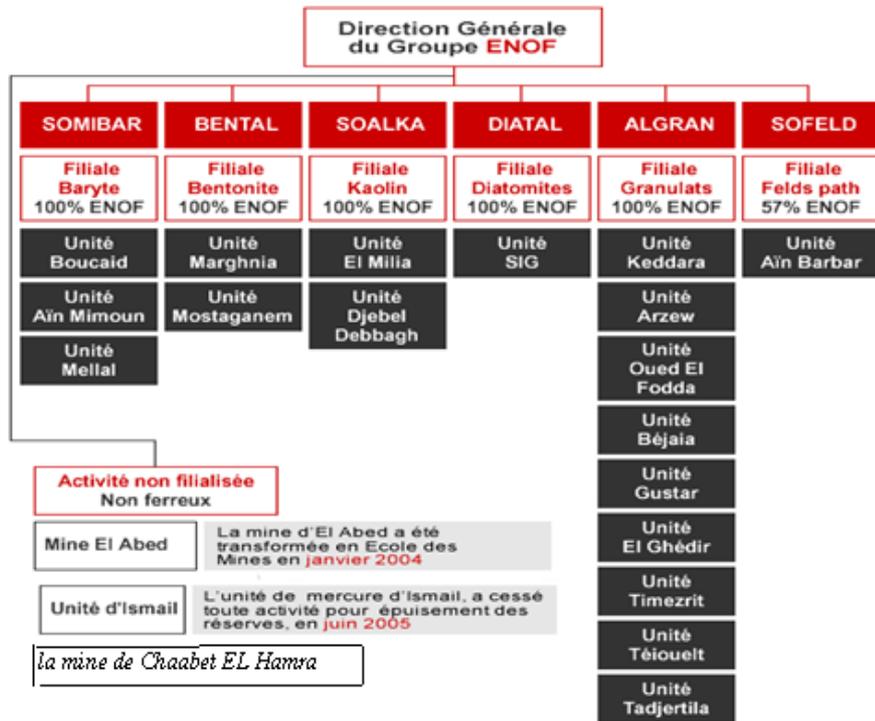


Figure III .3 : Organigramme regroupant toutes les filiales, unités et projets de l'ENOF.

IV. GEOLOGIE DU GISEMENT [8]

IV.1. Stratigraphie du gisement.

Elle est caractérisée principalement par les dépôts du Crétacé, dont l'Hautérien présente le plus grand intérêt, car il contient la minéralisation (figure III.4).

La série stratigraphique est représentée par :

VALANGINIEN (n_2)

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_3)

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

a. Hautérien inférieur (n_3^1) : Ce niveau, d'une puissance totale variant de 70 à 120 m, est à son tour divisé en trois termes :

- n_3^{1a} : 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 supérieure de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.

- n_3^{1b} : 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_3^{1c} : 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).

b. Hautérien supérieur (n_3^2) : ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 120 m, est subdivisé en cinq termes :

- n_3^{2a} : 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_3^{2b} : représenté par des dolomies massives à grains fins plus ou moins hématitisés.

- n_3^{2c} : représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo-marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15 m.
- n_3^{2d} : constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20 m.
- n_3^{2e} : 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.

BARREMIEN (n_4)

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

- a. Barrémien inférieur (n_4^1)** : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :
 - ❖ n_4^{1a} : formé essentiellement par des grés et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydées ; la puissance de ce terme varie de 40 à 60 m.
 - ❖ n_4^{1b} : constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.
 - ❖ n_4^{1c} : représenté par des dolomies massives à grains fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20 m.
- b. Barrémien supérieur (n_4^2)** : ce niveau est subdivisé en quatre termes :
 - ❖ n_4^{2a} : 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_4^{2b} : formé de grés 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_4^{2c} : constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés brun (dolomies et grés compacts, massifs et légèrement hématitisés) et d'argiles verdâtres. Sa puissance varie de 60 à 130 m.
 - ❖ n_4^{2d} : formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m.

IV.2. Tectonique :

Le gisement de Chaabet-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 (Figure III.5) :

❖ 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° à 15° NE et 15° à 20° 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- Sud parallèlement au plan axial.

❖ 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.

❖ 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° 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 de rejet 80 m, voire de 100 m suivant le plan de faille, et un pendage Sud- Ouest inférieur à 65-70°.
- **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°, 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° 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 (plan d'exploitation du gisement, est d'un rejet de 4 mètres avec un pendage d'environ 50 degrés 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.

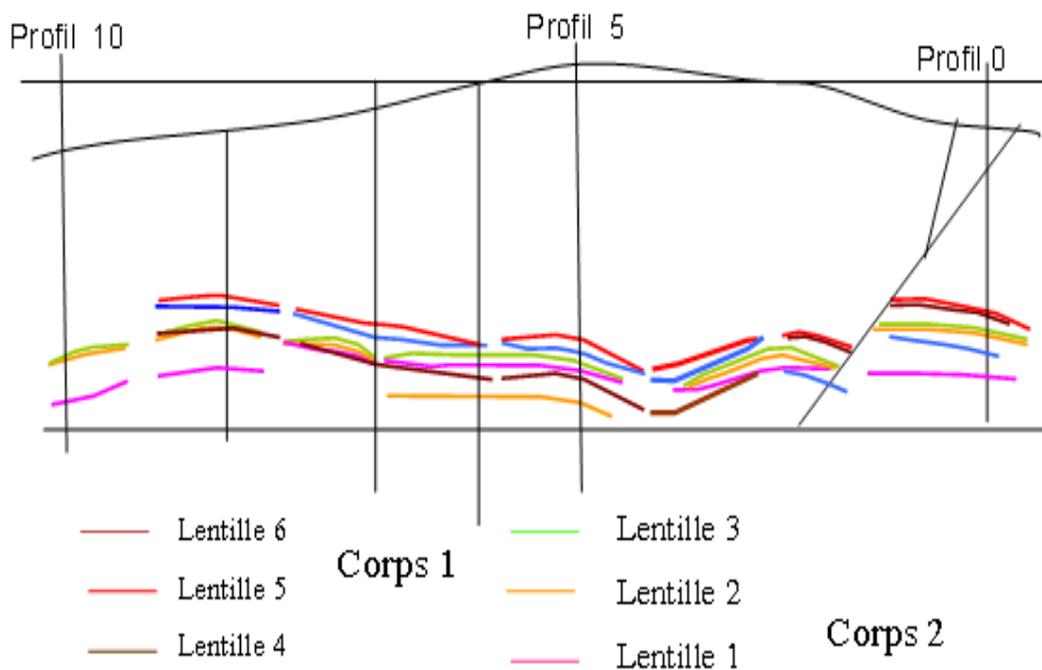


Figure III.5. Coupe longitudinale de la minéralisation lenticulaire de Chaabet EL Hamra.

IV.3. La minéralisation :

La minéralisation du gisement de Chaabet El-Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles minéralisées de composition tantôt monominérale, 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 hautériennes, en se localisant indépendamment aux structures tectoniques affectant ce niveau porteur de la minéralisation.

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

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, fissuré, et bréchique ce qui constitue l'essentiel du minerai industriel.

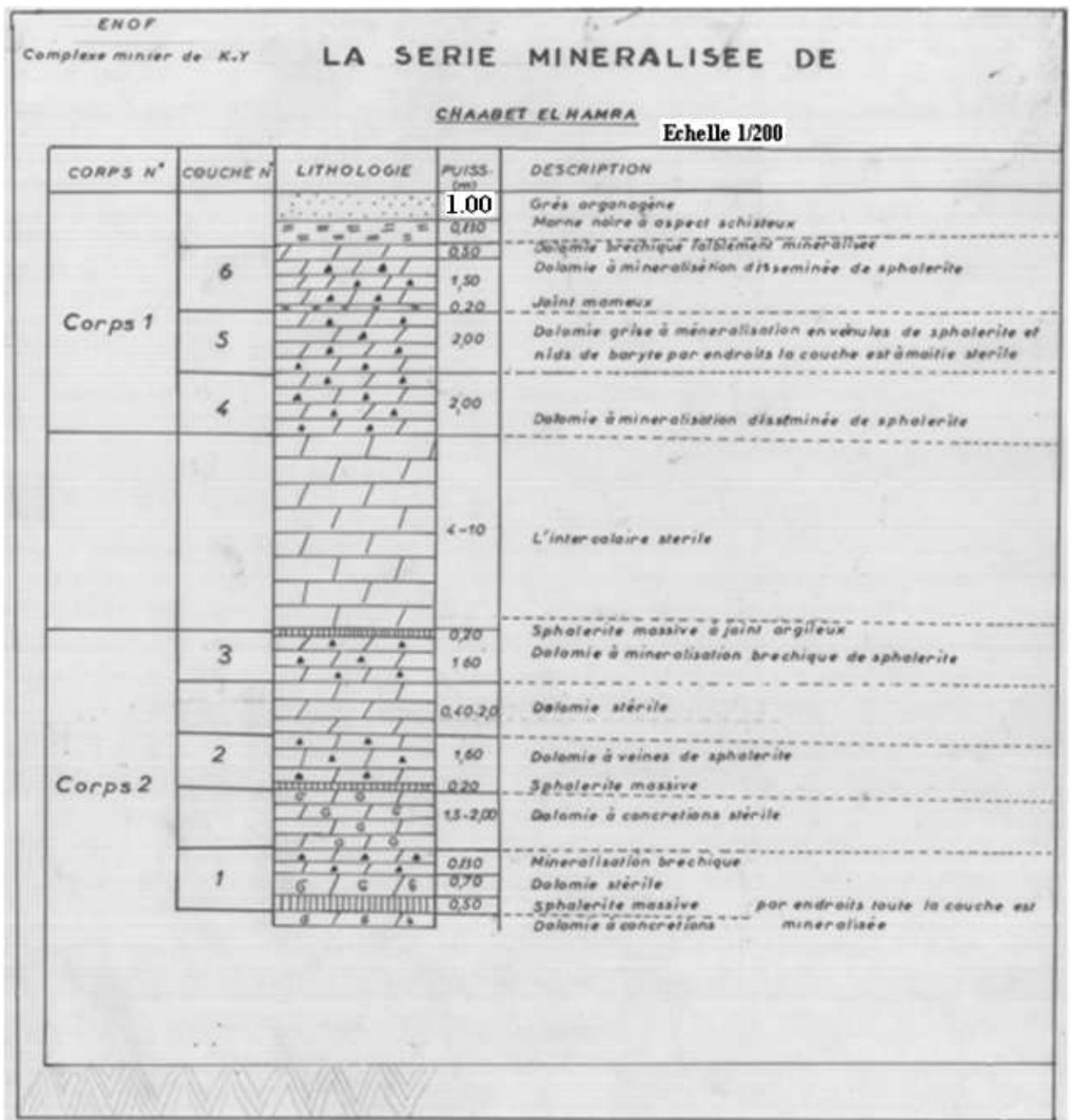


Figure III.6. La minéralisation du gisement du zincifère de Chaabet EL Hamra

III.4. Hydrogéologie :

L'importance de l'eau d'exhaure est assez connue dans la région. Le noyage catastrophique du 02 juin 1990 a entraîné la fermeture définitive de la mine de Kherzet Youssef. Cette eau est récupérée pour les besoins agricoles et sa présence est un obstacle à l'avancement des travaux d'exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra. Les données géologiques et hydrogéologiques confirment l'existence de deux nappes libres:

Dans la partie centrale du gisement, existe une nappe contenue dans les formations hautériennes carbonatées à perméabilité de fissure.

- Dans la partie Nord-Ouest du gisement une nappe aquifère est reconnue dans les formations barrémiennes. Cet aquifère est associé aux grès dolomitiques.
- Dans la partie Est du gisement deux sondages hydrogéologiques ont été exécutés, ces derniers ont donné des résultats négatifs et une absence de venues d'eau a été notée. Les travaux miniers réalisés par l'ENOF ont confirmé qu'il n'y a pas de niveau aquifère dans la partie Est.

En 1997, entre les profils 11 et 12, de grandes venues d'eau, 93 m^3 au front de taille, ont empêchées l'avancement normal des travaux d'exploitation. Par mesure de sécurité, il fut décidé de cesser les travaux dans cette zone, de continuer l'exploitation de la partie supérieure, et de penser au moyen le plus efficace de rabattre la nappe à un niveau tel que la sécurité des personnes et des biens soit assurée.

Le rabattement ne pouvant pas être réalisé à partir des travaux miniers (fond, front de taille), alors il fut décidé, après étude, de réaliser cinq forages d'exhaure accompagnés de 02 piézomètres de surveillance de la nappe, entre le profil 15 et 16 (figure III.7). Ces forages, une fois réalisés, permettront, et ce sont les objectifs du dénoyage :

1. De rabattre et maintenir le niveau hydrodynamique à moins de 30 m au moins au dessous du corps minéralisé de la partie inférieure du gisement, profil 10-Profil 15.
2. D'étendre l'exploitation à la partie inférieure du gisement, profil 10-profil 15, qui renferme la plus grande part de réserves, 1 043 000 tonnes, soit 60% des réserves géologiques comprises entre le profil 0 et le profil 15.

Le système d'exhaure sera constitué de :

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

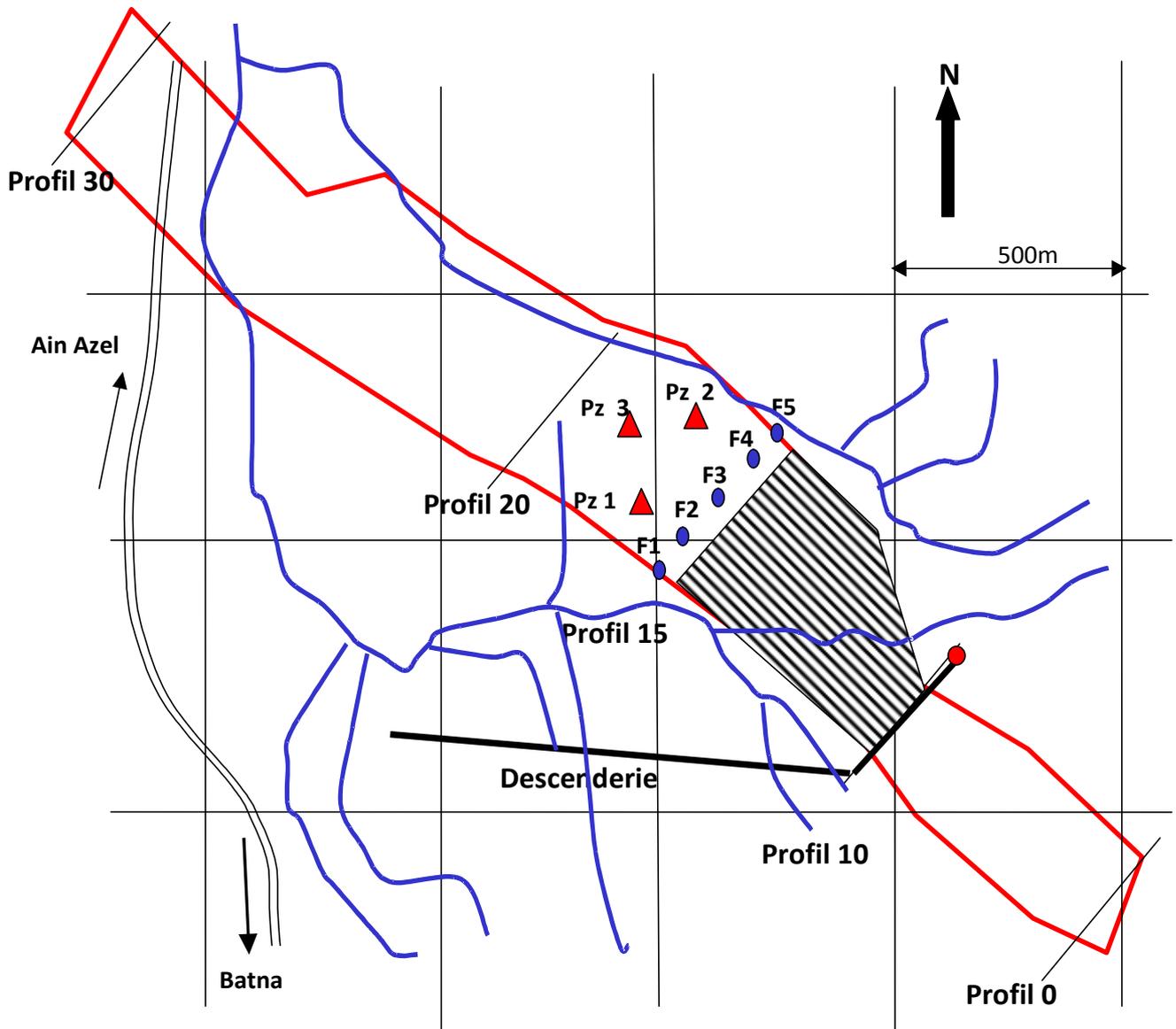


Figure III.7. Situation des Forages [2]

V. L'EXPLOITATION DU GISEMENT [2]

V.1. Caractéristiques morphologiques et géométriques du corps minéralisé :

Le minerai zincifère du gisement de Chaabet 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 angle 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 moyenne du corps n°1 (corps supérieur) est de 5 mètres et celle du corps n°2 (corps inférieur) est de 4 mètres. Les différentes puissances des parties du gisement sont données dans le tableau III.1.

