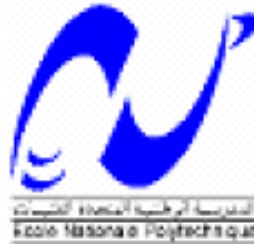


**République Algérienne Démocratique et Populaire**  
**Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique**  
**Ecole Nationale Supérieure Polytechnique**  
**Département de Génie Minier**



**Mémoire de fin d'études :**

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier.

**Thème :**

**Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de zinc de  
Chaabet-El-Hamra (Ain-Azel- Sétif)**

**Proposé par :**

ENOF

**Réalisé par :**

KHENNICHE Mouloud

**Dirigé par :**

Mr. HASBELLAOUI Mustapha

**Promotion 2009**

## REMERCIEMENT

*Je tiens à remercier mon Bon Dieu, le tout puissant de m'avoir permis de mener à bien ce modeste travail.*

*J'exprime mes sincères remerciements à mon promoteur Mr. HASBELLAOUI Mustapha pour ses précieux conseils et aides, réussissant à me guider tout au long de mon travail.*

*Je remercie tous ceux qui ont contribué à ma formation depuis mon jeune âge et aux enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique, de nous avoir fait profiter de leur expérience scientifique et pour les précieux enseignements et conseils qu'ils nous ont prodigués tout au long de notre scolarité, en particulier à tout le personnel du département Génie Minier*

*Je remercie tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner notre travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.*

*J'adresse un remerciement également à tout le personnel de la mine de Chaabet El-Hamra, en particulier, à leur tête le Directeur Mr. Taa Ellah El Djemai, pour leur accueil chaleureux et leur conseils, le Chef d'exploitation Mr. Kernif Youcef, l'ingénieur exploitant Mr. ZABOILEH Mahmoud, les géologues Mr. OUNOUGHFI Madani et M<sup>elle</sup>. MAYOUF Meriem pour les explications qu'ils nous ont données, pour les visites effectuées au niveau de la mine, ainsi que pour l'intérêt qu'ils n'ont cessé de porter à notre travail.*

*Mes remerciements s'adressent également à ma famille qui n'a cessé de m'encourager durant toutes mes études.*

*Enfin, je remercie toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce modeste travail.*

## *Dédicaces*

- ✚ *Plus que jamais je dédie ce modeste travail à mes parents et j'aimerais qu'il soit le témoignage de leurs consécrationes et leur foi en moi.*
- ✚ *A toute la famille KHENNICHE.*
- ✚ *A tous mes amis de la région 'Ighil-Alt-Benni-Chebana-Benni Ourtilane'.*
- ✚ *A tous mes amis de la cité universitaire 'Revoil' et 'Bouraoui'.*
- ✚ *A mes deux copains de chambres Adel et Rafik*
- ✚ *A tout le personnel du département de Génie Minier, à leurs têtes le chef du département M. OMRACI Kamel.*
- ✚ *A ma promotion 2009 : Neïla, Dadda, Mohamed, Messaoud, Islem, Soufiane, khallil et Yacine.*
- ✚ *A tous ceux qui me connaissent et je connais.*
- ✚ *A la mémoire de mon grand-père paternel et ma grand-mère maternelle.*
- ✚ *A la mémoire de tous les mineurs de la mine de Chaabet-El-Hamra.*
- ✚ *A la mémoire des mineurs inondés à la mine de Kherzet-Youssef.*

*Mouloud.*

## ملخص :

هذا العمل يأتي كمشروع لاستكمال استغلال معدن الزنك بالقسم السفلي لمنجم شعبة-الحمراء المتواجد بمنطقة عين أزال ولاية سطيف, وهذا بعد نفاذ احتياط المعدن في القسم العلوي.

في هذه الدراسة, سنحاول استعمال أحسن طرق الاستغلال و الاستخراج الممكنة, و إتباع إستراتيجية مثلى لاستفادة أكيدة و ذات مرد ودية عالية.

في هذه الدراسة سنحاول استعمال أحسن طرق الاستغلال و الاستخراج الممكنة و إتباع إستراتيجية مثلى لاستفادة أكيدة و ذات مرد ودية عالية.

## الكلمات المفتاحية :

تحتي, جيولوجيا, عرق, معدن, كتلة, سمك, نسبة, استغلال, استخراج, هدم, غرف, أعمدة, تهوية, ضخ, دعم.

## Résumé :

La présente étude constitue une modeste contribution à la poursuite des travaux d'exploitation et d'extraction du minerai de zinc dans la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra, situé dans la région d'Ain-Azel après l'épuisement des réserves de la partie supérieure située au dessus du niveau hydrostatique.

Dans cette présente étude, on va essayer d'utiliser les meilleurs techniques d'exploitation et d'extraction possibles, et de suivre une bonne stratégie dans la réalisation des travaux pour effectuer une exploitation sûre et rentable.

## Mots clés :

Souterrain, géologie, filon, minerai, bloc, épaisseur, teneur, exploitation, extraction, abattage, chambres, pilier, aérage, pompage, soutènement.

## Abstract:

The present survey constitutes a modest contribution to the pursuit of the works of exploitation and extraction of the zinc ore in the bottom part of the layer of Chaabet-El-Hamra, situated in the region of Ain-Azel after the end of the reserves of the superior part situated over hydrostatic level.

In this present survey, one is going to try to use the best techniques of exploitation and possible extraction, and to follow a good strategy in the realization of works to do a sure and profitable exploitation.

## Key words:

Underground vein, ore, block, thickness, content, exploitation, extraction, slaughtering, rooms, pillar, airing, pumping, support.

## SOMMAIRE

Introduction générale.....	1
<b>Chapitre I : Géologie et minéralisation du gisement de Chaabet-El-Hamra</b>	
I. Généralités .....	2
I.1. Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra et Conditions climatiques.....	2
I.2. Historique de la mine de Chaabet El-Hamra.....	2
II. Conditions géologiques du gisement de Chaabet El-Hamra.....	3
II.1. Contexte géologique régional.....	3
II.2. Stratigraphie des monts du Hodna.....	4
II.3. Stratigraphie du gisement .....	5
II.4. Structure du gisement .....	8
II.5. Tectonique .....	8
II.6. La minéralisation.....	9
II.7. Conditions hydrogéologiques .....	11
III. Réserves géologiques .....	15
<b>Chapitre II: Exploitation de la partie supérieure et les méthodes pratiquées</b>	
Introduction .....	20
I. Exploitation des gisements métallifères .....	20
I.1. Choix de la méthode d'exploitation .....	20
I.2. Classification et description de quelques méthodes de d'exploitation souterraine.....	20
I.2.1. Méthode des chambres et piliers abandonnés .....	21
I.2.2. Méthode par traçage et dépilage .....	22
II. Exploitation de la partie supérieure du gisement de Chaabet El Hamra .....	23
II.1. Mode d'ouverture et découpage .....	23
II.2. Méthode d'exploitation pratiquée à la partie supérieure de Chaabet El-Hamra .....	24
II.3. Travaux d'infrastructure .....	27
II.4. Travaux préparatoires .....	27
II.5. Travaux d'abattage .....	28
III. Réalisations de l'exploitation de la partie supérieure du gisement de Chaabet-El-Hamra .....	28
III.1. Les principales voies de roulage .....	28

III.2. Condition et résultats de l'exploitation de la partie supérieure .....	28
III.3. Evolution de l'exploitation de la partie supérieure .....	31

### **Chapitre III : Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaabet-l-Hamra**

Introduction .....	33
I. Présentation de la partie inférieure .....	33
I.2. Réserves géologiques .....	33
I.2.1. Evaluation des réserves de la partie inférieure .....	33
I.2.2. Evaluation des réserves récupérables .....	33
I.2.3. Réserves de minerai par bloc de la partie inférieure .....	34
II. Actions engagées pour la reprise de l'activité et l'exploitation des réserves de la partie inférieure du gisement .....	36
III. Hydrogéologie du gisement et travaux de pompage .....	36
IV. Exploitation de la partie inférieure .....	38
IV.1. Travaux d'infrastructures .....	39
IV.1.1. Mode de creusement des travaux d'infrastructure .....	42
IV.1.1.1. Technologie des travaux de tir .....	42
IV.1.1.2. Marinage et transport .....	43
IV.1.2. Organisation des travaux .....	43
IV.1.3. Vitesse d'avancement des travaux .....	44
IV.2. Travaux préparatoires .....	44
IV.3. Travaux d'exploitation .....	48
IV.3.1. Méthode d'exploitation .....	48
IV.3.1.1. Description de la méthode des chambres et piliers .....	48
IV.3.1.1. Description de la méthode par traçage et dépilage.....	50
IV.3.1.3. Description de la deuxième variante des chambres et piliers.....	50
IV.3.2. Détermination de la capacité d'extraction.....	54
IV.3.3. Stratégie de dépilage des blocs .....	54
IV.4. Travaux d'abattage .....	58
IV.4.1. Consommation spécifique d'explosif lors des travaux d'abattage .....	59
IV.4.2. Plan de tir .....	59
IV.5. Chargement et transport.....	59

IV.6. Organisation des travaux d'exploitation.....	61
IV.6.1. Détermination du nombre de fronts nécessaires.....	61
IV.6.1.1. Capacité d'abattage .....	61
IV.6.1.2. Les équipements d'extraction et de chargement .....	63
IV.6.2. L'effectif .....	64

