

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

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier
PROJET DE FIN D'ETUDES

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

THEME

METHODE D'EXPLOITATION DES
LENTILLES PUISSANTES DE LA MINE CHABET
EL-HAMRA
(W. SETIF)

Proposé par :
E.N.O.F.

Etudié par :
N. LARACHI

Dirigé par :
Dr M.A BACHAR

PROMOTION 2001
10,Avenue Pasteur,BP 182 El-Harrach ALGER -ALGERIE

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

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier
PROJET DE FIN D'ETUDES

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

THEME

METHODE D'EXPLOITATION DES
LENTILLES PUISSANTES DE LA MINE CHABET
EL-HAMRA
(W. SETIF)

Proposé par :
E.N.O.F.

Etudié par :
N. LARACHI

Dirigé par :
Dr M.A BACHAR

PROMOTION 2001
10, Avenue Pasteur, BP 182 El-Harrach ALGER -ALGERIE

ملخص

نظرا لتغير عوامل الإستغلال في منجم شعبة الحمراء، خاصة سمك العدسات المعدنية التي تصل إلى 15متر، بالإعتماد على العوامل الجيولوجية و الجيوتقنية والتقنيات إقترحنا طريقة الإستغلال : غرف و أعمدة .
هذه الطريقة المقترحة تعتمد على مقاطع عمودية بثقوب مائلة .

Résumé

En vu des variations des paramètres d'exploitation de la mine Chabet El-Hamra, singulièrement les puissances des lentilles minéralisées dépassant les cinq mètres. En fonction des conditions géologiques, géotechnique et technique la méthode d'exploitation proposée est celle des chambres et piliers. Le mode d'abattage est celui des tranches verticales avec foration des trous en éventail.

Summarise

In seen variations of the operating parameters of the mine Chabet El-Hamra, singularly the powers of the mineral-bearing lenses exceeding the five meters. According to the geological conditions, geotechnics and technique the mining method suggested is that of the rooms and pillars. The mode of demolition is that of the vertical sections with boring of the holes in range.

Mots Clés : Mine, méthode d'exploitation, chambres et piliers, lentilles minéralisées et mode d'abattage

Je dédie ce modeste travail à

Mes parents

Mon frère et mes sœurs

Ma grand-mère

La famille LARACHI

La famille RENAI

Mes amis

Mes collègues du cycle universitaire

Je rends hommage à tout

Les défunts de ma famille

Les mineurs inondés à la mine de Kherzet Youcef

Les Martyrs du printemps noir

Remerciements

Au terme de cette étude, qu'il me soit permis, d'exprimer mes plus vifs remerciements à :

- M^r Mohamed AGUID BACHAR pour avoir suivi et dirigé ce travail
- M^{me} CHABOU, directrice de département du génie Minier qui n'a ménagé aucun effort pour la réalisation de ce projet.
- L'ENOF, pour les stages, où j'ai bénéficié d'une expérience aussi bien en exploitation qu'en traitement.
- M^r HASBOULAOU, pour l'intérêt qu'il a porté à mon travail.
- Tout le staff technique de la mine Chabet El-Hamra, particulièrement
 - M^r KERNIF : Chef d'exploitation
 - M^r OUDJHANI : Ingénieur géologue
- Tous les enseignants qui ont assuré ma formation.

Notre gratitude va au membre du jury qui nous font l'honneur de juger ce travail

Qu'il me soit permis de remercier toute les personnes qui ont contribué de près ou de loin à l'élaboration de ce modeste travail.

Sommaire



INTRODUCTION GENARALE

CHAPITRE I : Description et classification des méthodes d'exploitation souterraines des gisements puissants :

I : Définition et présentation des différents travaux d'une méthode d'exploitation souterraine

1.1 : Introduction	3
1.2 : Définition d'une méthode d'exploitation souterraine	3
1.3 : Les travaux préparatoires	3
1.4 : Les travaux de défilage	5
1.5 : Traitement des vides	10

II : Classification des méthodes d'exploitation des gisements métallifères puissants :

2.1 : Introduction	13
2.2 : <i>Méthodes d'exploitation par chambres vides</i>	14
2.2.2 : Méthode d'exploitation par chambres et piliers	14
2.2.3 : Méthode d'exploitation par traçages et soutirage	16
2.3 : <i>Méthodes d'exploitation par chambres magasin</i>	19
2.4 : <i>Méthodes d'exploitation par chambre remblayées</i>	21
2.5 : <i>Méthodes d'exploitation par chambres foudroyées</i>	25
2.5.2 : Méthodes d'exploitation par foudroyage des roches encaissantes	25
2.5.3 : Méthodes d'exploitation par foudroyage du minerai et les roches encaissantes	27

CHAPITRE II : Le contexte géologique et les réserves du gisement Chabet El Hamra

I : Situation géographique du gisement	31
II : Historique du gisement	31
III : Géologie régionale	
IV : Géologie locale	
4.1 : Stratigraphie du gisement	34
4.2 : Structure et tectonique de gisement	40
4.3 : La morphologie de gisement	42
4.4 : La minéralisation	50
4.5 : Hydrogéologie	51
V : Les réserves du gisement	52

CHAPITRE III : Système d'exploitation appliqué et étude géotechnique de la mine

I : Analyse des conditions technico-minieres.....	56
II : Système d'exploitation appliqué à la mine de Chabet El-Hamra	
2.1 : Processus d'exploitation	59
2.2 : Aérage général de la mine	64
III : Conditions géotechniques du gisement :	
3.1 : Calcul des propriétés mécano-physique in-situ	66

3.3 : Nature des épontes du champ minier	71
CHAPITRE VI : Choix et description de la méthode proposée	
I : Analyse des méthodes d'exploitation :	74
II : Etude technologique et organisationnelle de la méthode proposée	
2.1 : Dimensionnement	76
2.2 : Principe de la méthode d'exploitation proposée	
A : Les travaux de préparation et découpage.....	78
B : travaux de dépilage.....	79
2.3 : Organisation des travaux de la méthode proposée	88
CHAPITRE V : Appréciation et comparaison technico-économique	
I : Introduction	
II : Calcul du prix de revient réel de la méthode appliquée	93
III : Calcul du prix de revient prévisionnel de la méthode proposée	96
IV : Comparaison technico-économique	101
CONCLUSION GENERALE	
BIBLIOGRAPHIE	

Introduction Générale :

La tendance actuelle dans le choix d'une méthode d'exploitation d'un gisement est recommandable, puisqu'elle se présente non seulement pour un gisement nouveau, mais à chaque fois qu'un paramètre important connaît une variation sensible. Ce choix devait être conduit de façon à obtenir un prix de revient optimal, tout en assurant une récupération rationnelle du minerai et procurer aux ouvriers les meilleures conditions de sécurité et de commodité dans le travail.

Une étude exhaustive, passant en revue les divers éléments qui entrent en jeu, aboutirait à des solutions possibles, réparties en un certain nombre de catégories assez caractéristiques pour se différencier nettement les une des autres. Ces solutions peuvent être désignées sous le même titre « méthodes d'exploitation », entre lesquelles on ferait un premier choix. Il faudrait ensuite, passer à l'adaptation de la méthode choisie au gisement à exploiter et rechercher les variantes nécessaires et celles qui constitueront une amélioration technico-économique.

C'est dans ce contexte que s'inscrit ce présent travail, qui essaierait de proposer une méthode d'exploitation souterraine pour les lentilles puissantes de la mine zincifère de Chabet El-Hamra.

Dans cette optique, nous avons suivi le plan suivant :

Le premier chapitre nous donne un bref aperçu sur la définition et les différentes opérations d'une méthode d'exploitation souterraine. Les différentes méthodes d'exploitations souterraines applicables aux gisements puissants, avec une brève description de chaque opération, faisant intervenir les conditions d'emploi, les avantages et les inconvénients de chaque méthode.

Le deuxième chapitre s'attèle sur la situation géographique et un aperçu sur l'histoire de gisement. Aussi, son contexte géologique, et ses réserves géologiques.

Le troisième chapitre traite la description et les conditions du système d'exploitation appliqué à la mine ainsi les facteurs influençant sur les propriétés géomecanique. L'étude géotechnique et pression des terrains en déterminant successivement le comportement et la stabilité du toit et du mur.

Le quatrième chapitre est consacré à l'étude et analyse des méthodes possibles. En outre dimensionnement, processus d'exploitation, l'étude des paramètres des travaux d'abattage, l'organisation des travaux miniers et les indices techniques de la méthodes d'exploitation retenue.

Le cinquième chapitre nous calcul le prix de revient et une comparaison technico-économique entre la méthode appliquée et celle proposée.

En fin, une conclusion générale sur notre étude.

Chapitre 1

I- Définition et présentation des différents travaux d'une méthode d'exploitation souterraine :

1.1 Introduction :

Après l'ouverture du gisement, par creusement des ouvrages donnant accès aux corps minéralisés. On passe à la division du champ minier et l'exploitation.

Pour ce dessein, on détermine d'une part le type, l'ordre et les dimensions du champ minier et du défilage et que, les travaux préparatoires destinés à assurer la ventilation, la circulation du personnel et le transport de charges et, d'autre part la mécanisation des processus de défilage permettant un rendement optimal de chaque mineur dans le fond et de tout le chantier dans l'ensemble.

En outre, pour la conduite rationnelle et progressive des travaux d'abattage. Il doit y avoir une corrélation déterminée entre travaux de défilage et les travaux préparatoires Aussi bien dans le temps que dans l'espace ; autrement dit pour commencer les travaux d'abattage, on doit disposer d'une quantité d'ouvrages préparatoires et de traçages.

Alors, pour un meilleur compromis entre ces travaux, on définit la méthode d'exploitation.

1.2 Définition d'une méthode d'exploitation :

C'est l'ordre établi de l'exécution des travaux préparatoires, de traçages et défilage dans les conditions naturelles d'un gisement donné suivant la variation et le développement des engins d'extraction et de l'organisation des travaux. [19]

1.3 Les travaux préparatoires : [2] [5] [6]

1.3.1 Définition : Ce sont tous les traçages souterrains exécutés, pour préparer le champ minier au défilage ; Parmi, les ouvrages souterrains utilisés sont :

- Les galeries ou recoupes : elles sont destinées soit, à diviser le bloc en tranche ou en sous-niveaux, soit, à transporter le minerais abattu.
- La cheminée : on peut la servir à l'aérage, à la circulation du personnel, au transport de minerai ou de remblai par gravité.

- Les coupures horizontales ou verticales, afin de créer une surface de dégagement, permettant de faciliter le départ de défilage.
- Les entonnoirs : Ce sont des cheminées largement évasées au haut servant au soutirage du minerai dans certaine méthode de défilage.
- La gaine : c'est une voie maintenue ouverte dans le remblai ou dans le minerai abattu, et pouvant avoir le même usage d'une cheminée.

Le mode de préparation choisi doit assurer le meilleur compromis entre

- ❖ La sécurité de l'exploitation, de la circulation du personnel ;
- ❖ Condition favorable pour le transport de minerai ;
- ❖ Le bon aérage ;
- ❖ Le minimum de pertes de minerai dans les piliers de protection, et possibilité de leur récupération.

En outre, le mode de préparation du niveau de bas, dépend essentiellement de la nature du gisement, sa puissance, son angle de pendage, de l'ordre de pries des blocs, du mode de marinage et chargement de minerai.

Pour les gîtes puissants, la préparation du minerai à la base se fait par plusieurs galeries ou plus souvent par une seule galerie, creusée souvent au rocher en combinaison avec des recoups afin d'évacuer le minerai de tout le bloc. Parfois, on trace deux galeries parallèles au rocher, communiquées entre elle par recoups.

La préparation au rocher a les avantages suivant :

- Entretien moins cher de galerie ;
- Pertes réduites de minerai dans le stot de protection ;[14]
- Possibilité de l'utilisation de la galerie de base comme voie de retour d'air de l'étage suivant.

Cependant, elle conserve ces inconvénients suivants : [4]

- Coûts très élevés de traçage dans le stériles ;
- Impossibilité de continuer l'étude du gisement.

1.4 Les travaux de dépilage : [2][3][5]

En plus, une méthode d'exploitation souterraine, est caractérisée par les travaux de dépilage, où ses coûts constituent jusqu'à 60% dans le prix de revient de la tonne de minerai.[14]

Le dépilage se compose de plusieurs opérations, parmi les opérations principales, on spécifie :

a. Abattage :[8]

Par suite de la dureté très générale des minerais dans les mines métalliques, l'abattage se fait toujours par forage et tir.

L'efficacité de travaux de forage et de tir dépend à grande mesure des schémas choisis, qui assure :

- Bonne fragmentation du minerai ;
- Réduction de l'effet sismique ;
- Bonne délimitation du gîte ;
- L'efficacité économique.

On fait le choix des schémas de forage et de tir en tenant compte de :

- Condition géologique et technique ;
- Méthode d'exploitation ;
- Dépenses de creusement des ouvrages de forage ;
- Dépenses de forage du massif ;
- Etat d'exploitation de la mine.

On caractérise deux types d'abattage dans les mines métallifères :

a.1- Abattage par trous de mine :

Il est employé lors de l'exploitation des gisements de faible et moyenne puissance, des gîtes irréguliers, en cas d'exploitation avec boisage.

La disposition des trous de mines dépend : [19]

- Propriétés physico-mécaniques du minerai ;
- La forme du front d'abattage ;

- Le matériel de forage applique ;
- Sens de marche de l'exploitation.

Lorsqu'on abat le minerai par tranche horizontale montante, les trous de mines verticaux, ne peuvent être utilisés, que pour le minerai avec une bonne tenue. Si, par contre, le minerai est de résistance médiocre, il est préférable d'employer les trous de mine horizontaux.

D'autre part, du point de vue des travaux de tir, il est rationnel de forer les trous perpendiculairement aux fissures de stratification. [15]

Parmi les avantages de l'abattage par trous de mine, on trouve :

- Une excellente fragmentation du minerai ;
- Le minimum de dilutions, ;
- Faible effet sismique ;

Cependant, ses inconvénients ne sont pas négligeables :

- Rendement bas de forage ;
- La consommation très élevée d'explosif.

a.2- Abattage par trous profonds :

Les trous profonds sont très répandus, lors de l'exploitation des gîtes de moyenne puissance et puissants.

L'abattage par trous profonds est le ménage des charges d'explosif placées dans les trous.

La profondeur des trous profonds varie de 5 à 60m et plus avec des diamètres de 30 à 200mm. Ces diamètres dépendent de la méthode d'exploitation. Les trous profonds ayant la longueur dépassant 25 à 30m ne sont pas recommandés puisque dans ce cas, ils ont une grande déviation et courbure.

L'abattage par trous profonds est répandu lors de l'exploitation des gîtes de moyenne puissance et forte.

En utilisant les trous profonds, on peut abattre le minerai par tranche horizontale, verticale, inclinée et par faisceau.

Dan le cas de la stratification horizontale de minerai, il est préférable d'appliquer l'abattage par trous verticaux, et au contraire la stratification verticale est favorable à l'abattage par tranches horizontales.

Les trous profonds peuvent être disposés dans une tranche parallèlement et en éventail.

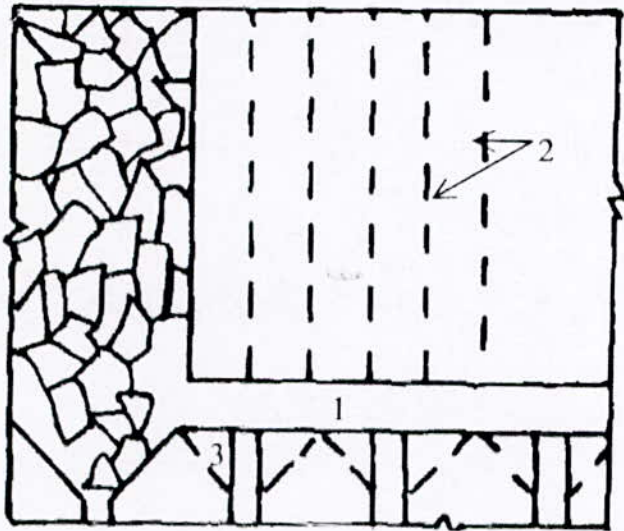


Figure 1-1a : Abattage par tous parallèles

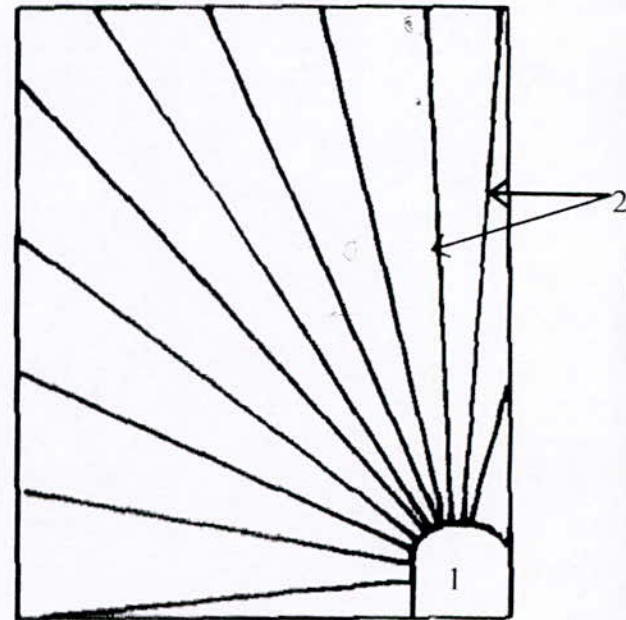


Figure 1-1b : Abattage par trous profonds en éventail

- 1 : galerie de foration
- 2 : trous profonds
- 3 : entonnoirs

Le choix entre les trous parallèles et ceux en éventail se fait par comparaison économique. La disposition des trous en éventail permet de réduire le volume d'ouvrage de traçage, mais elle augmente la longueur totale des trous dans une tranche de 1.78 à 2 fois[15]. D'habitude le forage en éventail est plus économique.

Simultanément, le forage en éventail a quelques inconvénients, notamment :

- ❖ La délimitation des gîtes est mauvaise ;
- ❖ La fragmentation est insuffisante.

L'abattage du minerai à l'aide des faisceaux des trous profonds est le meilleur marché, mais les inconvénients de cette méthode ne permettent pas de l'utiliser dans tous les cas.

On utilise cette méthode pendant l'exploitation du gisement à l'aide des sous-niveaux foudroyés, pour abattre de minerai tendre. Les schémas de disposition des trous profonds sont présentés sur la figure I-1

Le forage des trous profonds se fait par marteaux perforateurs à colonne, télescopique et par machine de forage mobile.

Pour forer les trous profonds on applique les procédés de forage suivants : [7]

- ❖ Forage à tige (avec perforateur à trépan composé) ;
- ❖ Forage par marteau perforateur pneumatique descendant dans les trous ;
- ❖ Forage à trépan à molette ;
- ❖ Forage à rotatif.

Le forage à tige s'effectue pour forer les trous profonds de 40 à 85mm de diamètre à l'aide des perforateurs lourds à colonne. La profondeur de forage à tige est limitée par 12 à 15m. On utilise cette méthode pour forer la coupure horizontale, entonnoir pour former les sous-étages... etc. C'est à dire si la profondeur de chaque trou profond ne dépasse pas 12 à 15m.

Le forage par marteau perforateur pneumatique descendant dans les trous est utilisé pour forer les trous profonds lorsque dépassant 12 à 15m et, le diamètre d'ordinairement égal de 25 à 150mm, mais très souvent 105mm. Cette méthode de forage est plus économique dans les mines métallifères.

Le forage par tricônes est de 2 à 3 fois plus rapide par rapport au forage par marteaux perforateur pneumatique. Les sondeuses à tricônes sont plus lourdes que les machines de forage d'autre type. Ses gabarits sont aussi plus grands ; C'est pourquoi ce type de machine est utilisé plus rarement dans les mines métallifères.

Le forage rotatif est réalisé au moyen des couronnes diamantées en grains d'alliage durs. Le prix de revient du forage avec cette couronne est élevé.

Par conséquent, ce procédé de forage est rarement utilisé pour l'abattage du minerai ; on l'utilise dans les roches extrêmement dures et abrasives.

b- Marinage et chargement du minerai abattu : [2] [5]

b.1- Définition : C'est le déblocage du minerai de front d'abattage vers les points où le roulage se fait par gravité ou par machine mécanique.[4]

a- Le marinage par gravité : C'est le déplacement du minerai abattu sous l'effet de sa masse dans des cheminées verticales ou inclinées. Il est favorable pour les gîtes dressants.

b- Le marinage mécanique : les plus utilisés sont :

b.1- le raclage : Consiste à mener un mouvement de va-et-vient d'un scraper, qui se remplit et déplace sa charge dans un sens seulement, dans l'autre sens les scrapers restent vides. L'installation de raclage se compose d'un scraper, d'un treuil, des câbles et des poulies.

b.2- Chargeuses : Les schémas de marinage et chargement sont très divers ; s'il s'agit des chargeuses à pinces, elles travaillent d'habitude avec des camions-navettes. on utilise couramment pour le marinage à courte distance, les chargeuses à godet sur pneus.

1.5- Traitement des vides : [2][6][15]

L'exploitation des mines souterraines se fait dans des galeries et des fronts qui sont autant de vides artificiels. Le traitement de ces vides diffère selon la manifestation de la pression de terrain et la fissuration naturelle du massif qui, entraînent l'affaiblissement de la tenue.

Pour éviter, le danger de pression de terrain et protéger l'éboulement du toit, on pratique dans les mines les mesures suivantes :

1.5.1- *Abandons de massif* :

Il est très employé pour maintenir la stabilité des terrains autour des ouvrages miniers et des chambres d'exploitation. Au cours de l'exploitation, une partie de minerai abandonnée sous forme de piliers ou stots.

a- Piliers :

Avec ce traitement du vide, l'exploitation serait conduite par abandon de minerai. Les travaux laissent subsister un réseau plus ou moins régulier de piliers qui supportent les terrains sus-jacents non déconsolidés. La dimension et la disposition de ces piliers sont déterminés de telle sorte que le personnel de la mine puisse y travailler sans danger.

Le massif, dans lequel les vides sont ainsi créés ne doivent pas subir d'effondrement, du moins à court terme.

Il en résulte que les terrains sus-jacents et la surface ne sont atteints par aucun affaissement. C'est pourquoi les exploitants choisissent l'abandon des piliers lorsqu'ils craignent la rupture de couches imperméables les isolant de terrains aquifères ainsi lorsque, en surface, des bâtiments ou des infrastructures ne pouvaient pas supporter des affaissements.

Ce traitement conduit à des taux de défrètement (rapport entre la surface des vides créés et la surface initiale considérée,[4]) relativement considérable surtout avec une bonne stabilité des épontes.

b- Les stots :

Lorsque l'on souhaite protéger des installations en surface, on crée des stots. L'exploitation des stots est soumise à des règles destinées à en garantir la stabilité. Des stots seraient toujours créés afin de protéger les puits de la mine, ou des installations industrielles sensibles (laveries, centrales électriques, usines sidérurgiques) ou des infrastructures vitales (canaux, voies ferrées, routes principales) ou des zones urbanisées.

C'est pourquoi, avec ce traitement l'exploitation est conduite soit par chambres et piliers avec des taux de défruitement faibles, soit par la méthode des îlots, qui en est une variante dans laquelle des piliers plus massifs encadrent des zones où l'on pratique le foudroyage, en adoptant des caractéristiques géométriques telles que la cloche de foudroyage ne remonte pas en surface.

15.2- Foudroyage :

Les vides peuvent être comblés par autoremblayage, plus souvent dénommé foudroyage. Dans ce cas, l'exploitant laisse les roches s'effondrer sous leur propre poids. Il se forme au-dessus des travaux une zone déconsolidée, appelée cloche de foudroyage. Les roches y sont à l'état broyé, laissant subsister entre elles un vide égal à l'origine à celui des travaux autoremblayés.

Lorsque la zone foudroyée s'étend, la hauteur de la cloche de foudroyage augmente. Dès que la zone foudroyée atteint une extension latérale suffisante (typiquement celle de sa distance à la surface), la cloche de foudroyage atteint le jour. Il se forme alors en surface une cuvette d'affaissement. La cuvette d'affaissement a un fond sensiblement horizontal. L'affaissement y est égal à une proportion de l'épaisseur des terrains enlevés lors de l'exploitation. Cette proportion dépend de la nature des terrains et de la profondeur des travaux. Sur les bords de la cuvette, l'affaissement diminue progressivement. Il s'accompagne de phénomènes d'extension en limite extérieure de la cuvette et de compression en limite du centre de la cuvette. Ces phénomènes provoquent dans les bâtiments des fissurations en zones d'extension, des compressions (souvent moins nocives) en zones de compression et des mises en pente sur les bords de la cuvette.

Ces mouvements se produisent assez rapidement. Cependant, des phénomènes résiduels peuvent survenir plus tard en bordure de cuvette. Ils ont alors une faible ampleur.