❖ **Évaluation de l'ORGM** (cf. tableau III.1)

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

- Teneur de coupure : 3%.
- Epaisseur minimale exploitable : 1 m.
- Densité : 2.8 pour le corps n°1 et 3 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 de SIDAM** (cf. tableau III.1)

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 moyenne: 3%
- Epaisseur minimale exploitable : 2 m
- Densité : 2.87 pour les deux corps

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

Tableau III.1. Évaluation des réserves de la partie supérieure du gisement de Chaabet EL Hamra. [7]

Evaluation ORGM (1992)			
	Quantité (t)	Teneur (%Zn)	Puissance (m)
Catégorie C1	2737000	5.23	4.11
Catégorie C2	92200	5.18	7.00
Total C1 + C2	2829200	5.23	4.17
Evaluation de SIDAM (1993)			
Catégorie C1	2602200	6.08	3.66

V.2. Mode d'ouverture et découpage du gisement (figure III.8)

On appelle ouverture d'un gisement tous les travaux de creusement donnant accès au corps minéralisé à partir du jour.

➤ **Tranchées 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 m, 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.

Cette descenderie est précédée d'une tranchée d'accès, d'une longueur de 113 m, allant de la côte 1034m à celle de 1025 m, mais d'une inclinaison contraire 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 :**

De même section que la descenderie (20,60 m²) et à la côte 960, ce travers-banc a une longueur de 289 m et une inclinaison de 4 % et relie le puits d'aérage et de secours à la descenderie, suivant le profil X.

➤ **Puits d'aérage et de secours :**

Ce puits a une section de 9,60 m² et une profondeur de 117 m dont 10 m de puisards, et se trouve être entièrement bétonné, partant du niveau 960 et débouchant au jour à la côte 1066,74 m.

➤ **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 m² 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'aéragé.
- Une galerie de jonction entre les deux faisceaux minéralisés, de 20,960 m² de section et de 116 m de longueur (pente 7 à 8 %).

V.3. Méthode d'exploitation pratiquée à Chaabet El-Hamra :

➤ **Caractéristiques du minerai :**

- Coefficient de foisonnement : **1,2-1,4**
- Poids volumique du minerai : **2,83 t/m³**
- Teneur minimale exploitable : **3 % Zn**

➤ **Caractéristiques des roches encaissantes :**

- Dureté des dolomies franches : **7-8**(Echelle de Protodiakonov)
- Dureté des dolomies marneuses : **3-5** (Echelle de Protodiakonov)
- Poids volumique : $\gamma = 2,78 \text{ t/m}^3$

La méthode d'exploitation utilisée par la mine de Chaabet El-Hamra est appelée "**méthode par chambres et piliers résiduels**". La configuration des chantiers d'abattage est celle des chambres et piliers surdimensionnés, jusqu'à 12 m de longueur et 4 m de largeur, avec la création des galeries de jonction entre les traçages. (cf. figure III.9).

- La réduction des piliers surdimensionnés se fait en se rabattant et en créant des refentes (en laissant des piliers de section variable).
- Les piliers résiduels sont laissés tels quels, et non torpillés, à cause des charges supplémentaires qu'aurait entraîné une telle opération.

IV.4. Les travaux d’abattage :

L’abattage des panneaux se fait à l’explosif en laissant un stot de protection de 12 m, la largeur de la chambre est de 4 m.

❖ **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. La foration d’un trou de 1,60 m dure environ 6 mn et la volée de 30 trous nécessite un temps de 30 x 6mn = 180 mn soit 3 heures de foration.

❖ **L’abattage à l’explosif :**

Le mode de creusement dépend de la dureté de la roche. Dans le cas de la mine de Chaabet El-Hamra, on utilise de l’explosif de type gélanit disponible sur le marché national. Chaque cartouche pèse environ 250 gr et est de 20 cm de longueur et 30 mm de diamètre. La consommation spécifique d’explosif dans l’abattage par trous profonds varie selon la dureté de la roche (voir le tableau III.2).

Tableau III.2. La consommation spécifique en fonction du coefficient de dureté de la roche selon la classification de Protodiakonov.

Coefficient de la dureté	6 à 8	12 à 16	18 à 20
Consommation spécifique (kg/m ³)	0.5 à 0.8	1.2 à 1.8	1.4 à 2.1

• **Charge spécifique d’explosif :**

Selon l’étude d’abattage effectuée par les ingénieurs du site minier (la mine de Chaabet EL Hamra), la charge spécifique d’explosif est donnée par l’expression :

$$Q = \frac{q_1 \cdot f_1 \cdot v}{e} \dots\dots\dots \text{kg/m}^3$$

Où

q_1 : Charge spécifique d'explosif pour les conditions standardisées en Kg/m^3 , on la détermine d'après la dureté de la roche.

Pour $f = 8$ à 9 on a $q_1 = 0.8$ à 0.9

Où f : coefficient de dureté d'après Protodiakonov

Pour $f = 8$ on prend $q_1 = 0.8 Kg / m^3$

f_1 : Coefficient qui tient compte de la structure de la roche

Pour les roches dures fissurées, $f_1 = 0.8$ à 0.9 On prend $f_1 = 0.8$

v : coefficient qui tient compte du nombre de surface libre, on a :

$$v = \frac{6,65}{\sqrt{st}}$$

Ou st : section de la galerie = $10.4 m^2$

e : puissance ou capacité relative de l'explosif. Pour la Gélanit $e = 1.27$.

- **Calcul du nombre de trous de mine :**

Le nombre de trous de mine est donné par l'expression :

$$\text{Nbre de trous} = \frac{e.Q.st}{dc^2 . \Delta . kr}$$

Où :

St : Section de l'ouvrage en m^2

Q : Charge spécifique de l'explosif

dc : Diamètre des cartouches de l'explosif $dc = 30mm$

Δ : Densité de l'explosif ($\Delta = 1450 Kg / m^3$ pour la gélanit)

Kr : Coefficient de remplissage du trou par l'explosif ($Kr = 0.5$ à 0.6).

- **Charge totale de l'explosif** (tableau III.3)

La charge totale d'explosif est donnée par l'expression :

$$Q_{\text{exp}} = Q \times v$$

Où

$$v = s \cdot \text{lav} = s \cdot \text{lrou} \cdot \lambda$$

lav = l'avancement de la volée

lrou = longueur de trou

λ = rendement de la volée.

- **Détermination de la charge d'explosif dans un mètre de trou de mine :**

La charge d'explosif dans un mètre de trou de mine est donnée par l'expression :

$$P = \left(\frac{\pi \cdot d^2}{4} \right) \cdot \ell \cdot \Delta$$

- **Déterminations de la ligne de moindre résistance :**

la ligne de moindre résistance est donnée par l'expression :

$$w = \left[\frac{P}{q \cdot m} \right]^{1/2}$$

m : coefficient de rapprochement (m = 2,8)

- **Détermination de la distance entre les trous de mine :**

(Figure III.10)

$$a = w \cdot m$$

- **Calcul de la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage d'une tranche :**

$$Q = s \cdot w \cdot q$$

s : surface de la tranche (s = 10.4 m²).

Tableau III.3. Les paramètres du plan de tir

Charge spécifique d'explosif (kg/m ³)	1,0
nombre de trous de mine	21,0
Charge totale de l'explosif (kg)	42
la charge d'explosif dans un mètre de trou de mine (kg/m)	1.25
ligne de moindre résistance (m)	1,4
la distance entre les trous de mine (m)	0.6

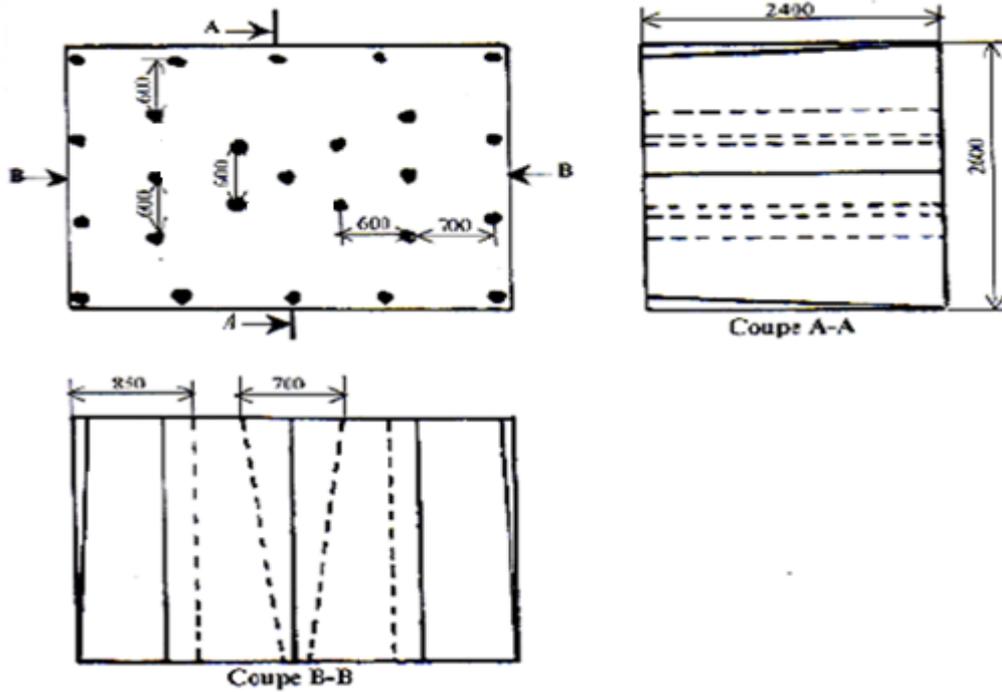


Figure III.10 : Plan de tir appliqué à la mine de Chaabet El-Hamra (Document interne, ENOF).

**Chapitre IV : étude de la stabilité des piliers de la mine de Chaabet
EL Hamra**

Chapitre IV :

I. La situation actuelle des piliers de la mine :

Dans le projet, le découpage des piliers était prévu en rabattant et en créant des galeries de refente (en laissant des piliers de section 4m x 4m). La réduction des dimensions des piliers varie d'un pilier à l'autre, qui peut atteindre une section plus ou moins de 2 m x 2 m. Les piliers résiduels sont laissés tels quels, et non torpillés, à cause des charges supplémentaires qu'aurait entraîné une telle opération. Les piliers sont irréguliers et écaillés (figure V.1b) avec l'appariation des fractures dans quelques piliers de la partie supérieure (figure V.1a).

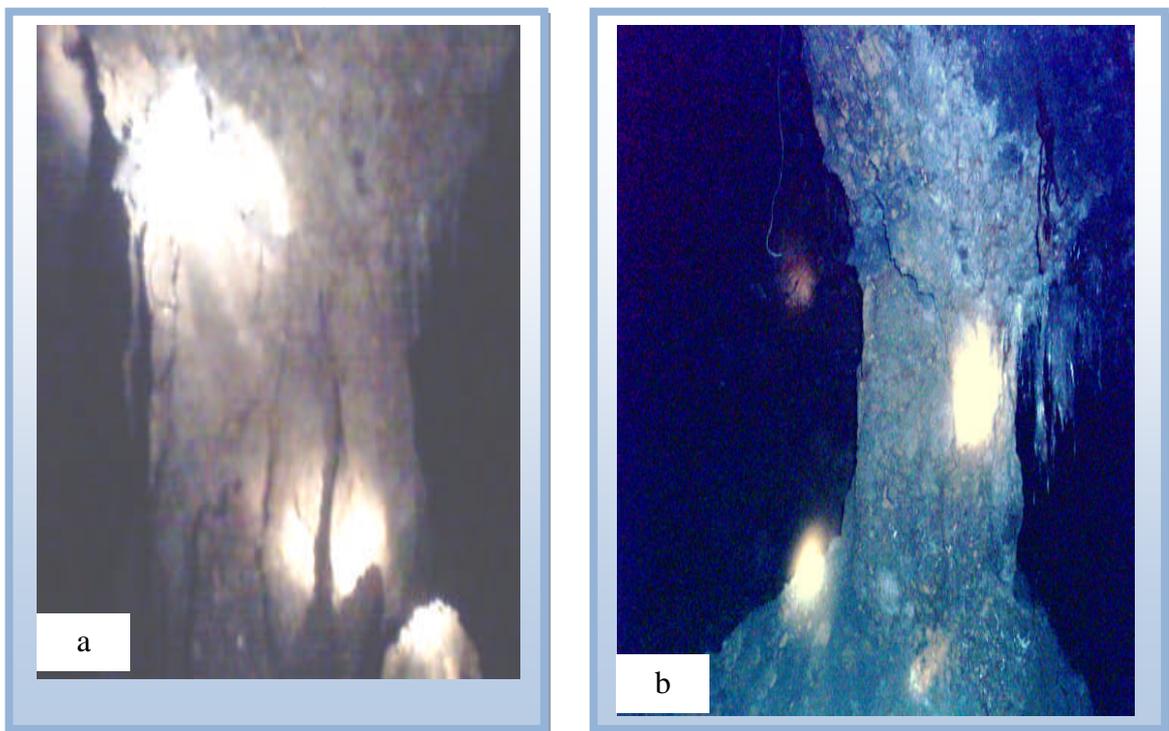


Figure IV.1 : Piliers de la mine de Chaabet EL Hamra

a-Pilier fissuré, b- pilier écaillé

II. METHODOLOGIE D'ANALYSE DE LA STABILITE DES PILIERS :

L'étude de la stabilité des piliers adoptée dans l'industrie minière est basée sur des méthodes analytiques et aussi sur des méthodes dites numériques.

L'étude de la stabilité des piliers demande de faire une présentation des caractéristiques de ces piliers et leur situation pour évaluer les paramètres qui peuvent influencer sur leur stabilité, et pour cela on adopte la procédure suivante :

- a. Détermination des paramètres géométriques des piliers :
 - La largeur du pilier
 - La hauteur
 - La forme du pilier
- b. Evaluation de la stabilité des piliers par la méthode de l'aire tributaire.
- c. Détermination des paramètres physico-mécaniques de la roche (minerai, terrain de couverture)
 - La masse volumique
 - La teneur en eau
 - La résistance à la compression simple de la roche intacte (échantillon)
 - La résistance à la compression in situ.
- d. Détermination de P_{ZZ} pour chacun des blocs.
 - Détermination de la contrainte moyenne appliquée sur les piliers.
 - La résistance à la compression du pilier.
- e. Détermination du facteur de sécurité.
- f. Interprétation des résultats.
- g. Evaluation de la stabilité des piliers de la mine.

a. les paramètres géométriques (voir Annexe 1) :

La dimension des piliers varie d'un pilier à l'autre et d'un bloc à l'autre, ils ont une hauteur moyenne de 2.9 m et une largeur moyenne de 3.5m. La variation des paramètres géométriques d'un pilier à l'autre s'explique par la méthode de dimensionnement utilisée au niveau de la mine, qui est basée sur des observations in situ (A cause du manque des données géotechniques et des études de sécurité).

La profondeur moyenne de ces piliers (dans quelques blocs) est de 106.5 m (piliers par rapport à la surface).

D'après le plan d'exploitation de la partie supérieure, nous avons 8 blocs (comme il est illustré dans le tableau IV.1)

Tableau IV.1. Hauteur et largeur moyenne des piliers dans chaque bloc

Bloc	Nombre de piliers du bloc	La largeur moyenne des piliers	La hauteur moyenne
4/1	32	2.4	5
5-6/4	22	3.9	2.7
5-6/3	20	2.5	2.4
6/3	12	2.4	2.5
4-5-6/13	23	2.3	6.5
5-6/12	9	3	2.5
4-5-6/5	17	3.4	4.5
5/1	29	3.1	2
	Total = 164 piliers	Moy = 3.5m	Moy = 2.9m

Tous les paramètres géométriques des différents blocs sont déterminés à partir des données d'un document interne de l'ENOF.