## **Chapitre IV :Fonctions complémentaires**

Introduction .....	65
I. Aérage .....	65
I.1. Aérage principal .....	65
I.2. Aérage secondaire .....	66
I.3. Calcul des besoins en air dans la mine .....	67
I.3.1. Selon le nombre d'ouvriers se trouvant au fond .....	67
I.3.2. Selon la consommation de l'explosif .....	68
I.3.3. Selon les engins diesel .....	68
I.4. Notions de dépression et résistance dans les galeries .....	68
I.5.Estimation de la résistance de la mine jusqu'au profil 15 .....	70
II. Soutènement .....	73
II.1. Soutènement par bois .....	73
II.2. Soutènement par boulonnage .....	74
II.3. Soutènement par cintres.....	75
II.4. Soutènement par béton .....	76
III. Eclairage .....	76
IV. Traitement .....	77
IV.1. Description de la laverie de Kherzet-Youcef .....	77
IV.2. Digue à stérile .....	82
V. Hygiène et Sécurité .....	82
<b>Conclusion Générale .....</b>	<b>84</b>

## Liste des figures

### Chapitre I

<b>Figure I.1</b>	Situation géographique de la mine de Chaabet-El-Hamra.....	3
<b>Figure I.2</b>	Carte géologique des environs de la mine de Chaabet El-Hamra .....	4
<b>Figure I.3</b>	Log stratigraphique du gisement Chaabet-El-Hamra.....	12
<b>Figure I.4</b>	Coupe géologique de la partie inférieure .....	13
<b>Figure I.5</b>	Minéralisation du gisement de Chaabet-El-Hamra .....	14
<b>Figure I.6</b>	Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 15.....	15
<b>Figure I.7</b>	Plan schématique du gisement de Chaabet El-Hamra .....	19

### Chapitre II

<b>Figure II.1</b>	Méthode des chambres et piliers abandonnés.....	22
<b>Figure II.2</b>	Méthodes des traçages et dépilage .....	23
<b>Figure II.3</b>	Méthode des sous niveaux abattus .....	24
<b>Figure II.4</b>	Coupe des ouvrages d'ouverture du gisement .....	25
<b>Figure II.5</b>	Distribution des teneurs de Zinc dans les corps minéralisés.....	32

### Chapitre III

<b>Figure III.1</b>	Les logs du faisceau supérieur du profil 15.....	34
<b>Figure III.2</b>	Situation hydrogéologique initiale de la mine de Chaabet-El-Hamra.....	36
<b>Figure III.3</b>	Prévision du rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure.....	38
<b>Figure III.4</b>	Coupe des travaux d'infrastructure et préparatoires .....	40
<b>Figure III.5</b>	Exploitation par chambres et piliers .....	49
<b>Figure III.6</b>	Exploitation par traçage et dépilage .....	50
<b>Figure III.7</b>	Exploitation par chambre et piliers en 2 sous niveaux .....	52
<b>Figure III.8</b>	Coupe verticale d'un bloc en cours d'exploitation par chambres et piliers en deux sous niveaux.....	53
<b>Figure III.9</b>	Machine d'abattage.....	58
<b>Figure III.10</b>	Chargeur type CTX4 de capacité de godet de 4 tonnes.....	50
<b>Figure III.11</b>	Camion navette de capacité de benne de 9 tonnes.....	56

### Chapitre IV

<b>Figure IV.1</b>	Aérage principal de la mine de Chaabet-El-Hamra .....	66
<b>Figure IV.2</b>	Schéma d'aérage secondaire dans la mine de Chaabet El-Hamra.....	67
<b>Figure IV.3</b>	Circuit d'aérage de la mine de Chaabet-El-Hamra.....	70
<b>Figure IV.4</b>	Boulons à ancrage ponctuel et réparti .....	75
<b>Figure IV.5</b>	Cintre métallique .....	75
<b>Figure IV.6</b>	Schéma technologique des sections concassage-criblage-broyage .....	80



**Figure IV.7** Schéma technologique de la section de la flottation .....80

## Liste des tableaux

### Chapitre I

<b>Tableau I.1</b>	Evaluation de l'ORGM 1992.....	16
<b>Tableau I.2</b>	Evaluation de l'ENOF 1996.....	17

### Chapitre II

<b>Tableau II.1</b>	Taux de perte et taux de salissage lors de l'abattage des blocs.....	30
<b>Tableau II.2</b>	Taux de salissage global (Abattage +Travaux préparatoires).....	30
<b>Tableau II.3</b>	Bilan exploitation de la partie supérieure.....	31

### Chapitre IV

<b>Tableau III.1</b>	Evaluations des réserves géologiques (Profil 10 – Profil 15).....	33
<b>Tableau III.2</b>	Etat des blocs sur la base du coefficient de correction.....	35
<b>Tableau III.3</b>	Débit estimé par profil .....	37
<b>Tableau III.4</b>	Niveau d'assèchement par forage .....	37
<b>Tableau III.5</b>	Délai d'assèchement par profil et par forage.....	38
<b>Tableau III.6</b>	Caractéristiques des travaux d'infrastructure.....	41
<b>Tableau III.7</b>	Organisation des travaux d'infrastructure.....	43
<b>Tableau III.8</b>	Délai de réalisation des travaux d'infrastructure.....	44
<b>Tableau III.9</b>	Répartition des travaux préparatoires par profils et par bloc.....	45
<b>Tableau III.9</b>	Programme de réalisation des travaux préparatoires.....	45
<b>Tableau III.10</b>	Réserves récupérables des travaux d'infrastructure et préparatoires....	45
<b>Tableau III.11</b>	Plan d'action de réouverture précédent l'exploitation .....	47
<b>Tableau III.12</b>	Production pluriannuelle prévue sur la base de 90000t/an.....	56
<b>Tableau III.13</b>	Chronologie des travaux jusqu'au profil 15 .....	57
<b>Tableau III.14</b>	Nombres de fronts nécessaires.....	62
<b>Tableau III.15</b>	Organisation des travaux d'exploitation.....	62
<b>Tableau III.16</b>	Équipement nécessaire.....	63
<b>Tableau III.17</b>	Répartition de l'effectif par structure par qualification .....	64

### Chapitre IV

<b>Tableau IV.2</b>	Débits d'air en m <sup>3</sup> /min nécessaire pour aérer la mine .....	67
<b>Tableau IV.4</b>	Résistances des différents tronçons du circuit d'aérage de lamine .....	70
<b>Tableau IV.5</b>	Tonnage du concentré récupérable de la partie inférieure .....	81



# *INTRODUCTION GENERALE*

## Introduction générale

Il n'y a pas de doute que l'homme a toujours eu recours dans ses différents besoins quotidiens à des minéraux sous une forme ou une autre. L'industrie minérale née de ce besoin depuis l'âge du bronze a connu un grand développement à partir du siècle dernier à nos jours.

En Algérie l'industrie minérale dans le domaine des substances métalliques a connu un développement dans les années 70 avec la réouverture des mines abandonnées et le démarrage des nouvelles mines de zinc, de plomb, de fer, de mercure, d'or... .

La société ENOF (Entreprise Nationale des Non Ferreux et des substances utiles), qui a proposé le sujet, objet du présent mémoire, a pour vocation la recherche, l'exploitation, la production, le développement, la commercialisation et l'exportation en l'état ou après changement de tous produits miniers et substances minérales non ferreux.

La présente étude constitue une modeste contribution à la poursuite des travaux d'exploitation et d'extraction du minerai de zinc dans la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra, situés dans la région d'Ain-Azel après l'épuisement des réserves de la partie supérieure située au dessus du niveau hydrostatique.

Notre mémoire est structuré comme suit :

- Un premier chapitre consacré à la géologie et la minéralisation du gisement et de ces caractéristiques.
- Dans la deuxième partie il sera examiné et étudié les meilleures techniques d'exploitation en décrivant quelques méthodes d'exploitation susceptibles d'être utilisées dans le projet d'une part, et faire une synthèse des travaux réalisés durant l'exploitation de la partie supérieure du gisement pour tirer profit de cette expérience d'autre part.
- Le troisième chapitre sera consacré aux travaux de développement et à la stratégie à appliquer pour arriver à exploiter d'une manière optimale les réserves de la partie inférieure qui constitue un prolongement de la partie supérieure ; les différents travaux (abattage, extraction,..) et les moyens de transport et de chargement seront aussi décrits.
- Les fonctions complémentaires (aéragé, soutènement, éclairage, traitement du minerai et l'hygiène et sécurité) seront détaillées dans le quatrième chapitre.

Enfin une conclusion générale résumera les points forts et les points faibles de l'exploitation de la partie inférieure.

# *CHAPITRE I :*

*Géologie et minéralisation du gisement de*

*Chaabet-El-Hamra*

## **Introduction**

L'évaluation des réserves géologiques de la mine de zinc de Chaabet El Hamra a fait l'objet de plusieurs évaluations. Aussi ce présent chapitre sera consacré aux différentes approches des études géologiques appliquées sur le gisement zincifère de Chaabet-El-Hamra.

## **I. Généralités**

### **I.1. Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra et conditions climatiques**

Le gisement de Chaabet El-Hamra est situé à vol d'oiseau, à environ 250 km au Sud-Est d'Alger et à 50 km au Sud de Sétif, dans la région de Chouf-Bouarket à 4,5 km d'Ain-Azel et à 12 km au Sud-Est du complexe minier de Kherzet Youssef (Fig. I.1).