Lorsque l'affaissement est remonté au jour, il ne subsiste plus après exploitation de vides de grande ampleur au fond. Dans le cas contraire, les matériaux broyés et foisonnés de la cloche de foudroyage laissent subsister un vide "diffus" égal à celui de la roche extraite.

1.5.3- Remblayage :

Les vides peuvent être traités par remblayage, c'est à dire en les comblant avec des matériaux stériles provenant soit des travaux souterrains eux-mêmes, soit de carrières exploitées en surface. Le remblai n'est jamais parfaitement compacté. Son tassement ultérieur peut se traduire par des affaissements de la surface. Ces affaissements demeurent limités et sans grandes conséquences à long terme. Dans les zones de travaux traitées par remblayage, il subsiste donc peu de vides.

Le remblayage a un coût important. Il est pratiqué dans les exploitations récentes lorsque des considérations de sécurité l'imposaient, par exemple pour éviter que des nappes d'eau sus-jacentes envahissent les travaux. Il est également employé dans les méthodes que l'exploitation de certains gisements le nécessitent. Cette exigence aurait souvent détruit l'équilibre économique de l'exploitation.

1.5.4- Emmagasinage du minerai abattu :

Cette opération consiste à laisser provisoirement une partie du minerai abattu dans la chambre d'exploitation pour maintenir les épontes.

1.5.5- Soutènement :

L'espace de travail peut être conservé provisoirement par un soutènement artificiel ; celui-ci est souvent réalisé par simple butte coincée entre les épontes, par cadre en bois, par étaçons métalliques, et/ou par boulonnage.

Il convient cependant surtout de retenir, que le choix de schéma, dépend essentiellement de la sécurité qu'il apporte, du temps nécessaire à sa réalisation et en fin les dépenses qu'il entraîne.

II- Classification des méthodes d'exploitation des gisements métallifères puissants :

2.1 Introduction :

Tous les alinéas précédents, nous ont donné un aperçu sur les différentes techniques et les opérations de l'exploitation, qui sont ^{très} nombreuses que variées. En plus, une exploitation nécessite donc, à la fois le choix d'une méthode et des techniques nécessaires à sa mise en œuvre, ainsi avec l'infinie variété de facteur et caractéristique qui rentre en jeu d'un gisement, alternent une multitude de méthodes d'exploitation

Dans les lignes qui suivent, il ne saurait être question de les étudier toutes, nous nous efforcerons simplement de donner une idée accessible de la complexité d'une classification des gisements métallifères puissant(plus de 5m d'épaisseur) ainsi, que les raisons qui motivent leur choix préalable.

Etant donné que, les travaux de dépilage déterminent dans une très large mesure certains principaux paramètres de la mine, à savoir la production, l'abattage le marignages, le transport, de même enveloppent une grande partie des coût d'exploitation ; Le mode de traitement des vides crée par l'exploitation qui détermine la stabilité et la sécurité de la mine.

La classification ci-dessous est fondée sur les travaux de dépilage et le mode de traitement des vides crée par l'exploitation.

Les principales classes regroupant les différentes variantes de dépilage sont :

- Les méthodes de dépilage par chambres vides ;
- Les méthodes de dépilage par chambres magasins ;
- Les méthodes de dépilage par remblayage ;
- Les méthodes de dépilage par foudroyage ;

2.2 : Méthode d'exploitation par chambre vides :

22.2: Définition : les méthodes d'exploitation par chambres vides consistent soit à conserver les vides créés par l'extraction du minerai utile sans traitement préalable (sans remblayage, ni foudroyage), c'est à dire sans aucun soutènement artificiel systématique, soit au contraire avec un soutènement systématique (boisées ou charpentées).[2][3]

En général, le dépilage par chambres vides suppose un abandon de massif, comme support du toit.

L'utilisation des chambres vides connaît plusieurs variante dans le cas des gisements métallifères puissant, nous distinguerons :

2.2.2 :Méthodes d'exploitation par chambres et piliers :

2.2.2.A :Principe : [3][5]

Elle consiste, en l'extraction d'une partie de minerai, en prenant le soin de laisser en place des piliers de dimensions bien appropriées aux pressions des terrains, disposés soit régulièrement, soit sans règle géométrique. Les vides créés par l'exploitation du minerai sont conservés sans remblayage, ni foudroyage par ou sans un boulonnage systématique du toit. Suivant la variante utilisée, les piliers peuvent être abandonnés ou récupérés.

2.2.2.B :Conditions d'emploi:

En principe, la méthode d'exploitation par chambre et piliers reste valable, qu'il s'agisse de gisement plateau, semi-dressant ou dressant ; Seul 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 suivant : [1]

- ❖ Une puissance de couche variant généralement de 2 à 30m ;
- ❖ La profondeur de gisement ne doit pas dépasser 700 à800m, 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 se procédé engendre ;
- ❖ Un massif résistant, en particulier le toit et le mur.

2.2.2.C : Les étapes de la méthode : [1] [2] [5]

A- Travaux préparatoires :

Le champ minier est divisé en panneaux d'exploitation délimités par des galeries d'aérage et de transport ainsi, que deux autres galeries latérales dont, la section transversales de ces excavations dépend des engins d'abattage et de transport, les panneaux sont séparés entre eux par des piliers larges de 4 à 25m, pour protéger les galeries.

B- Le défilage :

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

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

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 de 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 de 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 les 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, dont sa maille est suivant la tenue du toit. Souvent le toit est recouvert par une grille pour éviter les chutes de bloc sur la surface du front.

C : Avantages et inconvénients :

Cette méthode d'exploitation permet un emploi restreint du soutènement, volume des travaux préparatoires peu important, adaptable aux caractères variables du gisement ainsi, assure la facilité de la mécanisation et un large front de travail. Cependant, la méthode conserve l'insécurité de travail sous le toit à nu, pertes de minerai très élevées (10à 60%)[14]

2.2.3- Méthode d'exploitation par traçage et soutirage :

2.2.3.A : Définition :

Ce sont les méthodes de défilage consistant au creusement des chambres vides, sans que le personnel ait besoin d'y pénétrer. Elles sont caractérisées ainsi par creusement des traçages (sous-niveaux, cheminée), pour permettre l'abattage. Le minerai est descendu par un système plus ou moins complexe de cheminées et d'entonnoirs.[3]

2.2.3.B : Conditions d'emploi :

Leur application dépend essentiellement de la bonne tenue du minerai et ses épontes ainsi, dans le cas de gisement plat, la puissance doit être supérieur à 15m , pour avoir une hauteur suffisante de sous-niveaux et pour justifier les dépenses sur la préparation au rocher, nécessaire au soutirage du minerai.

Parmi les principales variantes par traçage et soutirage, applicable aux gisement métallifères puissants on peut citer :

1-Méthode d'exploitation par sous niveau abattu :

1.a : Condition d'emploi : [5]

En général cette variante est très répandue pour :

- Gisement dressant ;
- Le minerai est relativement dur ;
- Le minerai et les épontes très sains.

1.b : Travaux préparatoires :

Les travaux préparatoires consistent à creuser au rocher à différents niveaux, un certain nombre d'ouvrages destinés au roulage du minerai, au passage du personnel et à l'aération. Afin de permettre le déplacement des engins automoteur de foration et de chargement du minerai abattu d'un niveau à l'autre, on creuse même au rocher une rampe, reliant les sous niveaux.

En principe, les travaux de découpage comportent : des galeries longitudinales « galerie de foration » et des galeries transversales « en balcon » à chaque niveau. Ainsi, à la base de la couche, on creuse de nombreux entonnoirs et des recoups traversant le minerai, reliant les galeries au rocher.

1.c : Dépilage :

L'exploitation commence lorsque, la coupure transversale est complètement faite, que la coupure longitudinale inférieure et celle supérieure sont suffisamment avancées et que certaines rangées sont préparées.

L'abattage du minerai se fait par tranches verticales, à l'aide des trous profonds disposés soit, parallèlement, soit, en éventail. Le forage des trous parallèles nécessite le creusement des enlevures de part et d'autre de galerie transversale. Ces enlevures sont préparées au fur et à mesure de la progression du front de dépilage. Pour les trous en éventail, le matériel doit assurer la foration dans un plan vertical de 0 à 180° [7].

Le chargement des trous s'effectue par chargeuse mécanique ou pneumatique et quelque fois manuellement.

Le minerai abattu tombe dans les entonnoirs et récupéré aux cheminées de soutirage, débouchées sur les galeries de roulage

Il est à noter que parfois, il est nécessaire de procéder le défilage secondaire lors de déblocage des gros blocs dans les entonnoirs

La méthode d'exploitation par sous-niveaux abattu est caractérisée par

- Facilité de l'aérage du bloc ;
- Une faible consommation de bois ;
- Un rendement considérable ;
- Risque d'effondrement de la couronne de la chambre et des épontes par suite de la formation d'énormes espaces épuisés ;
- Effectuer des opérations simples par les mineurs, qui se trouvent constamment en galerie de foration.

2-Méthode d'exploitation par chambre d'étage :

2.a : Principe : Ce sont les méthodes de défilage par chambres vides dans lesquelles on abat le minerai des chambres sur toute la hauteur d'étage sans l'intermédiaire des sous-niveaux. [3]

2.b: Condition d'emploi :

Cette variante ne peut être appliquée que si les gisements assez réguliers et très puissants.

2.c : Travaux préparatoires :

Ces travaux consistent à creuser au rocher une galerie de roulage et une galerie de raclage dans le minerai à la base de chaque étage. Tous ces ouvrages sont liés par une cheminée d'aérage.

Les travaux de découpage consistent au traçage des montages équidistants aux épontes, à partir de ces montages et à des distances bien déterminées, on forme

des chambres de forage. En outre, à la base de chaque étage, on creuse des niveaux de soutirage (entonnoirs).

2.d : Dépilage : [1] [7]

L'abattage du minerai se fait par tranches verticales ou horizontales ainsi, l'utilisation des trous profonds est en général, disposés en éventail.

L'abattage commence soit, à partir des galeries horizontales équidistantes, soit, à partir des chambres de forage qui aboutissent aux cheminées de bloc. Le forage des trous profonds dans une tranche est exécuté en deux plans horizontaux ou verticaux.

Le tir d'une tranche est effectué après la foration de la tranche suivante.

Le minerai abattu est soutiré dans le niveau de soutirage, puis chargé et transporté à travers les galeries de roulage.

2.e : Avantages et inconvénients :

Dans l'ensemble, la méthode de dépilage par chambre d'étage fournit des conditions favorables de forage, réduction de traçage de l'exploitation, rendement et production du bloc plus élevés, et prix de revient réduit ; toute fois, elle augmente des pertes et du rendement en gros blocs et affaiblissement de la tenue des piliers et entraîne des dégâts importants aux excavations pendant le tir.

3 : Méthode d'exploitation par cheminées détruites :

3.a : Principe :

C'est la méthodes de dépilage, dans laquelle les chambres vides ne sont pas agrandies horizontalement, mais verticalement grâce à la présence des cheminées élevées au centre de chaque chambre. [14]

3.b : Travaux de découpage :

Ces travaux consistent à tracer un niveau de soutirage composé d'une galerie de soutirage et des entonnoirs, plus un ensemble de cheminées en fonction de la longueur de machine de foration.

3.c : Dépilage :

L'abattage se fait par tranches horizontales à l'aide des marteaux perforateurs légers, installés sur un plancher mobile, déplacé par treuil. Les trous de mine sont disposés en éventail. On tire par une ou plusieurs tranches, puis, le minerai est soutiré dans le niveau de soutirage à la base de la chambre.

2.3 : Méthodes d'exploitation par chambre magasins :

23.1 : Principe :

Dans ces méthodes, l'exploitation se fait par chambre, de bas en haut, et une partie de minerai abattu est temporairement employé en qualité de plancher de travail et de maintien des épontes ; L'autre partie est soutirée dans la mesure nécessaire à la réalisation d'un emplacement de travail de dimensions raisonnables. [1] [5]

2.3.2 : Conditions d'emploi :

Cette méthode d'exploitation est utilisée dans les conditions suivantes :

- Le minerai et les roches encaissantes sont stables et ne s'écroulent pas lorsqu'ils sont dénudés sur de grandes surfaces ;
- Le pendage est supérieur à l'angle de pente naturelle du minerai 45° , car ce dernier ne peut descendre par la gravité que dans ces conditions ; [4]
- Absence de nerfs stériles dans le minerai ;
- Le minerai ne doit pas se colmater.

Parmi ses variantes pour les gisements métallifères puissants, on sélectionne

1-Chambres magasins avec abattage par trous profonds à partir des ouvrages préparatoires : [1]

1.a : Travaux préparatoires :

- Cheminées près d'elles, on laisse subsister un stot de protection dans lequel, on perce des recoups destinées à l'aération et au passage dans la chambre ou creusement des galeries de sous-étages et des recoups. Ces cheminées se communiquent avec la galerie d'aération creusée au toit.
- Galerie de roulage au rocher, à partir desquelles, on perce des cheminées de soutirage, terminées par des entonnoirs.

1.b: Dépilage :

Le dépilage dans ces variantes se compose de l'abattage, l'emmagasinage, l'évacuation et le soutirage final.

L'abattage du minerai peut être effectué à partir des galeries de sous-étages et de recoupes par tir de charges importantes dans des fourneaux de mine ou à partir des galeries de sous-étages par foration de trous de mines ou à partir des voies inclinées par tir dans des trous profonds forés sur toute la longueur du bloc. La foration des trous peut être montantes ou horizontales.

L'abattage en chambres s'exécute soit, à front diagonal qui permet de travailler simultanément à plusieurs chantiers, grâce à une série de gradins renversés ; soit à front horizontal, conduit à l'aide d'un seul gradin.

Le minerai abattu reste dans le vide créé par l'exploitation, jusqu'à la fin des travaux dans la chambre donnée. Du fait que le minerai est foisonné, une partie de ce minerai est soutiré par l'intermédiaire des entonnoirs dont le minerai qui arrive aux cheminées de soutirage est débloqué par chargeuses, qui se déplacent d'une cheminée à l'autre. Souvent son transport vers le jour ou le puits est assuré par camion-navette ou par machine sur rail.

Le bon soutirage doit maintenir toujours un vide suffisant entre le minerai en place et celui emmagasiné, ainsi une surface du minerai approximativement horizontale afin de faciliter le travail des mineurs.

1.c : Avantages et inconvénients :

Parmi les avantages majeurs de cette variante sont :

- Simplicité du schéma et son adaptation aux allures changeantes du gisement ;
- Un rendement d'abattage considérable, mais a un rendement fond bien plus modeste ; [4]
- Absence de soutènement ou son emploi restreint. [4]

Par contre, elle se distingue par :

- Conditions dures d'emploi de cette méthode (l'angle de pendage) ;
- Immobilisation du minerai abattu dans le chantier jusqu'à l'achèvement du dépilage ;

- Impossibilité de connaître et de contrôler le prix de revient jusqu'à la fin de soutirage ; [14]
- Danger et insécurité du soutirage lorsque le minerai se bloque ;
- Dilution considérable lorsqu'on rencontre des zones instables.

2.4 : Méthodes d'exploitation par chambres remblayées :

2.4.1 : Principe :

Dans ces méthodes d'exploitation, le minerai est évacué immédiatement après son abattage et les vides créés par l'exploitation sont remblayés, au fur et à mesure du déplacement du chantier. [1]

2.4.2 : Condition d'emploi : [2]

Ces méthodes d'exploitation sont rationnelles, pour les gisements puissants si :

- Le minerai de grande valeur ;
- Le minerai est dur et stable ;
- Il est nécessaire d'éviter l'affaissement des terrains sus-jacents ou de la surface.
- Disponibilité d'une carrière d'agrégat ou une laverie proche de la mine

Parmi les variantes de cette méthode d'exploitation, utilisées lors d'exploitation des gisements puissants, on caractérise : [5] [2]

- Tranches horizontales montantes remblayées avec matériel automoteur ;
- Tranches montantes diagonales remblayées ;
- Chambres boisées remblayées .

En principe, dans toute les variantes de cette méthode, on pose un plancher sur le massif de remblai de la tranche inférieure que l'on enlève avant le remblayage, avant de commencer l'abattage de la prochaine tranche.

2.4.3 : Avantages et inconvénients :

Les variantes de ces méthodes sont coûteuses, difficiles au point de vue mécanisation de dépilage et faible productivité ; Par contre elles donnent la possibilité de suivre très exactement le minerai riche dans des corps irréguliers et d'extraire un minerai « propre », peu sali par les épontes.

1 : Tranches horizontales montantes remblayées avec matériel automoteur :

1.a : Travaux préparatoires :

Après avoir divisé le gîte en étages, par des galeries de roulage et celles d'aérage, successivement à la base et à la tête de l'étage. On délimite les blocs en direction du gisement par des cheminées latérales. Ces cheminées boisées ont deux compartiments, dont l'un sert à la circulation du personnel, et l'autre est destiné au transport du remblai par gravité. Ainsi, au milieu du bloc, on creuse des cheminées centrales allant de la voie de roulage à celle d'aérage, boisées et divisées en deux compartiments, l'un destiné à l'évacuation du minerai et l'autre à la circulation du personnel.

1.b : Dépilage :

L'exploitation part des limites de bloc et progresse vers la cheminée centrale.

Le minerai est abattu par un gradin renversé unique, qui progresse horizontalement, en, rabattant vers les cheminées centrales. L'abattage se fait par trous profonds très inclinés, forés à l'aide des chariots de forage.

Le déblocage du minerai abattu vers les cheminées centrales se fait généralement par auto pelle. Le remblai est descendu de la galerie de tête par les cheminées latérales, et mis en place par dumper sur pneus ou camion-navette et même par l'auto pelle sur pneus.

2 : Exploitation par chambre boisée remblayée :

2.a : Principe :

Cette variante est spécifiée par un soutènement, réalisé souvent à l'aide de bois disposés suivant les 12 arrêtes d'un cube ; cette charpente peut être prolongée en tous sens, suivant la progression de l'exploitation.

Le dépilage d'une tranche ainsi s'achève par son remblayage, permet de supporter la pression de terrain.

2.b : Travaux préparatoires :

- Galerie de roulage tracée au mur ;
- Recoupes et galeries intermédiaires divisent le panneau en bloc ;
- Une série de cheminées à trois compartiments, utilisés pour la circulation du personnel, la descente de bois et de remblai.

2.c : Dépilage :

L'exploitation est commencée en montant, à partir des recoupes, en rabattant vers la galeries de roulage. Ainsi, dans chaque vide crée par l'exploitation, soutenu par des cubes en bois.

Le minerai est abattu par très faible charge d'explosif et même parfois par marteau piqueur. Le minerai abattu tombe sur le plancher, puis amené vers les recoupes. Ces recoupes sont disposées d'un système de raclage, permettant d'acheminer le minerai vers la galerie de roulage.

On fait le remblayage pendant l'enlèvement de la tranche ou après son abattage sur toute la longueur du bloc. On note qu'avant ce remblayage, on fait le garnissage des faces latérales de la chambre, pour réduire les pertes et dilutions de minerai.

3 : Tranches montantes diagonale remblayées :

3.a : Travaux préparatoires :

- Galerie de roulage à la base ;
- Galerie de transport de remblai et d'aérage à la tête ;
- Cheminées latérales et centrales ont deux compartiments.

3.b : Dépilage :

Le front d'exploitation est incliné, par des gradins renversés qui favorise à la fois l'évacuation du minerai abattu et la mise en place des remblais.

En général, le dépilage par tranche diagonale, peut être comme suite :

- Stade initial : pendant lequel, on enlève les parties triangulaires du bloc située au voisinage immédiat de la galerie, afin d'obtenir un front ayant la longueur et l'inclinaison voulues.

- Dépilage à plein rendement : L'abattage est effectué par tranches inclinées, en chassant vers la cheminée centrale. La pente de la tranche est choisie de façon à ce que le minerai glisse par gravité jusqu'au cheminée centrale et également de façon à ce que le remblai glisse de la cheminée latérale jusqu'au gradin de travail (le remblai y est arrêté par prolongement de la longueur du cheminée centrale égale à la hauteur de remblai).

- Dépilage de la partie supérieure : Il est difficile, du fait que le remblai ne peut être amené par gravité. C'est pourquoi, cette partie est généralement exploitée par zones horizontales -

Cette variante évite tout appareil de déblocage dans le chantier, elle nécessite un minerai et un remblai glissant bien. La position des ouvriers sur un sol en pente est assez peu commode

2.5 : Méthode d'exploitation par chambre foudroyées :

Nous distinguerons deux cas, suivant que le foudroyage porté sur les stériles ou sur le minerai. [2]

2.5.1 : Condition d'emploi : [14]

- Les roches de toit doivent s'effondrer facilement ;
- Un minerai moyennement dur et tendre ;
- La surface du sol ne doit pas être bâtie ;
- Profondeur faible et peu de failles.

2.5.2 : Méthodes d'exploitation par foudroyage des roches encaissantes :

2.5.2.1 : Définition :

Ce sont les méthodes de dépilage, dont les roches sus-jacentes stériles sont foudroyées après abattage et évacuation du minerai. [3]

2.5.2.2 : Avantages et inconvénients :

Ces méthodes d'exploitation présentent des avantages certains : un taux de récupération de minerai élevé avec une faible dilution, la préparation du bloc est simple et même, elles s'adaptent aux allures différentes du gisement.

Par contre, elles ont, un rendement d'abattage assez bas, avec une grande consommation de bois.

Les variantes fondamentales, pour l'exploitation des gisements puissants sont :

1 : Traçage et dépilage :

1.a : Travaux préparatoires :

On divise le champ minier, en deux parties par une galerie principale, puis à partir de cette galerie, on creuse des galeries secondaires transversales. Alors, par ces galeries, on délimite les panneaux d'exploitation, ses dimensions dépendent dans une très large mesure de la pression de terrains.

1.b : Dépilage :

L'exploitation est effectuée en rabattant vers la galerie principale.

Le panneau ainsi, délimité est exploité en creusant des traçages (chambres) parallèles aux galeries secondaires, espacés par des piliers larges.

Une fois que ces traçages achevés, on procède au dépilage. Ce dépilage consiste à récupérer les piliers larges, en suivant les opérations suivantes :

- On creuse une enlevure, en laissant contre les éboulements un rideaux.
- Ce rideau est refendu, de sorte que ce dernier est réduit en deux piliers résiduels.
- Les piliers résiduels sont amaigris, puis abattus par un seul tir, en traînant le foudroyage du toit.

La foration est assuré soit, par marteau sur colonne pour les trous profonds, soit, par marteau perforateur pour les trous de mines faiblement profonds.

Le déblocage du minerai abattu est effectué par chargeuses, qui reprend les produits directement et les charges en berlines ou camion-navette dans les galeries principales.

2 : Tranches unì descendantes foudroyées :

2.a : Travaux préparatoires :

On trace généralement au mur parallèlement au gisement une galerie de base puis, des recoupes traversant le gisement. A partir de ces recoupes, on creuse à intervalles bien déterminés des montages jusqu'à la limite supérieure de gisement, destinés au déplacement des ouvriers et à la descente du minerai.

2.b : Dépilage :

L'exploitation rabattante vers les montages est effectuée par tranches horizontales. A charge, de placer sur la sole de toute la tranche un plancher destiné, à servir de toit à exploitation de la tranche en dessous, avant de foudroyer la tranche en dessus. En plus, chaque tranche est exploitée par enlevures successives.

L'abattage du minerai se fait par trous de faible profondeur, forés soit perpendiculairement au front d'abattage, soit, parallèlement à celui-ci à partir de l'enlevure voisine.

Le déblocage de minerai de l'enlevure jusqu'à la galerie de tranche est réalisé par petits treuils ou par autopelle de petite capacité, puis évacué vers les cheminées par raclage.

Pour provoquer le foudroyage, on fore des trous dans les montant et les tirés.

Cette variante n'est rationnelle, que pour le minerai de grande valeur, ayant une dureté faible ou moyenne et mauvaise épontes.

2.5.3 : Méthodes d'exploitation par foudroyage du minerai et les roches encaissantes :

2.5.3.1 : Définition :

Ce sont les méthodes d'exploitation dans lesquelles le minerai et les roches encaissantes sont foudroyés ; L'abattage du minerai entraîne l'éboulement de toit et foudroyages recouvrant le minerai. Ainsi, le soutirage du minerai se fait sous les roches sus-jacentes foudroyées. [2]

On spécifie, pour les gisements puissants, les méthodes suivantes :

1 : Sous-niveaux foudroyés :

Elles s'adaptent à des amas ou des couches très puissantes, avec mauvaises épontes. [2]

La méthode d'exploitation par sous-niveaux foudroyés comporte plusieurs variantes, dont, les travaux de découpage, le mode de soutirage et l'abatage peuvent être différents.

On distingue deux variantes principales : [1] [3]

1.1 : Le foudroyage par sous-étages et soutirage frontal :

1.1.a : Principe :

En principe, cette variante est une application à plus grande échelle de la tranche foudroyée, comme chaque tranche est un sous-étage.