Pour présenter la méthodologie d'analyse et l'étude de la stabilité des piliers de la partie supérieure, on a choisi le bloc 5/1 (tableau IV.2) comme exemple d'application et les autres blocs sont présentés dans l'Annexe 1.

Le tableau ci-dessous (tableau IV.2) illustre les différents paramètres géométriques du bloc 5/1 pour les différents piliers (29 piliers), la hauteur des piliers est constante pour tous les piliers et aussi la largeur de la chambre. Par contre, la largeur des piliers varie d'un pilier à un autre (la moyenne est égale à 3.1 m).

Tableau IV.2. Les différents paramètres géométriques des piliers (bloc : 5/1)

Pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du Pilier (hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	106.5	2	4	4
2	106.5	2	3	4
3	106.5	2	2	4
4	106.5	2	2	4
5	106.5	2	2	4
6	106.5	2	3	4
7	106.5	2	6	4
8	106.5	2	4	4
9	106.5	2	4	4
10	106.5	2	6	4
11	106.5	2	3	4
12	106.5	2	3	4
13	106.5	2	2	4
14	106.5	2	3	4
15	106.5	2	3	4
16	106.5	2	3	4
17	106.5	2	4	4
18	106.5	2	3	4
19	106.5	2	6	4
20	106.5	2	1,5	4
21	106.5	2	2	4
22	106.5	2	3	4
23	106.5	2	3	4
24	106.5	2	2	4
25	106.5	2	2	4
26	106.5	2	3	4
27	106.5	2	3	4
28	106.5	2	3	4
29	106.5	2	3	4

b. Evaluation de la stabilité des piliers par la méthode de l'aire tributaire

La méthode de l'aire tributaire est une méthode qui permet d'effectuer un contrôle de la vulnérabilité des piliers en calculant le ratio (largeur/hauteur) dit élancement. Les ratios inférieurs à 1.5 sont des indicateurs de vulnérabilité et ceux supérieurs ou égale à 1.5 sont des indicateurs de robustesse. On utilise ce calcul pour examiner l'état de robustesse ou de vulnérabilité des piliers. On définit le taux de défrètement comme étant le volume des vides créés par l'exploitation sur le volume de l'aire tributaire.

$$\tau = \frac{(a_p + c) \times (b + c) - a_p \times b}{(a_p + c) \times (b + c)}$$

τ : le taux de défrètement.

a_p, b : largeur et longueur de la section droite des piliers ; c : la largeur de la chambre.

Tableau IV.3. Calcul du ratio a_p/h_p et le taux de défrètement pour les piliers du bloc 5/1

Pilier	La largeur (a_p) en m	La hauteur (h_p) en m	Le ratio (a_p/h_p)	Taux de défrètement (τ) %
1	4	2	2	68,18
2	3	2	1,5	78,57
3	2	2	1	81,48
4	2	2	1	83,33
5	2	2	1	81,16
6	3	2	1,5	76,19
7	6	2	3	64,00
8	4	2	2	75,00
9	4	2	2	75,00
10	6	2	3	54,40
11	3	2	1,5	78,57
12	3	2	1,5	78,57
13	2	2	1	85,71
14	3	2	1,5	75,91
15	3	2	1,5	71,92
16	3	2	1,5	74,29
17	4	2	2	74,69
18	3	2	1,5	78,57
19	6	2	3	60,00
20	1,5	2	0,75	90,91
21	2	2	1	88,89
22	3	2	1,5	78,57
23	3	2	1,5	78,57
24	2	2	1	80,85
25	2	2	1	80,63
26	3	2	1,5	81,63
27	3	2	1,5	81,63
28	3	2	1,5	81,63
29	3	2	1,5	81,63

D'après la figure IV.2, on constate qu'il y a une relation inverse entre le taux de défrètement et l'élanement (a_p/h_p), cela s'explique par le fait que si le ratio a_p/h_p est petit le taux de défrètement qui définit le rapport du volume extrait sur le volume globale est plus important. Alors, pour le bloc 5/1, la plupart des piliers ont un ratio supérieur à 1.5 ce qui signifie que ces piliers sont robustes, et le taux de défrètement est variable d'un pilier à l'autre (varie de 54.4% à 90.9%).

Le tableau IV.4 synthétise les résultats de calcul des ratios pour tous les blocs. Les blocs où a_p/h_p est inférieur 1.5 on a un état de vulnérabilité des piliers (comme ceux du bloc 4/1 (100%) et ceux de 4- 5- 6/13). Pour les blocs avec $a_p/h_p \geq 1.5$ on a un état de robustesse. Le taux de défrètement moyen pour $W/h \geq 1.5$ est entre 72 et 77%. **Tableau IV.4** : synthèse des calculs du ratio et l'élanement moyen pour tous les blocs

Bloc	Nombre des piliers du bloc	La largeur moyenne des piliers	La hauteur moyenne	a_p/h_p (moyen)	Pourcentage des piliers avec $a_p/h_p < 1.5$	Taux de défrètement Moyen %
4/1	32	2.4	5	0.5	100%	82.8
5-6/4	22	3.9	2.7	1.5	31.8%	72.3
5-6/3	20	2.5	2.4	1	90%	82.4
6/3	12	2.4	2.5	1	75%	84.3
4-5-6/13	23	2.3	6.5	0.4	100%	83
5-6/12	9	3	2.5	1.2	66.67%	77.8
4-5-6/5	17	3.4	4.5	0.8	88.23%	76.4
5/1	29	3.1	2	1.6	28.57%	77.1
	Total = 164 piliers	Moy = 3.5m	Moy = 2.9m			

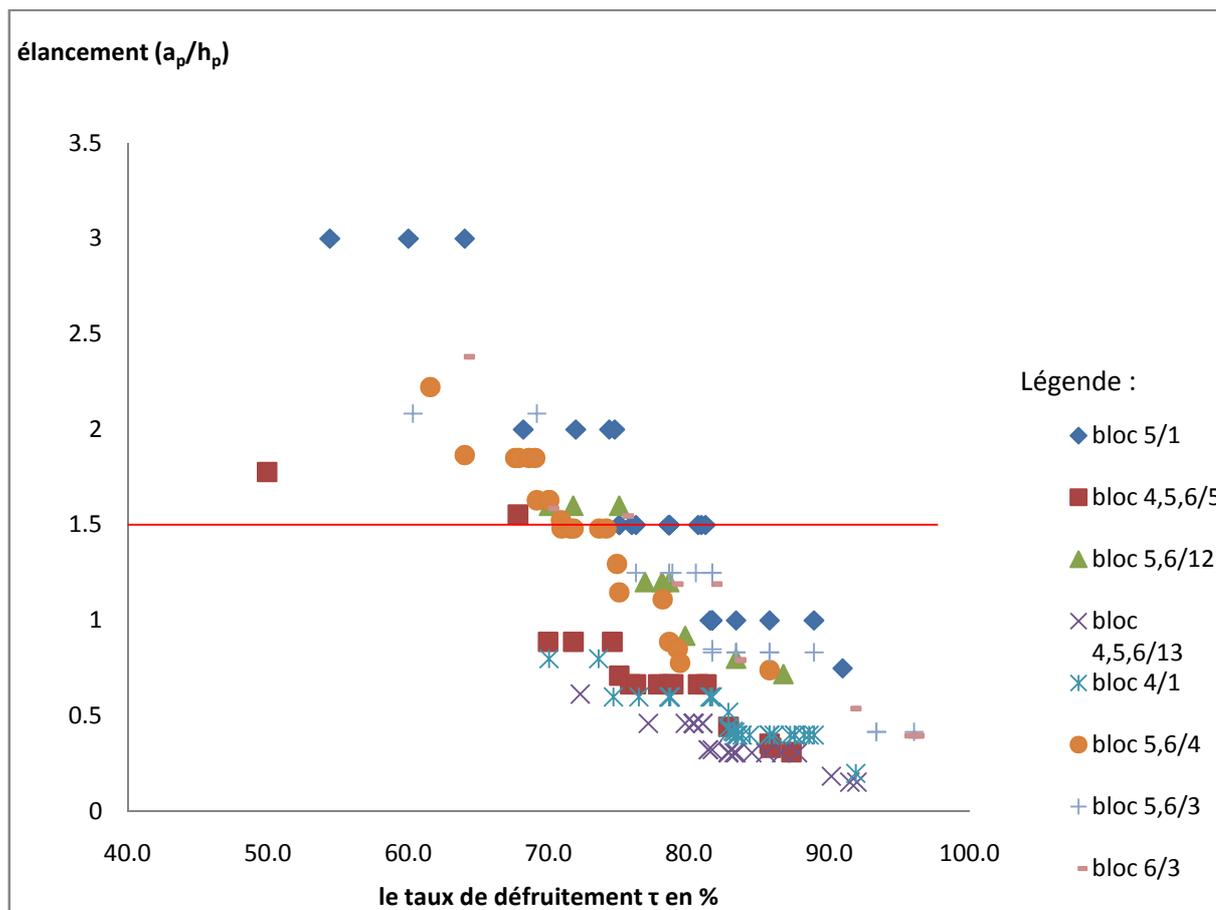


Figure IV.2 : Variation de l'élancement a_p/h_p en fonction du taux de défruitement τ (bloc : 5/1)

c. Détermination des paramètres physico-mécaniques des terrains de la mine :

L'étude géotechnique du gisement est basée uniquement sur la documentation préalable des 200 sondages et les résultats des analyses des carottes qui ont été élaborées par l'Office des **Recherches Géologiques et Minières (ORG M)** en 1992.

Les propriétés mécaniques des matériaux rocheux ont été estimées par des essais de laboratoire. Les essais de compression ont été faits sur 16 échantillons, dont 15 mesures ont été effectuées à l'état sec, et une seule mesure a été effectuée à l'état saturé (Dolomie).

Les valeurs moyennes calculées sur la base des valeurs mesurées données dans le tableau IV.5, sont :

- Le poids volumique est égal 2.83 t/m^3 ,
- $\sigma_c = 87.1 \text{ MPa}$

Tableau IV.5. Les propriétés physico- mécaniques des terrains du gisement de Chaabet EL Hamra (ORGM, 1992)

Nature de la roche	Indice	Poids volumique t/m ³	Compression simple(Kg/cm ²)	
			Etat sec	Etat saturé
Dolomie peu gréseuse et poreuse	n^{2d}_3	2.624	474	nd
Calcaire marneux oxydé par endroit	n^{2c}_3	2.738	826	nd
Dolomie parfois argileuse et gréseuse		2.758	1599	917
Dolomie gréseuse, hématitisée à calcite	n^{2b}_3	2.747	925	nd
Dolomie oxydée, fine et bréchique		2.654	404	nd
Grés rubanés parfois argileux		2.533	1080	nd
Grés à lilas, rubané parfois argileux	n^{2a}_3	2.636	nd	nd
Dolomie hématitisée, poreux	n^{1c}_3	2.781	809	nd
Dolomie hématitisée, fortement oxydée		2.643	430	nd
Dolomie argileuse compacte		2.847	905	nd
Grés organogène (niveau repéré)	n^{1b}_3	2.603	1023	nd
Dolomie peu argileuse à minerai de pyrite		3.155	nd	nd
Dolomie argileuse à géode de calcite		2.823	611	nd
Dolomie bréchique, broyée bitumineuse		3.178	1120	nd
Dolomie à gros grains	n^{1a}_3	2.963	1555	nd
Dolomie broyée, à calcite		2.800	932	nd

***nd : non déterminé**

Nous avons traduit les valeurs du tableau IV.5 sous forme graphique figures (IV.3 et IV.4) dans le but d'analyser et d'interpréter ces résultats pour les différents minéraux (calcaire, dolomie et grés). La figure IV.3 illustre la variation des poids volumiques des différentes roches analysées en laboratoire de l'ORGM. On a 12 valeurs pour la dolomie, une valeur pour le calcaire et 3 valeurs pour le grés. La plupart des valeurs ont été déterminées pour la roche dolomitique qui est le corps où se situe la minéralisation. Elles sont situées entre 2.5 et 3 t/m³, mais dans le cas de la dolomie peu argileuse à minerai de pyrite et la dolomie bréchique, broyée bitumineuse le poids volumique dépasse 3 t/m³.

La figure IV.4 représente les valeurs de la résistance à la compression des trois roches analysées au niveau du laboratoire à partir des données des sondages. 11 mesures ont été prises pour la dolomie, une seule mesure pour le calcaire et deux pour le grés. A l'état saturé, nous avons qu'une seule mesure faite sur la dolomie parfois argileuse et gréseuse ($\sigma_{csat} = 917 \text{ kg/cm}^2$).

Les résultats montrent qu'une variabilité importante (roche dolomitique) pour σ_c . les plus fortes valeurs sont constatées pour les dolomies saines (dolomie à gros grains et dolomie parfois argileuse et gréseuses), les plus faibles valeurs sont attribuées aux dolomie fines fortement oxydées et bréchiques.

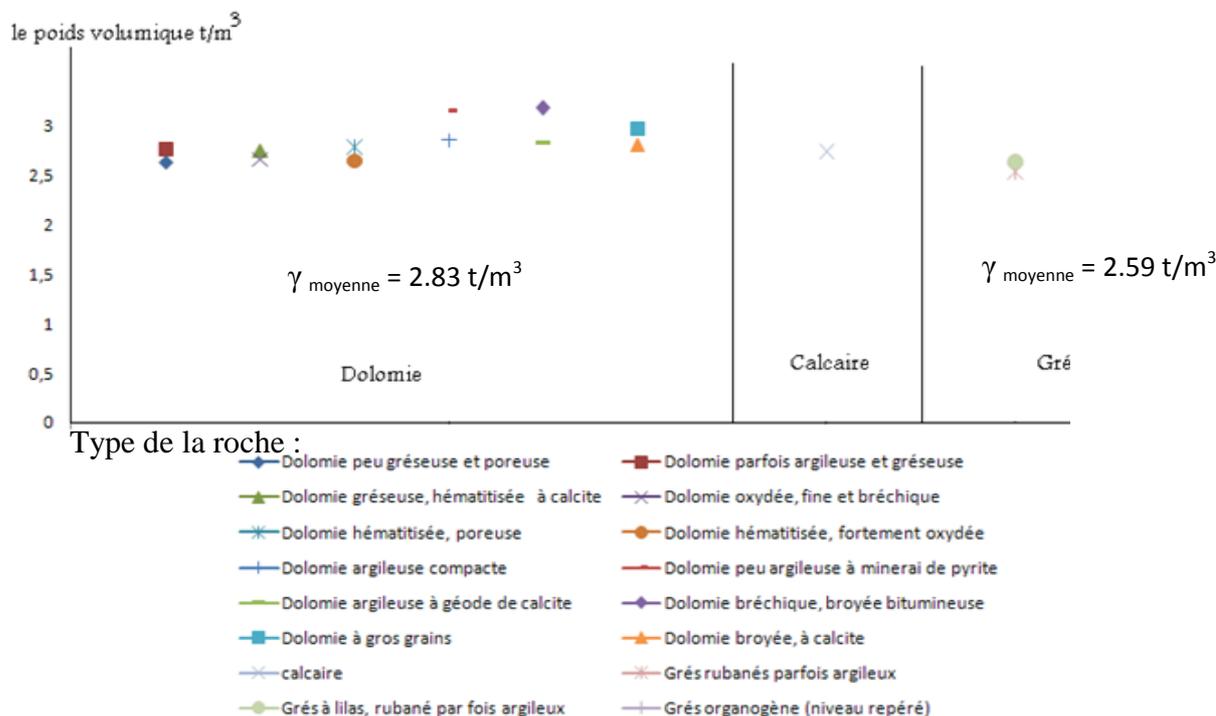
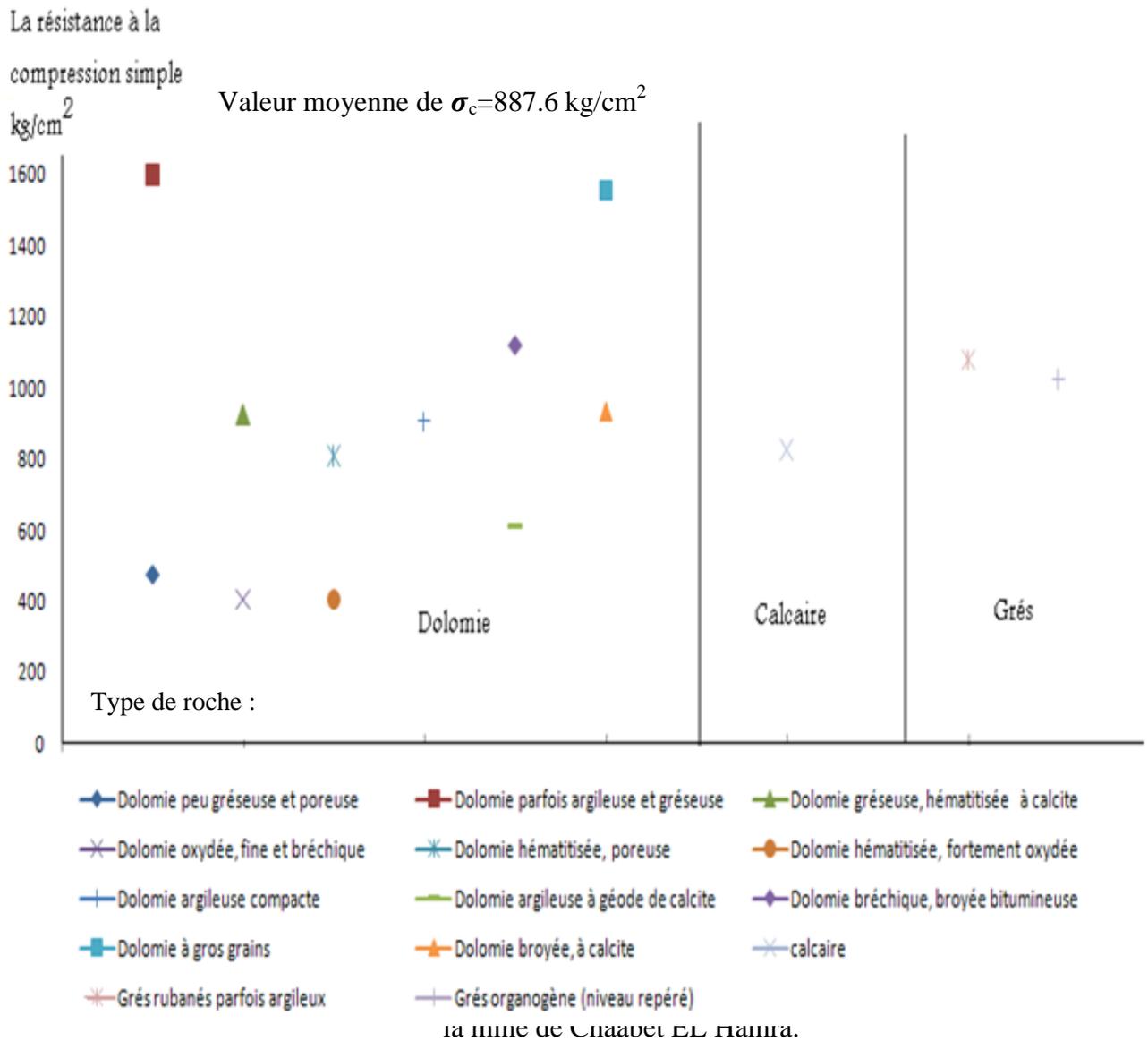