Les coordonnées géographiques du point central sont : 35°45'N et 5°30'E. L'altitude du site varie de 950 à 1200 mètres ;

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

### **I.2. Historique de la mine de Chaabet El-Hamra [4]**

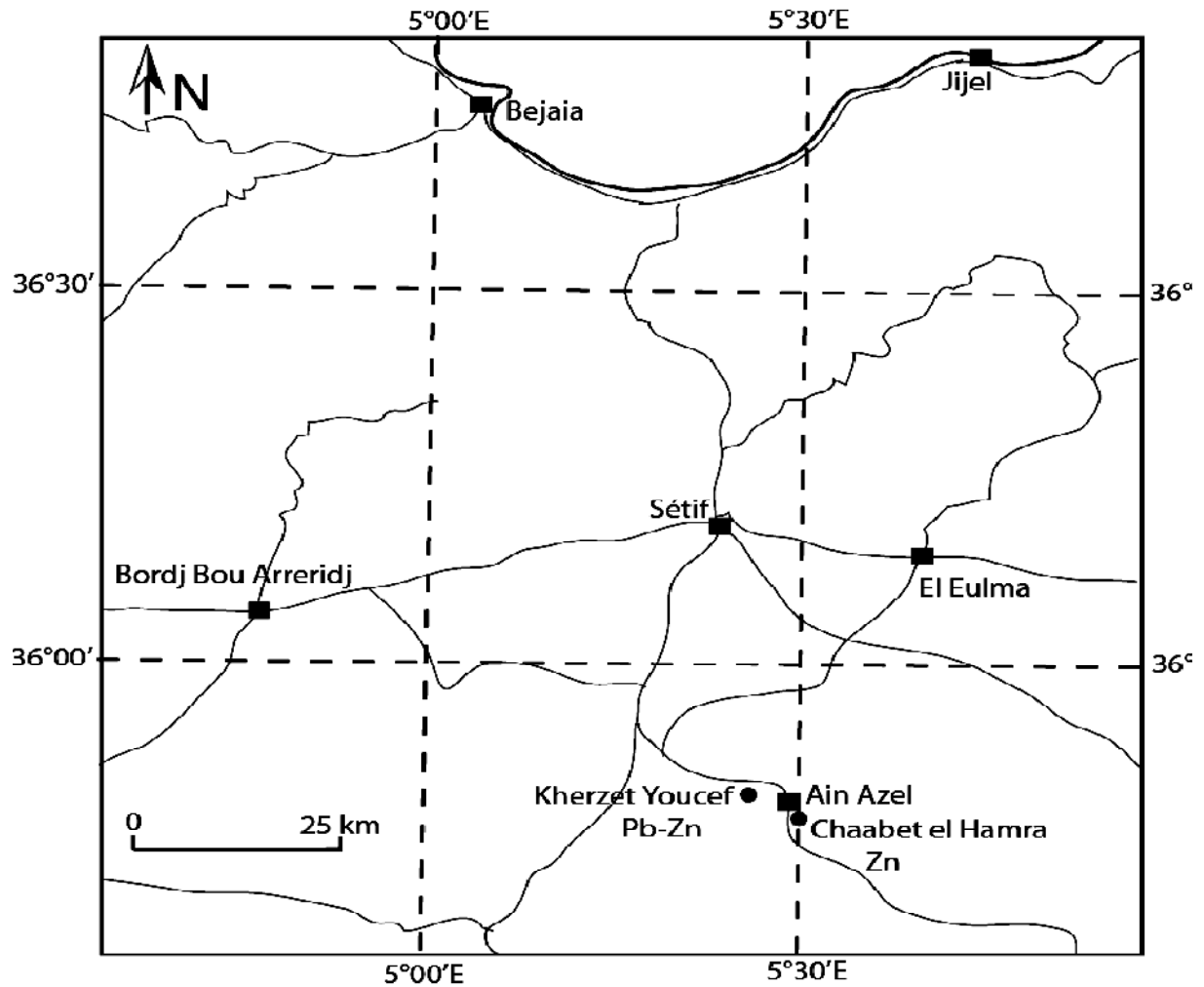
Le gisement de Chaabet El-Hamra est connu depuis longtemps, il a fait l'objet d'exploitation des affleurements de calamines de 1910 à 1920 et de 1936 à 1941.

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

En 1991 un « coup d'eau » survenu le 02 juin 1990 à la mine de Kherzet Youssef situé à 5 km du gisement de Chaabet El Hamra a mis fin à l'exploitation du gisement de Kherzet Youcef. Dès lors, l'ENOF a élaboré un premier dossier de recherche détaillée par ouvrages miniers sur le gisement de Chaabet El-Hamra.

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

La mine de Chaabet El-Hamra a démarré l'extraction du tout-venant en avril 1994 dans la partie supérieure du gisement.



**Figure I.1. :** Situation géographique de la mine de Chaabet-El-Hamra. [4]

## II. Conditions géologiques du gisement de Chaabet El-Hamra [4]

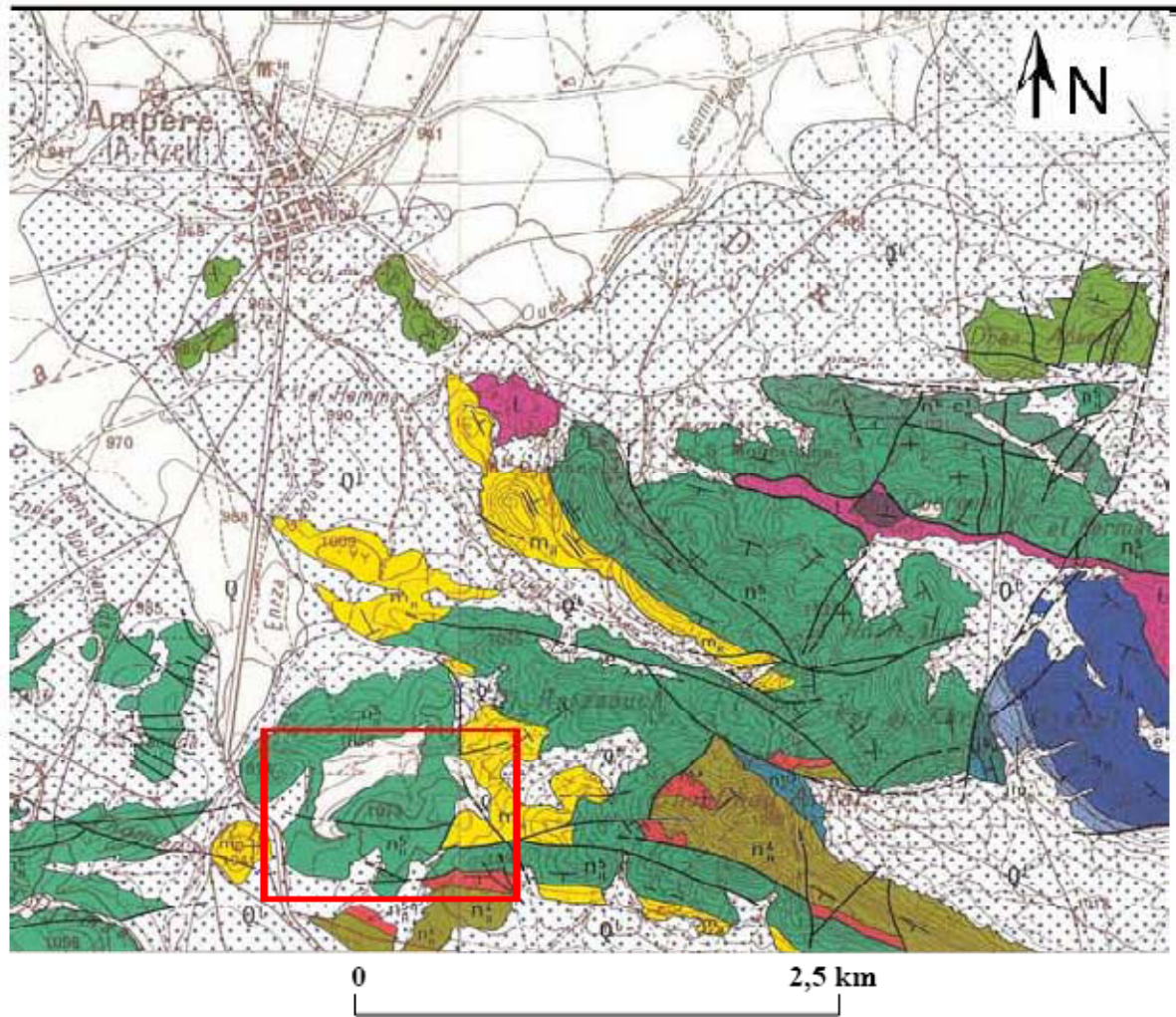
### II.1.1a géologie régionale


Le gisement de Chaabet El-Hamra, fait partie du « district métallogénique » à Pb-Zn des monts du Hodna qui renferme d'importantes minéralisations en Pb-Zn localisées dans la région d'Ain Azel. Ce gisement appartient aux blocs d'Ain Mila, qui comprend trois structures de soulèvement en forme de Horst-Anticlinaux. Le gisement est associé au Horst de Rahbat.

### II.2. Stratigraphie des monts du Hodna

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du Trias jusqu'au Quaternaire. (Fig. I.2) :





 Localisation du gisement de Chaabet El-Hamra

	Alluvions récentes ou actuelles.		Néocomien : grès, pélites, marnes à Ammonites et Brachiopodes.
	Glacis polygéniques nappent les reliefs.		Jurassique supérieur : calcaires fins à Saccocomidés, biomiorites à Calpionelles et à Pygopes.
	Miocène : conglomérats, marnes à Hultres et calcaires gréseux.		Jurassique moyen : calcaires varicolores à Bélemnites.
	Cénomaniens supérieur et Turonien : dolomies et calcaires à silex ou à Milolités.		Lias supérieur marneux à Ammonites.
	Aptien : calcaires à Orbitolines, dolomies.		Lias carbonaté massif.
	Aptien à dominante marneuse.		Trias : marnes barcolides à gypses bréchiques, glaçons calcaire-dolomitiques (dL) et ophites (ω).
	Barrémien : dolomies, calcaires et grès.		