1.1.b : Avantages et inconvénients :

La méthode est très économique (abatage en masse, peu de bois), très simple, mais une partie du minerai est perdue ou salie par le stérile du foudroyage.[4]

1.1.c : Travaux préparatoires :

Ces travaux comprennent une galerie de roulage à la base et celle d'aération à la tête. Ces deux galeries sont reliées par des cheminées ou rampe au rocher.

Pour la préparation d'un sous-étage, on creuse dans le gîte des galeries latérales et une série de recoupes parallèles, formant des panneaux élémentaires.

1.1.d : Dépilage :

L'exploitation est exécutée en rabattant vers les galeries latérales et en descendant.

On abat le minerai par longs trous de mine, forés en éventail à l'aide des marteaux perforateurs mobiles.

Le déblocage du minerai abattu est assuré par chargeuses à pneus avec camionnavettes...etc. Cette opération est arrêtée lors de l'apparition des pierres du foudroyage.

1.2 : Sous-niveaux foudroyés avec réalisation de coupures :

1.2.a : Principe :

Cette variante est spécifiée par la nécessité de réaliser une coupure, afin d'en placer le minerai foisonné. A cette tâche, dans chaque panneau au dessus de chaque entonnoirs, on abat ainsi en montant. Entre ces chambres compensatrices, on laisse provisoirement des piliers, torpillés avec foudroyage. [1]

1.2.b : Travaux préparatoires :

- Une galerie de roulage au rocher, reliée à la couche par des recoupes qui délimitent le bloc en direction.
- Une cheminée centrale creusée au rocher, pour lier la galerie de roulage et celle d'aérage.
- A partir des recoupes latérales, on creuse deux cheminées à minerai et une cheminée d'aérage et de circulation. Ces cheminées à leur tête par des recoupes, en suite, on trace deux galeries qui partagent le gîte en deux panneaux.
- A partir de niveau des galeries de raclage on forme le niveau de soutirage (cheminée de soutirage ainsi les entonnoirs) et creusement les cheminées de forages

1.2.c : Dépilage :

L'abattage du minerai est effectué par longs trous, forés en plusieurs plans horizontaux à partir des chambres de forage qui aboutissent aux cheminées de forage, et disposés dans la tranche en éventail.

Le soutirage est géré de façon à déblayer toutes les cheminées d'une manière régulière, pour assurer un contact horizontal entre le minerai et le stérile

1.3 : Bloc foudroyés :

1.3.a : Principe :

C'est la méthode dans laquelle, le gisement est partagé en blocs qui sont successivement coupés à leur parties inférieures puis foudroyés. La coupure est réalisée sur une surface importante de la base et des cotés de chaque bloc. Au fur et à mesure du foudroyage, le minerai s'écrase et les roches sus-jacentes s'affaissent. [5]

1.3.b : Condition d'emploi :

- Gisements puissants à fort pendage (plus de 65°) ;[2]
- Les roches encaissantes s'effondrent facilement ;
- Le minerai est stable.

1.3.c : Travaux préparatoires :

Ces travaux comprennent les creusements successifs suivant :

- Un niveau de roulage.
- Des cheminées collectrices, issue de cette voie de roulage ; Elles atteignent la côte de la base du bloc.
- Un réseau de « niveau de grille » parallèle, situé dans la base du bloc.
- Les cheminées de soutirage, résultants des niveaux de grilles et disposées de façon à tapisser toute la base du bloc.

1.3.d : Dépilage :

Grâce à ces faces affaiblies, l'ensemble du bloc se disloque et se brise sous l'effet de son poids. A cet effet, dans cette phase, l'exploitation consiste tout simplement à évacuer le minerai qui arrive dans les niveaux de grilles.

Chapitre 2

I- Situation géographique du gisement:

Le gisement zincifère de Chabet El Hamra se localise à 50km au Sud du chef lieu de la wilaya de Sétif , à quelques kilomètres de la daïra de Ain-Azel et à environ 12km au Sud Est du complexe minier de Kherzet Youcef; fig.(2). Ses coordonnées Lambert à l'échelle 1/50000 sont :

- X= 754000 à 755000
- Y = 279750 à 280400

Et les altitudes varient de 950 à 1200m

II- Historique du gisement :

Le gisement de Chabet El-Hamra, est découvert au début du siècle grâce à l'affleurement des corps de minerai, de 1910 à 1920 puis, de 1936 à 1943, 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 minier de Kherzet Youcef.

De 1967 à 1988, quelques travaux géologiques irréguliers et quelques sondages ont été réalisés par SONAREM⁽¹⁾ puis, EREM⁽²⁾.

De 1989 à 1991, des travaux d'évaluation par sondage, ont été menés par l'ORGM⁽³⁾, répartis sur 29 profils à maille 50.7.m, dans la partie centrale, et 100.100m dans la partie Nord- Ouest, totalisant 53927m de forage.

En 1991, suite à la catastrophe du « coup d'eau » survenue le 2 juin 1990 à la mine de Kherzet Youcef, l'ENOF⁽⁴⁾ a élaboré une étude pour l'ouverture du gisement de Chabet El-Hamra.

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

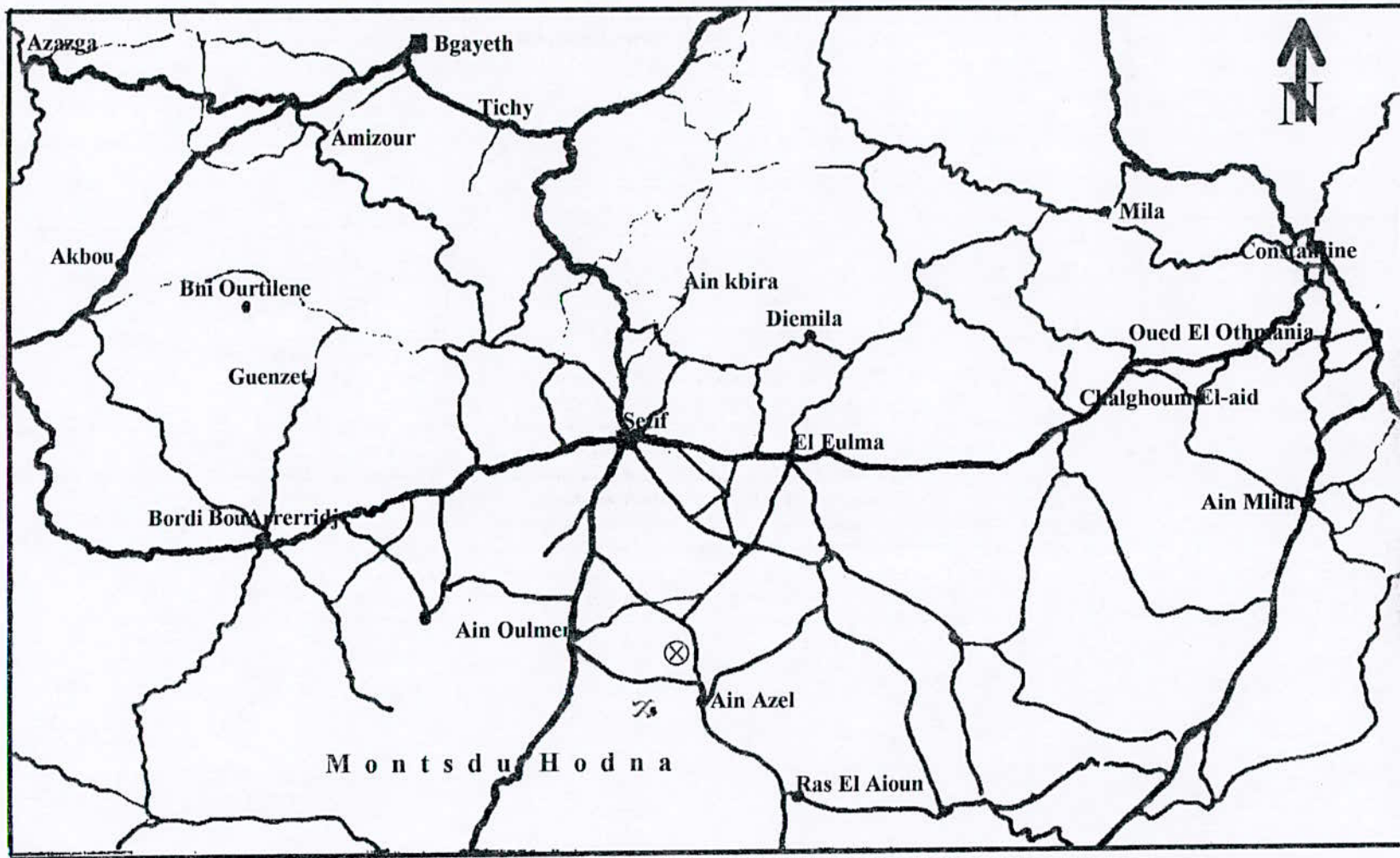
En 1997, l'ENOF a soutenu le projet de mise en exploitation du gisement de Zinc de Chabet El-hamra.

(1) : Société nationale des recherches et d'exploitation minières

(2) : Entreprise des recherches minières

(3) : Office de la recherche géologique et minière

(4) : Entreprise nationale des produits miniers non ferreux et des substances utiles



⊗ laverie de Kerzet youcef

∞ la mine de Chabet El-Hamra

Echelle : 1/300000

Figure II-1 : Situation géographique

III – Géologie régionale : [16]

Le gisement de Chabet El-Hamra, fait partie de la zone métallogénique des monts du « HODNA », spécifiée de plusieurs structures plicatives et divers blocs tectoniques. Le gisement de Chabet El-Hamra appartient au bloc de Ain Mlila, qui comprend trois structures de soulèvement en forme de Horst-Anticlinaux. le gisement de Chabet El Hamra est associé au Horst de Rahbat.

3.1 : Stratigraphie du massif de Hodna :

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du Trias au Miocène, notamment :

- Le Trias est caractérisé ^{par} de formations chaotiques composées d'évaporites, d'argiles et marnes bariolées, de lambeaux calcaro-dolomitiques. Il affleure sous forme d'épointements le long des accidents tectoniques et occupe une position structurale normale.
- Le Jurassique, est constitué de niveaux de dolomies, calcaires, calcaro-dolomique et marno-calcaires.
- Le Crétacé inférieur, affleure largement dans la région ; Il est caractérisé par l'augmentation des sédiments détritiques ^{gréseux}.
- Le Crétacé supérieur, où les affleurements sont très réduits, est composé de marnes, calcaires dolomitiques et calcaires marneux.
- Le Miocène représenté le plus souvent ^{par} de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grès, marnes et argiles rouges.
- Le Pliocène, généralement concordant sur le Miocène, est constitué de formations détritiques, marneuses et conglomératiques.
- Le Quaternaire est composé de formations continentales peu épaisses.

IV: Géologie locale : [16]

Le substratum de la région de Ain-Azel est composé d'une séquence de roches sédimentaires carbonato- terrigènes, d'âge Crétacé au Quaternaire.

4.1 : Stratigraphie du gisement :

La stratigraphie du gisement est principalement des dépôts du Crétacé, où l'Hauterivien présente le plus grand intérêt pratique, puisqu'elle contient la minéralisation.

4.1.1 Valanginien (n₂) :

Les dépôts Valanginien affleurent dans deux endroits, à l'Est de la faille orientale et au niveau de l'Ouest du gisement de Chabet El-Hamra.

Cette assise est représentée par une alternance d'aleurolite grises, avec des grès quartzeux de couleur gris clair, de dolomies gréseuses et argileuses, de calcaires et de marnes gris-verdâtres.

Les dépôts du Valanginien sont stériles, et l'apparition des marnes bariolées est considérée comme, le niveau repéré, indiquant la fin de la minéralisation. Ils reposaient en concordance sur ses marnes, l'assise rapportée conventionnellement à l'Hauterivien.

4.1.2 Hauterivien (n₃) :

Comme dit auparavant, la minéralisation zincifère d'intérêt économique de Chabet El Hamra, est restreinte à la partie inférieure de l'Hauterivien. L'épaisseur de cet étage varie de 100 à 1500m.

Ce niveau est subdivisé en deux niveaux :

4.1.2.1 Hauterivien inférieur (n₃¹) :

Son épaisseur totale varie de 70 à 120m. A son tour, il est divisé-en :

n₃^{1a} : il est composé de dolomies grises massives, à grains fin parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanche.

Dans la partie supérieure de 2 à 5m du toit, on observe parfois, des calcarénites noires ; ce niveau est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2m.

Pour la minéralisation ; le « corps 1 » est situé à un niveau supérieur par rapport au « corps 2 ». Ces deux corps de minerai ont un caractère stratiforme et concordant dans l'encaissant sur toute l'étendue du gisement ; Cependant, leurs épaisseurs sont très irrégulières. L'intercalaire stérile les séparant, varie de 1 à 14m, jusqu'à former parfois un seul corps de minerai.

Le « corps1 » est encaissé dans les dolomies bréchiques et associé au toit du niveau productif, le « corps2 » est situé stratigraphiquement plus bas et est associé principalement aux dolomies massives non bréchiques mais, parfois vacuolaires.

n^1_b : il est représenté par une superposition de marnes bariolées, de dolomies gréseuses et de grès. Ce terme surmonte le principal terme productif des dolomies, la série de ce terme de bas en haut est la suivante:

- Marnes grise verdâtres d'épaisseur 0,5 à 2m ;
- Grès de couleur grise quartzeuse ;
- Alternances d'aleurinite grise et d'aleurinite brune (2 à 5m) ;
- Dolomies grise, représentée en un seulement par une sphalérite et de pyrite-marcassite, d'épaisseur 2 à 10m ;
- Dolomies gréseuses, d'épaisseur 3 à 8m ;
- Marnes bariolées, épaisseur 5 à 15m ;
- Alternance de grès à grain fin et d'aleurites verdâtres.

n^1_c : Il est également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées. A l'Ouest, elles sont moins hématitisées qu'à l'Est et plus caverneuse. L'hématite est sous forme de nids et en filonnets dans la masse dolomitique. Dans la partie Ouest du gisement, ce niveau porte une minéralisation de pyrite, marcassite sous forme de lentille.

2.2 : *Hauterivien supérieur* (n^2_3) : Son épaisseur totale varie de 80 à 120m ; comme il est subdivisé en 5 termes.

n^2_a : Il est formé de grès parfois, en alternance avec des argiles, des marnes et aleurilites verdâtres. A la base de l'alternance il y a toujours un niveau calcaire de couleur gris-

clair, dont une partie est dolomitisée de 1 à 3m d'épaisseur.

n^{2b}_3 : Il est représenté par des dolomies massives de couleur à grains fins. Elles sont plus au moins hématitisées.

n^{2c}_3 : Il est représenté par un calcaire argileux de couleur grise parfois renferment des passées argilo-marneuses ou siliceuses.

L'épaisseur de ce terme varie de 10 à 15m.

n^{2d}_3 : Il est constitué de dolomies à grains fins, de couleur grise à brune souvent argileuse. L'épaisseur totale de ce terme varie de 15 à 20m.

n^{2e}_3 : Il est caractérisé par une irrégularité dans sa composition, ainsi que dans son épaisseur. Il est essentiellement représenté par des calcaires de couleur grise en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites. Dans la partie supérieure du terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

4.1.3 -Barrémien (n_4) :

Les formations barrémiennes sont développées dans la partie Nord- Ouest et Sud du gisement. Il est subdivisé en 2 parties.

4.13.1 Barremien inférieur (n^1_4) : Il est subdivisé en 3 termes

n^{1a}_4 : Il est formé essentiellement par des grès et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuse avec une fine dissémination de pyrite. On note des passées de dolomie légèrement oxydée. L'épaisseur de ce terme varie de 40 à 60m.

n^{1b}_4 : Il est formé par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux. L'épaisseur de ce terme varie de 40 à 60m.

n^{1c}_4 : Il est représenté par des dolomies massives a grains fin, les fissures sont remplies d'oxyde et de calcite. Son épaisseur varie de 15 à 20m.



dolomies
 Calcaires
 Grès
 Conglomérats
 failles

Echelle : 1/10000

Figure II-2 : Carte géologique du gisement Chabet El-Hamra
 (Rapport final sur l'évaluation du gisement, 1987 à 1991)

3.2 Barrémien supérieur (n^2_4) : Il est subdivisé en 4 termes

n^{2a}_4 : Il est représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, souvent fissurés. Les fissures sont remplies par la calcite, renfermant des passés d'argile et de grès. Vers la fin du terme, on note la présence de pyrite disséminée dans les fissures. L'épaisseur de ce terme varie de 20 à 30m.

n^{2b}_4 : il est formé de grès brun à lilas parfois de couleur violacée. On note une alternance de grès, d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse. A la fin de l'intervalle la roche a l'aspect broyé et les fissures sont remplies d'oxydes. L'épaisseur de ce terme varie de 30 à 40m.

n^{2c}_4 : Il est formé d'une alternance de dolomie gréseuse, de grès brun à lilas et d'argiles verdâtres. La dolomie et les grès sont compacts, massifs et légèrement hématitisés. Son épaisseur varie de 60 à 130m.

n^{2d}_4 : Il est constitué de dolomie gréseuse, argileuse de couleur grise ; calcaire à brun violet en alternance avec des grès bruns à rose lilas, imprégnés d'oxydes. On note des passées d'argile verdâtre, les grès sont dolomitiques. Son épaisseur est environ de 60m.

Les terrains traversés par les ouvrages miniers appartiennent aux formations sédimentaires carbonatées de Hauterivien (Travers-banc niveau 960m, et galeries intermédiaires), et celles à dominance gréseuse du Barrémien (Descenderie et Tranchée d'accès).

Le Valanginien, constituant le mur de la minéralisation est reconnu par les travaux miniers. Il comprend essentiellement des marnes, des argiles bariolées avec des intercalations de grès, des calcaires et des dolomies très épaisses.

Les dépôts hauteriviens, de plus 150m de puissance sont composés essentiellement de dolomies et calcaires.

En outre, les travaux miniers montrent à la base, une dolomie massive et bréchique,

d'une puissance de 7 à 8m, à fines intercalations argileuses de quelques millimètres, encaissant la minéralisation du faisceau inférieur, puis surmontée d'une dolomie blanchâtre et massive, de 6m de puissance.

Au-dessus, deux bancs de dolomie de 2m chacun, séparés par des lits argileux de quelques centimètres, encaissent le faisceau supérieur.

La série se termine par un banc marneux de 80cm d'épaisseur, surmonté d'un banc d'argile marneuse de 2m également.

Par contre, la formation barrémienne est recoupée par la tranchée d'accès et par la partie supérieure de la descenderie. Elle est formée essentiellement de grès et de dolomies gréseuses.

4.2 : Structure et tectonique de gisement:

Le gisement de Chabet El-Hamra occupant la partie extrême ouest du flanc sud-ouest du Horst anticlinal de Rahbat se caractérise par une structure complexe en plis cassés. Celle-ci n'est pas la même, tant sur le plan plicatif que sur le plan des accidents cassants. Le gisement se subdivise en 3 blocs.

1- Bloc est : Il est limité de 3 cotés par des failles. Du coté sud, le bloc est ouvert et entre en contact avec les calcaires du Néogène. Sur le plan plicatif, le bloc représente un brachyanticlinal. Le pendage des flancs du pli est NE10 à 15° et SO 15 à 20°. Sur le fond général du pli, il existe des complications locales sous formes de dôme, gradins...etc.

Le pli est encore compliqué par des accidents cassants.

➤ *La faille sud :* Elle se suit en direction latitudinale dans la partie Sud du flanc sud-est du brachyanticlinal. C'est une faille normale à rejet vertical de 100 à 120m avec le pendage de plan de faille au Nord inférieur 65 à 75°.

➤ *La faille diagonale :* Elle s'étend vers le Nord-est, sub-parallèlement du plan axial du brachyanticlinal, passant à quelques dizaines de mètres au Sud de celui-ci. Le pendage du plan de faille est au sud avec un angle notable de 60° à 80°. Le rejet est vertical peu important, environ de 10m.

2- Bloc central : Il a la forme d'un coin, dont l'angle aigu est formé par le raccordement des failles centrales et latitudinale dans la partie Est. La partie opposée du coin s'en va en s'élargissant à 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 20m.

3- Bloc ouest : Il est situé au Nord-ouest de faille centrale. Il est limité par des dislocations cassantes Est, Ouest, latitudinale, centrale.

➤ *La faille centrale :* elle se suit de l'extrémité nord jusqu'à l'extrémité Sud. C'est une faille normale avec le pendage du plan de faille au sud-est inférieur à 70° à 75°, à rejet vertical de 10 à 15m. Dans sa partie Nord-Est, la faille centrale coupe un chevauchement à pente douce.

➤ **Faille latitudinale** : Dérive de la faille centrale, elle s'en va à l'ouest au-delà du gisement. C'est une faille normale a pendage au Nord 75 à 80° et rejet vertical de 10 à 20m.

➤ **Faille est** : Elle dérive de la faille centrale. C'est une faille normale, arguée vers l'est, de direction subméridienne. L'amplitude verticale du rejet est 80m et plus de 100m suivant le plan de faille qui a un pendage sud-ouest inférieur à 65 à 70°.

➤ **Faille ouest** : Se dégage de sous le dépôt quaternaire, bordant le flanc sud-est du brachyanticlinal du bloc Est. Elle change de direction jusqu'à 300° et se fait couper par la faille latitudinale. C'est une faille normale en escalier formant des plaques, des coins dans une zone large de 70m environ. Le pendage des plans de la faille est à l'est inférieur a 70 à 85°. L'amplitude totale des rejets verticaux dans la zone de la faille ouest atteint 10m

4.3 : La morphologie du gisement :

La minéralisation du gisement de Chabet El-Hamra a une structure pluriétagée, de forme lenticulaire. Les lentilles de minerai constituent une zone métallifère générale sous forme d'une large bande de direction nord-ouest (300 à 320°). La largeur de la bande fait 300 à 600m.

Comme, il a été dit plus haut, la zone minéralisée comprend 5 niveaux métallifères, dont deux seulement ont vu se former des lentilles de minerai exploitable.

Le niveau métallifère inférieur (n^1_3) abrite deux faisceaux de minerai (l'un dans la partie supérieure des dolomies, l'autre en dessous), le niveau suivant, corps 3. Ce troisième corps de minerai est plus petit que les deux premiers. Tous les autres corps de la zone existent sous forme de lentilles de dimension peu importante.

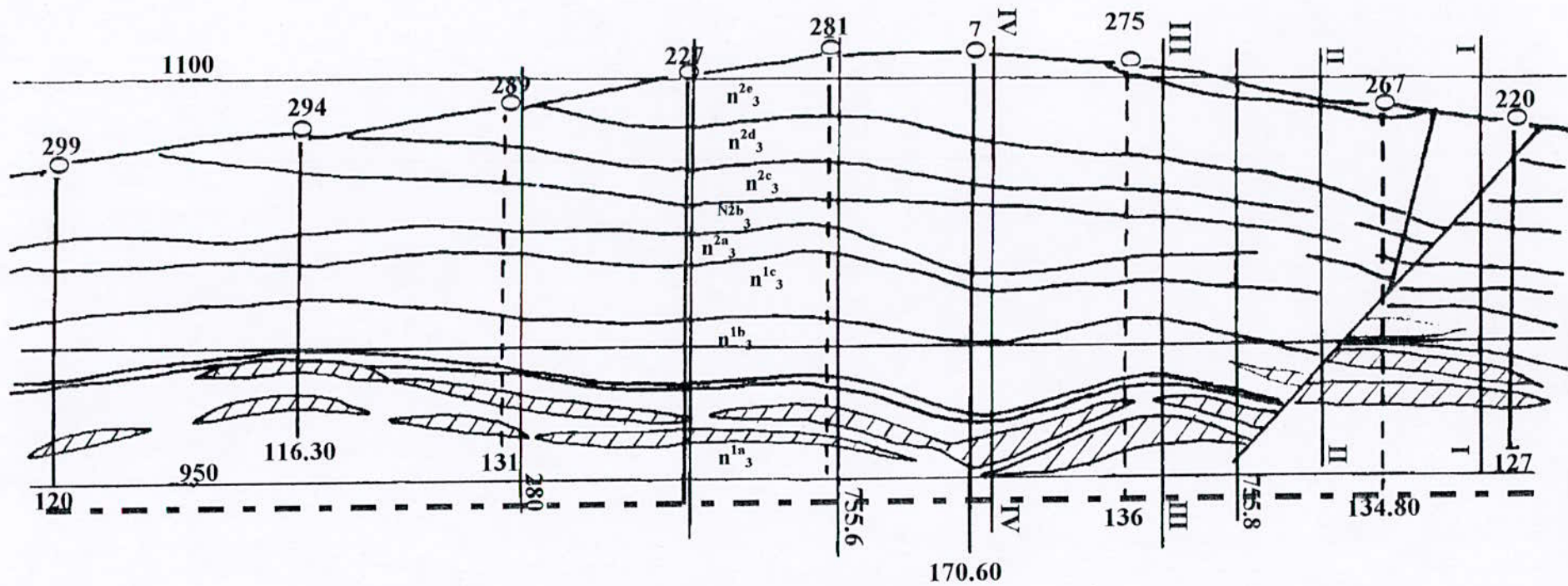
Les faisceaux 1 et 2 sont les corps principaux du gisement et renferment 95% des réserves de minerai zincifère. Ils sont les plus continus et sub-parallèles l'un à l'autre et disposés dans le même niveau dolomitique (n^1_3). Ces faisceaux sont séparés par un intercalaire stérile ou bien mixte avec du minerai non exploitable de 3 à 10 m d'épaisseur. Mais parfois, ils convergent.