Figure IV.3. Valeurs mesurées du poids volumique des roches de la mine de Chaabet EL Hamra.



d. Détermination de la charge des terrains sur les piliers P_{ZZ} pour chaque bloc :

Vue que la plupart des terrains au dessus des blocs concernés ne sont pas identifiés par des sondages mécaniques (voir le plan d'exploitation) et donc pas de description lithologique sur les épontes ; nous utiliserons pour cela une valeur moyenne de la profondeur et du poids volumique moyen des terrains de couverture afin d'estimer la charge sur chacun des piliers du bloc analysé.

$$P_{ZZ(moy)} = \gamma_{moy} \times h_{moy} \quad (IV.1)$$

Maintenant pour les blocs identifiés avec des sondages possédant une description lithologique nous avons utilisé la valeur réelle des épaisseurs et les poids volumiques des terrains de couverture.

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n \gamma_i \times h_i$$

Les blocs identifiés sont (cf. figure IV.5, IV.6, IV.7 et IV.8).

Tableau IV.6 : Le bloc 5- 6/12 est traversé par le sondage S277

	L'épaisseur h_i (m)	Le poids volumique γ_i (t/m ³)	$\gamma_i \times h_i$
Dolomie peu gréseuse	25.3	2.64	66,84
Dolomie hématitisée	18.3	2.78	50,89
Dolomie gréseuse	14.9	2.75	40,93
Grés à lilas	14.9	2.64	39,27
Dolomie Argileuse	24	2.82	67,75
Dolomie à gros grain	14.9	2.96	44,15
		P_{ZZ} (t/m ²)	309,84
		P_{ZZ} (MPa)	3.03

Tableau IV.7 : Le bloc 4- 5 -6/13 est traversé par le sondage S211(le profil 5).

	L'épaisseur h_i (m)	Le poids volumique γ_i (t/m ³)	$\gamma_i \times h_i$
Dolomie marneuse	40,3	2,73	110,3
Dolomie peu gréseuses	12,8	2,62	33,5
Dolomie	27,5	2,74	75,6
Grés	5,4	2,64	14,2
Calcaire marneux	20,8	2,74	57,0
Grés organogènes	2,7	2,60	7,0
DOLOMIE	30,9	2,96	91,5
		P_{ZZ} en t/m ²	389.1
		P_{ZZ} (MPa)	3.8

Tableau IV.8 : Le bloc 4- 5- 6/5 est traversé par le sondage S221.

	L'épaisseur h_i (m)	Le poids volumique γ_i (t/m^3)	$\gamma_i \times h_i$
Dolomie marneuse	24.2	2.72	65,90
Dolomie peu gréseuse	8.7	2.62	22,83
Calcaire marneux	2.9	2.74	7,94
Dolomie gréseuse	7.7	2.75	21,15
Grés à lilas	6.8	2.64	17,92
Dolomie hématisée	6.8	2.64	17,97
Dolomie Argileuse à géode de calcite	5.8	2.82	16,37
		P_{ZZ} (t/m^2)	170,09
		P_{ZZ} (MPa)	1.66

Pour les autres blocs qui ne sont pas identifiés, on a pris une valeur moyenne de l'épaisseur et aussi du poids volumique du terrain de couverture :

$$h_{moy} = 106.5 \text{ m.}$$

$$\gamma_{moy} = 2.8 \text{ t/m}^3.$$

Ces valeurs ont été données par les opérateurs de la mine selon le tableau récapitulatif IV.9.

Tableau IV.9 : les valeurs de la puissance et le poids volumique pour chaque strate du terrain de couverture.

La lithologie	Le poids volumique (t/m^3)	La puissance (m)	
Dolomie parfois argileuse	2,758	23,4	64,5372
Dolomie peu gréseuse	2,624	13,4	35,1616
Calcaire marneux	2,738	8	21,904
Dolomie gréseuse	2,747	7,7	21,1519
Grés organogène	2,603	10,3	26,8109
Dolomie hématutisée	2,781	18,7	52,0047
Dolomie	2,963	25	74,075

$$P_{ZZ(moy)} = \gamma_{moy} \times h_{moy} = 106.5 \times 2.8 = 296.07 \text{ t/m}^2 = 2.9 \text{ MP.}$$

Tableau IV.10. La contrainte verticale moyenne au centre du pilier calculée par la méthode de l'aire tributaire (bloc : 5/1)

Pilier	La largeur du pilier (a_p) en m	La largeur de la chambre (a_c) en m	La charge supportée par un pilier (P_{ZZ}) en MPa	σ_{so} (MPa)
1	4	4	2.9	9,11
2	3	4	2.9	13,53
3	2	4	2.9	15,66
4	2	4	2.9	17,40
5	2	4	2.9	15,39
6	3	4	2.9	12,18
7	6	4	2.9	8,06
8	4	4	2.9	11,60
9	4	4	2.9	11,60
10	6	4	2.9	6,36
11	3	4	2.9	13,53
12	3	4	2.9	13,53
13	2	4	2.9	20,30
14	3	4	2.9	12,04
15	3	4	2.9	10,33
16	3	4	2.9	11,28
17	4	4	2.9	11,46
18	3	4	2.9	13,53
19	6	4	2.9	7,25
20	1,5	4	2.9	31,90
21	2	4	2.9	26,10
22	3	4	2.9	13,53
23	3	4	2.9	13,53
24	2	4	2.9	15,14
25	2	4	2.9	14,97
26	3	4	2.9	15,79
27	3	4	2.9	15,79
28	3	4	2.9	15,79
29	3	4	2.9	15,79

- Pour les autres blocs, les valeurs de cette contrainte sont données en Annexe 3.

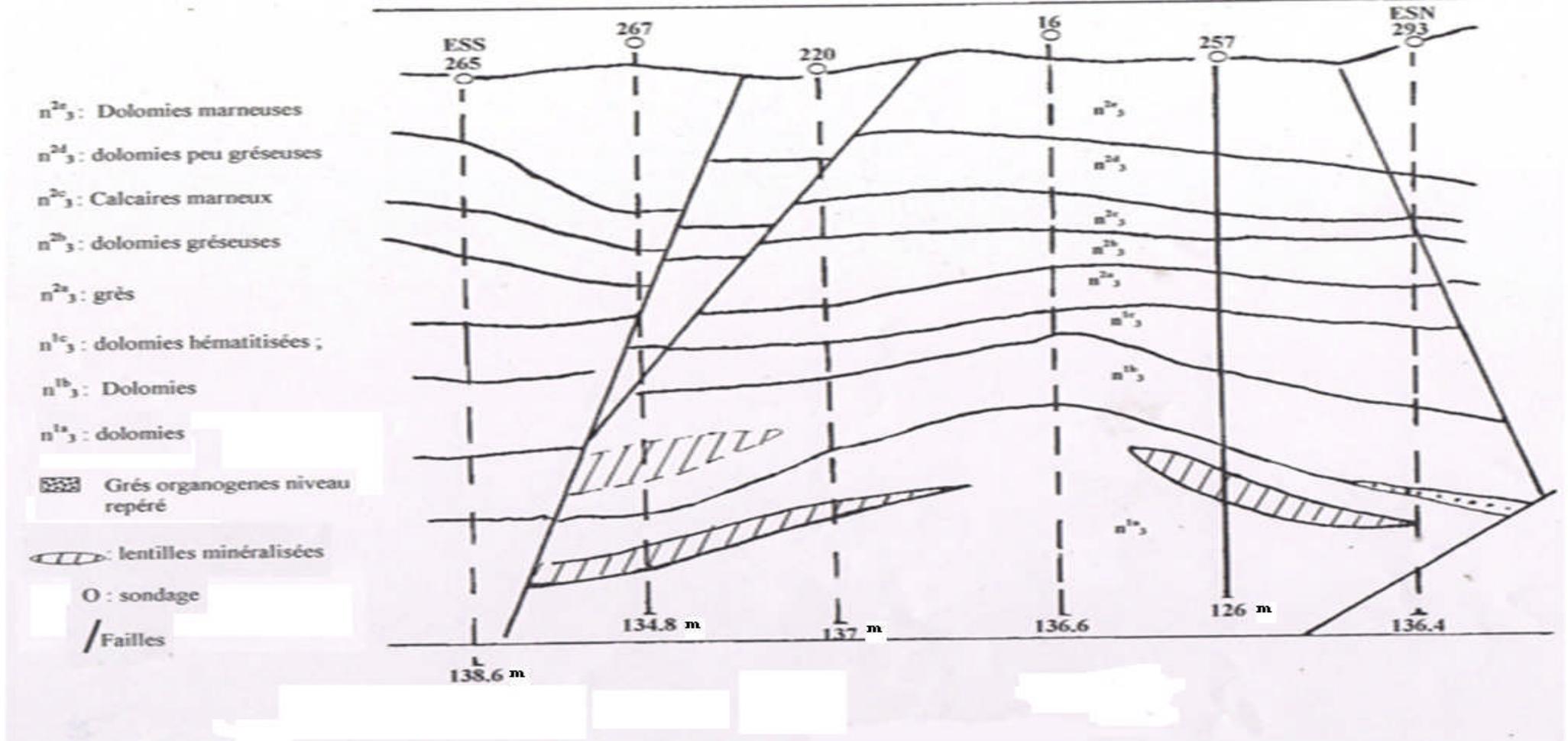
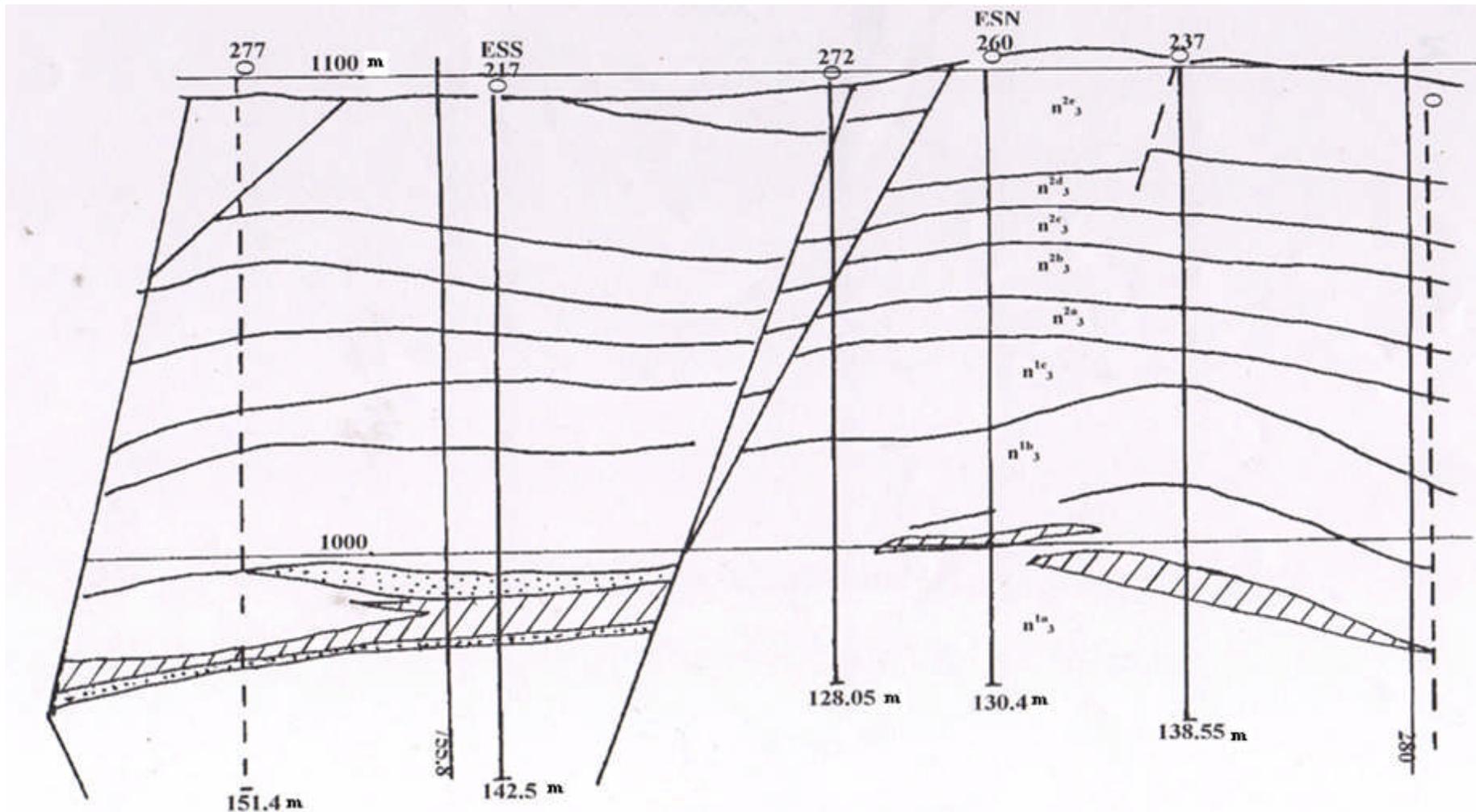


Figure .IV.5. Coupe géologique et présentation des sondages (I)(D'après l'ORGM , 1992)



n^{2e}_3 : Dolomies marneuses ; n^{2d}_3 : dolomies peu gréseuses ; n^{2c}_3 : Calcaires marneux ; n^{2b}_3 : dolomies gréseuses ; n^{2a}_3 : grès
 n^{1c}_3 : dolomies hématitisées ; n^{1a}_3 : dolomies
 Grès organogènes, niveau repéré  lentilles minéralisées ; O : sondage ; / Failles

Figure IV.6. Coupe géologique et présentation des sondages (II). (D'après l'ORGM , 1992)