**Figure I.2. :** Carte géologique des environs de la mine de Chaabet El-Hamra (D'après Carte géologique au 1/50.000 d'Ain Azel, Sonatrach, 1977) .

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

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

- **Le Crétacé supérieur**, est constitué de la succession lithostratigraphique suivante : (1) des marnes et des marno-calcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères ; (2) des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ; (3) des marnes et marno-calcaires à *Globotruncana helvetica* (Turonien inférieur à moyen) ; (4) des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ; (5) des marnes et marno-calcaires du Sénonien avec intercalation de calcaires à Inocérames .

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

- **Le Miocène**, représenté le plus souvent de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grés, 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.

### II.3. Stratigraphie du gisement

Elle est caractérisée principalement par les dépôts du Crétacé, dont le l'Hauterivien présente le plus grand intérêt ; car il contient la minéralisation. (Fig. 1.3).

**- Valanginien ( $n_2$ )**

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

**- Hauterivien ( $n_3$ )**

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

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

- $n_3^{1a}$  : composé de dolomies grises massives, à grains fins, parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanchâtre, et parfois de calcarénites noires dans la partie supérieur de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.

- $n_3^{1b}$  : représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes gris-verdâtres (0,5 à 2 m), d'aleurites gris-brun (2 à 5 m), de dolomies grises (2 à 10 m), de dolomies gréseuses (3 à 8 m) et de marnes bariolées (5 à 10 m).

- $n_3^{1c}$  : également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées (l'hématite est sous forme de nids et de filonnets dans la masse dolomitique).

**b. Hauterivien supérieur ( $n_3^2$ )** : ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 110 m, est subdivisé en cinq termes :

- $n_3^{2a}$  : formé de grés, parfois en alternance avec des argiles, de marnes et aleurolites verdâtres, avec toujours à la base de l'alternance un niveau calcaire gris-clair, dont une partie, de 1 à 3m d'épaisseur, est dolomitisée.

- $n_3^{2b}$  : représenté par des dolomies massives et fines plus ou moins hématitisées.

- $n_3^{2c}$  : représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo-marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15 m.

- $n_3^{2d}$  : constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20 m.

- $n_3^{2e}$  : caractérisé par une irrégularité de composition et de puissance ; essentiellement représenté par des calcaires gris en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites ; dans la partie inférieure de ce terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

- **Barrémien ( $n_4$ )**

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

a. **Barrémien inférieur ( $n_4^1$ )** : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :

- $n_4^{1a}$  : formé essentiellement par des grés et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydée ; la puissance de ce terme varie de 40 à 60 m.

- $n_4^{1b}$  : constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.

- $n_4^{1c}$  : représenté par des dolomies massives à grain fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20 m.

b. **Barrémien supérieur ( $n_4^2$ )** : ce niveau est subdivisé en quatre termes :

- $n_4^{2a}$  : représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, avec souvent des fissures remplies par de la calcite et, vers la fin du terme, par de la pyrite disséminée ; la puissance de ce terme varie de 20 à 30 m.

- $n_4^{2b}$  : formé de grés bruns, avec une alternance d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse, et, en fin d'intervalle, un aspect broyé de la roche, la puissance du terme varie de 30 à 40 m.

- $n_4^{2c}$  : constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés brun et d'argiles verdâtres. Sa puissance varie de 60 à 130 m.

- $n_4^{2d}$  : formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m.

## II.4. Structure du gisement (Fig. I.4)

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

Ces corps sont allongés en bande sur une longueur de 2700 m en direction et 100 à 400 m en pendage. Les corps de minerai plongent d'un pendage de 10° à vers le Nord-Ouest. Ce pendage devient plus important à partir du profil 14 (19° à 20°).

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

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

La puissance moyenne du corps n°1 (corps supérieur) est de 5 mètres et celle du corps n°2 (corps inférieur) est de 4 mètres. Il n'existe aucune corrélation entre les épaisseurs et les teneurs et on constate une distribution contrastée dans les corps de minerai.

La minéralisation du gisement de Chaabet El-Hamra a une structure pluriétagée, de forme lenticulaire. La zone métallifère globale constituée de lentilles se présente sous forme d'une large bande de direction Nord-Ouest (300 à 320°), d'environ 2700 m de longueur et de 300 à 600 m de largeur et à une profondeur allant de 100 à 400 m. La puissance de ces lentilles est variable. Elle atteint parfois 15 m.

## II.5. Tectonique

Le gisement de Chaabet-El-Hamra appartient au Horst anticlinal de Rahbat et occupe la partie extrême ouest de son flanc Sud-ouest. Il se caractérise par une structure complexe. Le gisement se subdivise en trois blocs (Fig. I.4) :

### a. Le bloc Est

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

Le pli est compliqué par des accidents cassants :

- **La faille sud** : de direction latitudinale dans le flanc Sud-Est du brachyanticlinal, c'est une faille normale à rejet vertical de 100 à 120 m avec un pendage au Nord inférieur à 65-75°.
- **La faille diagonale** : elle s'étend vers le Nord-Est sub-parallèlement au plan axial.

#### b. Le bloc Central

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

#### c. Le bloc Ouest

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

- **la faille centrale** : c'est une faille normale qui s'étend de l'extrémité Nord jusqu'à l'extrémité Sud, avec un pendage au Sud-Est inférieur à 70-75° et un rejet vertical de 10 à 15 m dans sa partie Nord-Est, elle coupe un chevauchement à pente douce.
- **La faille latitudinale** : c'est une faille normale dérivée de la faille centrale. Elle se prolonge à l'Ouest au-delà du gisement, avec un pendage au Nord de 75 à 80° et un rejet vertical de 10 à 20 m.
- **La faille Est** : dérivée aussi de la faille centrale, cette faille normale est orientée vers l'Est, de direction subméridienne, avec une amplitude verticale du rejet de 80 m, voire de 100 m suivant le plan de faille, et un pendage Sud-ouest inférieur à 65-70°.
- **La faille Ouest** : cette faille normale se dégage du dessous du dépôt quaternaire, bordant le flanc Sud-est du brachyanticlinal du bloc Est, et change de direction jusqu'à 300°, se faisant couper par la faille latitudinale ; c'est une faille en escalier formant des plaques, des coins, dans une zone d'environ 70 m de large, et le pendage est à l'Est inférieur à 70-85° tandis que les rejets verticaux atteignent 10 m.

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

## II.6. La minéralisation

La minéralisation du gisement de Chaabet El-Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles minéralisées de composition tantôt mono-minérale, tantôt mixte (Fig. I.5). Elle est représentée essentiellement par la sphalérite, la pyrite, la marcassite, la galène rencontrée rarement et donc sans importance industrielle.

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

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

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

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

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

### - Caractéristiques du minerai

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

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

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

- ✓ La teneur de Zn dans la sphalérite : 67,1%
- ✓ La densité : 3.5-3.8
- ✓ La dureté : 5 à 6 (Mohs)
- ✓ Poids volumique du minerai : 2,8

#### - **Caractéristiques des roches encaissantes**

- Dureté des dolomies franches : 7-8
- Dureté des dolomies marneuses : 3-5
- Poids volumique :  $\gamma = 2,6 \text{ Kg / m}^3$

### **II.7. Condition hydrogéologique**

Les données géologiques, hydrogéologiques et les travaux d'exploitation ont confirmé la présence de deux nappes d'eau au dessus du niveau 960 m (Fig. I.6) :

- Aquifère du Barrémien (dans la partie Nord-Ouest du gisement), situé dans la dolomie gréseuse. Les caractéristiques de cette nappe ne sont pas connues encore, ce qui impose de faire une étude hydrogéologique avant d'entamer l'exploitation de la partie inférieure du gisement.
- La nappe Hauterivienne (dans la partie centrale du gisement); contenue dans les formations carbonatées à perméabilité de fissure.

Une étude a été faite sur cette nappe en Mars 1993 par un essai de pompage, qui a donné les résultats suivants :

- Débit : 203 m<sup>3</sup>/h
- Rabattement : 43m
- Perméabilité : 7.6 m/s
- Epaisseur moyenne : 63 m

Dans la partie Est du gisement deux sondages hydrogéologiques ont été exécutés, ces derniers ont donné des résultats négatifs et une absence de venues d'eau a été notée.

Les travaux miniers réalisés par l'ENOF ont confirmé qu'il n'y a pas de niveau aquifère dans la partie Est.



ETAGE	LOG	Description lithologique
Miocène 30 m		Grés à pecten ; calcaires et conglomérats
Aptien 60 m		Alternance de grés friables et de calcaires gréseux ; Calcaires massifs à grains fins
Barrémien 260 m		Grés bariolés à litages oblique parfois à laminations violacées ; Calcaires à grains fins, et calcaires marneux ; Dolomies massives,
Hautérvien Supérieur 80 m		Dolomies grisâtres, brunâtres ; Calcaires massifs ; Marnes ; Grés à grains fins.
Hautérvien Inférieur 80 m		Dolomies massives grise, parfois bitumineuses, hématitisées ; Grés à grains fins ; Marnes feuilletées ; Quelques lits argileux
Valanginien		Marnes bariolées avec quelques passages des dolomies de calcaires fins et grés.