On note aussi des cas contraires où des lentilles s'intercalent entre les deux faisceaux et ils divergent alors jusqu'à 18 mètres. Pour l'ensemble du gisement la distance entre les faisceaux ne dépasse pas 10 mètres.


4.3.1 : Reconstitution de la morphologie du corps minéralisé :

Les travaux de reconnaissance du gisement ont confirmé que le corps minéralisé a une morphologie lenticulaire. Par ailleurs, jusqu'à présent aucune coupe élaborée ne reflète cette caractéristique. A cet effet, nous avons jugé nécessaire de reconstruire des coupes plus affinées.

En conjuguant les coupes géologiques réalisées lors de l'évaluation du gisement et les plans d'exploitation, nous avons obtenu les coupes représentées dans les figures (II-3, II-4, II-5, II-6 et II-7)



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^{1b}_3 : Dolomies ;  niveau repéré grès ; n^{1a}_3 : dolomies ;

 : lentilles minéralisées ; O : sondage ; I — I : coupe ; - - - - niveau hydrostatique

Echelle : 1/ 2000

Figure II-3 : Coupe longitudinale de la mine de Chabet El-Hamra
 (D'après coupe longitudinale ORGM et plan ENOF)

4.3.2 : Caractéristiques des faisceaux :

Les deux faisceaux de minerai ont quelques différences de détail :

A- Le faisceau supérieur : Il s'associe normalement à la partie supérieure du niveau dolomitique marquant le mur du terme bréchiforme, dans le toit du corps de grès marquant le mur de l'ensemble (n^{1b}₃) et coupé localement par ces décrochements en pente douce.

Le faisceau a une largeur de 100 à 400m, pour une longueur en direction de 2700m et une puissance moyenne de 5.02m. La puissance change d'une manière irrégulière.

Pour le minerai zincifère du faisceau la forme est plus compliquée. Il forme au sein du faisceau quelques lentilles isolées et séparées.

B- Le faisceau inférieur : Il se situe au-dessous du premier dans les mêmes dolomies (n^{1b}₃), dont le caractère bréchoïde est moins net. Son étendue est inférieure à celle de premier, cela est dû au bloc Est où il est moins large.

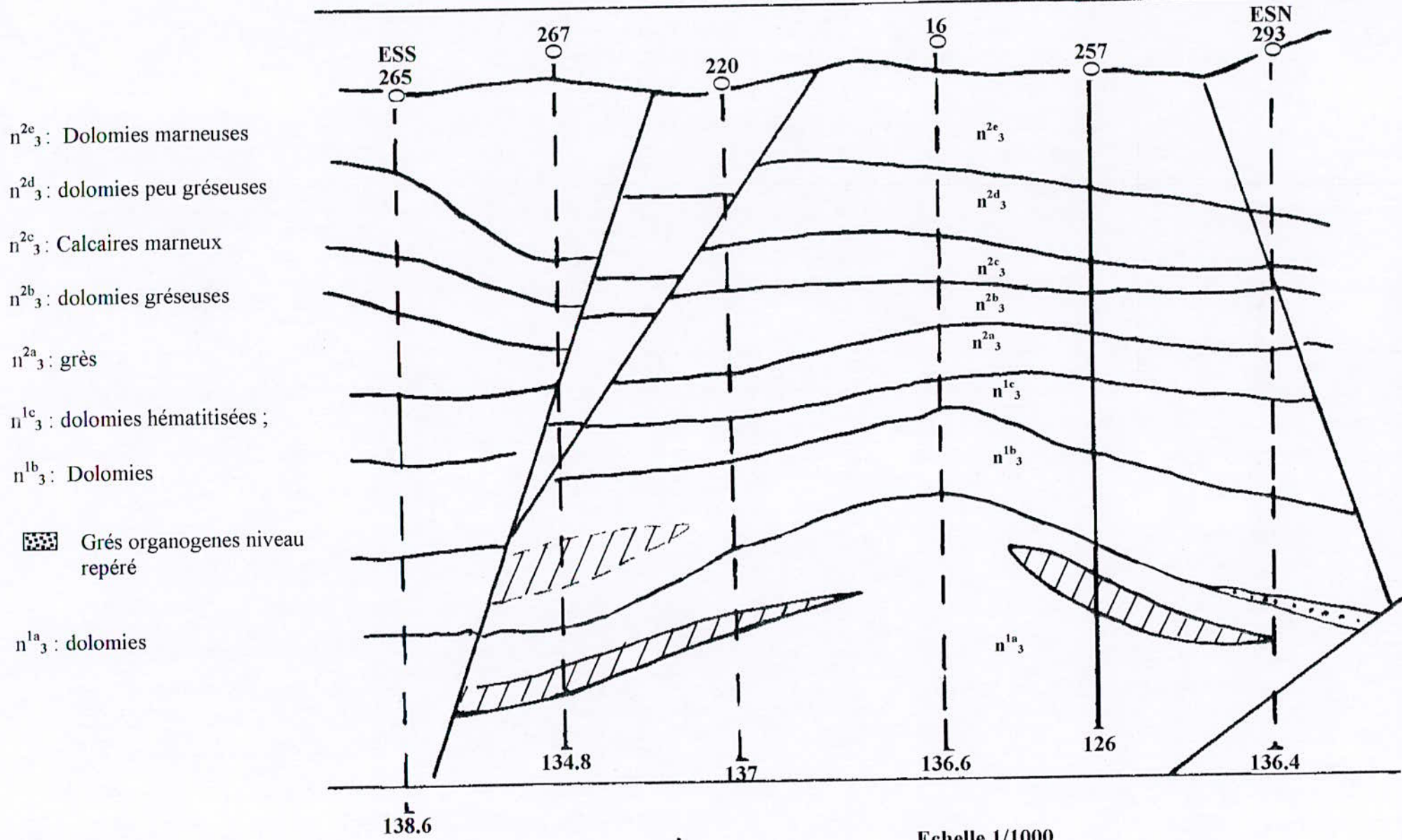
Le minerai zincifère du faisceau se concentre également dans un gîte en bande, particulièrement en lentilles.

Pour le champ minier, les lentilles sont séparées entre elles par des intercalaires de 1 à 3 m, elles se rejoignent dans certaines zones, pour former une seule lentille renflée avec une puissance pouvant atteindre les 15m.

Les quatre coupes qu'on a élaboré montrent la situation ainsi que la géométrie de chaque lentilles.

La reconnaissance de ces lentilles dans le champ minier est faite par des recoupes tracées à partir du travers-banc. Chaque faisceau est constitué de trois couches, numérotées de bas au haut 1, 2 et 3 pour le faisceau inférieur et 4, 5 et 6 pour le faisceau supérieur.

Les couches minéralisées sont généralement limitées au toit et au mur par des lits argileux de quelques millimètres à quelques centimètres d'épaisseur, qui auraient probablement joué le rôle d'écran à la localisation de la minéralisation.





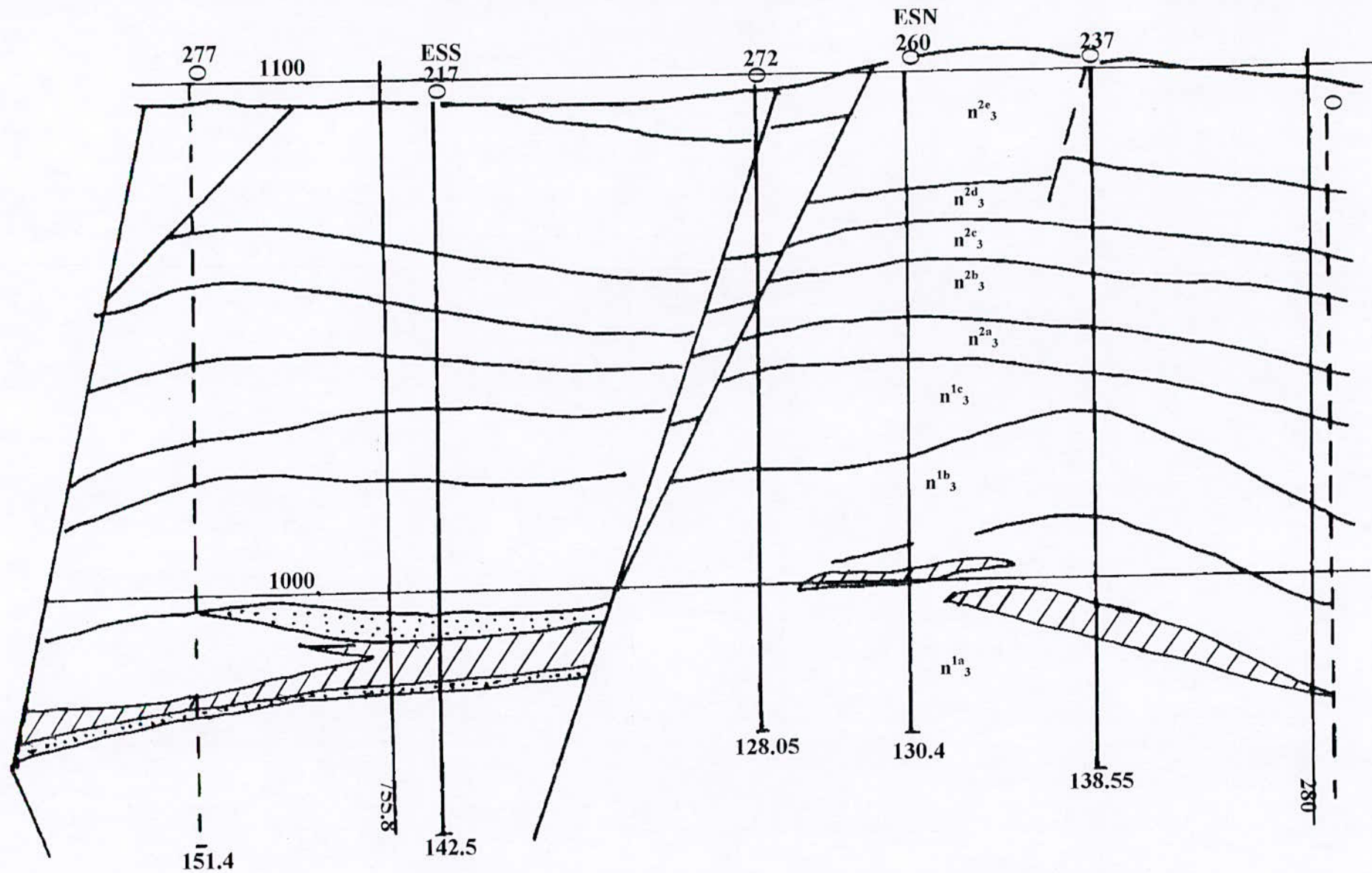


 : lentilles minéralisées
  : sondage
 / Failles

Figure II-4 : **Coupe I**
 (d'après coupe ORGM et plan ENOF)



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 ;  Grès organogènes, niveau repéré ; n^{1a}_3 : dolomies

 : lentilles minéralisées ; O : sondage ; / Failles

Echelle : 1/1000

Figure II-5 : Coupe II
(D'après coupe ORGM et plan ENOF)

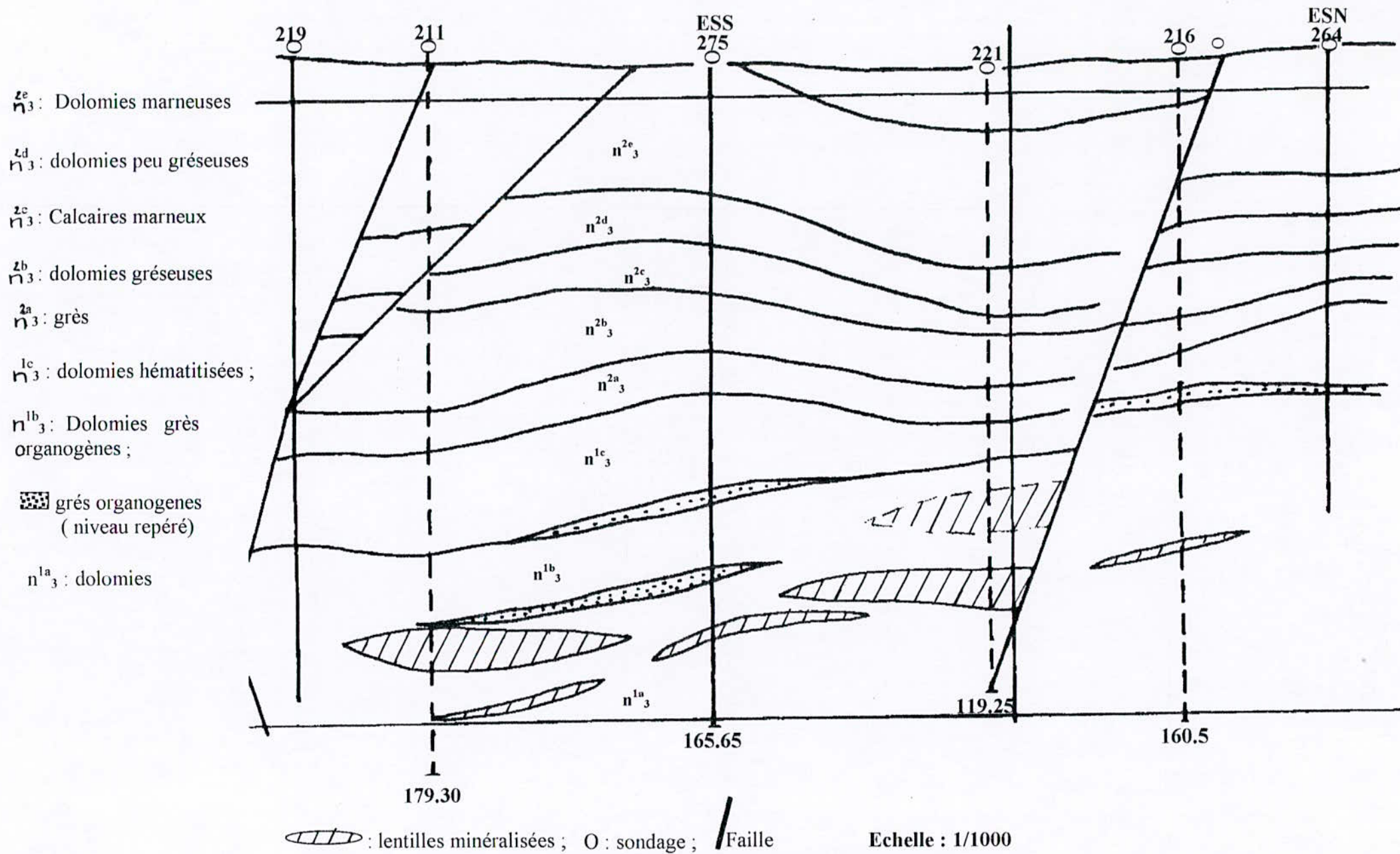


Figure II-5 : Coupe III
 (D'après coupe ORGM et plan ENOF)

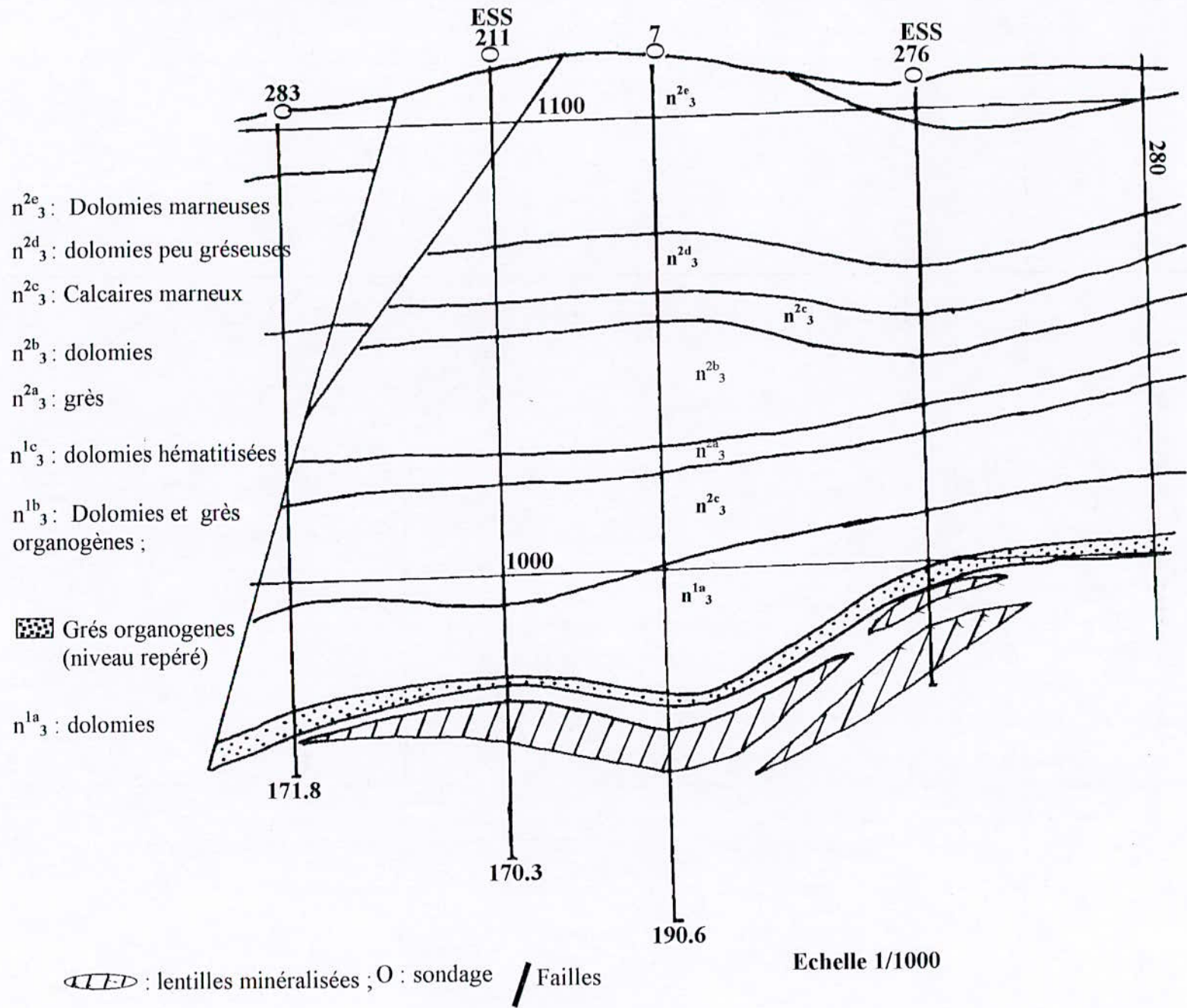


Figure II-7 : **Coupe IV**
(D'après coupe ORGM et plan ENOF)

La couche 1 est composée d'une lentille inférieure de 0,5 m d'épaisseur à minéralisation à gros grains et d'une lentille supérieure de 0,8 m à minéralisation bréchique séparée par un banc calcaire dolomitique stérile de 0,7m, sa puissance moyenne totale est de 3m.

La couche 2, séparée de la couche 1 par un banc de calcaire à concrétions blanchâtres de 2 m de puissance, est constituée d'une lentille à minéralisation massive très riche de 02 m, entourée d'une minéralisation pauvre de 1,6 m, sa puissance moyenne totale est de 1,8 à 3,0 m.

La couche 3, séparée de la couche 2 par un banc stérile de 0,4 m à 2 m d'épaisseur est composée d'un banc à minéralisation bréchique et parfois disséminée de puissance très variable de quelques centimètres à 2 m surmontée d'une argile à pyrite de 5 cm et se terminant par une minéralisation massive de 0,15 m à faciès semblable à celui de la couche 2, sa puissance moyenne est de 1,8 à 2,0 m.

Les couches 4 et 5 situées à 6 à 10 m de la couche 3, à minéralisation bréchique sont généralement très rapprochées avec une puissance moyenne de 3 à 5 m chacune.

Enfin la couche 6 localisée sous les grès organogènes et les marnes du toit, sa puissance moyenne est de 1,7 à 3 m.

L'extension des lentilles minéralisées est faible présentant des irrégularités et des discontinuités en direction et en pendage.

4.4 : La minéralisation :

La minéralisation du gisement de Chabet El -Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles minéralisées de composition tantôt mono-minérale, tantôt mixte. Elle est représentée essentiellement par la sphalérite, la pyrite- marcasite, la galène rencontrée rarement est donc sans importance industrielle.

Dans cette composition, les principaux minéraux sont la sphalérite, la pyrite et la marcasite. 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 (est rare). Les minéraux d'oxydation sont principalement la smithsonite, la cérusite et la limonite. La minéralisation de pyrite, marcassite, blende et rarement galène est intimement liée aux roches dolomitiques hauteriviennes, en se localisant indépendamment aux structures tectoniques affectant ce niveau porteur de la minéralisation.

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

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

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

4.5 : Hydrogéologie :

Du point de vue hydrogéologique, le gisement de Chabet El-Hamra est plus compliqué, le réseau très développé, les accidents tectoniques, la présence de roches fissurées et karstiques engendrent des conditions plus compliquées de la circulation des eaux souterraines.

Les données géologiques inhérentes à l'hydrogéologie confirment l'existence de deux nappes libres.

A- La nappe barrémienne : Elle est connue particulièrement dans la partie Nord-Ouest du gisement, associée aux grès et dolomies gréseuses ayant pour cote piézométrique de 959,48m et 967,93m.

La charge des eaux souterraines est en général est-ouest et nord-ouest ; Les venues d'eau ayant une vitesse de $1,2 \cdot 10^{-4}$ m/s. La pente de la surface piézométrique est de 5%.

B- La nappe Hauterivinne : Elle est connue partiellement dans la partie centrale du gisement, localisée dans les formations carbonatées des dolomies fissurées hématitisées et parfois cavernueuses.

Elle est bien développée aux - proximités de faille. La cote venue d'eau dans la partie centrale est d'environ 968,87m, au niveau de la descenderie est de 969,27m, et dans le puits de la mine est 969.79m.

La charge des eaux passe dans la direction est-ouest, sud-ouest, mais dans le coté Nord de la faille centrale, la décharge passe en direction Est-ouest et Nord-Ouest vers la dépression de Ain-Azel.

Donc, au niveau de cette faille, la partie centrale du gisement n'est pas influencée par une éventuelle venue d'eau, reste la zone de la faille ouest qui pouvait causer des éventuelles venues d'eau.

La nappe a été étudiée au mois de Mars 1993, par un essai de pompage qui a donné les résultats suivants :

- La transmissivité : $4,4 \cdot 10^{-4}$ m²/s ;
- La perméabilité : $7 \cdot 10^{-6}$ m/s ;
- Débit: 203m³/h.

V- Les Réserves du gisement: [17]

Les réserves géologiques en minerai de zinc, pour le gisement de Chabet El-Hamra, ont été évaluées dans les conditions suivantes

- La teneur de coupure est de 4%
- La puissance minimale exploitable est de 1m ;
- La densité est de 3g/t.

Les réserves du gisement Chabet El-Hamra, jusqu'au 31/12/2000

	Catégorie	Réserve géologique (tonne)	Teneur moyenne géologique (%)
Partie supérieure (au-dessus du niveau hydrostatique)	B	109614	6,94
	C1	130605	5,93
	B+C1	240219	6,39
	C2	131178	5,79
	B+C1+C2	371397	6,27
Partie inférieure (au-dessous du niveau hydrostatique)	B	7493	9,71
	C1	298983	7,73
	B+C1	306476	7,78
	C2	338049	7,82
	B+C1+C2	644525	7,80
Total	B	117107	7,11
	C1	429588	7,18
	B+C1	546695	7,23
	C2	469227	7,25
	B+C1+C2	1015922	7,23

Tableau II-1 : *Les réserves géologiques du gisement Chabet El-Hamra (D'après l'ENOF)*

Conséquences :

D'après, ce tonnage et une production annuelle de 100000t, on aurait une durée de vie totale du gisement estimée à 10 ans.

Cependant le champ minier se situe dans la partie supérieure de gisement, d'où sa durée de vie est estimée à 4 ans.

5.1 : Les réserves des lentilles puissantes de la mine :

Comme notre projet va essayer de proposer une méthode d'exploitation souterraine pour les lentilles puissantes – supérieures à 5m - . Il est utile de déterminer leurs réserves et propriétés géométriques, par rapport aux figures II-8 et II-9.