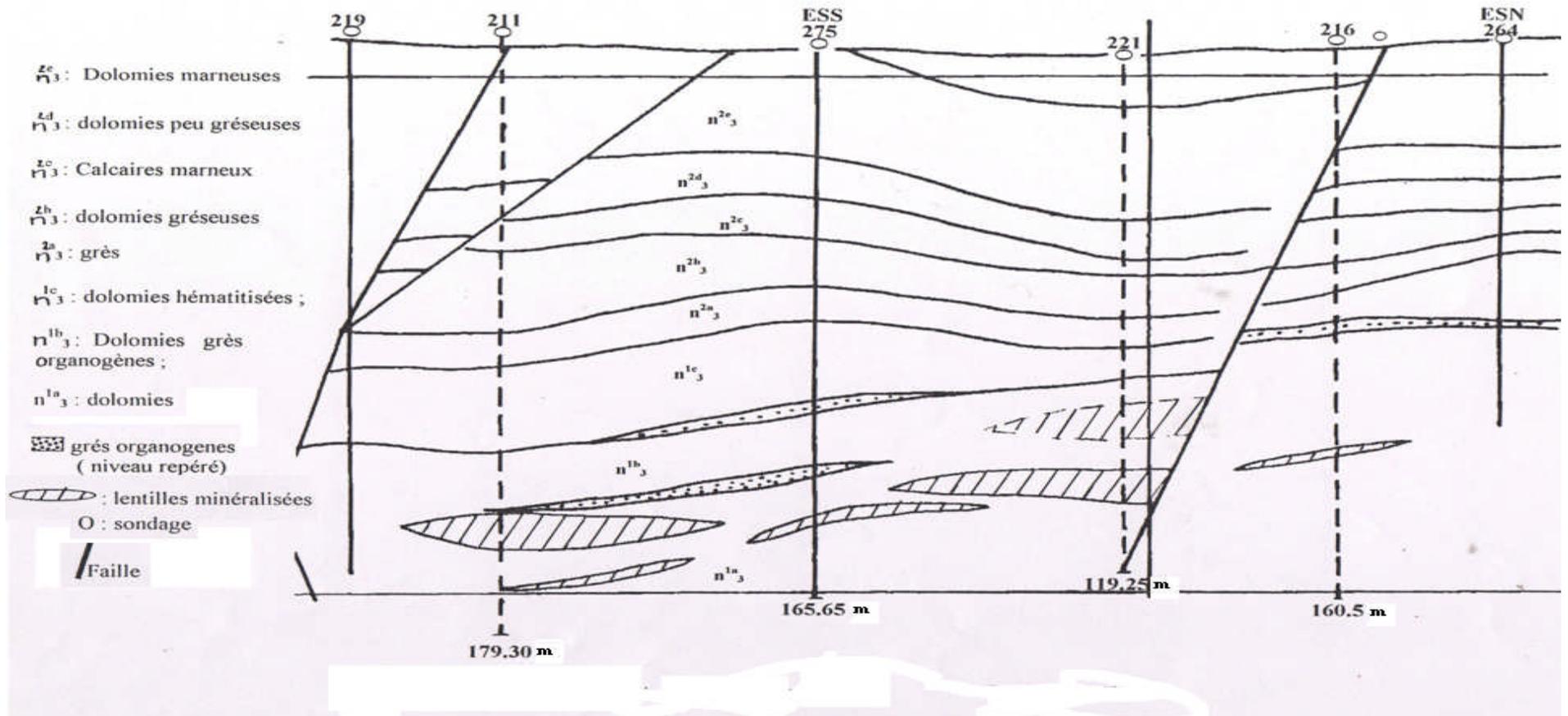


Figure IV.7. Coupe géologique et présentation des sondages (III). (D'après l'ORGM , 1992)

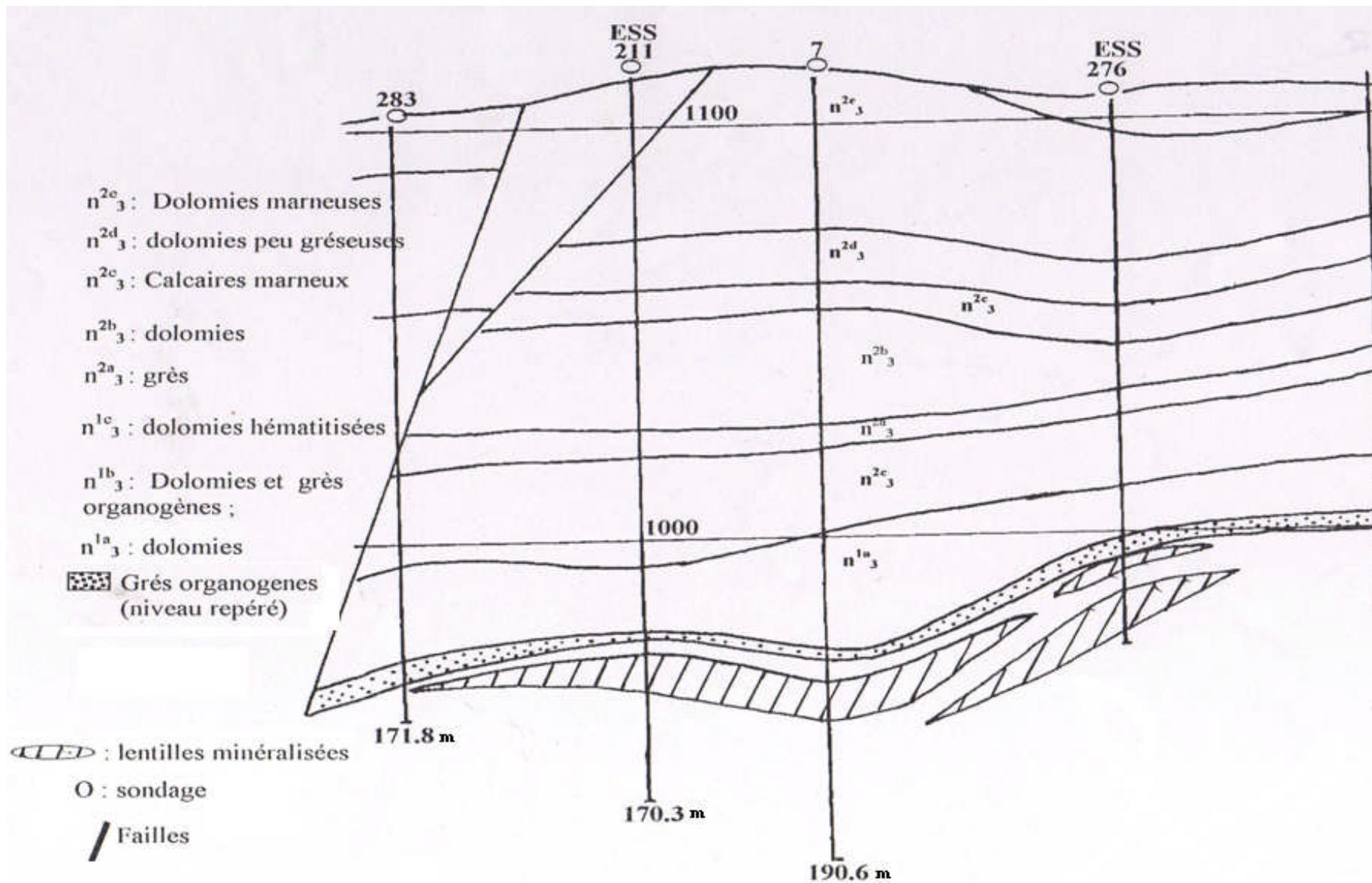


Figure IV.8. Coupe géologique et présentation des sondages (IV). (D'après l'ORGM, 1992)

a. Détermination du facteur de sécurité :

Pour cela, on utilise la formule du facteur de sécurité qui évalue le rapport de la résistance du pilier sur la contrainte au sein du pilier. Il est défini par l'équation :

$$SF_c = \frac{S_p}{\sigma_{S_0}} \quad (III.20)$$

SF_c : le facteur de sécurité.

S_p : la résistance du pilier

σ_{S_0} : la valeur moyenne de la contrainte verticale donnée par la méthode de l'aire tributaire.

- On choisit la formule empirique de l'équation de Hedley, car elle donne une valeur moyenne de la résistance à la compression du pilier pour des roches dures.

$$S_p = S_o \times \frac{ap^{0.5}}{hp^{0.75}}$$

S_o : la résistance à la compression de l'échantillon de roche intacte.

a_p : la largeur du pilier.

h_p : la hauteur du pilier.

Pour une bonne estimation de la résistance du pilier, il faut introduire un paramètre qui définit les caractéristiques de la masse rocheuse du point de vue qualité structurale, on utilise le RMR "ROCK MASS RATING", donné par la classification de Bieniawski, en relation avec la description de la qualité de la roche (tableau IV.11). 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 peu tectonisée, on peut classer la roche d'Ain Azel dans la classe II (RMR = 70). Pour introduire l'effet d'échelle, Il faut aussi considérer $S_0 = \sigma_{cm}$. Pour déterminer la valeur de σ_{cm} , on utilise le critère de Shorey, 1997:

$$\sigma_{cm} = \sigma_c \times e^{\frac{RMR-100}{20}} \quad (IV.2)$$

$$S_p = \sigma_c \times e^{\frac{RMR-100}{20}} \times \frac{ap^{0.5}}{hp^{0.75}} \quad (IV.3)$$

Tableau IV.11. Subdivision de Bieniawski en classe du massif rocheux en fonction du RMR

Classe	I	II	III	IV	V
Description	Excellent	Bonne	Médiocre	Mauvaise	Trés mauvaise
RMR	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20

Tableau IV.12. Détermination de la résistance des piliers et leurs facteurs de sécurité du bloc 5/1

Pilier	La largeur du pilier a_p (m)	S_p	SF_c
1	4	23,11	2,54
2	3	20,02	1,48
3	2	16,34	1,04
4	2	16,34	0,94
5	2	16,34	1,06
6	3	20,02	1,64
7	6	28,31	3,51
8	4	23,11	1,99
9	4	23,11	1,99
10	6	28,31	4,45
11	3	20,02	1,48
12	3	20,02	1,48
13	2	16,34	0,81
14	3	20,02	1,66
15	3	20,02	1,94
16	3	20,02	1,77
17	4	23,11	2,02
18	3	20,02	1,48
19	6	28,31	3,90
20	1,5	14,15	0,44
21	2	16,34	0,63
22	3	20,02	1,48
23	3	20,02	1,48
24	2	16,34	1,08
25	2	16,34	1,09
26	3	20,02	1,27
27	3	20,02	1,27
28	3	20,02	1,27
29	3	20,02	1,27

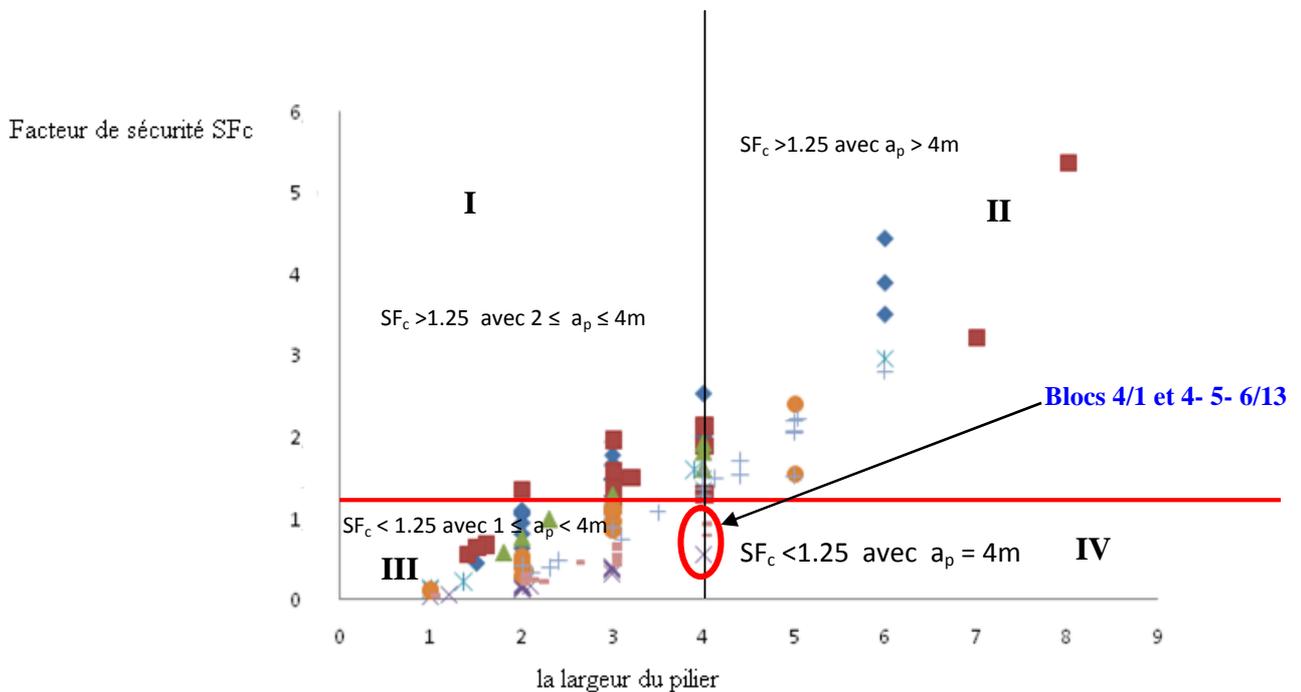
- Les autres facteurs de sécurité pour les autres blocs sont en Annexe 2.

Pour avoir une idée générale sur l'état de stabilité des blocs, on résume les valeurs maximum et minimum du facteur de sécurité qui ont été obtenues pour tous les piliers des blocs analysés dans le tableau IV.13 ci dessous :

Tableur IV.13 : valeurs du coefficient de sécurité pour les blocs

Bloc	SF _c (Max)	SF _c (Min)	Nombre des piliers ayant un facteur de sécurité < 1
4/1	1.20	0.16	32
5-6/4	2,81	0,64	6
5-6/3	3.08	0,14	14
6/3	2.95	0,13	8
4-5-6/13	0,70	0,10	23
5-6/12	1,94	0,58	3
4-5-6/5	5,37	0,57	3
5/1	4.45	0,44	12

Ce tableau démontre que ce sont les blocs 4/1 et 4- 5- 6/13 qui sont les plus critiques et sont donc à surveiller. Egalement, les blocs 6/3 et 5- 6/3 sont critiques mais à un degré moindre.



Légende : ♦ bloc 5/1 ■ bloc 4,5,6/5 ▲ bloc 5,6/12 × bloc 4,5,6/13 ✕ bloc 6/3 ● bloc 5,6/3 + bloc 5,6/4 - bloc 4/1
 $h_p = 2m$ $h_p = 4.5m$ $h_p = 2.5m$ $h_p = 6.5m$ $h_p = 2.5m$ $h_p = 2.4m$ $h_p = 2.7m$ $h_p = 5m$

Figure IV.9 : variation du facteur de sécurité en fonction de la largeur du pilier.

b. Interprétation des résultats :

D’après la figure IV.9, le facteur de sécurité augmente avec la largeur du pilier , plus la largeur est importante est plus le facteur de sécurité est grand. Selon Gonzalez-Nicieza1 .C [9], 1.25 correspond à un facteur de sécurité limite définissant la stabilité du pilier. De ce graphique, on peut dire qu’on a trois classes (figure IV.9) :

Classe I : $SF_c > 1.25$, avec $2 \leq ap \leq 4m$, ces sont généralement les piliers de petite hauteur.

Classe II : $Sfc > 1.25$, avec $ap > 4m$, ce sont en générale des piliers de hauteur comparable à ap .

Classe III : $SF_c < 1.25$, avec $1 < ap < 4m$. C’est surtout des piliers de petite largeur. Ce sont principalement les piliers des blocs critiques (cf. tableau IV.12) qui ont dans la plupart des cas un $SF_c < 1.25$. Il est également important de souligner que le facteur de sécurité et également lié à la hauteur du pilier. En effet il est inversement proportionnel à cette hauteur. Ce qui est observé pour les piliers des blocs critiques 4/1 et 4- 5- 6/13 qui est respectivement de 5m et 6.5m.

En résumé, on peut constater que :

- Le facteur de sécurité d’un pilier est lié à sa hauteur et sa largeur, car la résistance du pilier est inversement proportionnelle à sa hauteur (voir la figure IV.10) (facteur de forme).