Figure I.3 : Log stratigraphique de gisement Chaabet-El-Hamra [4]

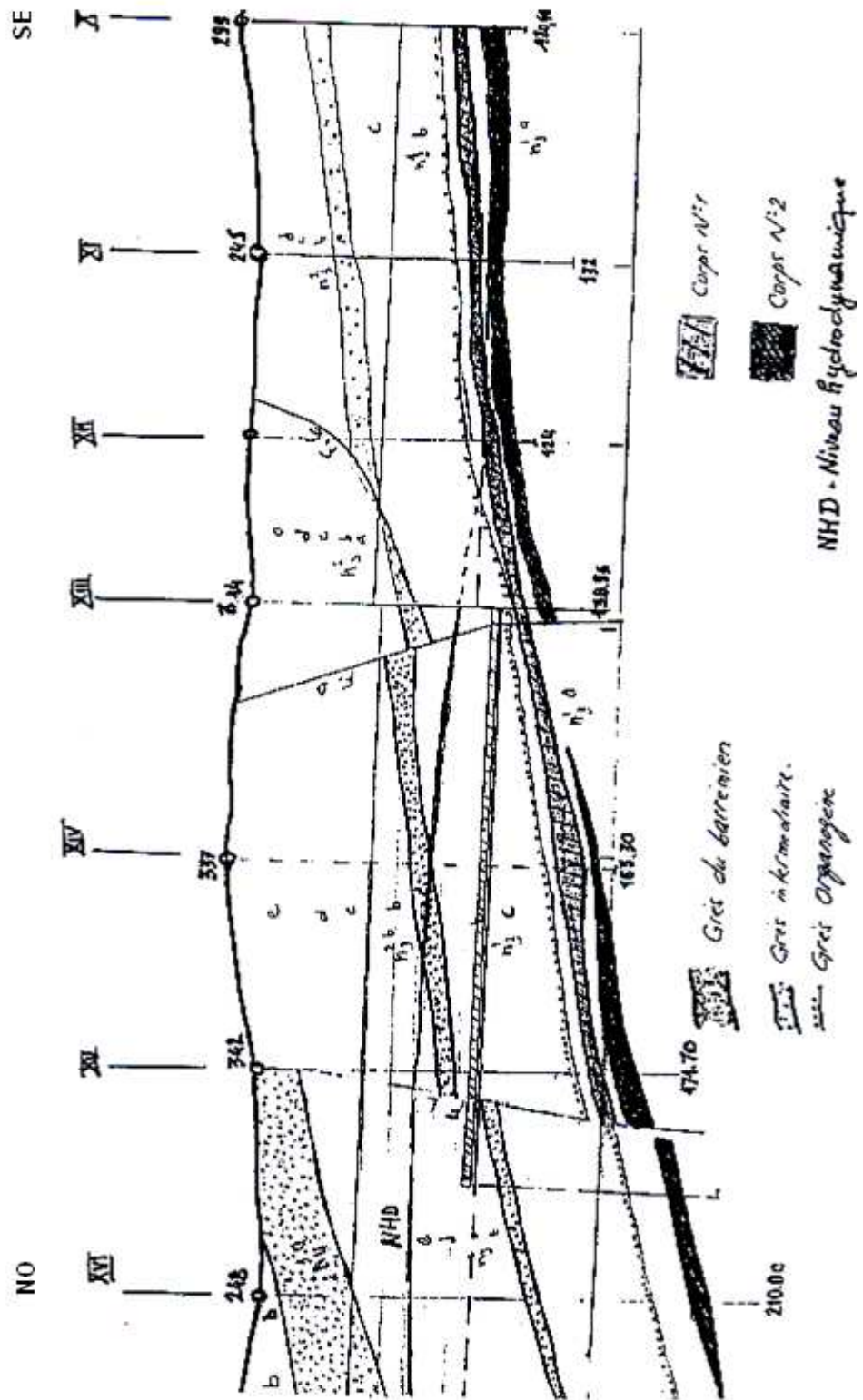
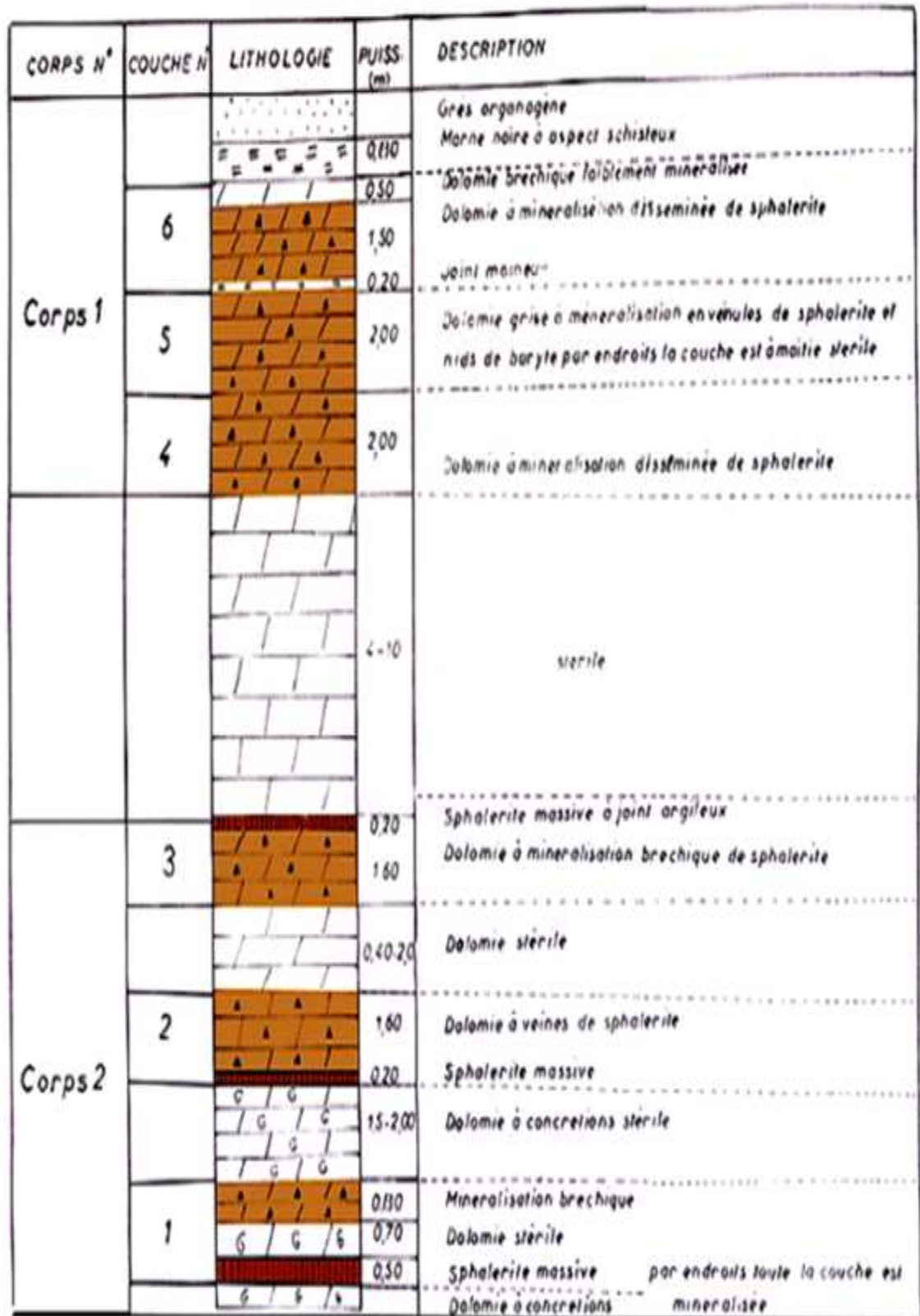


Figure I.4 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement Chaabet El-Hamra (profil X-XV) (Hors échelle). [4]



Sphalerite massive    Dolomie brechique avec sphalerite, baryte.

Figure I.5 : La minéralisation du gisement de Chaabet-El-Hamra (Faisceaux supérieur et inférieur) (Hors échelle). [4]