1- Faisceau supérieur : jusqu'au 31-12- 2000

N° bloc	Catégorie	Tonnage géologique ;t	Teneur ; %	Puissance moyenne ;m
5-6/3	B	3630	5,33	6,40
5-6/4	B	4976	6,51	5,37
4-5-6/13	B	12648	7,24	6,00
4-5/2	C1	14012	5,98	5,20
4-5-6/5	C1	30935	7,76	7,30
5-6/12	C2	22000	7,41	5,60
TOTAL	B +C1+C2	88201	6,11	

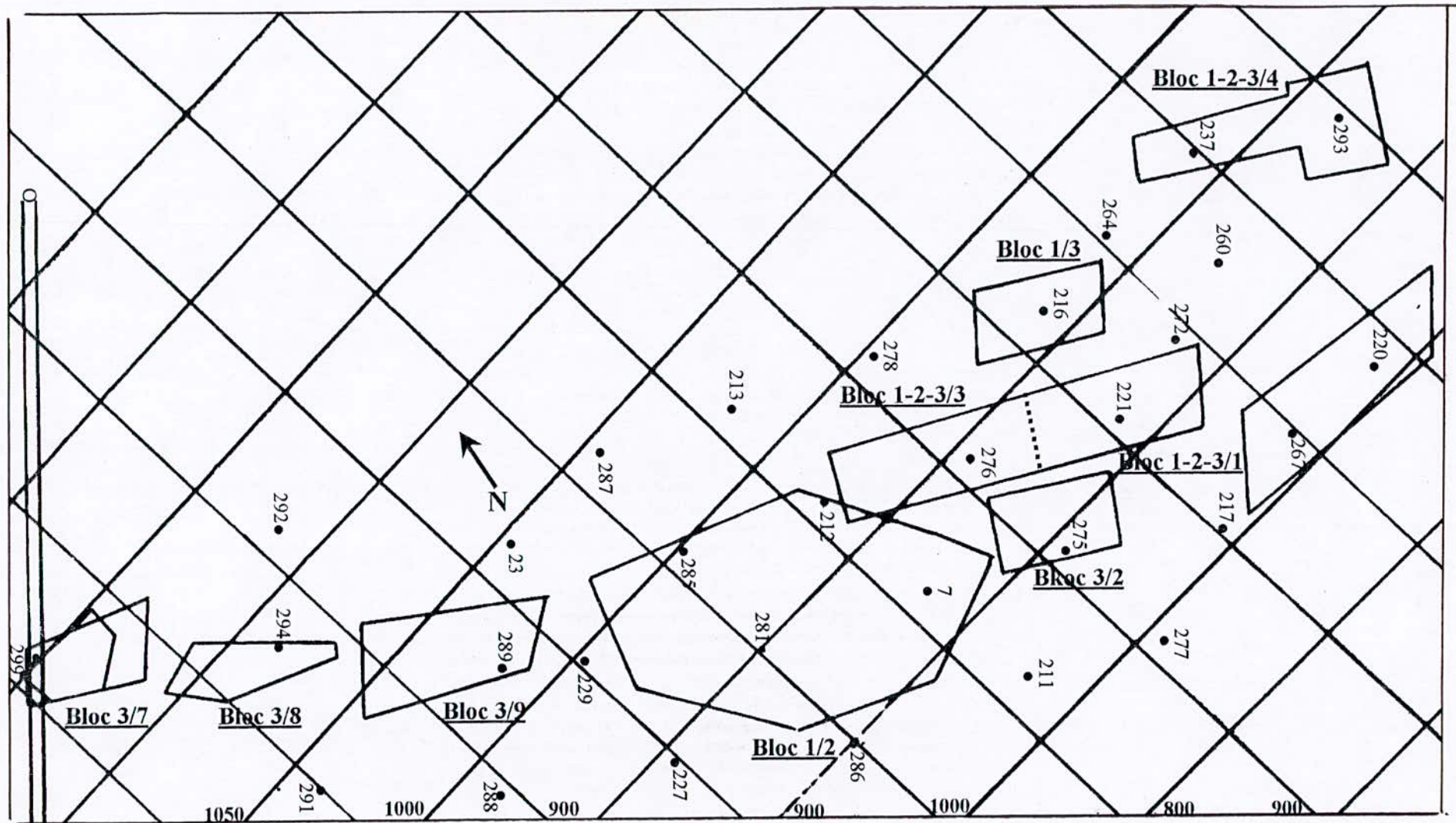
Tableau II-2 : *Les réserves géologiques du faisceau supérieur (D'après l'ENOF)*

2-Faisceau inférieur : jusqu'au 31 -12 - 2000

N° bloc	Catégorie	Tonnage géologique [t]	Teneur [%]	Puissance moyenne[m]
1-2-3/3	B	12180	5,86	5,00
1-2-3/1	C1	37125	7,00	5,50
1-2-3/3	C1	27069	6,17	6,31
1-2-3/3	C2	40037	6,17	11,31
1-2-3/4	C2	16200	7,49	7,50
TOTAL	B+C1+C2	102611	6,65	

Tableau II-3 : *Les réserves géologiques du faisceau inférieur (D'après l'ENOF)*

On remarque que les réserves des lentilles puissantes représentent 51,37% des réserves totales du champ minier. Donc, il est incontestable qu'un investissement dans son exploitation est possible.



O puits

• sondage

== Travers banc

Echelle 1/200

Figure II-9 : Plan du faisceau inférieur de la mine
(D'après le plan d'exploitation 2000)

Chapitre 3

I- Analyses des conditions technico-minières :

1.2 : Généralité :

La mine de Chabet El -Hamra est reliée à la laverie de Kherzet Youcef par une route goudronnée qui traverse le village d'Ain-Azel, comme elle disposait d'une ligne de transmission d'électricité de 30KW ainsi, la disponibilité de l'eau et la main-d'œuvre qualifiée.

En 1995, dans le cadre de projet de fin d'étude, l'étudiant HAMIOUDE de département Génie Minier de l'école nationale polytechnique d'El Harrach, dirigé par M^r. HASBOULAOU, avait proposé la méthode d'exploitation « traçage et dépilage » pour les lentilles inférieures à 5m.

En 1999, une expertise, effectuée par le bureau d'étude « GENERAL DES MINES », dirigé par l'expert HASBOULAOU, avait proposé l'essai de deux méthodes d'exploitation pour les lentilles supérieures à 5m à savoir :

- Méthode de dépilage en cubes boisés ;
- Méthode de dépilage par sous-niveaux foudroyés.

En effet, une unanimité de la direction de la mine, lors d'élaboration de plan d'exploitation annuel 2001, d'appliquer la méthode d'exploitation par chambres et piliers.

En plus, jusqu'à présent, aucune étude géotechnique détaillée n'a été effectuée sur les propriétés géomécaniques du minerai et les roches encaissantes.

1.1 : Conditions naturelles :

- Les réserves des lentilles puissantes représentent 51%, des réserves totales
- La profondeur moyenne de la mine est de 110m,
- Degré de foisonnement est 1,7
- La dureté de minerai est de 8.
- Le pendage des faisceaux varie de 5 à 15°.

1.2 . Effectif de la mine :

L'effectif du fond de la mine Chabet El-Hamra inscrit pour l'année 2001 est de 56, reparti comme suit :

Qualification	Nombre
Chef d'exploitation	1
Ingénieur des mines	2
Géologue	1
Géomètre	2
Responsable sécurité	1
Chef de poste	2
Mécanicien fond	8
Conducteurs d'engins	12
Boute- feu	1
Echantillonneur	1
Porte mire	1
Electricien	1
Mineur	23

Tableau III-1 : L'effectif du fond de la mine Chabet El-Hamra

Le nombre de poste par jour est de 3 postes, reparti comme suit :

- Premier poste : 5^h à 12^h
- Deuxième poste : 12^h à 20^h
- Troisième poste : 20^h à 4^h

II- Système d'exploitation appliqué dans la mine :

La méthode d'exploitation appliquée actuellement dans la mine de Chabet El-Hamra, pour les deux types de lentilles est celle des « chambres et piliers ».

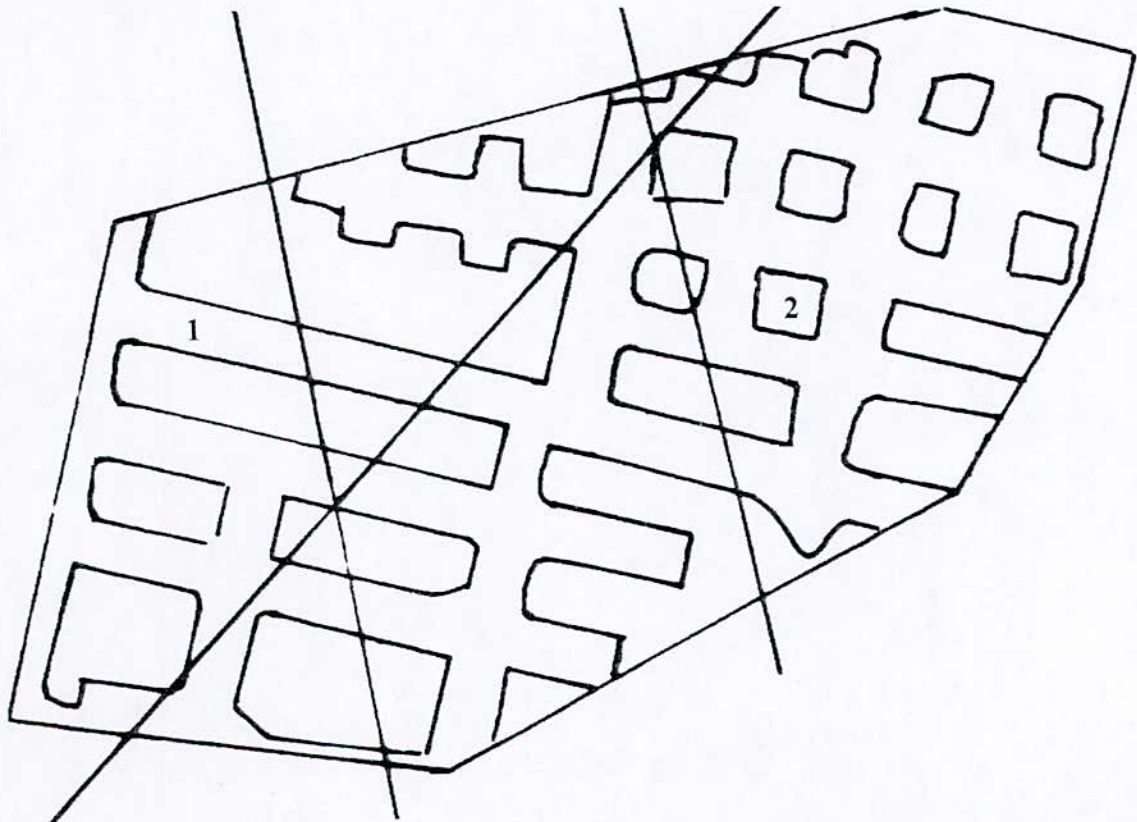


Figure III-1 : Schéma de la méthode d'exploitation appliquée à la mine Chabet El-Hamra
(bloc 4-5-6/13 jusqu'au ^{en} juin 2000)

- 1 : galerie de traçage
- 2 : pilier

2.1 : Processus d'exploitation :

2.1.1 : Mode d'ouverture de gisement : [17]

Le gisement de Chabet El-hamra est ouvert comme suit :

- *Tranchée d'accès* : placée dans la partie Sud-est du gisement, avec une longueur de 113m, dans le niveau 1025m.
- *Descenderie* : elle est de section $20,60\text{m}^2$ et de 650 à 700m de longueur, constituée de trois parties ; la première et la troisième ont une pente de 10 à 13°, la deuxième est horizontale.
- *Travers-bancs* : réalisé au niveau 960m, avec une longueur de 288m et de section $20,60\text{m}^2$. il est issu de la descenderie.
- *Puits d'aération* : il est issu de travers-banc, de section $9,6\text{m}^2$, bétonné et de 117m de profondeur entre la cote 960m et le jour.

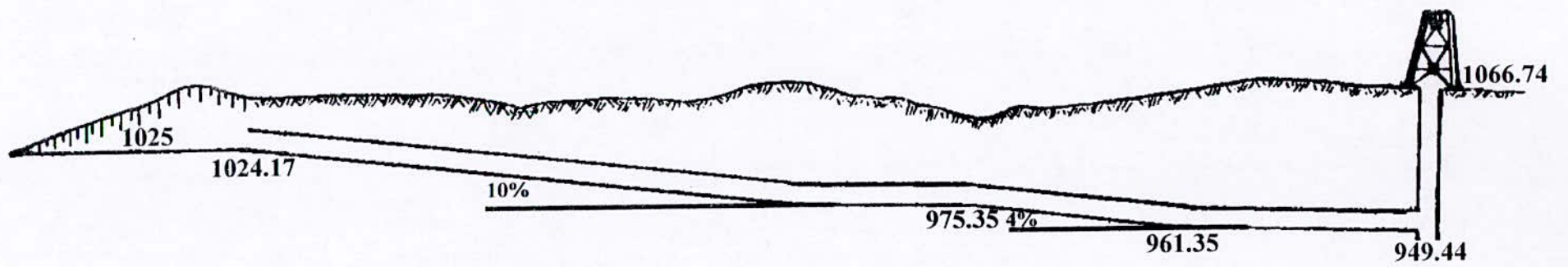
2.1.2. Travaux préparatoires :

Pour la préparation du champ minier, la direction de la mine a réalisé 5055m, au 31 décembre 1998, avec plus de 90% dans le minerai.

Les ouvrages préparatoires sont répartis comme suit :

- Deux galeries intermédiaires de section $20,60\text{m}^2$ et 181,5m de longueur, donnant l'accès aux deux faisceaux.
- Des galeries d'accès aux blocs, destinées au roulage des charges, au passage du personnel et à l'aération.

Une galerie de jonction entre les deux faisceaux, de section $20,60\text{m}^2$ et de 116m de longueur



Echelle 1 :2500

Figure III-2 : Coupe des travaux d'ouverture de gisement de Chabet El-hamra

2.1.3. Travaux de découpage :

Chaque lentille minéralisée est découpée en bloc d'exploitation, comportant le numéro de la lentille suivi de celui du bloc, B3/6 qui signifie 6^{ème} bloc de la lentille 3.

Les travaux de découpage consistent à réaliser des panneaux de section 10.20m, par creusement des galeries de traçage, issues des galeries d'accès aux blocs

En outre des cheminées entre les deux faisceaux, destinées à l'aérage.

2.1.4. Travaux de dépilage :

Le développement des travaux d'abattage pour chaque panneau se fait à partir de galerie principale. On trace, en un premier temps des chambres de 4m de largeur, en chassant, laissant entre elles des piliers de 5m. dans un deuxième temps, on récupère, en rabattant et en partie les piliers par creusement des refontes de 4m. On abandonne des piliers de 16m² de section pour une section dépilée de 65 m².

L'évacuation du minerai abattu du front de taille, vers la galerie de roulage se fait par pelle chargeuse sur pneus, dont la capacité du godet est de 4t.

L'évacuation au jour, se fait par camion-navette de capacité 12t.

L'itinéraire emprunté par les camions est comme suit : lieu de chargement, galerie de roulage de chaque faisceau, travers-banc, et descenderie.

Technologie des travaux de tir :

La foration se fait au cours des 3 postes, par contre, le tir et le chargement sont effectués aux deux dernières heures du deuxième poste.

La foration des trous de mine est effectuée au moyen de marteau perforateur de type T21, avec un fleuret monobloc de diamètre 38mm. La longueur de ces trous peut être de 1,60m ou 2,40m.

L'explosif utilisé est Gélatine II, en cartouches de 30mm de diamètre. Il présente une bonne résistance à l'eau avec, une puissance de 1,27. Sa résistance est égale à 1450kg/m^3

L'argile est utilisée comme matériaux de bourrage. La détonation est électrique et à micro-retard.

Les travaux d'abattage s'exécutent conformément au plan de tir de la figure III-3

Cette méthodologie d'abattage garantit une production journalière répartie comme suit :

6 fronts de longueur de foration 1,6m, assurent un tonnage de 6.36t

3 fronts de longueur de foration 2,4m, assurent un tonnage de 3.55t

Avec cette production journalière, égale à 387t, la mine de Chabet El-Hamra n'arrivera jamais à satisfaire la demande de la laverie de Kherzet Youcef (400t/j).

Comme, elle engendre une perte annuelle approximativement 3276t. Ce qui nécessite incontestablement des nouvelles méthodes ou amélioration des paramètres existants.

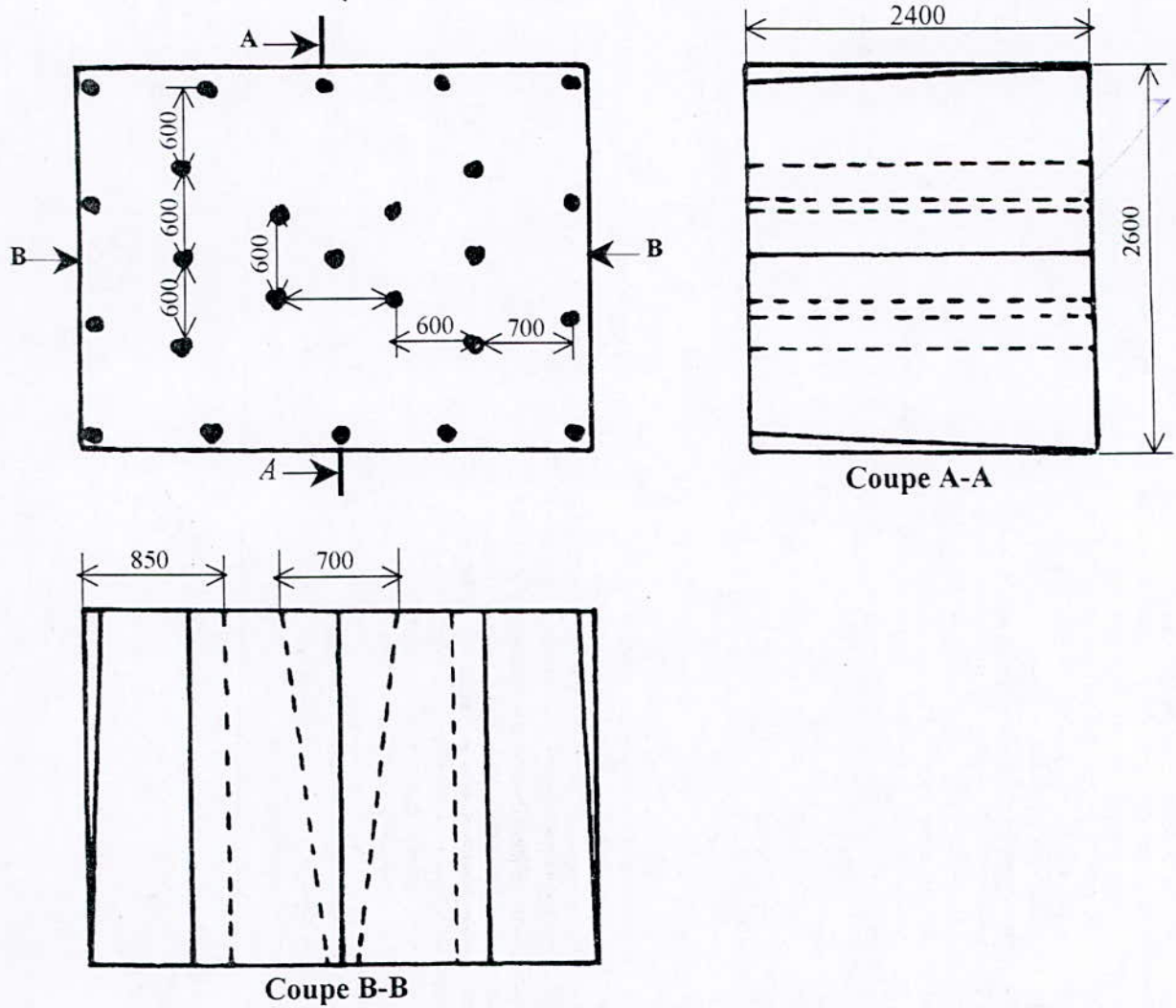


Figure III-3 : schéma de plan de tir appliqué à la mine de Chabet El-hamra

Caractéristiques de plan de tir

Désignation	Unité	Longueur de fleuret	
Type de l'ouvrage : GALERIE		1,6	2,4
Section de l'ouvrage	m ²	9,1	9,1
Nombre de trou de mine	ps	25	25
Consommation réelle d'explosif par front	Kg	20,0	37,5
Tonnage	T	37	56,4
Consommation spécifique de détonateur	Ps/t	0,67	0,44
Longueur de bourrage	m	0,3	0,3

2.2 : Aérage général de la mine :

a- Aérage principal :

L'aérage est assuré par un ventilateur principal aspirant, installé au niveau de la tête du puits d'aérage. L'air frais entre à partir de la descenderie, où une partie passe ^{par} la galerie intermédiaire du faisceau supérieur, et l'autre partie passe par le travers-banc (niveau 960m) puis, la galerie intermédiaire du faisceau inférieur. En suite l'air frais balaie le front de taille en activité, en rentrant par les galeries d'aérage des blocs.

En fin, l'air vicié acheminé dans la galerie de roulage de bloc est évacué au jour par le puits d'aérage.

b- Aérage des travaux en cul- de sac :

L'aérage des chantiers se trouvant hors du circuit de l'aérage principal, notamment, les travaux de découpage.

Ces ouvrages s de découpage sont aérés de la façon suivante : à l'aide d'un ventilateur refoulant l'air frais balaie le front de taille, acheminé par des conduites spéciales fabriquées en Nylon. L'air vicié aspiré et, refoulé vers la galerie de roulage à l'aide d'un ventilateur aspirant.

2.3 : L'exhaure :

Les eaux des chantiers situés sous le niveau 960m, ont un débit de $60\text{m}^3/\text{h}$ au mois de décembre 2000. Ces quantités d'eaux sont évacuées vers le travers-banc par pompes submersibles. A partir du travers-banc, les eaux circulaient gravitairement pour atteindre le puisard puis, exhauré vers le jour par pompes immergées.

L'exhaure actuel permet de maintenir le niveau à la cote 950m, et satisfaisait aux conditions de vidange de la nappe même pour un éventuel débit de $100\text{m}^3/\text{h}$.

II- Conditions géotechnique du gisement : [16]

L'étude géotechnique du gisement est basée uniquement sur la documentation préalable des sondages et les résultats des analyses physico-chimiques des carottes, élaboré par l'Office des Recherches Géologiques et Minières (ORGM) en 1992.

Nature de la roche	Indice	Poids Volumique Kg/m ³	Compression simple	
			Etat sec kgf/cm ²	Etat saturé Kgf/cm ²
Dolomie peu gréseuse et poreuse	n^{2d}_3	2,624	474	nd
Calcaire marneux oxyde par endroits	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
Grès rubané parfois argileux		2,533	1080	nd
Grès à lilas, rubané parfois argileux	n^{2a}_3	2,636	nd	nd
Dolomie hamatitisée, poreux	n^{1c}_3	2,781	809	nd
Dolomie hamatitisée, fortement oxydée		2,643	430	nd
Dolomie argileuse compacte		2,847	905	nd
Grès organogène(niveau repéré)	n^{1b}_3	2,603	1023	nd
Dolomie peu argileuse à minerai 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
Dolomie argileuse à géode de calcite		2,823	611	nd

Tableau III-2 : Les propriétés physico-mécaniques du gisement Chabet El-Hamra

Cependant, pour le coefficient de poisson nous allons utiliser le coefficient de poisson de la mine de Kherzet Youcef.

D'après la thèse « Etude de l'approfondissement de la mine de Kharzet Youcef », le coefficient de poisson est égal 0,2.

3.1 : Calcul des propriétés mécano physique in-situ : [9]

3.1.1 : Résistance à compression (R_c) :

Définition : C'est la résistance admissible d'un échantillon soumis à une pression verticale (normale), jusqu'à la destruction.

Elle est donnée par la formule

$$R_c = \frac{P}{S} \quad [\text{Mpa}] \quad (3 - 1)$$

Avec, p : charge exercée par l'échantillon ;

S : section transversale de l'échantillon.

3.1.2 : Résistance à la compression in-situ (σ_c) :

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

Elle est calculée grâce à la résistance déterminée au laboratoire, affectée de coefficients incarnant des facteurs naturels, appelé « **indice d'affaiblissement structural** λ ». [19]

$$\sigma_{c \text{ insitu}} (\sigma_{t \text{ insitu}}) = \lambda R_c (R_t) \quad (3 - 2)$$

3.1.3 : Relation entre la résistance à la compression (R_c) et la résistance à la traction (R_t) : [19]

σ_t : résistance à la traction in-situ [Mpa]

R_t : résistance à la traction au laboratoire [Mpa]

σ_c : résistance à la compression in-situ [Mpa]

R_c : résistance à la compression au laboratoire [Mpa]

$$\sigma_t = (R_t) = 0,1 \sigma_c (R_c) \quad (3 - 3)$$

3.14 : **Facteurs influancants sur la résistance du massif de gisement de Chabet El-Hamra:**

Parmi ces facteurs, dont on prendra en considération sont :

1- Influence de la fissuration :

En principe, la fissuration diminue généralement la valeur de la résistance du massif rocheux à cause des plans de faiblesse qui se créent dans ce dernier.