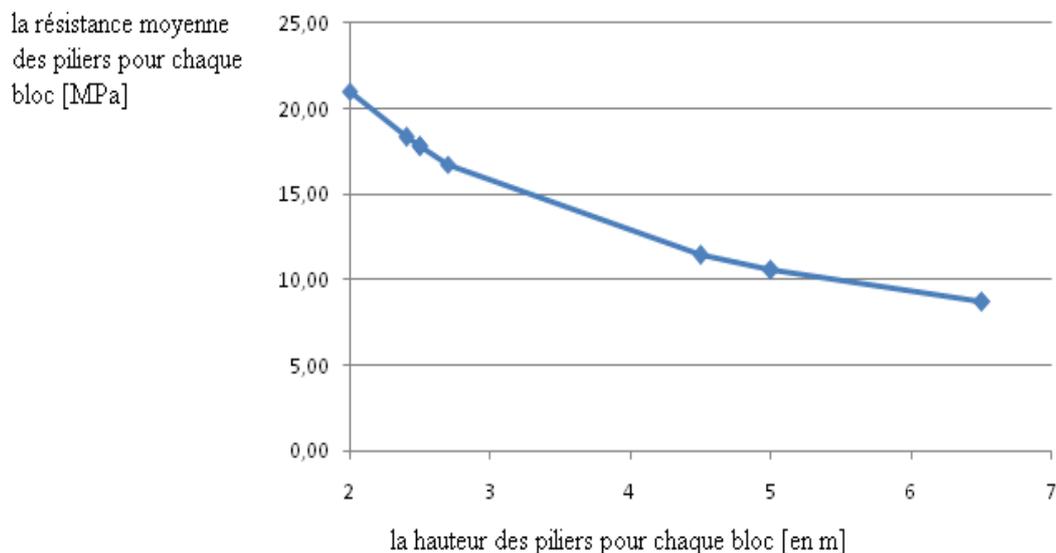


Figure IV.10. Variation de la résistance du pilier en fonction de sa hauteur avec une largeur moyenne pour tous les blocs considérés égale à 3.5 m.

$$SF_c = \frac{S_p}{\sigma_{so}}$$

$$S_p = SF_c \times \sigma_{so}$$

$$\sigma_{so} = \frac{(a_p + a_c) \times (b + a_c)}{a_p \times b} \times P_{ZZ}$$

D'où :

$$S_p = SF_c \times \frac{(a_p + a_c) \times (b + a_c)}{a_p \times b} \times P_{ZZ}$$

De ces facteurs, la largeur du pilier a_p et sa longueur b , la largeur de la chambre a_c peuvent être contrôlées, mais les autres non (le facteur de sécurité et P_{ZZ}). Cette formule suppose que la totalité des terrains de couverture est supportée par les piliers.

Pour voir l'influence de la largeur du pilier sur sa résistance et la contrainte verticale, on a tracé les graphes (figure IV.11 et 12), tel que :

La figure IV.11 représente la variation de la contrainte verticale au centre du pilier en fonction de sa largeur avec des longueurs du pilier différentes. Et l'autre figure (figure IV.12) définit la variation de la résistance du pilier en fonction de sa largeur ($P_{ZZ} = 2.9 \text{ MPa}$).

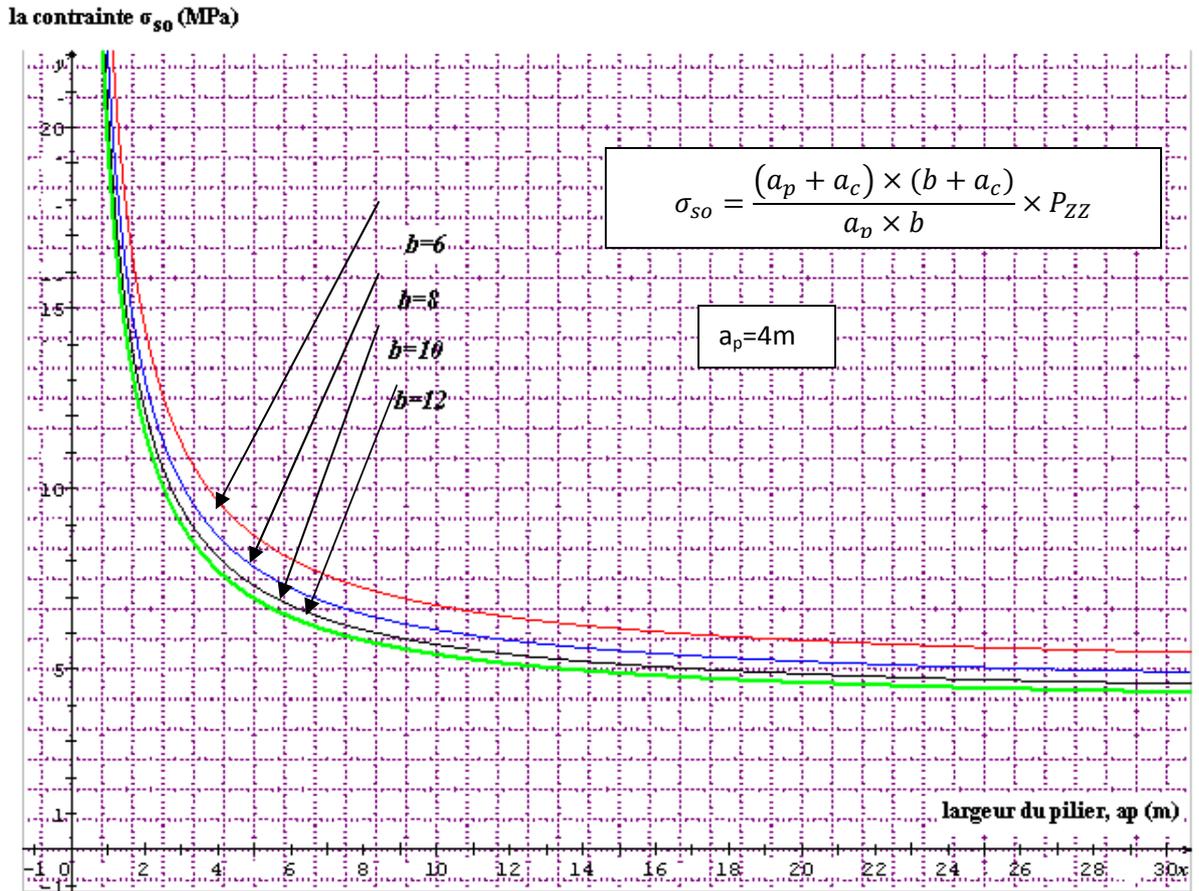


Figure IV.11. Variation de la contrainte verticale au centre du pilier en fonction de sa largeur avec différentes valeurs de la longueur du pilier (b).

Tableau IV.14. La résistance du pilier pour différentes valeurs de la largeur de la chambre.

Les valeurs de b [en m]	La résistance du pilier S_p [en MPa]	
4	$S_{p0} = 5.8 \times t \times \frac{a_p + 4}{a_p}$	$\frac{S_{p0}}{5.8} = t \times \left(\frac{a_p + 4}{a_p}\right)$
6	$S_{p1} = 4.8 \times t \times \frac{a_p + 4}{a_p}$	$S_{p1} = 0.83 \times S_{p0}$
8	$S_{p2} = 4.35 \times t \times \frac{a_p + 4}{a_p}$	$S_{p2} = 0.75 \times S_{p0}$
10	$S_{p3} = 4.06 \times t \times \frac{a_p + 4}{a_p}$	$S_{p3} = 0.7 \times S_{p0}$
12	$S_{p4} = 3.86 \times t \times \frac{a_p + 4}{a_p}$	$S_{p4} = 0.66 \times S_{p0}$

On peut définir la résistance à la compression du pilier comme une fonction sous la formle :

$$s_{p0} = y = \frac{5.8 \times (x+4)}{x} \times t \quad ; \quad \text{tel que } x \text{ est la largeur du pilier } a_p \text{ en mètre, et } t \text{ la facteur de sécurité.}$$

On trace le graphe $y= f(x)$ pour chaque valeur de t (facteur de sécurité).

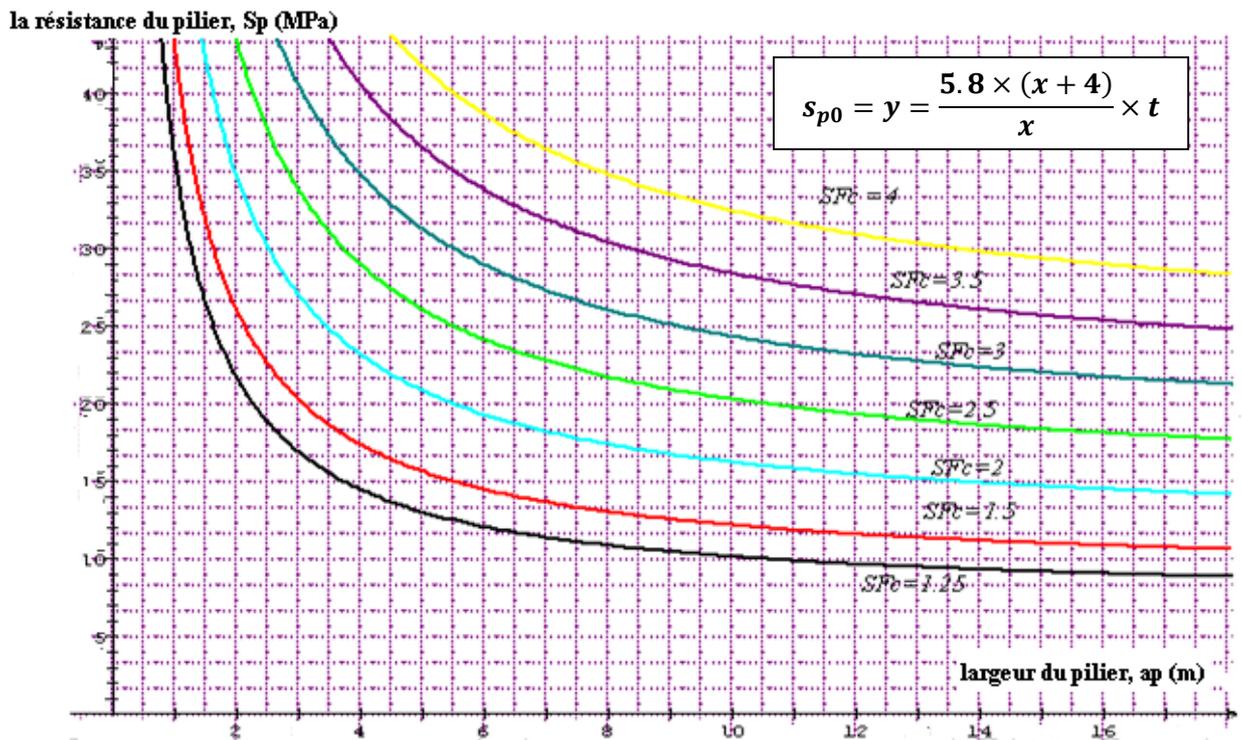


Figure IV.12. La variation de la résistance S_{p0} en fonction de la largeur du pilier pour différents facteurs de sécurité SF_c .

Le graphe de la figure IV.12 montre que la résistance du pilier est inversement proportionnelle à sa largeur et aussi elle est proportionnelle au facteur de sécurité. La variation de la résistance du pilier est moins importante pour les valeurs de la largeur importantes, pour un meme facteur de sécurité, mais on constate des valeurs très importantes pour des petites largeur du pilier. Pour un exemple de deux piliers de petites largeurs (4m et 2m) et pour le meme facteur de sécurité de 1,25 on a pratiquement le double de la valeur de la résistance du pilier.

c. Evaluation de la stabilité des piliers :

Donc, on peut estimer l'état de stabilité des piliers de chaque bloc à partir de leur facteur de sécurité propre. On a trois situations qui peuvent être définies ainsi :

- Piliers en danger de rupture (critique) : dans le cas d'un facteur de sécurité inférieure à 1.
- Piliers en état de rupture probable (ou rupture naissante) : dans les cas d'un facteur de sécurité variant de 1 à 1.25.
- Pilier en état de stabilité : pour un facteur de sécurité supérieure ou égale à 1.25.

L'évaluation de la stabilité du pilier est plus contrôlée par les calculs du facteur de sécurité et le ratio a_p/h_p ne peut donner qu'une évaluation préliminaire de celle-ci (contrôle de la vulnérabilité des piliers).

Tableau IV.15. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 5/1

Pilier	La largeur (m)	La hauteur du pilier (m)	La résistance à la compression	SF _c	
1	4	2	23,11	2,54	stable
2	3	2	20,02	1,48	stable
3	2	2	16,34	1,04	rupture probable
4	2	2	16,34	0,94	Danger de rupture (critique)
5	2	2	16,34	1,06	rupture probable
6	3	2	20,02	1,64	stable
7	6	2	28,31	3,51	stable
8	4	2	23,11	1,99	stable
9	4	2	23,11	1,99	stable
10	6	2	28,31	4,45	stable
11	3	2	20,02	1,48	stable
12	3	2	20,02	1,48	stable
13	2	2	16,34	0,81	Danger de rupture (critique)
14	3	2	20,02	1,66	stable
15	3	2	20,02	1,94	stable
16	3	2	20,02	1,77	stable
17	4	2	23,11	2,02	stable
18	3	2	20,02	1,48	stable
19	6	2	28,31	3,90	stable
20	1,5	2	14,15	0,44	danger de rupture (critique)
21	2	2	16,34	0,63	danger de rupture (critique)
22	3	2	20,02	1,48	stable
23	3	2	20,02	1,48	stable
24	2	2	16,34	1,08	rupture probable
25	2	2	16,34	1,09	rupture probable
26	3	2	20,02	1,27	stable
27	3	2	20,02	1,27	stable
28	3	2	20,02	1,27	stable
29	3	2	20,02	1,27	stable

Pour Les autres blocs les calculs sont donnés en Annexe 4.

Conclusion Générale

Conclusion générale

Conclusion générale

Dans cette étude nous avons utilisé des méthodes dites traditionnelles (la méthode de l'aire tribulaire, et les formules empiriques). Le but de cette étude est de donner une méthodologie d'analyse de la stabilité des piliers et aussi proposer une méthode de dimensionnement par la détermination du facteur de sécurité. La mine de Zinc de Chaabet EL Hamra est exploitée par la méthode des chambres et piliers, avec des piliers ayant des sections différentes mais avec une largeur de la chambre constante (égale à 4m), les études géotechniques faites sur le gisement sont basés sur une étude faite par l'ORGM en 1992.

Nous avons calculé la charge supportée par les piliers des blocs ayant une description lithologique et pour les autres on a estimé la hauteur du terrain de couverture égale à 106.5m comme une hauteur moyenne et aussi avec un poids volumique moyen pondéré.

Notre étude montre que :

- les paramètres géométriques des piliers jouent un rôle important dans la stabilité de ce dernier.
- La résistance d'un pilier est liée à sa hauteur, et également à sa largeur.
- Dans les estimations de cette résistance, il faut tenir compte des caractéristiques de la qualité de la roche, par l'introduction du RMR.

En principe, le facteur de sécurité est calculé dans le cas de la compression du pilier et du cisaillement de celui-ci et la valeur finale à adopter est la valeur min [SFc (en compression), SFc (au cisaillement)].

Recommandation :

Compte tenu des résultats de calcul de sécurité, les blocs 4/1 et 4- 5- 6/13 devraient être interdits à l'accès. De plus une opération de comportement des piliers ou encore une remblayage de ces blocs devraient s'opérer dans les plus proche délai.

Une nouvelle campagne de mesures géotechniques sur le matériau de couverture et la minéralisation du gisement est nécessaire pour actualiser les résultats et les études de sécurité.

La procédure d'échantillonnage proposée en collaboration avec le bureau d'étude « Générale des mines » de Boumerdes, dirigé par Mr Hasbellaoui .M est donnée en annexe 4.

Conclusion générale

Pour des estimations futur de la résistance des piliers, il faut tenir compte des facteurs aggravant comme l'influence de l'eau sur le massif rocheux (comme dans la partie inférieure) et faire un calcul réel de RMR pour avoir une valeur qualitative de la structure de la roche (avoir une valeur plus réaliste de la résistance à la compression du pilier.).