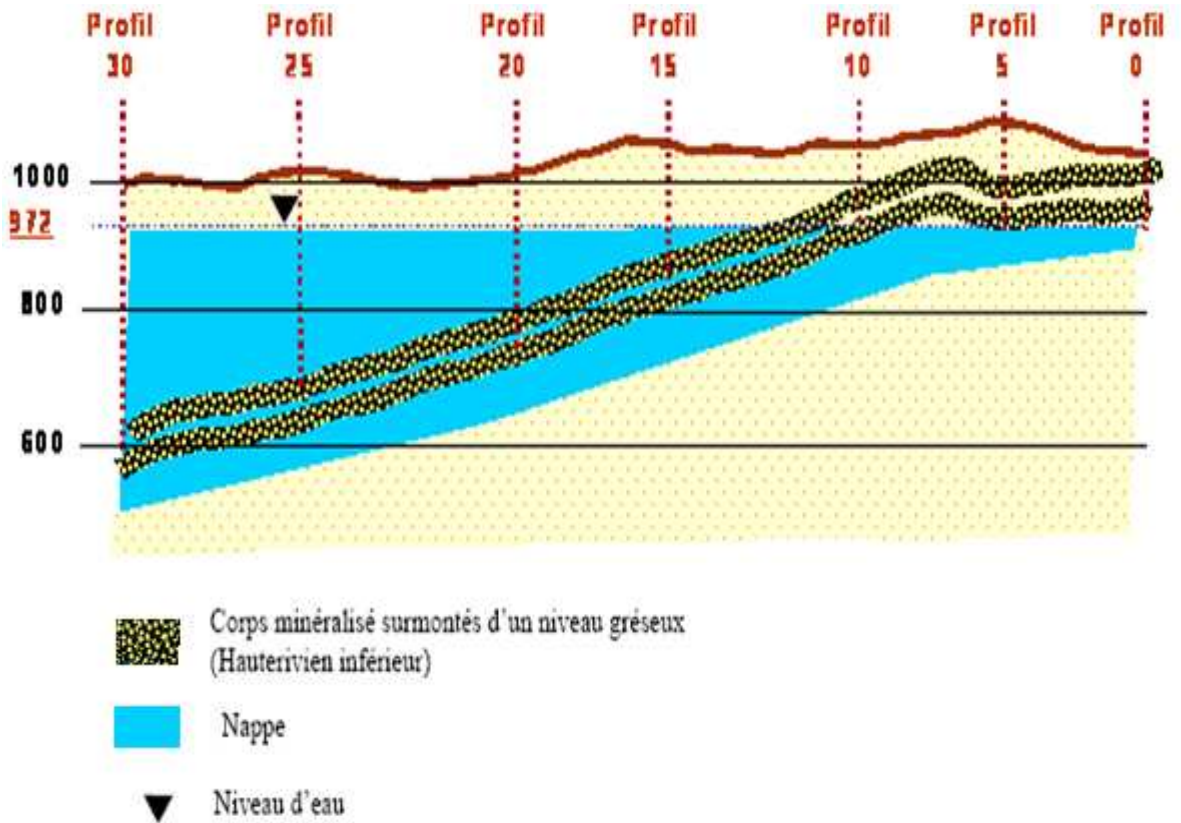


Figure I.6 : Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 15 [4]

### III. Réserves géologiques [4]

Les réserves géologiques du gisement de Chaabet-El-Hamra ont fait l'objet de plusieurs évaluations :

#### ❖ Evaluation de l'ORGM 1992

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

- Teneur de coupure : 3% ;
- Epaisseur minimale exploitable : 1 m ;
- Densité : 3.04 pour le corps n°1 et 3.07 pour le corps n°2 ;
- Réserves C1 : maille inférieure ou égale à 100 m en direction et 75 m en pendage ;
- Réserves C2 : maille supérieure à 100 m en direction et 75 m en pendage.

**Tableau I.1** : Evaluation de l'ORGM 1992

Corps	Catégorie	Réserves (t)	Teneur en Zn (%)
Corps 1et 2	C1	4 869 500	5,58 %
	C1	151 100	5,34 %
<b>Total</b>		5 020 600	5,57 %

#### ❖ Evaluation SIDAM 1994 :

En expertisant les réserves du gisement, le groupe minier Canadien SIDAM a évalué les réserves géologiques par la méthode de champ d'influence. Les paramètres de base utilisés sont les suivants :

- Teneur de coupure : 3%
  - Epaisseur minimale exploitable : 2 m
  - Densité : 3.05 pour les deux corps
  - Réserves de catégorie C1 : maille inférieure à 100 m en direction et 75 m en pendage.
- Cette évaluation a ressorti 1 594 127 tonnes de réserves à une teneur de 7.97.

#### ❖ Evaluation de l'ENOF 1996

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

La partie inférieure (profil 10 – profil 16) est divisée en 15 blocs où chaque bloc traversé par un sondage représente une ou plusieurs lentilles discontinues, superposées et séparées par des intercalations stériles.

**Tableau I.2 :** Evaluation de l'ENOF 1996.

N° du corps de minerai	Cat.	Réserves géologiques (t)	% Zn	Réserves exploitables (t)	% Zn
Partie Supérieure	C1	293 000	8,02	258 400	7,36
	C2	414 000	7,90	243 400	7,26
	<b>Total</b>	<b>707 000</b>	<b>7,95</b>	<b>501 800</b>	<b>7,31</b>
Partie Inférieure	C1	315 000	7,82	277 800	7,18
	C2	728 000	7,87	428 100	7,23
	<b>Total</b>	<b>1 043 000</b>	<b>7,86</b>	<b>705 900</b>	<b>7,21</b>
<b>Total Gisement</b>		<b>1 750 000</b>	<b>7,90</b>	<b>1 207 700</b>	<b>7,25</b>

D'après les tableaux ci-dessus on conclut ce qui suit :

- ☛ On remarque que les valeurs estimées par les différentes évaluations présentent des écarts plus ou moins importants et cela s'explique de la manière suivante :
  - Les évaluations sont faites pour des superficies et des catégories de réserves différentes (C1, C1 + C2 ou bien B + C1 + C2).
  - Les évaluations sont basées sur des méthodes de calcul différentes (blocs géologiques pour l'ORGM, coupe géologique pour l'ENOF).
  - Considérer différemment les teneurs de coupure et les épaisseurs minimales exploitables
  
- ☛ Sur la base de l'étude faite par l'ORGM, et compte tenu de l'urgence qui caractérisait la situation, l'ENOF a engagé dès 1991, les travaux d'ouverture et de préparation du gisement. Parallèlement le bureau d'études canadien (SIDAM) a été chargé de réaliser :
  - ✓ D'une expertise des réserves
  - ✓ D'une étude de faisabilité technique et économique du gisement.

- ☛ Les conclusions de l'expertise des réserves qui a été réalisée en 1992 - 1993 par SIDAM, ne se sont pas trop éloignées des réserves calculées par l'ORGM.
- ☛ Par ailleurs et dans son étude de faisabilité technique et économique, SIDAM n'a retenu que la partie située au dessus du niveau hydrostatique (profil 0 à 16) soit à un total de réserves de 1 594 127 tonnes de réserves à une teneur de 7.97.
- ☛ Les réserves situées du profil 16 au profil 24 ont été quant à elles, exclues du calcul.
- ☛ Pour l'ENOF 1996, la teneur et les réserves exploitables sont calculées avec :
  - Un taux de perte de 13 à 10 % ;
  - Un taux de salissage de 8 à 10 % ;
  - Un taux de certitude de 90 % pour la catégorie C1 ;
  - Un taux de certitude de 60 % pour la catégorie C2.



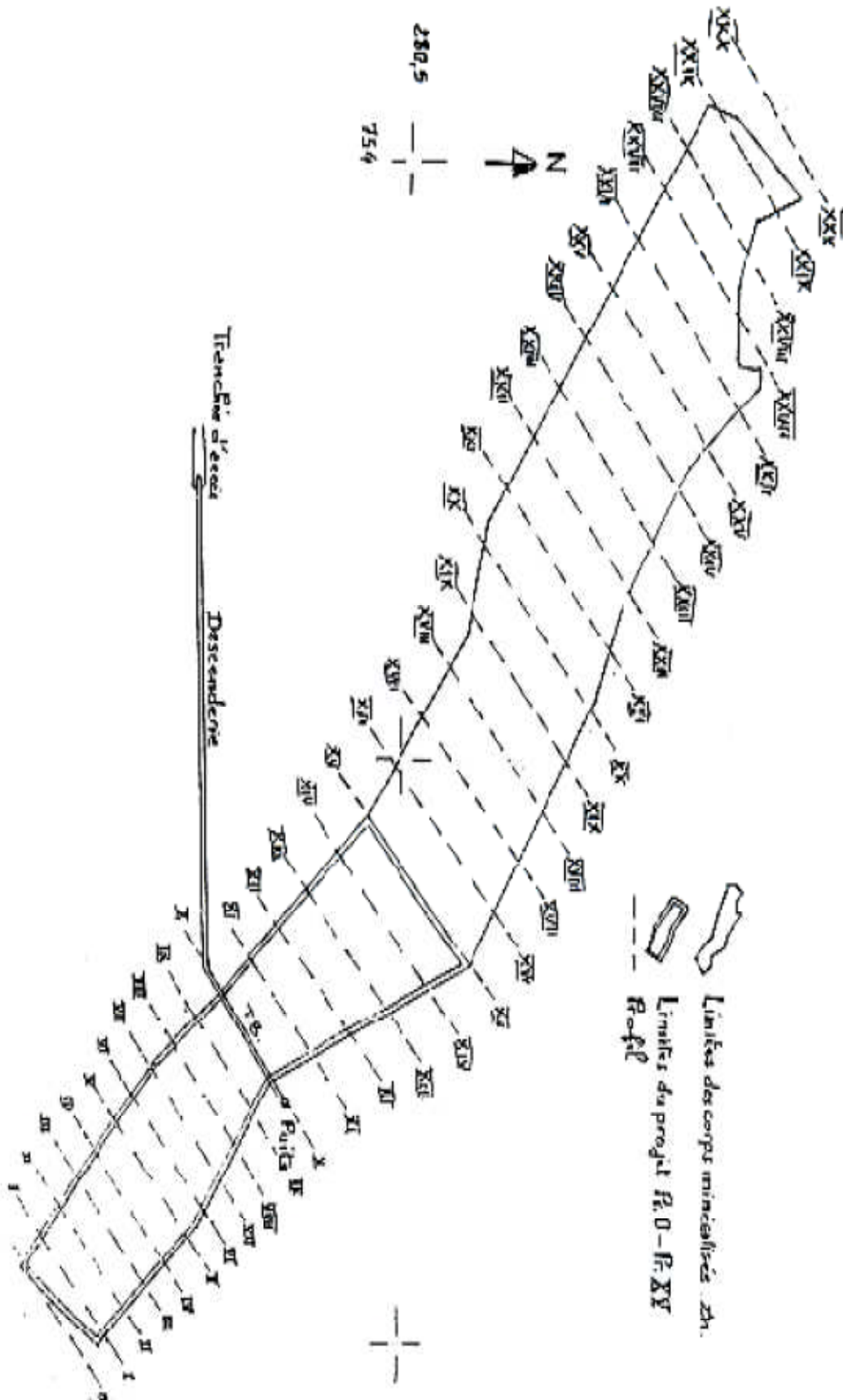


Figure I.7 : Plan schématique du gisement de Chaabet El-Hamra (Echelle 1/10 000) [4]



## *CHAPITRE II :*

*Exploitation de la partie supérieure et les méthodes  
pratiquées*

## **Introduction**

L'élaboration d'un projet d'exploitation doit prendre en compte les points suivants :

- Choix du mode d'exploitation ;
- Choix de la méthode d'exploitation ;
- Aménagement des terrains et déchargement des stériles ;
- Choix des matériels de décapage, d'extraction, de chargement et de transport ;
- Elaboration du plan de masse : plan de localisation des différentes infrastructures, sites à exploiter, routes d'accès, terrains de déchargement des stériles, .... ;
- Elaboration d'une coupe type du gisement à travers les épontes ;
- Elaboration d'une esquisse d'exploitation (morphologie du gisement, plan d'exploitation, travaux à réaliser...).