Numériquement, cela se traduit par l'introduction d'un coefficient K_1 ; qui sera multiplié par la résistance déterminée au laboratoire.

On peut le déterminer par plusieurs procédés, dans lesquelles : [12]

- La méthode des carottes de sondages ;
- la méthode de la vitesse de propagation des ondes
- A partir des abaqués, donnant (K_1), en fonction du rapport (B/b),

Où B : une dimension du massif,

b : distance moyenne entre les fissures.

- a partir des tableaux donnant (K_1), en fonction de la distance moyenne entre les fissures

Selon POPOV, le coefficient de fissuration K_1 peut être pris en fonction de la densité des fissures dans un massif rocheux.

Tableau III-3 : *Le coefficient de fissuration K_1*

fissuration	Intervalle de coefficient K_1
Réseau très dense dans toutes les directions, desserrement de la roche en morceaux séparés, non cimentés.	0,000 à 0,001
Réseau dense dans toutes les directions	0,001 à 0,01
Fissuration dense	0,01 à 0,04
Fissuration supérieure à la moyenne	0,04 à 0,08
Fissuration moyenne (fissures ouvertes et fermés sur longueur de 20 à 30cm)	0,08 à 0,12
Fissurations inférieures à la moyenne	0,12 à 0,3
Réseaux des fissures profondes de la longueur de 30 à 50cm peu nombreuses des fissures ouvertes.	0,3 à 0,4
Roches peu fissurées, fissures fermées.	0,4 à 0,6
Micro fissuration, peu nombreuses.	0,6 à 0,8
Roches monolithique sans fissuration.	0,8 à 1,000

Dans ma dernière visite à la mine, on a constaté dans plusieurs piliers de bloc 4-5-6/13 ainsi les fronts de taille de quelques blocs, que les fissures visuelles à l'œil nu n'existaient pas. Par contre la tectonique cassante par failles est très développée surtout en amont du gisement.

A ces conséquences, la valeur de coefficient de fissuration de la mine de Chabet El-Hamra est égale à 0,8.

2. Influence de l'infiltration des eaux :

La présence de fissures dans un massif, l'eau s'infiltré entre les différents paquets et facilite le glissement des uns sur les autres suite à une quelconque compression. La résistance à la compression et à la traction diminue ostensiblement en présence d'eau. Cette influence se quantifie par un coefficient (K_2), obtenue au laboratoire par le biais du rapport des résistances à la compression de l'échantillon humide, sur la résistance à la compression de l'échantillon sec [12].

$$D'où \quad K_2 = \frac{\sigma_{saturé}}{\sigma_{sec}} = \frac{605}{1080} \approx 0,6$$

3. Influence de la durée de chargement :

Cette influence est caractérisée par le coefficient de réduction de longue durée. Ce coefficient varie suivant la nature des roches : [2]

$K_3 = 0,7$ à $1,0$: dolomites, grès, granite...etc.

$K_3 = 0,5$ à $0,7$: schiste argileux, calcaires...etc.

Et comme la stratigraphie de gisement de Chabet El-Hamra se caractérise principalement par des séries dolomitiques et grès, alors la valeur de ce coefficient est égale à 0.8.

4. Influence du facteur géométrique :

Le pilier est défini par sa section transversale et sa hauteur, on peut définir un coefficient de souplesse, qui lie la largeur (ou le diamètre) et la hauteur du pilier suivant la forme du pilier (prismatique ou cylindrique). Ce coefficient est donné par la formule suivante : [12]

$$K_4 = 1,15 \text{ à } 0,15 \frac{h}{a}$$

(3-4)

a : largeur du diamètre du pilier : m

h : hauteur du pilier : m

NB : On fait intervenir le coefficient de souplesse que lors de calcul le dimensionnement des piliers.

En récapitulant les valeurs des coefficients :

- Coefficient de fissuration..... $K_1 = 0,8$
- Coefficient de l'humidité..... $K_2 = 0,6$
- coefficient de la durée de déchargement... $K_3 = 0,8$

Coefficient d'affaiblissement structural ... $\lambda = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \approx 0,4$

Les lentilles zincifères des deux faisceaux du champ minier sont caractérisées par une minéralisation bréchique, broyées ou à gros grains; Ainsi, d'après les données géotechniques issues de l'étude élaborée par l'ORGM, on aura

$$\sigma_{c \text{ insitu}} = \sigma_c \cdot \lambda = \frac{1120+1555}{2} \cdot 0,4$$

$$\sigma_{c \text{ insitu}} = 535 \text{ kgf/m}^3$$

$$\sigma_{t \text{ insitu}} = 0,1 \cdot \sigma_{c \text{ insitu}}$$

$$\sigma_{t \text{ insitu}} = 53,5 \text{ kgf/m}^3$$

3.3. Nature des épontes du champ minier:

3.3.1. Pression des terrains :

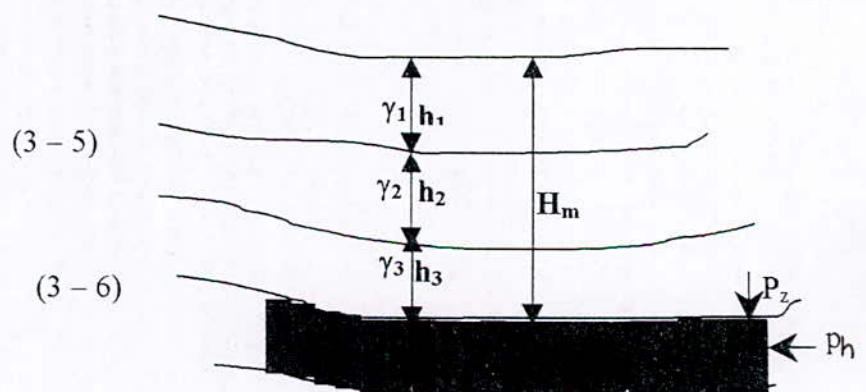
Le poids gisant au-dessus de la couche minéralisée exerce une pression, qui traduira une accumulation des contraintes sur ce massif rocheux. Ainsi, au cours de création des vides par l'exploitation, le massif tend à acquérir un état d'équilibre tout en subissant une suppression traduite par des déplacements tels les affaissements et des déformations qui conduisent à des dégradations du toit.

Par ailleurs, dans les couches puissantes, les vides créés par l'exploitation ont 3 faces au minerai, la quatrième étant généralement le toit de couverture. La présence de minerai de trois cotés amène des mouvements du toit, mais aussi des parois et du mur. On peut expliquer ce phénomène de pressions de terrains très important par l'incompressibilité du minerai.

A : Calcul de la pression vertical [11] : Elle est évaluée quantitativement par la formule suivante

$$P_z = \gamma H_m \quad (3-5)$$

$$\gamma = \frac{\sum_{i=1}^n h_i \gamma_i}{\sum_{i=1}^n h_i} \quad (3-6)$$



où

γ : densité moyenne des terrains

H_m : profondeur moyenne de la couche minéralisée

γ_i : densité des différentes couches de couverture

h_i : épaisseur des différentes couches de couverture.

Pour notre cas, on prendra la lentille traversée par le sondage 221 et 276. donc, on aura :

$$\gamma_m = 2,513 \text{ t/m}^3$$

$$H_{\text{moy}} = 120\text{m}$$

$$P_z = \gamma H_m = 2,513 \cdot 10^3 \cdot 120 = 301560 \text{ kgf/m}^2$$

$$P_z = 30,16 \text{ Kgf/cm}^2$$

B : Calcul de la pression horizontale : On sait que la pression verticale subit par les couches minéralisées en présence des vides fait alors naître des contraintes horizontales dont l'importance ne dépend que du coefficient de poisson.

D'où la pression horizontale P_h est évaluée par la formule suivante dans un milieu élastique: [14]

$$P_h = \frac{\nu}{1-\nu} P_z$$

(3 - 7)

ν : coefficient de poisson

$$\text{donc : } P_h = \frac{\nu}{1-\nu} P_z = \frac{0,20}{1-0,20} 30,16$$

$$P_h = 7,54 \text{ Kgf/cm}^2$$

3.3.2. Nature des épontes et des parois :

3.3.2.1 : Généralités :

En fonction géométrique, dimensionnement des excavations et la distribution des pressions, on distingue plusieurs natures du toit : [2]

a. Toit immédiat : c'est le massif de roches se trouvant directement sur la couche minéralisée. Ce toit peut être composé de quelques couches séparées ou de paquet dont la pression est reçue par les piliers de minerai ou soutènement. Il peut s'étendre jusqu'au jour ou, la couche minéralisée reçoit la pression de tout le massif de couverture comme, peut quelques fois avoir une puissance insignifiante et même être absente.

b. Toit supérieur : ce sont les couches des roches gisant au-dessus (s'il existe le toit immédiat) dont la pression est reçue par le pilier ou par le massif.

Ce toit peut être découvert sur une grande surface sans que son éboulement se produise avant un temps assez long.

- c. Faux toit : il est constitué de roches friables qui s'éboulent facilement, d'une puissance insignifiante, se trouvant directement sur la couche minéralisée.

Par ailleurs, selon B.BOKY, on peut diviser les roches gisant dans le toit en 4 classes :

N° classe	Type de roche se trouvant dans le toit
Classe I	<p>Toit immédiat</p> <ul style="list-style-type: none"> - une roche facile à ébouler - un ou plusieurs paquet - une puissance supérieure (de 6 à 8 fois à celle de la couche minéralisée)
Classe II	<p>Toit immédiat :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Roche facile à ébouler ; - Puissance supérieure de 6 à 8 fois de la couche minéralisée ; <p>Toit supérieur :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Roche difficile à ébouler ;
Classe III	<p>Toit immédiat :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Une roche difficile à ébouler ; - Puissante ou absente. <p>Toit supérieur :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Découverte sur une grande surface.
Classe IV	<p>Toit immédiat :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Roche possédant une aptitude à descendre lentement, sans fissures importantes et avec une faible puissance de la couche inférieure; - Susceptible de se gonfler.

Tableau III-4 : *Classification des toits en fonction de la nature des roches gisant*

3.3.2.2. Condition du toit :

D'après les coupes géologiques et les visites rendues sur le terrain, la couverture des lentilles minéralisées se subdivise uniquement d'un toit immédiat ainsi d'un toit supérieur.

Le toit immédiat est constitué de faibles bancs de marne noire couvrant une épaisseur de 3 m environ et au-dessus des grès organogènes de 2m d'épaisseur. Aussi, selon le tableau ci-dessus, le toit immédiat est de catégorie IV

3.3.2.3. Stabilité du toit et mur :

La stabilité d'un contour d'une excavation est déterminée par condition nécessaire que si les tensions sur le contour ne dépassent pas la résistance de massif de roches à la compression et à la traction. C'est à dire

Pour les murs $\frac{\sigma_{c\text{ insitu}}}{k_{c1}\gamma H} > 1$ (3-8)

K_{c1} = coefficient de la concentration des contraintes dans le mur ; varie de 2 à 5. [19]

$P_z = 30,16 \text{ Kgf/cm}^2$

$\sigma_{c\text{ insitu}} = 535 \text{ kgf/cm}^2$

$\frac{\sigma_{c\text{ insitu}}}{k_{c1}\gamma H} = \frac{535}{30,16 \cdot 2} = 8,87$

Alors, le mur est stable.

Pour le toit : $\frac{\sigma_{t\text{ insitu}}}{k_{c2}\gamma H} > 1$ (3-9)

K_{c2} = coefficient de la concentration des contraintes dans le toit, $K_{c2} = 1$

$\sigma_{t\text{ insitu}} = 53,5 \text{ kgf/cm}^2$

$\frac{\sigma_{t\text{ insitu}}}{k_{c2}\gamma H} = \frac{53,5}{1 \cdot 30,16} = 1,77$

Alors, le toit est stable.

Chapitre 4

I. Analyse des méthodes d'exploitation :

1.1. Méthode d'exploitation par chambre magasin :

Comme mentionné dans le chapitre « système d'exploitation des gisements métallifères puissant », l'application de la méthode d'exploitation par remblayage est prouvée sur la disponibilité d'une carrière ou laverie proximité de la mine.

D'autre part la mine de Chabet El-Hamra ne disposait pas d'une sablière dans les environ et l'éloignement de la laverie.

Alors, pour ces données actuelles une méthode d'exploitation par remblayage est impossible en raison du coût de remblayage.

1.2. Méthode d'exploitation par foudroyage :

La géologie et l'hydrogéologie du gisement de Chabet El-Hamra sont caractérisées par leur complexité. Dont, la stratigraphie se compose des bancs d'épaisseur atteignant 30m ainsi, les propriétés mécaniques du toit se démarquent par sa grande résistance à compression. Aussi, le toit immédiat ne dépasse pas les 5m d'épaisseur, ce qui rend difficile un foudroyage d'une hauteur du toit nécessaire au comblement de vide créé par l'exploitation ; calculée d'après la formule ci-dessous. [5]

$$h_f = \frac{h}{k-1} \quad (4-1)$$

h : la puissance de la couche minéralisée, h = 10m ;

k : le coefficient de foisonnement, k = 1.7

d'où

$$h_f = 14.28\text{m}$$

Par ailleurs, ma dernière visite à la mine, on a constaté que la direction de la mine de Chabet El-Hamra, a entamé un essai de foudroyage en récupérant des piliers. Mais, il est avéré que la création d'une chambre vide de 15m ne produit un foudroyage dans une couche de 5m d'épaisseur. Ceci, confirme notre conclusion sur la bonne stabilité du toit.

Alors, on est persuadé que la réussite d'une méthode d'exploitation par foudroyage, ne sera que par provocation. Ce qui augmentera les coûts d'exploitation.

En outre, à l'issue de mes visites effectuées sur la laverai de Kherzet Youcef, on a remarqué une teneur considérable de pyrite dans le minerai abattu. Cette teneur handicape la meilleure récupération du concentré de zinc. L'utilisation d'une méthode d'exploitation par foudroyage va sûrement compliquer le traitement, tout en augmentant le taux de salissage.

1.3.Méthode d'exploitation par chambre et pilier :

La méthode d'exploitation par chambres et piliers est possible surtout avec la nature des couches minéralisées et la bonne stabilité du toit. En plus, la catégorie des réserves des lentilles puissantes de la mine ainsi la variabilité de la teneur de zinc dans la même lentilles, favorisent l'application d'une méthode simple et un soutènement restreint.

Par ailleurs, la majorité des mineurs de la mine viennent de la mine souterraine de Kherzet Youcef. Ils ont acquis une grande expérience dans la méthode d'exploitation par chambres et piliers.

D'après ces conditions géologiques, hydrogéologiques, géotechniques et techniques, notre choix se porte sur la méthode d'exploitation par chambres et piliers, que nous allons procéder à une analyse approfondie.

II : Etude technologique et organisationnelle de la méthode proposée :

1.3.1. Dimensionnement :

1.3.1.1. Principe : [12]

« Chaque pilier doit supporter une colonne de terrain sus-jacent de section $(a+l)(b+l)$, ce qui n'est possible que si la résistance à la compression est supérieure ou égale, au poids de la colonne de terrain sus-jacent supporté. »

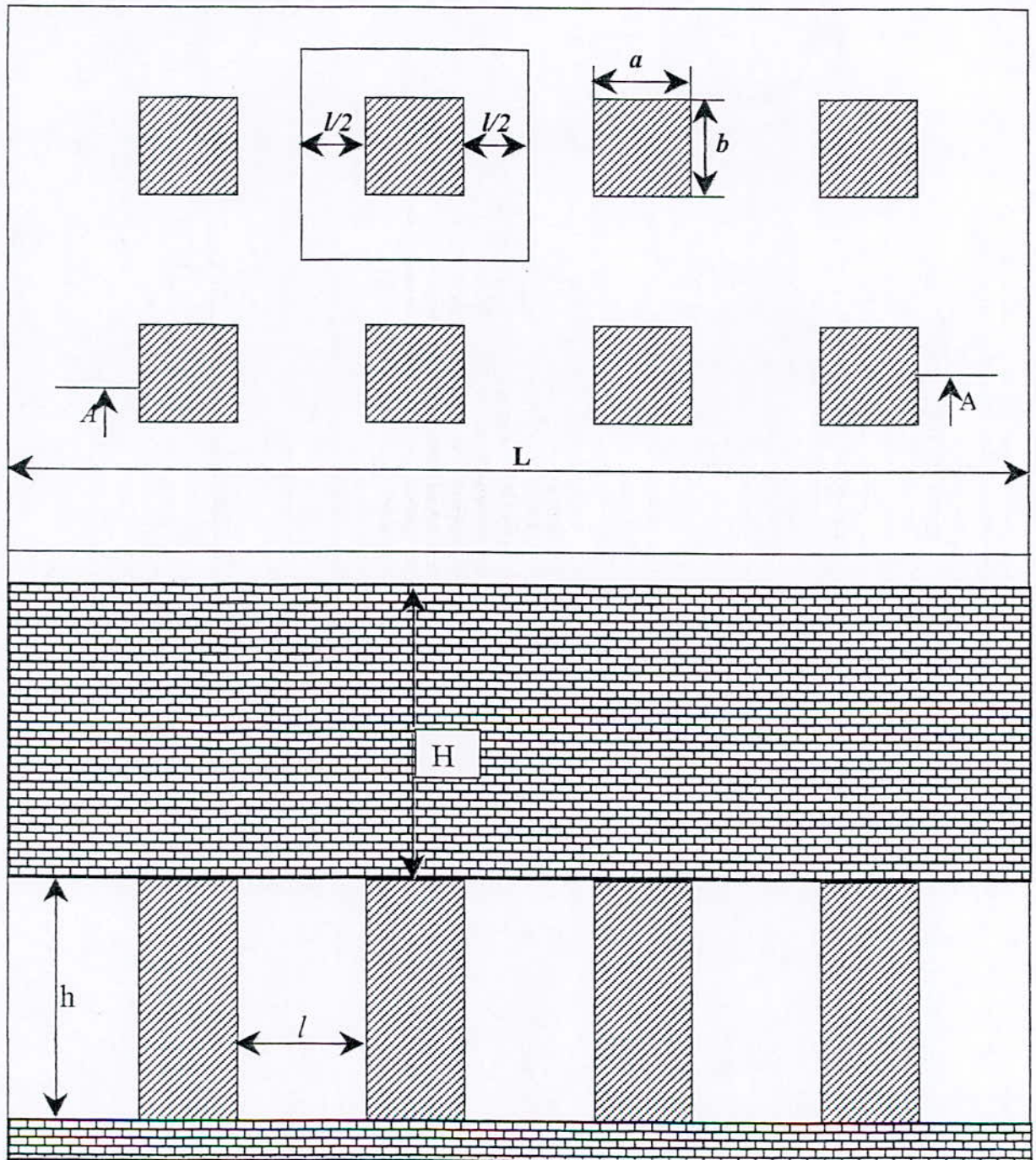


Figure IV-1 : Schéma du principe de dimensionnement des paramètres d'exploitation

Soit, sous forme mathématique :

$$\gamma \cdot H (a + l) \cdot (b+l) \leq \sigma_{cp.insitu} \cdot (a \cdot b) \quad \dots\dots\dots(1) \quad (4 - 2)$$

où γ : poids volumique de recouvrement ;

H : hauteur moyenne de recouvrement ;

a : largeur du pilier ;

b : longueur du pilier.

$\sigma_{cp.insitu}$: résistance à compression in situ du pilier, $\sigma_{cp.insitu} = k_4 \sigma_{c.insitu}$.

A partir de la formule (1), on aura

$$\sigma \geq \gamma \cdot H [(a+l)(b+l)/(a \cdot b)]$$

En utilisant le taux de défruitement (τ), issu de la proportion des vides en remplaçant $[(a+l)(b+l)/(a \cdot b)]$ par $(1-\tau)$.

On aura la relation suivante : $\sigma_{cp.insitu} \geq \frac{\gamma \cdot H}{1-\tau}$ (4 - 3)

En outre, le principe n'assure que la stabilité de chambre, en négligeant la sécurité et l'économie.

Alors, pour la sécurité on fait introduire un coefficient de sécurité qui est égal à 3 [12]. Ainsi, coté économie, sera étudié dans l'aval de mémoire.

D'où, on aura la relation finale :

$$\frac{\sigma_{cp.insitu}}{\gamma \cdot H} = \frac{(a+l)(b+l)}{a \cdot b} \quad (4 - 4)$$

A cause d'irrégularité de la teneur de zinc dans les blocs, et dans le but d'extraire dans les limites possibles un minerai riche il est recommande de prendre les deux sections transversales a et b des piliers égales.

D'ou

$$\frac{0,65 \cdot h \cdot \sigma_{c.insitu}}{a \cdot \gamma \cdot H} = 3 \cdot \left(\frac{a+l}{a}\right)^2$$

h : la puissance de la couche minéralisée ; h=10 m.

$$\sigma_{c.insitu} = 535 \text{ Kgf/m}^2.$$

$$38,43 = \frac{(a+l)^2}{a}$$

A cause d'irrégularité de la teneur de zinc ^{ans} dans le bloc, et dans le but d'extraire dans les limites possibles un minerai riche. Il est recommandé de prendre les deux sections transversales et b des piliers égales.

a = b, [m]	l, [m]	τ , [%]	100- τ , [%]
3	7,73	92	8
4	8,40	89,59	10,41
5	8,86	86,98	13,02
6	9,18	85,58	14,42

Sur la base de ces résultats, tout en prenant compte la meilleure récupération et d'une stabilité permanente, les paramètres géométriques de la méthode sont comme suit :

- Largeur de la chambre : 8,40m
- Longueur de la chambre : 8,40m
- Largeur du pilier : 4m
- Longueur du pilier : 4m
- Hauteur du pilier : puissance de la couche minéralisée

(10m?)

1.3.2. Principe de la méthode d'exploitation proposée :

Le principe de la variante proposée sera basé principalement sur les deux modes suivant :

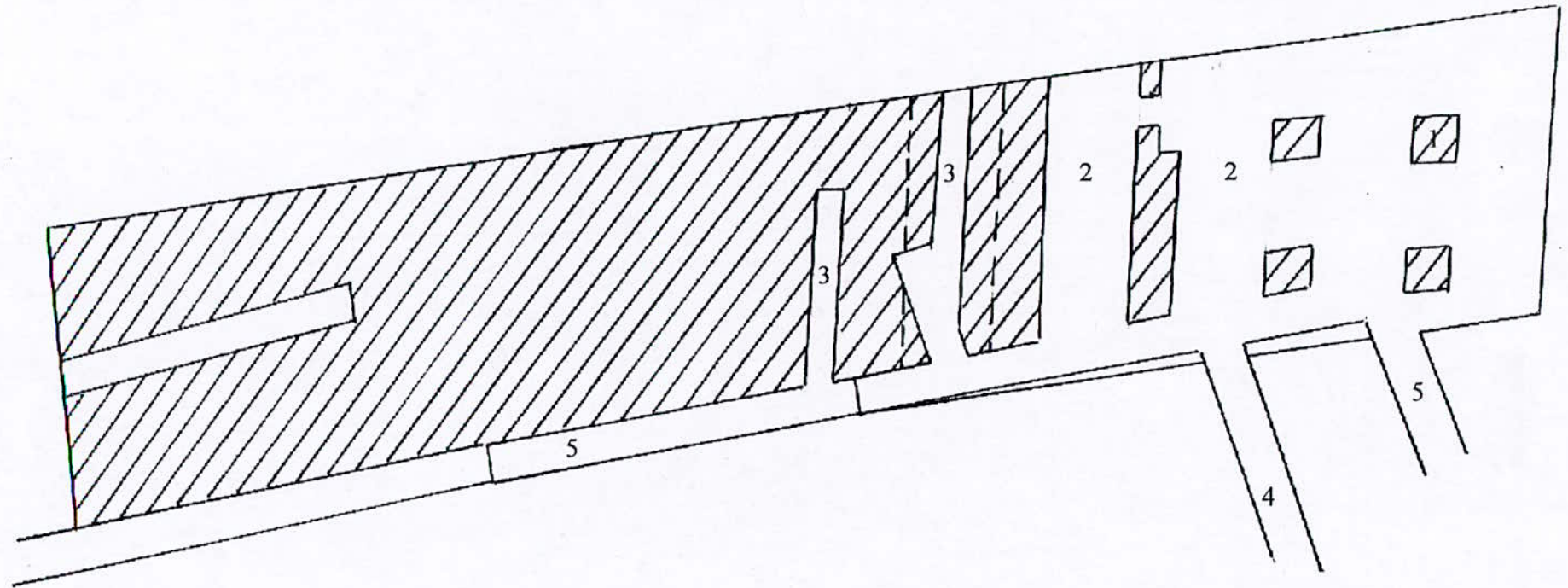
- Les travaux de préparation et découpage du bloc,
- Les travaux d'abattage.

a) les travaux de préparation et découpage :

Ils seront réalisés à partir des excavations adjacentes, déjà tracées.