**Références
bibliographiques**

BIBLIOGRAPHIE

- 1- BOKY .B, « Exploitation des mines », 1968, Edition Mir, Moscou.
- 2- ENOF, rapport d'étude « la mine de Chaabet EL Hamra », 2003, p30.
- 3- GHISLAIN .P, « dimensionnement des piliers de mines : comparaison de deux approches différentes », Master, école polytechnique de Montréal, 1999, pp 5-13.
- 4- Gonzalez-Nicieza1 .C, M. I. Alvarez-Fernandez1, Et A. E. Alvarez-Vigil, Spai. «A Comparative Analysis of Pillar Design Methods and its Application to Marble Mines», Springer-Verlag, Australia, 2006, p24.
- 5- John A. Hudson, et John P. Harrison, «Engineering rock mechanics an introduction to the principles», p458.
- 6- LAOUAFA .F, GHOREYCHI .M, « contribution to improve pillar analysis in abandoned room and pillar salt mines », 2005 November 16-17, Nancy, France. P4.
- 7- MICHAEL .S, « Introduction aux méthodes numériques », Édition German book, pub par Springer Berlin Heidelberg New York, 2003-2004. P 107-132.
- 8- N. REZIGAT, K. IMCHAL, Mémoire de fin d'études, « Contribution à l'étude des problèmes environnementaux et de sécurité sur l'exemple de la mine souterraine de Chaabet El-Hamra (Ain Azel, Wilaya de Sétif) », université FERHAT ABBAS-setif, 2008, p80.
- 9- POULAR .F, « typologie des événements redoutés au droit d'exploitation pentées et/ou filoniennes », Partie 2, INERIS, P15-29, 29/07/2005.
- 10- TINCELIN .E, les méthodes d'exploitation en mines souterraines.
<http://www.Cnum.Cnam.fr/DET/8XAE575.3.html>
- 11- Tshibangu .J- P, « l'exploitation des ressources minérales par chambres et piliers », Ecole Polytechnique de MONS, Journée SBGIMR du 5 mai 2008.
- 12- VIDAL .V, « l'exploitation de mine », DUNOD Editeur 1962, Paris.

Les Annexes

Les Annexes :

Annxe1 : Paramètres géométriques des piliers selon le bloc

Tableau 1.2. Bloc : 4/1

pilier	La profondeur (H) m	La hauteur du pilier (H_p) m	La largeur du pilier (a_p) m	La largeur d'excavation (a_c) m
1	106.5	5	2	4
2	106.5	5	2	4
3	106.5	5	4	4
4	106.5	5	3	4
5	106.5	5	3	4
6	106.5	5	2,1	4
7	106.5	5	4	4
8	106.5	5	3	4
9	106.5	5	2	4
10	106.5	5	2,2	4
11	106.5	5	3	4
12	106.5	5	2,08	4
13	106.5	5	2,1	4
14	106.5	5	2	4
15	106.5	5	3	4
16	106.5	5	3	4
17	106.5	5	2	4
18	106.5	5	2	4
19	106.5	5	2	4
20	106.5	5	2	4
21	106.5	5	2	4
22	106.5	5	2	4
23	106.5	5	2	4
24	106.5	5	1	4
25	106.5	5	2	4
26	106.5	5	2	4
27	106.5	5	3	4
28	106.5	5	2,6	4
29	106.5	5	3	4
30	106.5	5	2	4
31	106.5	5	3	4
32	106.5	5	2	4

Les Annexes :

Tableau 1.3. Bloc : 5-6/4

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	106.5	2.7	2,4	4
2	106.5	2.7	5	4
3	106.5	2.7	3,1	4
4	106.5	2.7	2	4
5	106.5	2.7	4	4
6	106.5	2.7	5	4
7	106.5	2.7	4,4	4
8	106.5	2.7	5	4
9	106.5	2.7	4	4
10	106.5	2.7	2,1	4
11	106.5	2.7	4	4
12	106.5	2.7	6	4
13	106.5	2.7	4,4	4
14	106.5	2.7	4,4	4
15	106.5	2.7	4	4
16	106.5	2.7	3	4
17	106.5	2.7	2,3	4
18	106.5	2.7	4,12	4
19	106.5	2.7	3,5	4
20	106.5	2.7	5,04	4
21	106.5	2.7	4	4
22	106.5	2.7	5	4

Les Annexes :

Tableau 1.4. Bloc : 5-6/3

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	106.5	2.4	3	4
2	106.5	2.4	3	4
3	106.5	2.4	2	4
4	106.5	2.4	3	4
5	106.5	2.4	1	4
6	106.5	2.4	1	4
7	106.5	2.4	2,04	4
8	106.5	2.4	1	4
9	106.5	2.4	2	4
10	106.5	2.4	3	4
11	106.5	2.4	2	4
12	106.5	2.4	2	4
13	106.5	2.4	2	4
14	106.5	2.4	5	4
15	106.5	2.4	3	4
16	106.5	2.4	2	4
17	106.5	2.4	2	4
18	106.5	2.4	2	4
19	106.5	2.4	3	4
20	106.5	2.4	5	4

Tableau 1.5. Bloc : 6/3

pilier	La profondeur du pilier (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	106.5	2,52	2	4
2	106.5	2,52	1	4
3	106.5	2,52	1	4
4	106.5	2,52	6	4
5	106.5	2,52	3	4
6	106.5	2,52	1	4
7	106.5	2,52	1,36	4
8	106.5	2,52	3,9	4
9	106.5	2,52	1	4
10	106.5	2,52	2	4
11	106.5	2,52	4	4
12	106.5	2,52	3	4

Les Annexes :

Tableau 1.6. Bloc : 4-5-6/13

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	140.4	6,5	1,2	4
2	140.4	6,5	1	4
3	140.4	6,5	2,1	4
4	140.4	6,5	1	4
5	140.4	6,5	2,1	4
6	140.4	6,5	2,025	4
7	140.4	6,5	2	4
8	140.4	6,5	3	4
9	140.4	6,5	2	4
10	140.4	6,5	3	4
11	140.4	6,5	3	4
12	140.4	6,5	2	4
13	140.4	6,5	2,1	4
14	140.4	6,5	4	4
15	140.4	6,5	3	4
16	140.4	6,5	2	4
17	140.4	6,5	2	4
18	140.4	6,5	2	4
19	140.4	6,5	2	4
20	140.4	6,5	3	4
21	140.4	6,5	3	4
22	140.4	6,5	3	4
23	140.4	6,5	2	4

Les Annexes :

Tableau 1.7. Bloc : 5-6/12

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	112.3	2,5	3	4
2	112.3	2,5	3	4
3	112.3	2,5	4	4
4	112.3	2,5	4	4
5	112.3	2,5	4	4
6	112.3	2,5	2	4
7	112.3	2,5	3	4
8	112.3	2,5	2,3	4
9	112.3	2,5	1,8	4

Tableau 1.8. Bloc : 4-5-6/5

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	62.9	4,5	4	4
2	62.9	4,5	3	4
3	62.9	4,5	8	4
4	62.9	4,5	3,2	4
5	62.9	4,5	7	4
6	62.9	4,5	3	4
7	62.9	4,5	1,4	4
8	62.9	4,5	3	4
9	62.9	4,5	4	4
10	62.9	4,5	3	4
11	62.9	4,5	4	4
12	62.9	4,5	3	4
13	62.9	4,5	3	4
14	62.9	4,5	1,6	4
15	62.9	4,5	3	4
16	62.9	4,5	1,5	4
17	62.9	4,5	5	4

Les Annexes :

Tableau 1.9. Bloc : 5/1

pilier	La profondeur (H), m	La hauteur du Pilier (Hp), m	La largeur du pilier (ap), m	La largeur d'excavation (ac), m
1	106.5	2	4	4
2	106.5	2	3	4
3	106.5	2	2	4
4	106.5	2	2	4
5	106.5	2	2	4
6	106.5	2	3	4
7	106.5	2	6	4
8	106.5	2	4	4
9	106.5	2	4	4
10	106.5	2	6	4
11	106.5	2	3	4
12	106.5	2	3	4
13	106.5	2	2	4
14	106.5	2	3	4
15	106.5	2	3	4
16	106.5	2	3	4
17	106.5	2	4	4
18	106.5	2	3	4
19	106.5	2	6	4
20	106.5	2	1,5	4
21	106.5	2	2	4
22	106.5	2	3	4
23	106.5	2	3	4
24	106.5	2	2	4
25	106.5	2	2	4
26	106.5	2	3	4
27	106.5	2	3	4
28	106.5	2	3	4
29	106.5	2	3	4

Les Annexes :

Annexe 2 : les ratios a_p/h_p pour différents bloc de la partie supérieure

Le ratio a_p/h_p pour le bloc : 5/1

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défrètement %
1	4	2	2	68,18
2	3	2	1,5	78,57
3	2	2	1	81,48
4	2	2	1	83,33
5	2	2	1	81,16
6	3	2	1,5	76,19
7	6	2	3	64,00
8	4	2	2	75,00
9	4	2	2	75,00
10	6	2	3	54,40
11	3	2	1,5	78,57
12	3	2	1,5	78,57
13	2	2	1	85,71
14	3	2	1,5	75,91
15	3	2	1,5	71,92
16	3	2	1,5	74,29
17	4	2	2	74,69
18	3	2	1,5	78,57
19	6	2	3	60,00
20	1,5	2	0,75	90,91
21	2	2	1	88,89
22	3	2	1,5	78,57
23	3	2	1,5	78,57
24	2	2	1	80,85
25	2	2	1	80,63
26	3	2	1,5	81,63
27	3	2	1,5	81,63
28	3	2	1,5	81,63

Les Annexes :

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :4- 5- 6/5

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	taux de défruitelement %
1	4	4,5	0,9	75,0
2	3	4,5	0,7	75,8
3	8	4,5	1,8	49,9
4	3,2	4,5	0,7	77,8
5	7	4,5	1,6	67,8
6	3	4,5	0,7	81,2
7	1,4	4,5	0,3	87,3
8	3	4,5	0,7	76,2
9	4	4,5	0,9	71,7
10	3	4,5	0,7	78,6
11	4	4,5	0,9	82,8
12	3	4,5	0,7	69,9
13	3	4,5	0,7	80,6
14	1,6	4,5	0,4	85,7
15	3	4,5	0,7	78,8
16	1,5	4,5	0,3	85,8
17	2	4,5	0,4	74,5

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :5- 6/12

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitelement %
1	3	2,5	1,2	78,0
2	3	2,5	1,2	76,8
3	4	2,5	1,6	71,7
4	4	2,5	1,6	75,0
5	4	2,5	1,6	70,0
6	2	2,5	0,8	83,3
7	3	2,5	1,2	78,6
8	2,3	2,5	0,9	79,7
9	1,8	2,5	0,7	86,7

Les Annexes :

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :4- 5- 6/13

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitement %
1	1,2	6,5	0,2	90,1
2	1	6,5	0,2	91,4
3	2,1	6,5	0,3	82,8
4	1	6,5	0,2	91,9
5	2,1	6,5	0,3	82,8
6	2,025	6,5	0,3	83,2
7	2	6,5	0,3	86,6
8	3	6,5	0,5	77,1
9	2	6,5	0,3	83,3
10	3	6,5	0,5	81,6
11	3	6,5	0,5	79,7
12	2	6,5	0,3	87,7
13	2,1	6,5	0,3	82,8
14	4	6,5	0,6	72,2
15	3	6,5	0,5	81,0
16	2	6,5	0,3	80,3
17	2	6,5	0,3	80,3
18	2	6,5	0,3	80,3
19	2	6,5	0,3	84,4
20	3	6,5	0,5	81,0
21	3	6,5	0,5	81,4
22	3	6,5	0,5	81,4
23	2	6,5	0,3	85,4

Les Annexes :

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :4/1

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitement %
1	2	5	0,4	88,2
2	2	5	0,4	81,5
3	4	5	0,8	70,0
4	3	5	0,6	76,4
5	3	5	0,6	74,6
6	2,1	5	0,4	82,8
7	4	5	0,8	73,5
8	3	5	0,6	83,4
9	2	5	0,4	85,7
10	2,2	5	0,4	78,6
11	3	5	0,6	83,4
12	2,08	5	0,4	82,9
13	2,1	5	0,4	82,8
14	2	5	0,4	88,9
15	3	5	0,6	78,6
16	3	5	0,6	81,5
17	2	5	0,4	87,2
18	2	5	0,4	85,7
19	2	5	0,4	85,7
20	2	5	0,4	87,5
21	2	5	0,4	87,5
22	2	5	0,4	83,8
23	2	5	0,4	83,2
24	1	5	0,2	91,9
25	2	5	0,4	86,0
26	2	5	0,4	84,3
27	3	5	0,6	81,6
28	2,6	5	0,5	83,1
29	3	5	0,6	78,6
30	2	5	0,4	88,5
31	3	5	0,6	78,6
32	2	5	0,4	83,3

Les Annexes :

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :5- 6/4

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitement %
1	2,4	2,7	0,9	79,2
2	5	2,7	1,9	61,5
3	3,1	2,7	1,1	73,6
4	2	2,7	0,7	85,7
5	4	2,7	1,5	74,8
6	5	2,7	1,9	69,1
7	4,4	2,7	1,6	70,9
8	5	2,7	1,9	67,6
9	4	2,7	1,5	75,0
10	2,1	2,7	0,8	79,3
11	4	2,7	1,5	70,0
12	6	2,7	2,2	64,0
13	4,4	2,7	1,6	70,9
14	4,4	2,7	1,6	68,6
15	4	2,7	1,5	70,0
16	3	2,7	1,1	78,6
17	2,3	2,7	0,9	78,1
18	4,12	2,7	1,5	71,8
19	3,5	2,7	1,3	74,1
20	5,04	2,7	1,9	69,0
21	4	2,7	1,5	71,5
22	5	2,7	1,9	67,8

Les Annexes :

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :5- 6/3

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitement %
1	3	2,4	1,3	78,6
2	3	2,4	1,3	81,6
3	2	2,4	0,8	83,3
4	3	2,4	1,3	81,6
5	1	2,4	0,4	93,3
6	1	2,4	0,4	93,3
7	2,04	2,4	0,9	80,5
8	1	2,4	0,4	96,0
9	2	2,4	0,8	83,3
10	3	2,4	1,3	81,6
11	2	2,4	0,8	78,8
12	2	2,4	0,8	85,7
13	2	2,4	0,8	88,9
14	5	2,4	2,1	60,3
15	3	2,4	1,3	76,2
16	2	2,4	0,8	85,7
17	2	2,4	0,8	83,3
18	2	2,4	0,8	85,7
19	3	2,4	1,3	81,6
20	5	2,4	2,1	69,1

Le ratio a_p/h_p pour le bloc :6/3

pilier	Largeur (a_p) en m	Hauteur (h_p) en m	Le ratio a_p/h_p	Taux de défruitement %
1	2	2,52	0,8	83,3
2	1	2,52	0,4	95,7
3	1	2,52	0,4	96,0
4	6	2,52	2,4	64,0
5	3	2,52	1,2	81,6
6	1	2,52	0,4	96,0
7	1,36	2,52	0,5	91,5
8	3,9	2,52	1,5	75,3
9	1	2,52	0,4	95,4
10	2	2,52	0,8	83,3
11	4	2,52	1,6	70,0
12	3	2,52	1,2	78,8

Les Annexes :

Annexe3 : les différents paramètres calculés

Tableau 3.1. Les différents paramètres calculés pour le bloc 4/1

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SFc
1	5	2	8,22	24,52	0,34
2	5	2	8,22	15,66	0,52
3	5	4	11,62	9,67	1,20
4	5	3	10,07	12,29	0,82
5	5	3	10,07	11,41	0,88
6	5	2,1	8,42	16,85	0,50
7	5	4	11,62	10,96	1,06
8	5	3	10,07	17,51	0,58
9	5	2	8,22	20,30	0,40
10	5	2,2	8,62	13,58	0,63
11	5	3	10,07	17,51	0,58
12	5	2,08	8,38	16,95	0,49
13	5	2,1	8,42	16,85	0,50
14	5	2	8,22	26,10	0,31
15	5	3	10,07	13,53	0,74
16	5	3	10,07	15,69	0,64
17	5	2	8,22	22,62	0,36
18	5	2	8,22	20,30	0,40
19	5	2	8,22	20,30	0,40
20	5	2	8,22	23,20	0,35
21	5	2	8,22	23,20	0,35
22	5	2	8,22	17,86	0,46
23	5	2	8,22	17,29	0,48
24	5	1	5,81	35,59	0,16
25	5	2	8,22	20,78	0,40
26	5	2	8,22	18,46	0,45
27	5	3	10,07	15,79	0,64
28	5	2,6	9,37	17,18	0,55
29	5	3	10,07	13,53	0,74
30	5	2	8,22	25,27	0,33
31	5	3	10,07	13,53	0,74
32	5	2	8,22	17,40	0,47

Les Annexes :