## **I. Exploitation des gisements métallifères**

### **I.1. Choix de la méthode d'exploitation**

Les méthodes utilisées par les mines en gisements métallifères pentés et filoniens sont variées et spécifiques. La méthode d'exploitation choisie est commandée par la nature du gisement et par des considérations techniques (prix de revient, taux de récupération du minerai, sécurité).

### **I.2. Classification et description de quelques méthodes de d'exploitation souterraine des mines métalliques [2]**

On classe habituellement les méthodes de d'exploitation des mines métalliques en :

- Exploitation par chambres vides ;
- Exploitation par chambres foudroyées ;
- Exploitation par chambres remblayées ;
- Exploitation par chambres magasins ;

#### **a. Méthodes d'exploitation par chambres vides**

Méthodes de dépilages dans lesquelles le vide créé par l'exploitation du minerai est conservé sans remblayage, ni foudroyage, soit sans aucun soutènement artificiel systématiques (chambres vides proprement dites), soit au contraire avec soutènement systématique (chambres vides boisées ou charpentées).

### **b. Exploitation par chambres foudroyées**

Méthodes de dépilage dans lesquelles, soit le minerai, soit le stérile, soit les deux sont foudroyés.

### **c. Exploitation par chambres remblayées**

Méthodes dans lesquelles le vide créé par l'exploitation du minerai est comblé par un remblai maintenant les épontes.

### **d. Exploitation par chambres magasins**

Méthodes de dépilage dans lesquelles une partie du minerai abattu est laissé en place pour servir de plancher de travail et dont l'autre partie est soutirée dans la mesure nécessaire à la réalisation d'un emplacement de travail de dimensions raisonnables.

Les facteurs décisifs principaux entre ces méthodes seront la puissance des blocs minéralisés, les coûts de revient de la méthode et le facteur stabilité (sécurité).

Dans ce qui suit, on ne s'intéressera qu'aux méthodes d'exploitation par chambres vides ; Ce sont les méthodes déjà pratiquées dans la partie supérieure à savoir :

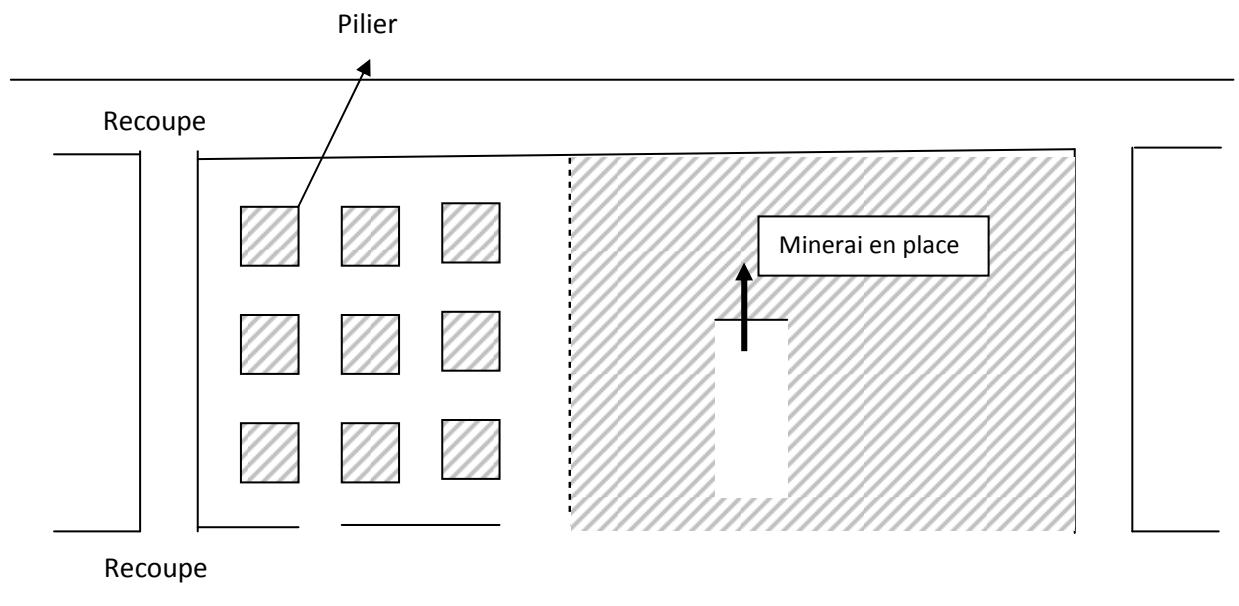
- la méthode par chambres et piliers ( en un seul niveau pour des puissances < 5m soit à deux ou trois niveaux pour les puissances plus importantes (>5m) ;
- la méthode par traçages et dépilages pour les puissances < 5m,

#### **I.2.1. Méthode des chambres et piliers abandonnés (Puissance < 5 m)**

C'est la méthode qui est utilisée et maîtrisée par les mineurs de Chaabet El-Hamra pour l'avoir déjà pratiquée durant plusieurs années à la mine de Kherzet Youssef.

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

Cette méthode nécessite une bonne connaissance, ainsi qu'un suivi du comportement des piliers abandonnés et se caractérise par un taux élevé de perte minerai de l'ordre de 25 %.



**Figure II.1 : Méthode des chambres et piliers abandonnés [2]**

L'emplacement des piliers, leurs formes et dimensions et leur fréquence dépend des caractéristiques du gisement (failles, nature des épontes, la taille de la chambre, la profondeur, etc....

Dans certains cas, la situation de la mine nous oblige à abandonner des piliers dans des zones riches ce qui a pour conséquence directe une élévation du taux de perte technique. Le dimensionnement des piliers est généralement le résultat d'une étude géotechnique.

### **I.2.2. Méthode par traçage et dépilage (puissance < 5 m)**

Pour une morphologie de type lenticulaire comme celle du gisement de Chaabet El-Hamra, notamment pour les épaisseurs < 5 m, la méthode d'exploitation conventionnelle la plus appropriée est celle par traçage et dépilage.

Cette méthode consiste à creuser des galeries parallèles de 4 m de largeur, appelées «traçage», et distantes l'une de l'autre d'environ 4 m, ce qui constitue la largeur de pilier.

Ces piliers sont ensuite récupérés partiellement, en procédant de la manière suivante : fig. II.2 :

- Réalisation successivement de la recoupe et de la refente ;
- Et Abandon des piliers résiduels (appelés quilles) de 2m de côté

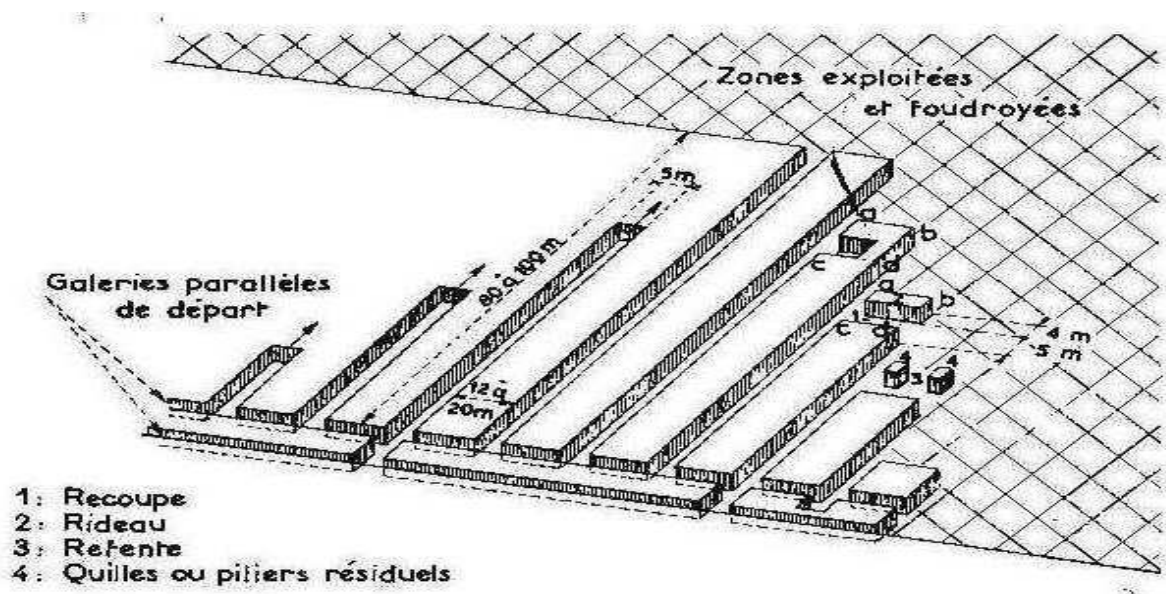


Figure II.2 : Méthodes des traçages et défilage [2]

## II. Exploitation de la partie supérieure du gisement de Chaabet El Hamra

### II.1. Mode d'ouverture et découpage [4]

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

#### ➤ Tranchées d'accès et descenderie

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

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

Cette descenderie est précédée d'une tranchée d'accès, d'une longueur de 113 m, allant de la côte 1034 à celle de 1025 mais d'une inclinaison contraire à la pente de la descenderie, de l'ordre de 6 %.