Pour les blocs (123/3 et 123/1) consiste de creuser les ouvrages suivant :

- Poursuivre le creusement de l'excavation longitudinale située à la limite du bloc. Elle sera utilisée comme galerie d'aérage.
- L'excavation creusée au bloc 3/3 sera une galerie de roulage ;
- Creusement à partir de la galerie d'aérage, des recoupes de foration de section $9m^2$, distancées de 12,40m. Cette géométrie permettra d'avoir un



Les étapes

- 1^{ère} étape: traçage des recoups formant des panneaux de 12.40m
 2^{ème} étape: abattage des chambres de 8.40m abandonnant des piliers larges de 4m
 3^{ème} étape: abattage des piliers larges en formant les piliers résiduelles de 4.4m

- 1 : Pilier résiduelle
 3 : Recoupe

- 2 : Chambre exploitée
 4 : Galerie de roulage
 5 : Galerie d'aérage

Echelle 1/500

Figure **IV-2**: Schéma d'exploitation de la variante proposée
 (cas des blocs 1-2-3/1 et 1-2-3/3)

espace de foration une surface libre nécessaire lors de l'abattage des tranches verticales ainsi, la stabilité du chantier.

b) les travaux de défilage :

b.1- Abattage du minerai :

les blocs des lentilles puissantes de gisement Chabet El-Hamra, sont caractérisés par :

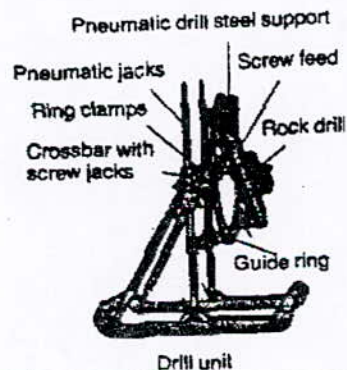
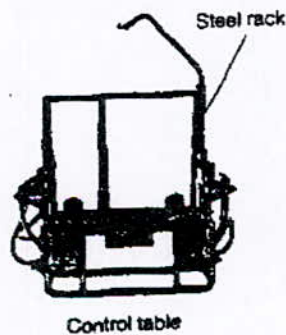
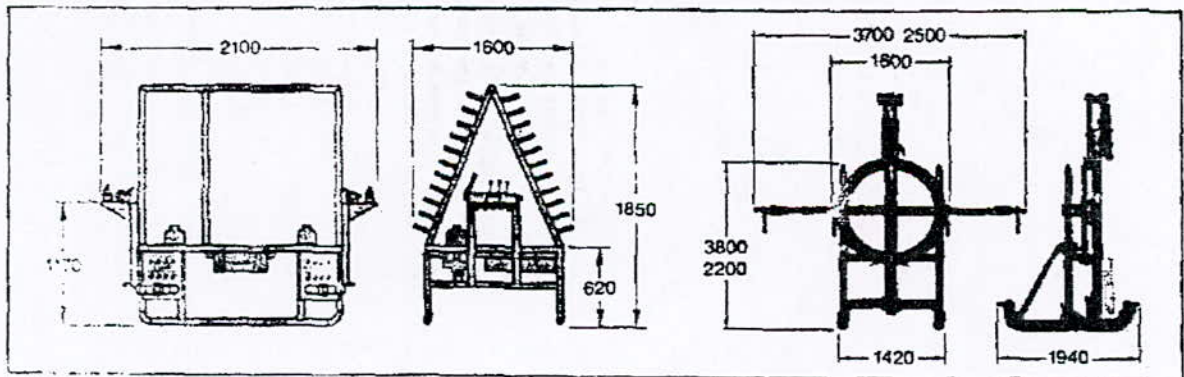
- Une puissance variable, arrive jusqu'à 15m ;
- Une géométrie irrégulière ;
- Le système d'abattage actuel ne satisfait pas la production journalière de la laverie.

Alors, toutes ces conséquences recommandent l'utilisation le système d'abattage par trous profonds en éventail.

b.2- caractéristiques du chariot de foration : [20]

Pour l'exploitation des lentilles puissantes au sein de la mine Chabet El-Hamra, la direction générale de l'ENOF a émis la réflexion, sans la mettre en pratique, d'acquérir un chariot de foration, .

Figure IV- 3 : *Chariot de foration (Simba Junior)*



Le chariot de foration (**Simba junior**) est conçu pour forer, verticalement ou inclinés, deux trous simultanément, produisant deux rangées des trous de souffle modelés dans tout le plein 360° autour de la dérive. Une exécution expérimentée commune pour Simba junior donne une vitesse haute de l'ordre de 150m par homme-poste.

L'installation complète de **Simba junior** se compose de deux unités de foration et d'une table de commande contenant des télécommandes, des graisseurs et un support pour des aciers.

L'unité de foration est montée sur une alimentation de vis qui est alternativement pivotée sur une armature. Lors de la foration, l'armature est fixée en position par les deux crics pneumatiques de toit sur les barres transversales. Les barres transversales sont manuellement prolongées et serrées contre le toit et le mur de la galerie.

Caractéristiques du chariot de foration :

- Diamètre des trous 48 – 64 mm
- consommation d'air 167 l/s
- Consommation d'eau 58 l/s

Avec une production journalière de 400t, on recommande qu'une seule unité de foration avec forage à tige.

b.3- les paramètres des travaux de foration et de tir par trous profonds : [8]

les paramètres principaux de l'abattage par trous profonds en éventail sont calculés par la formules suivantes

b3.1- la ligne de moindre résistance W

$$w = \sqrt{\frac{0.785 \cdot d^2 \cdot \Delta \cdot k_{ch}}{m \cdot q_{exp}}} \quad [m] \quad (4-5)$$

Δ : densité d'explosif, $\Delta = 1430 \text{kg/m}$

d : diamètre des trous profonds, $d = 0,056 \text{m}$

m : distance relative entre les trous profonds que l'on détermine par la relation sur la figure IV-4

Avec l la largeur moyenne des trous.

K_{ch} : coefficient de chargement des trous profonds, $K_{ch} = 0,6 \div 0,75$. [7]

q : consommation spécifique d'explosif, $q = 1,74 \text{ kg/m}^3$

H_{ch} : la hauteur du front d'abattage ; $H_{ch} = 10\text{m}$

B_{ch} : la largeur du front d'abattage ; $B_{ch} = 8,40\text{m}$

h_g : la hauteur de l'ouvrage de foration, $h_g = 3\text{m}$

b_g : la largeur de l'ouvrage de foration ; $b_g = 3\text{m}$

ce qui donne $l = 6,2\text{m}$, et selon la relation $m = f(l)$, sur la figure VI-4 on trouve $m = 0,59$

$$W = 1,55 \text{ m}$$

b3.2 – La distance moyenne entre les extrémités des éventails (a_{ext}) :

$$a_{ext} = (1 \div 1,4) W ; \text{ m} \quad (4 - 6)$$

$$a_{ext,max} = 2,16\text{m}$$

$$a_{ext,min} = 1,54\text{m}$$

$$a_{ext,moy} = 1,85\text{m}$$

b3.3 – la résistance minimale entre les charges d'explosif ; a_{ch}

$$a_{ch} = (0,4 \div 0,5) W ; \text{ m} \quad (4 - 7)$$

b3.4 – la quantité de minerai abattu en masse lors de l'abattage d'une tranche :

$$V = (S - S_g) W \cdot \gamma ; t \quad (4 - 8)$$

S : section du front d'abattage égale à 84m^2 ;

S_g : section de l'ouvrage de foration égale à 9m^2

γ : densité du minerai égale à 3 t/m^3

W : ligne de moindre résistance égale à $1,55\text{m}$

$$V = 348,75\text{t}$$

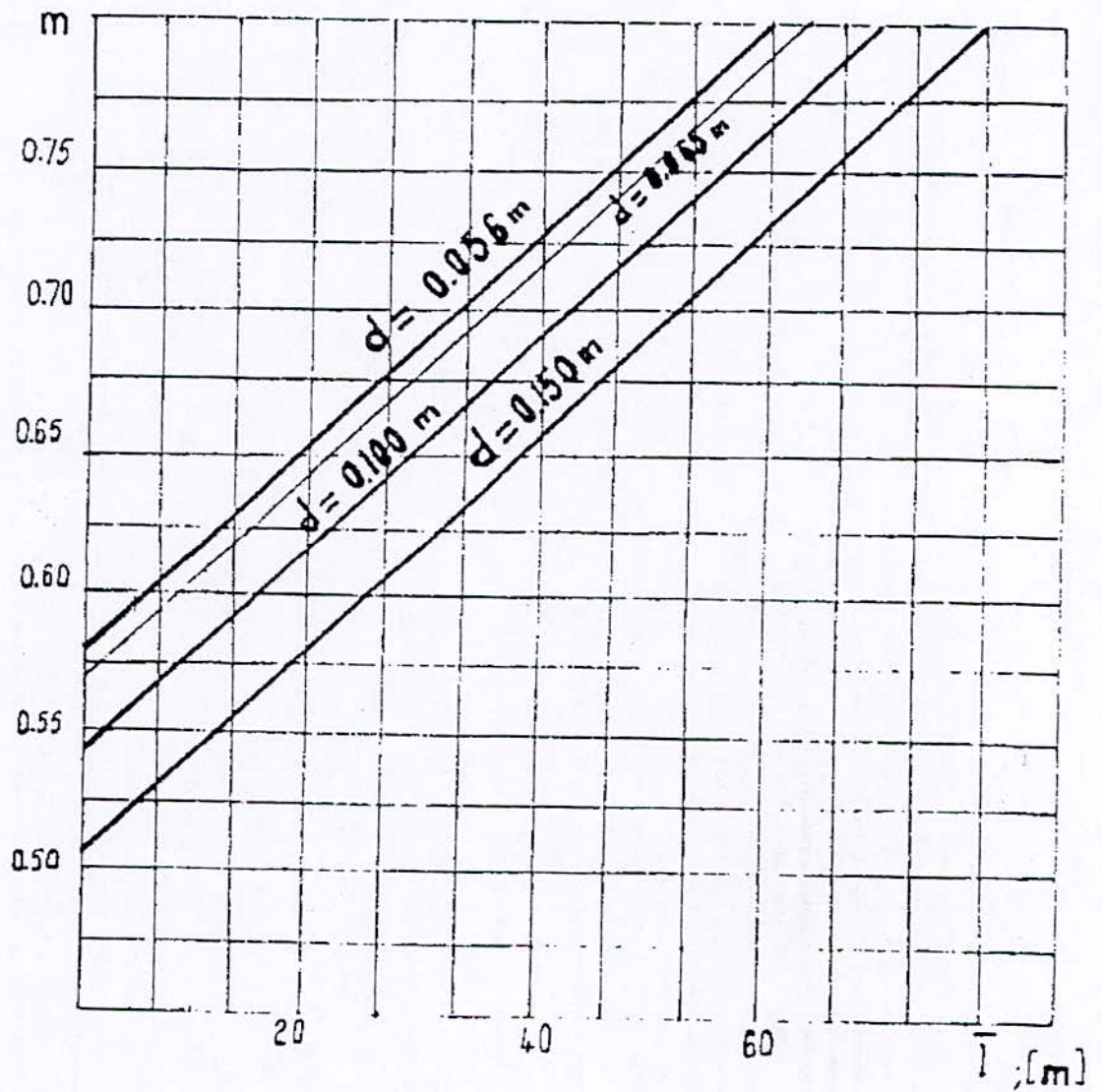


Figure VI-4 : la distance relative entre les trous profonds en fonction de la dureté du minerai et du diamètre du trou

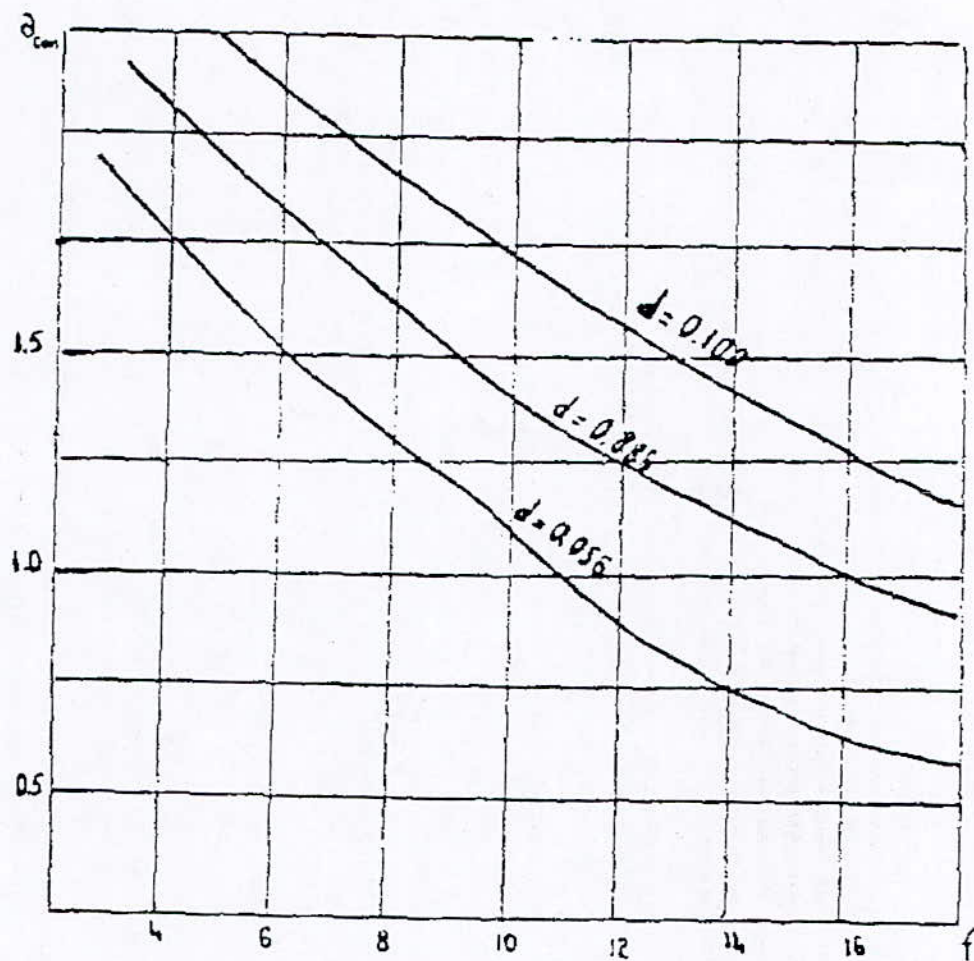


Figure VI-5 : Distance moyenne conventionnelle entre les trous en fonction de la dureté de la roche et du diamètre du trou

b3.5 – La quantité de minerai abattu en masse par 1 mètre de trous :

$$\delta = m \cdot W^2 \cdot \gamma \cdot \lambda ; t/m \quad (4-9)$$

λ : coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de la présence des trous de contour que l'on détermine d'après la relation suivante :

$$\lambda = \frac{S}{S + 0.5 \cdot a_{con} \cdot \sum l_{con}} \quad (4-10)$$

a_{con} : la distance moyenne conventionnelle entre les trous en éventail que l'on détermine d'après la figure IV-5

Dans le cas où $f=8$; On trouve $a_{con} = 1,34m$.

l_{con} : la longueur des trous de contour égale à 12m.

$$\lambda = 0,93$$

b3.6- La capacité d'explosif pour un mètre de trou :

$$Q = 0,785 \cdot d^2 \cdot \Delta \cdot K_{ch} \quad (4-11)$$

$$Q = 2,29Kg/m$$

b3.7- La longueur de bourrage :

Dans le cas des trous en éventail, la longueur du bourrage devait assurer la condition suivante : $l > W$. [8]

Afin de déterminer la longueur totale des trous et de la quantité totale d'explosif, on élabore la construction graphique de l'assortiment des paramètres calculés ci-dessus.

Cette méthode graphique nous a permis de déterminer les paramètres suivant :

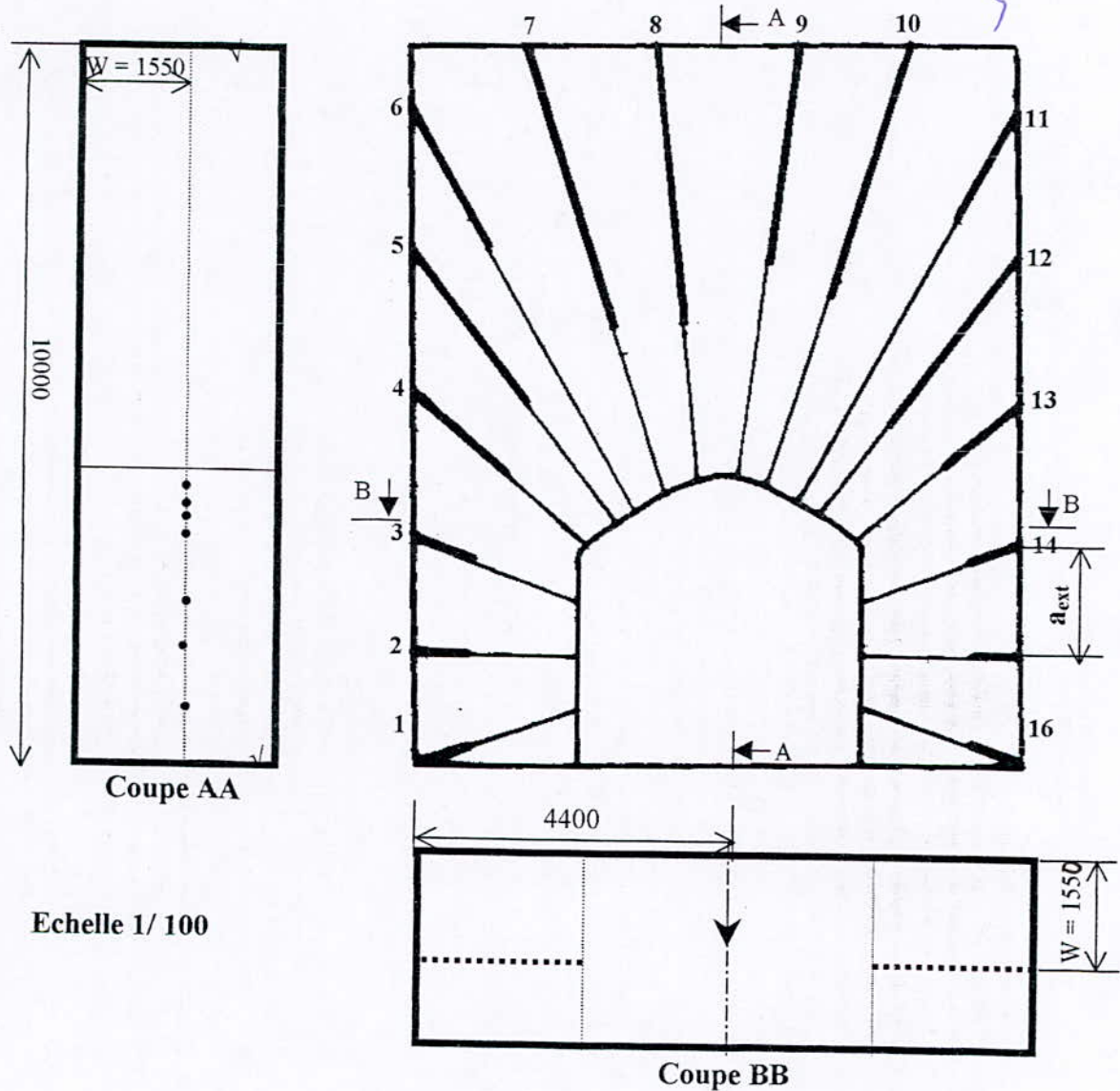


Figure IV- 6 : Plan de tir de la variante proposée

- La longueur de chaque trou et sa charge d'explosif :

N°	Longueur de trou $l_{tr}(m)$	Longueur de trou $l_{tr.ch}(m)$
1	2,3	0,9
2	2,2	0,8
3	2,9	0,9
4	3	1,7
5	4,7	2,7
6	6,3	2,2
7	6,5	4
8	6	3,8
9	6	3
10	6,4	3,6
11	6,2	1,7
12	4,5	2,8
13	2,9	1,3
14	2,3	0,8
15	2,2	0,7
16	2,3	0,8
Σ	66,7	31,7

Tableau VI-1 : *La longueur de chaque trou et sa charge en explosif*

- Longueur totale de la partie chargée du trou, $l_{tr.ch} = 31,7m$
- Le rendement du minerai = 3,96t/m
- La quantité totale d'explosif égale 72,59kg
- La consommation spécifique d'explosif égale 200g/t

1.3.3. Organisation des travaux miniers de la méthode proposée : [7] [13]

1.3.3.1. Introduction :

Une bonne organisation avec le souci constant de nouveau perfectionnement conduira à des résultats très remarquables. L'organisation est l'un des moyens de réduction du temps, d'amélioration des conditions de travail et d'optimisation les coûts.

1.3.3.2. Organisation des travaux de forage :

1- Temps de foration :

$$t_{for} = \frac{\sum l_{tr} \cdot n_{rang}}{N_{for} \cdot n_{perf}} \quad [\text{poste}] \quad (4-12)$$

Σl_{tr} : longueur totale des trous dans une volée ; $\Sigma l_{tr} = 66,7 \text{ m}$

n_{rang} : nombre de rangée dans une tranche ;

N_{for} : norme de rendement de travail d'une machine de foration ; 35m/p(cas de jumbo)

n_{perf} : nombre de perforatrice de machine de forage, $n_{perf} = 1$.

$$t_{for} = 1,9 \text{ p}$$

2- Les dépenses de travail pour la foration des trous profonds :

$$T_{for} = t_{for} \cdot n_{per} \cdot n_{ouv} \quad [\text{h.p}] \quad (4-13)$$

n_{per} : nombre de machine de foration, $n = 1$;

n_{ouv} : nombre d'ouvrier ; $n = 2$

d'où :

$$T_{for} = 3,8 \text{ h.p}$$

3- Les dépenses spécifiques du travail de foration :

$$T_{for} = \frac{T_{for}}{V_f \cdot n_{rang}} \quad [\text{h.p/t}] \quad (4-14)$$

$$T_{for} = 9,87 \cdot 10^{-3} \text{ h.p/t}$$

4- Rendement de travail d'un foreur :

$$P = \frac{1}{T_{for}} \quad \text{t/h.p} \quad (4-15)$$

$$P = 101,25 \text{t/h.p}$$

1.3.3.3. Organisation des travaux miniers lors de chargement des trous par explosif :

1- Durée de chargement des trous profonds :

$$t_{ct} = \frac{K_{exp} Q_{exp}}{N_{m.exp} n_{m.exp} K_{up} t_{post}} \quad [\text{Poste}] \quad (4-16)$$

K_{exp} : coefficient tenant compte des dépenses de travail pour la livraison des explosifs dans une volée ; $K_{exp} = 1,5 \div 3$. [7]

Pour des raisons de sécurité, on prend $K_{exp} = 3$

Q_{exp} : la charge totale d'explosif, $Q_{exp} = 72,59 \text{kg}$

$N_{m.exp}$: rendement technique d'une machine à charger, $N_{m.exp} = 300 \text{kg/h}$;

$n_{m.exp}$: nombre de machine à charger l(explosif, $n_{m.exp} = 1$

$K_{up} = (0,2 \div 0,4)$: Coefficient tenant compte du temps pour le chargement et le tir dans la durée du poste, on prend $K_{up} = 0,4$; [7]

t_{post} : durée d'un poste de travail ; $t_{post} = 8 \text{h}$

D'où

$$t_{c,t} = 0,23 \text{ p}$$

2- Les dépenses de travail lors du chargement et tir :

$$T_{c,t} = t_{c,t} \cdot n_{ouv} \quad [\text{h.p}]$$

n_{ouv} : nombre de mineurs pour le chargement et tir, $n_{ouv} = 4$.

$$T_{c,t} = 0,45 \text{h.p}$$

3- Les dépenses spécifiques du travail :

$$\dot{T}_{ct} = \frac{T_{ct}}{V_t \cdot n_{rang}} \quad [\text{h.p/ t}]$$

$$T_{ct} = 1,29 \cdot 10^{-3} \text{ h.p/t}$$

4- Rendement de travail d'un boutefeu :

$$P = \frac{1}{T_{ct}} \quad [\text{t/h.p}]$$

$$P_{ct} = 775 \text{ t/h.p}$$

1.3.3.4. Organisation des travaux miniers lors du marinage et transport du minerai :

1- Durée de chargement et transport du minerai :

$$T_{ch.tr} = \frac{V_t \cdot n_{rang} \cdot n_{ch}}{N_{tr} \cdot n_{tr} (1 - r_{ch})} \quad [\text{poste}] \quad (4 - 17)$$