Tableau 3.2. Les différents paramètres calculés pour le bloc 5-6/4

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SFc
1	2,7	2,4	14,29	13,92	1,03
2	2,7	5	20,63	7,54	2,74
3	2,7	3,1	16,25	10,98	1,48
4	2,7	2	13,05	20,30	0,64
5	2,7	4	18,45	11,53	1,60
6	2,7	5	20,63	9,40	2,20
7	2,7	4,4	19,35	9,95	1,95
8	2,7	5	20,63	8,95	2,31
9	2,7	4	18,45	11,60	1,59
10	2,7	2,1	13,37	14,04	0,95
11	2,7	4	18,45	9,67	1,91
12	2,7	6	22,60	8,06	2,81
13	2,7	4,4	19,35	9,97	1,94
14	2,7	4,4	19,35	9,23	2,10
15	2,7	4	18,45	9,67	1,91
16	2,7	3	15,98	13,53	1,18
17	2,7	2,3	13,99	13,24	1,06
18	2,7	4,12	18,73	10,27	1,82
19	2,7	3,5	17,26	11,19	1,54
20	2,7	5,04	20,71	9,36	2,21
21	2,7	4	18,45	10,18	1,81
22	2,7	5	20,63	9,02	2,29

Les Annexes :

Tableau 3.3. Les différents paramètres calculés pour le bloc 5-6/3

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	FSc
1	2,4	3	17,46	13,5	1,29
2	2,4	3	17,46	15,8	1,11
3	2,4	2	14,25	17,4	0,82
4	2,4	3	17,46	15,8	1,11
5	2,4	1	10,08	43,5	0,23
6	2,4	1	10,08	43,5	0,23
7	2,4	2,04	14,40	14,8	0,97
8	2,4	1	10,08	72,5	0,14
9	2,4	2	14,25	17,4	0,82
10	2,4	3	17,46	15,8	1,11
11	2,4	2	14,25	13,7	1,04
12	2,4	2	14,25	20,3	0,70
13	2,4	2	14,25	26,1	0,55
14	2,4	5	22,54	7,3	3,08
15	2,4	3	17,46	12,2	1,43
16	2,4	2	14,25	20,3	0,70
17	2,4	2	14,25	17,4	0,82
18	2,4	2	14,25	20,3	0,70
19	2,4	3	17,46	15,8	1,11
20	2,4	5	22,54	9,4	2,40

Tableau 3.4. Les différents paramètres calculés pour le bloc 6/3

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SFc
1	2,52	2	13,74	17,4	0,79
2	2,52	1	9,72	67,2	0,14
3	2,52	1	9,72	72,5	0,13
4	2,52	6	23,80	8,1	2,95
5	2,52	3	16,83	15,8	1,07
6	2,52	1	9,72	72,5	0,13
7	2,52	1,36	11,33	34,3	0,33
8	2,52	3,9	19,19	11,7	1,63
9	2,52	1	9,72	62,8	0,15
10	2,52	2	13,74	17,4	0,79
11	2,52	4	19,43	9,7	2,01
12	2,52	3	16,83	13,7	1,23

Les Annexes :

Tableau 3.5. les différents paramètres calculés pour le bloc 4-5-6/13

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SF _c
1	6,5	1,2	5,23	38,42	0,14
2	6,5	1	4,77	44,33	0,11
3	6,5	2,1	6,92	22,08	0,31
4	6,5	1	4,77	47,15	0,10
5	6,5	2,1	6,92	22,08	0,31
6	6,5	2,025	6,79	22,61	0,30
7	6,5	2	6,75	28,29	0,24
8	6,5	3	8,27	16,58	0,50
9	6,5	2	6,75	22,80	0,30
10	6,5	3	8,27	20,69	0,40
11	6,5	3	8,27	18,72	0,44
12	6,5	2	6,75	30,89	0,22
13	6,5	2,1	6,92	22,08	0,31
14	6,5	4	9,55	13,68	0,70
15	6,5	3	8,27	19,95	0,41
16	6,5	2	6,75	19,26	0,35
17	6,5	2	6,75	19,26	0,35
18	6,5	2	6,75	19,33	0,35
19	6,5	2	6,75	24,43	0,28
20	6,5	3	8,27	19,95	0,41
21	6,5	3	8,27	20,38	0,41
22	6,5	3	8,27	20,38	0,41
23	6,5	2	6,75	26,11	0,26

Tableau 3.6. Les différents paramètres calculés pour le bloc 5-6/12

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SF
1	2,5	3	16,93	13,80	1,23
2	2,5	3	16,93	13,09	1,29
3	2,5	4	19,55	10,72	1,82
4	2,5	4	19,55	12,12	1,61
5	2,5	4	19,55	10,10	1,94
6	2,5	2	13,82	18,18	0,76
7	2,5	3	16,93	14,14	1,20
8	2,5	2,3	14,82	14,94	0,99
9	2,5	1,8	13,11	22,78	0,58

Les Annexes :

Tableau 3.7. Les différents paramètres calculés pour le bloc 4-5-6/5

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SF
1	4,5	4	12,58	6,64	1,89
2	4,5	3	10,90	6,85	1,59
3	4,5	8	17,79	3,31	5,37
4	4,5	3,2	11,25	7,47	1,51
5	4,5	7	16,64	5,15	3,23
6	4,5	3	10,90	8,84	1,23
7	4,5	1,4	7,44	13,04	0,57
8	4,5	3	10,90	6,97	1,56
9	4,5	4	12,58	5,87	2,14
10	4,5	3	10,90	7,75	1,41
11	4,5	4	12,58	9,64	1,30
12	4,5	3	10,90	5,52	1,97
13	4,5	3	10,90	8,57	1,27
14	4,5	1,6	7,96	11,62	0,68
15	4,5	3	10,90	7,85	1,39
16	4,5	1,5	7,70	11,71	0,66
17	4,5	2	8,90	6,51	1,37

Les Annexes :

Tableau 3.8. Les différents paramètres calculés pour le bloc 5/1

Pilier	Hp(m)	ap	Sp	σ_{so}	SF
1	2	4	23,11	9,11	2,54
2	2	3	20,02	13,53	1,48
3	2	2	16,34	15,66	1,04
4	2	2	16,34	17,40	0,94
5	2	2	16,34	15,39	1,06
6	2	3	20,02	12,18	1,64
7	2	6	28,31	8,06	3,51
8	2	4	23,11	11,60	1,99
9	2	4	23,11	11,60	1,99
10	2	6	28,31	6,36	4,45
11	2	3	20,02	13,53	1,48
12	2	3	20,02	13,53	1,48
13	2	2	16,34	20,30	0,81
14	2	3	20,02	12,04	1,66
15	2	3	20,02	10,33	1,94
16	2	3	20,02	11,28	1,77
17	2	4	23,11	11,46	2,02
18	2	3	20,02	13,53	1,48
19	2	6	28,31	7,25	3,90
20	2	1,5	14,15	31,90	0,44
21	2	2	16,34	26,10	0,63
22	2	3	20,02	13,53	1,48
23	2	3	20,02	13,53	1,48
24	2	2	16,34	15,14	1,08
25	2	2	16,34	14,97	1,09
26	2	3	20,02	15,79	1,27
27	2	3	20,02	15,79	1,27
28	2	3	20,02	15,79	1,27
29	2	3	20,02	15,79	1,27

Les Annexes :

Annexe 4: tableaux d'Evaluation de la stabilité des piliers des blocs

Tableau 4.1. Evaluation de la stabilité des piliers de bloc 4/1

Pilier	a_p (m)	SF _c	
1	2	0,34	Danger de rupture (critique)
2	2	0,52	Danger de rupture (critique)
3	4	1,20	Danger de rupture (critique)
4	3	0,82	Danger de rupture (critique)
5	3	0,88	Danger de rupture (critique)
6	2,1	0,50	Danger de rupture (critique)
7	4	1,06	Danger de rupture (critique)
8	3	0,58	Danger de rupture (critique)
9	2	0,40	Danger de rupture (critique)
10	2,2	0,63	Danger de rupture (critique)
11	3	0,58	Danger de rupture (critique)
12	2,08	0,49	Danger de rupture (critique)
13	2,1	0,50	Danger de rupture (critique)
14	2	0,31	Danger de rupture (critique)
15	3	0,74	Danger de rupture (critique)
16	3	0,64	Danger de rupture (critique)
17	2	0,36	Danger de rupture (critique)
18	2	0,40	Danger de rupture (critique)
19	2	0,40	Danger de rupture (critique)
20	2	0,35	Danger de rupture (critique)
21	2	0,35	Danger de rupture (critique)
22	2	0,46	Danger de rupture (critique)
23	2	0,48	Danger de rupture (critique)
24	1	0,16	Danger de rupture (critique)
25	2	0,40	Danger de rupture (critique)
26	2	0,45	Danger de rupture (critique)
27	3	0,64	Danger de rupture (critique)
28	2,6	0,55	Danger de rupture (critique)
29	3	0,74	Danger de rupture (critique)
30	2	0,33	Danger de rupture (critique)
31	3	0,74	Danger de rupture (critique)
32	2	0,47	Danger de rupture (critique)

Les Annexes :

Tableau 4.2. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 5-6/4

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	2,4	1,03	rupture probable
2	5	2,74	stable
3	3,1	1,48	stable
4	2	0,64	Danger de rupture (critique)
5	4	1,60	stable
6	5	2,20	stable
7	4,4	1,95	stable
8	5	2,31	stable
9	4	1,59	stable
10	2,1	0,95	rupture probable
11	4	1,91	stable
12	6	2,81	stable
13	4,4	1,94	stable
14	4,4	2,10	stable
15	4	1,91	stable
16	3	1,18	rupture probable
17	2,3	1,06	rupture probable
18	4,12	1,82	stable
19	3,5	1,54	stable
20	5,04	2,21	stable
21	4	1,81	stable
22	5	2,29	stable

Les Annexes :

Tableau 4.3. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 5-6/3

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	3	1,29	stable
2	3	1,11	rupture probable
3	2	0,82	Danger de rupture (critique)
4	3	1,11	rupture probable
5	1	0,23	Danger de rupture (critique)
6	1	0,23	Danger de rupture (critique)
7	2,04	0,97	rupture probable
8	1	0,14	Danger de rupture (critique)
9	2	0,82	Danger de rupture (critique)
10	3	1,11	rupture probable
11	2	1,04	rupture probable
12	2	0,70	Danger de rupture (critique)
13	2	0,55	Danger de rupture (critique)
14	5	3,08	stable
15	3	1,43	stable
16	2	0,70	Danger de rupture (critique)
17	2	0,82	Danger de rupture (critique)
18	2	0,70	Danger de rupture (critique)
19	3	1,11	rupture probable
20	5	2,40	stable

Tableau 4.4. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 6/3

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	2	0,79	Danger de rupture (critique)
2	1	0,14	Danger de rupture (critique)
3	1	0,13	Danger de rupture (critique)
4	6	2,95	stable
5	3	1,07	rupture probable
6	1	0,13	Danger de rupture (critique)
7	1,36	0,33	Danger de rupture (critique)
8	3,9	1,63	stable
9	1	0,15	Danger de rupture (critique)
10	2	0,79	Danger de rupture (critique)
11	4	2,01	stable
12	3	1,23	stable

Les Annexes :

Tableau 4.5. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 4-5-6/13

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	1,2	0,14	Danger de rupture (critique)
2	1	0,11	Danger de rupture (critique)
3	2,1	0,31	Danger de rupture (critique)
4	1	0,10	Danger de rupture (critique)
5	2,1	0,31	Danger de rupture (critique)
6	2,025	0,30	Danger de rupture (critique)
7	2	0,24	Danger de rupture (critique)
8	3	0,50	Danger de rupture (critique)
9	2	0,30	Danger de rupture (critique)
10	3	0,40	Danger de rupture (critique)
11	3	0,44	Danger de rupture (critique)
12	2	0,22	Danger de rupture (critique)
13	2,1	0,31	Danger de rupture (critique)
14	4	0,70	Danger de rupture (critique)
15	3	0,41	Danger de rupture (critique)
16	2	0,35	Danger de rupture (critique)
17	2	0,35	Danger de rupture (critique)
18	2	0,35	Danger de rupture (critique)
19	2	0,28	Danger de rupture (critique)
20	3	0,41	Danger de rupture (critique)
21	3	0,41	Danger de rupture (critique)
22	3	0,41	Danger de rupture (critique)
23	2	0,26	Danger de rupture (critique)

Tableau 4.6. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 5-6/12

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	3	1,23	stable
2	3	1,29	stable
3	4	1,82	stable
4	4	1,61	stable
5	4	1,94	stable
6	2	0,76	Danger de rupture (critique)
7	3	1,20	rupture probable
8	2,3	0,99	rupture probable
9	1,8	0,58	Danger de rupture (critique)

Les Annexes :

Tableau 4.7. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 4-5-6/5

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	4	1,89	stable
2	3	1,59	stable
3	8	5,37	stable
4	3,2	1,51	stable
5	7	3,23	stable
6	3	1,23	stable
7	1,4	0,57	Danger de rupture (critique)
8	3	1,56	stable
9	4	2,14	stable
10	3	1,41	stable
11	4	1,30	stable
12	3	1,97	stable
13	3	1,27	stable
14	1,6	0,68	Danger de rupture (critique)
15	3	1,39	stable
16	1,5	0,66	Danger de rupture (critique)
17	2	1,37	stable

Les Annexes :

Tableau 4.8. Evaluation de la stabilité des piliers du bloc 5/1

Pilier	a_p (m)	SFc	
1	4	2,54	stable
2	3	1,48	stable
3	2	1,04	rupture probable
4	2	0,94	rupture probable
5	2	1,06	rupture probable
6	3	1,64	stable
7	6	3,51	stable
8	4	1,99	stable
9	4	1,99	stable
10	6	4,45	stable
11	3	1,48	stable
12	3	1,48	stable
13	2	0,81	Danger de rupture (critique)
14	3	1,66	stable
15	3	1,94	stable
16	3	1,77	stable
17	4	2,02	stable
18	3	1,48	stable
19	6	3,90	stable
20	1,5	0,44	Danger de rupture (critique)
21	2	0,63	Danger de rupture (critique)
22	3	1,48	stable
23	3	1,48	stable
24	2	1,08	rupture probable
25	2	1,09	rupture probable
26	3	1,27	stable
27	3	1,27	stable
28	3	1,27	stable
29	3	1,27	stable
30	4	2,54	stable
31	3	1,48	stable
32	2	1,04	rupture probable

Les Annexes :

Annexe 5 : Fiche technique de l'échantillonnage et des essais physico-mécaniques

- 1- Objectif : Prélèvement et analyses chimiques et essais physico-mécanique des échantillons du gisement de zinc et du toit pour les besoins d'une étude géotechnique dans une exploitation par chambre et piliers.

Tableau 1.1 : Nombre d'échantillons et localisation.

11 échantillons codifiés et localisés comme suit (voir Planche 1&2):

N°Echantillon	Pds	Localisation
EPSfsn°1	20 à 30kg	Pilier (partie supérieur - faisceau Superieur)
EPSfsn°2	20 à 30kg	Pilier (TB 960)
ETSfs n°1	20 à 30kg	Toit (partie supérieur- Faisceau supérieur)
EPSfi n°1	20 à 30kg	Pilier (partie supérieur - faisceau Supérieur)
EPSfi n°2	20 à 30kg	Pilier (partie supérieur - faisceau Superieur)
ETSfi	20 à 30kg	Toit (Partie supérieur- Faisceau inférieur)
EPI n°1	20 à 30kg	Pilier (partie inférieur)
EPI n°2	20 à 30kg	Pilier (partie inférieur)
EPI n°3	20 à 30kg	Pilier (TB 960)
ETI n°1	20 à 30kg	Toit (partie inférieure)
ETI n°2	20 à 30kg	Toit (partie inférieure)

Les Annexes :

Tableau 1.2 :Analyse et essais

N°Echantillon	Analyse chimique à 9 éléments	Nature des essais
EPSfsn°1	Oui	Pour chaque échantillon: Détermination de : <ul style="list-style-type: none"> - La Masse volumique, - La Résistance Compression, - La résistance au cisaillement
EPSfsn°2		
ETSfs n°1		
EPSfi n°1	Oui	
EPSfi n°2		
ETSfi	Oui	
EPI n°1	Oui	
EPI n°2		
EPI n°3		
ETI n°1	Oui	
ETI n°2		

2- Méthode de prélèvement:

Le Prélèvement des blocs au moyen d'une barre à mine et de pic. Sur chaque bloc une étiquette sera collée indiquant le code de l'échantillon mentionné dans les tableaux 1.1 et 1.2.

Les blocs prélevés seront acheminés du lieu de prélèvement jusqu'au TB 960(entre 10 et 50m environ) par brouette et le transport du TB960 jusqu'à la surface sera effectué par véhicule.