V_t : quantité de minerai abattu lors de l'abattage d'une tranche ;

n_{rang} : nombre de rangée dans une tranche

n_{ch} : coefficient d'extraction lors de l'exploitation de la tranche

r_{ch} : coefficient de dilution lors de l'exploitation, on prend 5% ; [17]

N_{tr} : rendement de la machine de chargement, $n = 180\text{t/p}$;

n_{tr} : nombre de machine de chargement et transport, $n_{tr} = 1$;

$$t_{ch.tr} = 1.83 \text{ p}$$

2- Les dépenses de travail pour l'excavation du minerai abattu :

$$T_{ch.tr} = n_{ouv} \cdot t_{ch.tr} \quad [\text{h.p}]$$

N_{ouv} : nombre d'ouvriers pour le marinage et transport, $n_{ouv} = 2$

$$T_{ch.tr} = 3,66 \text{ h.p}$$

3- Les dépenses spécifiques du travail de chargement et transport :

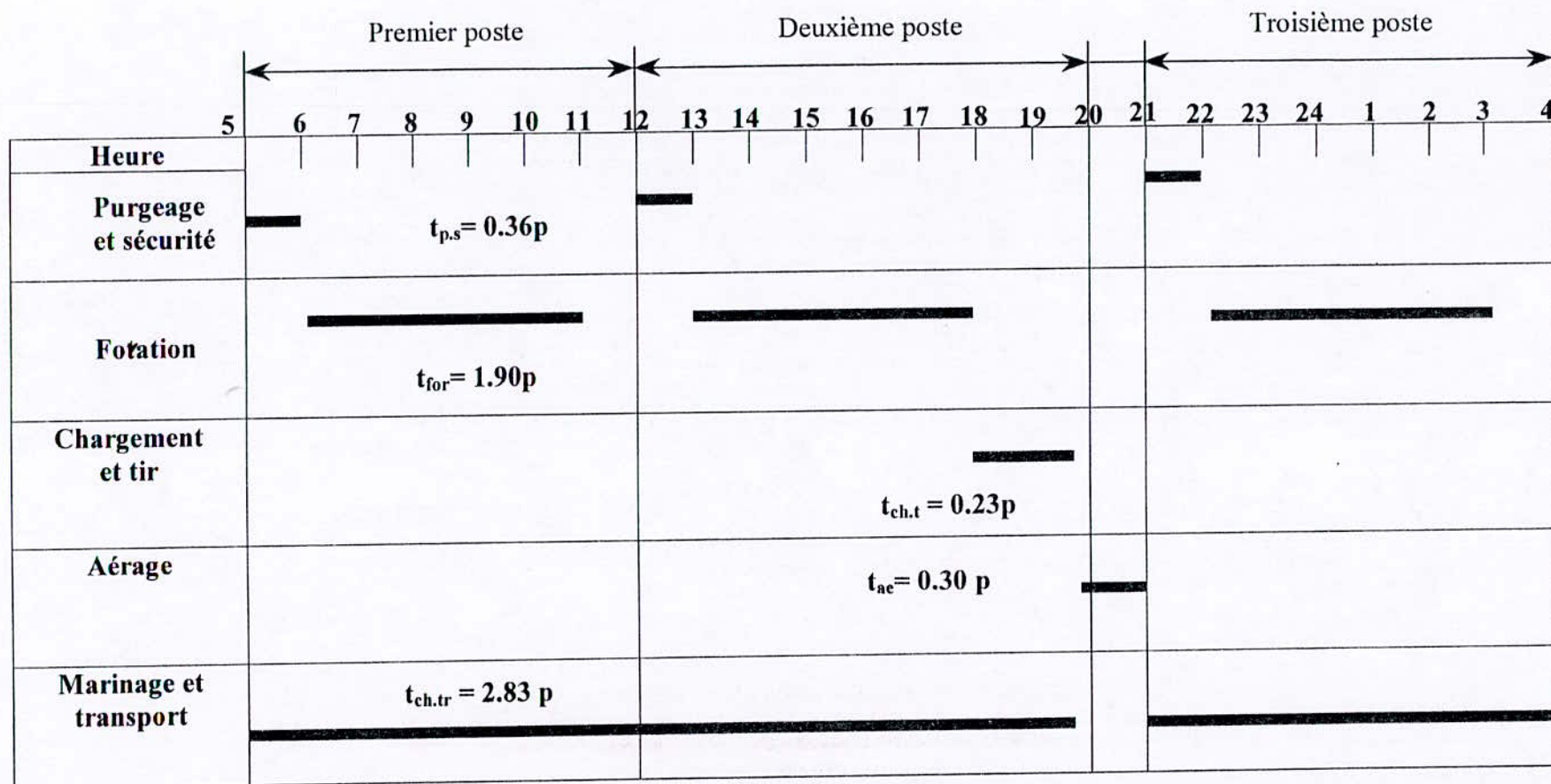
$$T_{ch.tr} = \frac{T_{ch.tr}}{V_i \cdot n_{rang}} \quad [\text{h.p/t}]$$

$$T = 1,05 \cdot 10^{-2} \text{ h.p/t}$$

4- Le rendement du travail d'un ouvrier pour le chargement et transport :

$$P_{ch.tr} = \frac{1}{T_{ch.tr}} \quad [\text{t/h.p}]$$

$$P_{ch.tr} = 95,28 \text{ t/h.p}$$



Organisation du cycle d'exploitation d'une tranche

Chapitre 5

I. Introduction :

Il est très important et même impératif pour nous de faire cas une appréciation technico-économique d'une exploitation. Le but étant de trancher dans le choix définitif d'une méthode d'exploitation.

Ce choix se détermine par une comparaison technico-économique entre la variante appliquée et celle proposée; En fonction des paramètres techniques et le calcul des dépenses suivantes :

- Salaires et charges connexes ;
- Frais de fournitures (matériaux, énergies... etc.) ;
- Frais d'entretien ;
- Amortissement des engins.

II. Calcul du prix de revient réel de la méthode appliquée :

Ce calcul sera basé sur le front dont la longueur de foration est de 1.6m.

2.1. Dépenses Salariales :

2.1.1. Salaires moyen :

$$S_{\text{moy}} = \frac{S_{\text{bm}}}{N_{\text{jouv}}} \text{ DA/j} \quad (5 - 1)$$

S_{bm} : salaire brut d'un mineur, 21500 DA

N_{jouv} : nombre de jours ouvrables par mois, $N_j = 21$ jours

$$S_{\text{moy}} = 1023,80 \text{ DA/jour}$$

2.1.2. Salaires à la foration :

$$S_{\text{for}} = T_{\text{for}} \cdot S_{\text{moy}} \cdot a \quad [\text{DA/front}] \quad (5 - 2)$$

T_{for} : dépense de travail pour la foration, $T_{\text{for}} = 0,75$ [h.p]

a : coefficient tenant compte des travaux auxiliaires, $a = 1,25$. [7]

$$S_{\text{for}} = 959,81 \text{ DA/front}$$

2.1.3. Salaire pour le chargement des trous et tir :

$$S_{\alpha} = T_{\alpha} \cdot S_{moy} \cdot K_u \quad [DA/front] \quad (5-3)$$

T_{α} : dépense de travail pour le chargement des trous en explosif et tir ; $T_{\alpha} = 0,2[h.p]$

K_u : coefficient tenant compte des travaux auxiliaires (transport, préparation, amorçage, connexion) ; $K_u = 3$. [7]

$$S_{ct} = 614,28 \text{ DA/front}$$

2.1.4. Salaire pour le chargement et transport du minerai vers la surface :

$$S_{ch\ tr} = T_{ch\ tr} \cdot S_{moy} \quad [DA/front] \quad (5-4)$$

$T_{ch\ tr}$: dépense de travail pour le chargement et transport ; $T_{ch\ tr} = 0,37[h.p]$

$$S_{ch\ tr} = 378,81 \text{ DA/front}$$

Récapitulation:

$S_{for} = 959,81 \text{ DA/f}$	
$S_{ct} = 614,28 \text{ DA/f}$	
$S_{ch\ tr} = 378,81 \text{ DA/f}$	
Dépense salariale par front	$D_f = 1952,90 \text{ DA/f}$

Les dépenses salariales par tonne:

$$D_s = \frac{D_f}{V_f} \quad [DA/t] \quad (5-5)$$

V_f : Quantité de minerai abattu pour un front, $V_f = 36t$

$$D_{s} = 54,25 \text{ DA/t}$$

2.2. Les dépenses du plan de tir:

- *Calcule de la consommation moyenne du carburant :*

$$C_{\text{car}} = K_u \cdot T_p \cdot A \quad [l/f] \quad (5 - 6)$$

K_u : taux d'utilisation de l'engin

T_p : durée d'un poste, égal à 8 heures ;

A : consommation en énergie ; l/h

1- Chargeur :

$$C_{\text{car}} = 0,62 \cdot 3 \cdot 18,25 = 33,45 \text{ l/f}$$

2- Compresseur d'air :

$$C_{\text{car}} = 0,62 \cdot 5 \cdot 33 = 102,31 \text{ l/f}$$

3- Camion-navette :

$$C_{\text{car}} = 0,62 \cdot 7 \cdot 24,12 = 104,68 \text{ l/f}$$

D'où

$$C_{\text{car.front}} = 80,14 \text{ l/f}$$

	unité	consommation		Prix unitaire	dépense	
		front	tonne		front	tonne
Explosif	Kg	20,18	0,54	156,72	3162,61	84,63
Cordeau 1.2	Ml	36,8	1	9,72	357,70	9,72
Cordeau 1.1	Ml	36,8	1	5,04	185,47	5,04
Détonateur	Pièce	23	0,62	67,80	1559,4	42,04
Fleuret	Pièce	$6,66 \cdot 10^{-2}$	$18 \cdot 10^{-4}$	3788,88	252,34	6,81
Carburant	l	80,14	2,16	11,75	173,10	25,38

Total=173,62 DA

Tableau V-1 : les dépenses totales du plan de tir (cas du front 1,6m)

2.3.Energie :

Electricité :le montant forfait de consommation en électricité, pour la mine de Chabet El-Hamra par mois, est de 160000DA.

$$D_e = 19,68 \text{ DA/t}$$

2.4. Amortissement :

<i>Engins</i>	<i>Nombre</i>	<i>Frais d'acquisitions DA</i>	<i>Norme %</i>	<i>Amortissement annuel ; DA</i>
<u>Compresseur</u>	4	1749023,44	20	<u>349804,69</u>
<u>Marteau perforateur</u>	9	30896,10		<u>6179,22</u>
<u>Chargeur minier</u>	2	3097550,54		<u>619510,11</u>
<u>Ventilateur</u>	13	193966,79		<u>387933,36</u>
<u>Camion- navette</u>	2	Nd		<u>Nd</u>
<u>Électro-pompe submersible</u>	2	993896,25		<u>198779,25</u>
<u>Transformateur</u>	1	10250,14		<u>2050,03</u>

Total : 1564256.66 DA

Tableau V-2 : *Les dépenses d'amortissement annuel de la mine*

- Dépense d'amortissement pour une tonne :

$$D_{amor} = \frac{D_{am.an}}{P_{an}} \quad [DA/t] \quad (5 - 7)$$

$D_{amr.an}$: les dépenses d'amortissement annuel

P_{an} : La production annuelle, $P_{an} = 97524t$

$$\underline{D_{amo} = 16,04 DA/t}$$

2.5. Maintenance : pour l'entretien, on prévoit 20% du montant amortissement à cause d'usure des engins.

$$D_{ent} = 1564256,66 \cdot 0,2 = 312851,33DA/an$$

Alors,

$$\underline{D_{main} = 3,21 DA/t}$$

	Dépenses en DA	
	front	tonne
Salaire	1973,16	54,81
Consommables	6423,94	173,62
Energie électrique	728,43	19,68
Amortissement	577,44	16,04
Maintenance	115,56	3,21
Total	9624,96	267,36

Tableau V-3 : *Récapitulation des charges par front et par unité de production*

III. Calcul du prix de revient prévisionnel de la méthode proposée :

3.1. Salaires :

3.1.1. Salaire à la foration :

$$S_{for} = T_{for} \cdot S_{moy} \cdot a$$

T_{for} : Dépense de travail pour la foration, $T_{for} = 3,8$ [h.p]

A : Coefficient tenant compte des travaux auxiliaires, $a = 1,25$

$$S_{for} = 4863,05 \text{ DA/front}$$

3.1.2. Salaire pour le chargement des trous et tir :

$$S_{ct} = T_{ct} \cdot S_{moy} \cdot K_u$$

T_{ct} : dépense de travail pour le chargement des trous en explosif et tir ; $T_{ct} = 0,45$ [h.p]

K_u : coefficient tenant compte des travaux auxiliaires (transport, préparation, amorçage, connexion) ; $K_u = 3$

$$S_{ct} = 1382,13 \text{ DA/front}$$

3.1.3. Salaire pour le chargement et transport du minerai vers la surface :

$$S_{ch\ tr} = T_{ch\ tr} \cdot S_{moy}$$

$T_{ch\ tr}$: dépense de travail pour le chargement et transport ; $T_{ch\ tr} = 5,66$ h.p

$$S_{ch\ tr} = 5794,71 \text{ DA/front}$$

Récapitularion:

$$S_{for} = 4863,05 \text{ DA/f}$$

$$S_{ct} = 1382,13 \text{ DA/f}$$

$$S_{ch\ tr} = 5794,71 \text{ DA/f}$$

$$\text{Dépense salariale } D_s = 12039,89 \text{ DA/f}$$

Dépenses salariale par tonne :

$$D_s = \frac{D_{st}}{V_t} \text{ [DA/t]}$$

D_{sf} = dépenses salariales par tranche

V_t : quantité de minerai abattu par tranche, $V_t = 348,75t$

$$B_s = 34,52 \text{ DA/t}$$

3.2. Consommables:

-Consommation du cordeau : [7]

$$C_c = L_{tr} \cdot n_c \cdot K_c ; \text{ m/tranche} \quad (5 - 8)$$

L_{tr} : longueur totale des trous profonds dans une tranche ;

n_c : nombre de fil de cordeau detonnant placé ans un trous, $n_c = 2$;

K_c : coefficient qui compte la dépense supplémentaire du cordeau pour la préparation de la ligne du tir, égale à 1,3.

$$C_c = 86,71 \text{ m/tranche}$$

Consommation de détonateur : [7]

$$C_{de} = 1,1 n_d \cdot N ; \text{ piece/tranche} \quad (5-9)$$

n_d : nombre de détonateur palcés dans un trou, $n_d = 2$ lors de l'abattage par trous profonds ;

N : nombre de trous dans une tranche ;

$$C_{de} = 36 \text{ piece/tranche}$$

Calcul de la consommation moyenne du carburant : [18]

$$C_{car} = K_u \cdot T_p \cdot A \quad \text{fDA/f} \quad (5-10)$$

K_u : taux d'utilisation de l'engin

T_p : durée d'un poste, égal à 8 heures ;

A : consommation en énergie ; l/h

4- Chargeur :

$$C_{car} = 0,62 \cdot 22,64 \cdot 18,25 = 256,17 \text{ l/f}$$

5- Compresseur d'air :

$$C_{car} = 0,62 \cdot 15,2 \cdot 33 = 310,99 \text{ l/f}$$

6- Camion-navette :

$$C_{car} = 0,62 \cdot 22,64 \cdot 24,12 = 338,57 \text{ l}$$

D'où $C_{car.front} = 905,73 \text{ l/f}$

	unité	consommation		Prix unitaire	dépense	
		front	tonne		front	tonne
Explosif	Kg	72,59	0,208	156,72	1176,30	32,62
Cordeau 1.2	Ml	86,71	0,25	9,72	841,96	2,43
Cordeau 1.1	Ml	86,71	0,25	5,04	437,02	1,26
Détonateur	Pièce	36	0,11	67,80	2440,8	7,46
Tige de foration	Pièce	0,63	$18 \cdot 10^{-4}$	3788,88	2378,47	6,81
Carburant	l	905,73	2,6	11,75	10642,33	30,55

Total = 81,13 DA

Tableau V-4 : Les dépenses totales du plan de tir proposé

3.3.Énergie :

Electricité :le montant du dépense en électricité pour la variante proposée est de

$$D_e = 19,05 \text{ DA/t}$$

3.4.Amortissement :

Amortissement additif :

Comme on a recommandé un chariot de foration jumbo, pour la méthode proposée donc, il est nécessaire d'établir son amortissement.

La durée d'amortissement du chariot, sera basée sur 16000 heures de travail. Aussi, la durée de travail journalière pour les conditions techniques de la méthode proposée est déterminée environ 16h/j (4032h/an).

D'où, durée d'amortissement est estimée à 4 ans.

Engin	nombre	Frais d'acquisition DA	Norme d'amortissement %	Amortissement annuel DA
Chariot de foration (Simba Junior)	1	4000000	25	1000000

Tableau V-5 : *Dépense d'amortissement annuel du chariot de foration*

- Dépense d'amortissement pour une tonne :

$$D_{amo} = \frac{D_{aman}}{P_{an}} \text{ [DA/t]}$$

D_{aman} : les dépenses d'amortissement annuel, $D_{aman} = 1664256,66 \text{ DA}$

P_{an} : production annuelle, $P_{an} = 100000t$

$$D_{amo} = 25,64 \text{ DA/t}$$

3.5.Maintenance : Afin de calculer les dépenses d'entretiens du chariot de foration, on prévoit 5% de son montant d'amortissement.

D'ou

$$D_{ent} = 1564256,6 \cdot 0,2 + 1000000 \cdot 0,05 = 362851 \text{ DA/t}$$

Alors,

$D_{main} = 3,63 \text{ DA/t}$
--

TableauV-6 : Récapitulation des charges par tranche et par unité de production

	Dépenses en DA	
	front	tonne
Salaire	12038,85	34,52
Consommables	26372,47	81,13
Energie électrique	6643,69	19,05
Amortissement	8941,95	25,64
Maintenance	1265,96	3,63
Total	57184,54	163,97

IV : Comparaison technico-économique :

La comparaison technico-économique entre ces deux méthodes permet de faire le choix définitif.

4.1. Comparaison techniques

Pour que la comparaison technique entre les deux variantes soit très claire, on a dressé le tableau (V-7) ci-dessous récapitulant les principaux résultats obtenus lors de l'application de chaque variante

La foration	Dépilage appliqué		Dépilage proposé
	Longueur 1.6m	longueur 2.4m	Longues trous en éventail
Consommation spécifique d'explosif ; kg/t	0,54	0,66	0,20
Rendement de minerai ; t/m	0,99	0,98	3,96
Quantité de minerai abattu par cycle ; t	36	55	348,75
Production annuelle ; t	97524		100000
Taux de défruitement dans une chambre ; %	80		89,51

Tableau V-7 : Comparaison technique entre la variante appliquée et celle proposée

Calcul de rendement d'un ouvrier lors de dépilage :

A- Méthode d'exploitation appliquée

1. Les dépenses totales de travail d'exploitation d'un bloc :

$$\sum T_{\text{bloc}} = (T_{\text{for}} + T_{\text{ct}} + T_{\text{ch.tr}}) K_r \quad [\text{h.p}] \quad (5 - 11)$$

K_r : Coefficient de réserve(1,1 à 1,2). [7]

$$\sum T_{\text{bloc}} = 1,32 \text{ h.p}$$

2. Les dépenses spécifiques du travail lors de dépilage :

$$T_b' = \frac{\sum T_b}{V_m} \quad [\text{h.p/t}]$$

V_m : réserves marchandes contenues dans une tranche de minerai à abattre

$$V_m = \frac{V \cdot \eta_{ex}}{1 - r_d} \quad [t] \quad [13]$$

η_{ext} : Coefficient d'extraction lors d'exploitation, $\eta_{ext} = 90\%$. [17]

r_d : Coefficient de dilution, $r_d = 5\%$. [17]

$$V_m = 34,11 \text{ t}$$

$$T_b = 3,86 \cdot 10^{-2} \text{ h.p/t}$$

3. Rendement de travail d'un ouvrier lors dépilage :

$$R = \frac{1}{T_b} \quad \text{t/h.p}$$

$$R = 25,90 \text{ t/h.p}$$

B – Méthode d'exploitation proposée :

1. Les dépenses totales de travail d'exploitation d'un bloc :

$$\sum T_{\text{bloc}} = (T_{\text{for}} + T_{\text{ct}} + T_{\text{ch.tr}}) K_r \quad [\text{h.p}]$$

K_r : Coefficient de réserve (1,1 à 1,2)

$$\sum T_{\text{bloc}} = 8,98 \text{ h.p}$$

2. Les dépenses spécifiques du travail lors de dépilage :

$$T_b' = \frac{\sum T_b}{V_m} \quad [\text{h.p/t}]$$

V_m : réserves marchandes contenues dans une tranche de minerai à abattre

$$V_m = \frac{V \cdot \eta_{ex}}{1 - r_d}$$

η_{ext} : Coefficient d'extraction lors d'exploitation, $\eta_{\text{ext}} = 90\%$

r_d : Coefficient de dilution, $r_d = 5\%$

$$V_m = 330,40 \text{ t}$$

$$T_b = 2,72 \cdot 10^{-2} \text{ h.p/t}$$

3. Rendement de travail d'un ouvrier lors défilage :

$$R = \frac{1}{T_b}$$

$$R = 36,76 \text{ t/h.p}$$

4.2. Comparaison économique :

Le tableau V-8 comparatif ci-dessous, nous résume les différents coûts occasionnés par les deux méthodes pour une unité de production.

	Coûts d'exploitation DA/t	
	Variante appliquée	Variante proposée
Salaire	54,81	34,52
Matériaux	173,62	81,13
Energie électrique	19,68	19,05
Amortissement	16,04	25,64
Maintenance	3,21	3,63
Prix de revient	267,36	163,97

Conclusion

Générale

Conclusion générale et recommandation :

La méthodologie élaborée dans cette étude de l'exploitation des lentilles puissantes de la mine Chabet El-Hamra a pour base:

- L'analyse géologique ; Qui a permis d'établir les coupes géologiques définissant la situation et la géométrie des corps minéralisés, et de déterminer les caractéristiques du toit
- L'élaboration d'un diagnostic du système d'exploitation appliqué et les conditions technico-minières qui ont permis de cerner les problèmes de la mine.

- Cependant, en fonction des conditions géologiques, techniques et géotechniques la variante proposée est la méthode chambres et piliers avec foration des trous profonds.

Cette méthode, en effet permet non seulement de satisfaire la production annuelle (100000 t/ an), mais aussi de réduire les dépenses occasionnées par le dépilage où le prix de revient prévisionnel d'une tonne de minerai est 163.97 DA/t.

En outre, le dimensionnement des paramètres d'exploitation est basé sur les propriétés géomecaniques in- situ dont, Le taux de défruitement est de 89.51%.

Pour le mode d'abattage, on a proposé celui des tranches verticales avec des trous profonds en éventail ; Pour ce but on a élaboré un plan de tir qui a permis de réduire la consommation spécifique d'explosif jusqu'à 200 g/t. L'organisation technique proposée permis d'augmenter le rendement d'un ouvrier lors de dépilage jusqu'à 36.76 t/h.p .

Toute fois, ces résultats satisfaisants ne peuvent être atteints que si l'entreprise acquiert le chariot de foration recommandé.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] N. CHIBKA
Exploitation des gisements métallifères, OPU1980
- [2] B. BOKY
Exploitation des mines, 1968
- [3] VIDAL
Exploitation des mines ; T3
- [4] J. SANDIER
Mise en valeur des gisements métallifères
- [5] D. HATON – j. de BERG
Cours d'exploitation des mines, DUNOD1961
- [6] M. CASTELAIN
Technologie Minières
Cours pratique d'exploitation des mines et des carrières
- [7] N. CHIBKA – G. TEMTCHENKO
Exploitation des gisements des minéraux utiles, OPU 1979
- [8] V. GUIRINE – T. TCHOURADZE
Abattage, OPU 1985
- [9] M. CASSEN
Les essais in-situ en mécanique des sols ; T1.
- [10] j. BLES – B. FEUGA
La fracturation des roches. 1981
- [11] H. CAMBEFORT
Géotechnique de l'ingénieur. 1972
- [12] BELANTEUR
Analyse de l'influence des facteurs naturels et des paramètres sur le
comportement des terrains dans la méthode d'exploitation chambres et piliers.
PEF - ENP1989 *per*
- [13] LAZOUNI
Choix d'une méthode d'exploitation optimale d'un gisement dressant
Cas de la mine Boukhadra, Magister E.N.P 1994
- [14] Revues de l'industrie minière : Juin 1981, février 1983,
Novembre 1985 et Mai 1987

- [15] Internet :
w.w.wCambior.com
w.w.w. connaissance.org/ abattage- mine
- [16] Rapport final sur l'évaluation du gisement de Chabet El-Hamra, ORGM
- [17] Plan d'exploitation de la mine Chabet El-Hamra 2001
- [18]A. AIT YAHIATAINE
Cours d'économie minière. E.N.P
- [19] M AGUID BACHAR
Cours d'exploitation ; E.N.P
- [20] ATLAS COPCO.