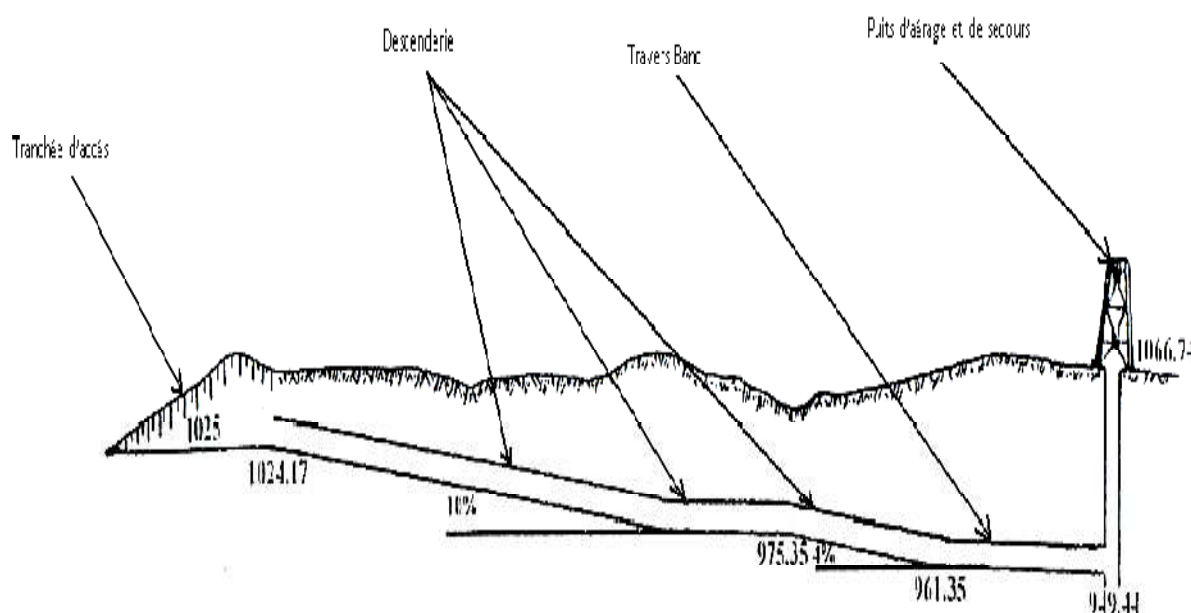
La tranchée d'accès est dotée de murs de protection en béton, avec un puisard pour le drainage des eaux pluviales.

➤ **Travers-banc 960**

De même section que la descenderie (20,60 m<sup>2</sup>) et à la côte 960, ce travers-banc a une longueur de 289 m et une inclinaison de 4 % (en traversant la zone minéralisée) et relie le puits d'aéragé et de secours à la descenderie, suivant le profil X.

➤ **Puits d'aéragé et de secours**

Initialement sondage d'aéragé, ce puits a une section de 9,60 m<sup>2</sup> et une profondeur de 117 m dont 10 m de puisards, et se trouve être entièrement bétonné, partant du niveau 960 et débouchant au jour à la côte 1066,74.

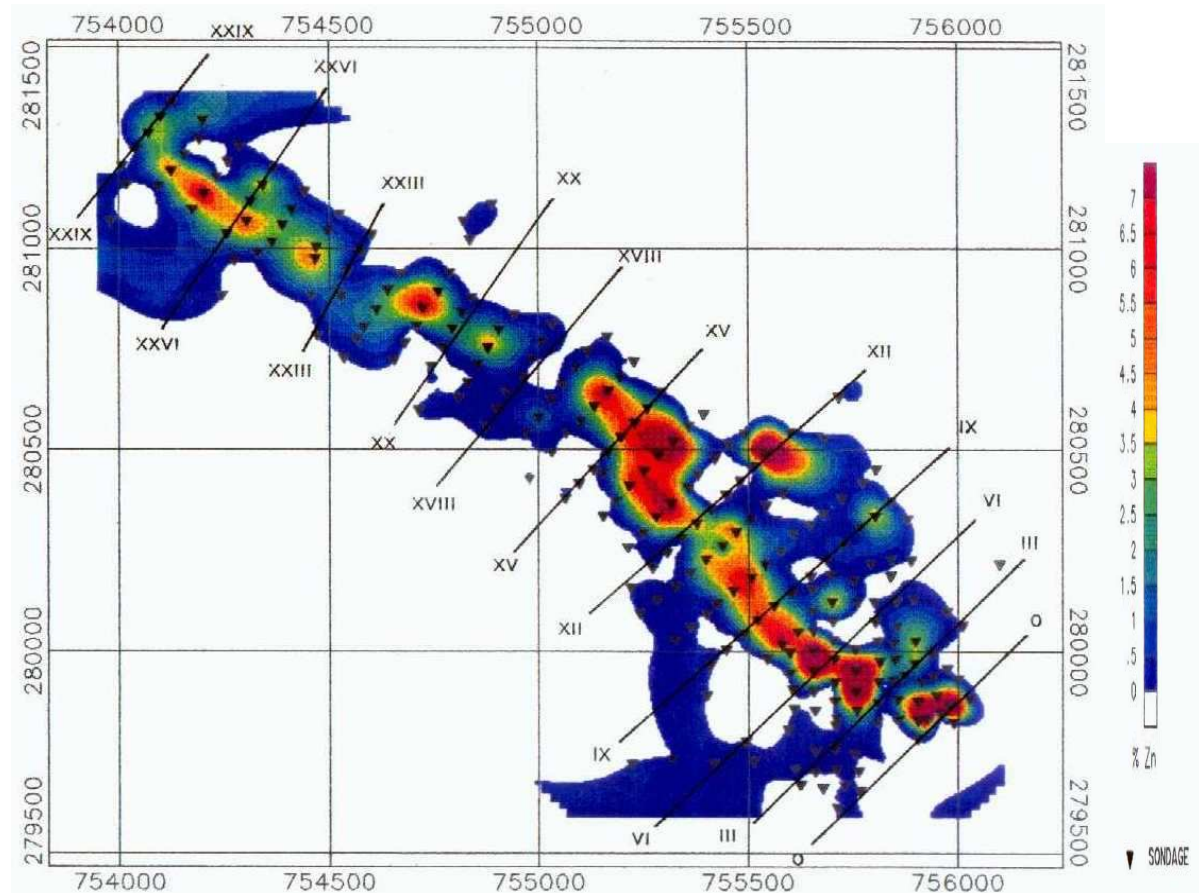


**Figure II.4 :** Coup des ouvrages d'ouverture du gisement

Le projet d'exploitation des réserves de Chaâbet-El-Hamra retenu par l'ENOF n'a pris en considération que les réserves situées entre les profils 0 et 15 pour les raisons suivantes :

- Entre les profils 16 et 24, il existe un secteur d'environ 800 m de longueur à l'intérieur duquel les corps minéralisés sont absents ou présentent des teneurs et des épaisseurs insuffisantes pour justifier leur exploitation (figure de distribution des teneurs des corps de minerai) ; sachant que la teneur limite d'exploitation la plus minimale choisie est de 3%.

- Au delà du profil 15, les données hydrogéologiques sont plus contraignantes.
- La partie du gisement située entre les profils 15 et 31 plonge vers le NO avec un angle plus prononcé que la moyenne (approximativement 15°). Cette particularité causera de plus grandes difficultés d'ouverture et d'exploitation.



**Figure II.5 :** Distribution des teneurs de Zinc dans les corps minéralisés du gisement de Chaabet-El-Hamra [4]

Lors du creusement du puits d'aérage, le niveau hydrostatique a été rencontré à la cote 972. Cette situation a amené l'ENOF en 1996 à considérer que les réserves du profil 0 au profil 15 sont distinguées en deux parties :

**1. Une Partie Supérieure, du profil 0 au profil 10 :**

Caractérisée par des débits faibles des venues d'eau et de la pente qui favorise l'évacuation des eaux par gravité. L'exploitation de cette partie a été achevée en 2004.

**2. Une Partie Inférieure, du profil 10 au profil 15 :**

Cette partie du gisement est sous le niveau de la nappe.



## II.2. Méthode d'exploitation pratiquée à la partie supérieure de Chaabet El-Hamra

Selon la puissance, le pendage, la qualité du minerai et les épontes, les méthodes d'exploitations retenues sont :

- \* Par chambres et piliers abandonnés en un seul niveau (pour les épaisseurs  $< 5$  m) ;
- \* Traçage, dépilage et foudroyage (pour les épaisseurs  $< 5$  m) ;
- \* Chambre et piliers à deux ou trois niveaux (pour les épaisseurs  $> 5$  m). Cette méthode est appelée par la mine de Chaabet El Hamra méthode des sous niveaux abattus.

### ➤ **Traçage et dépilage** (pour les puissances inférieures à 5 m)

La méthode par traçage et dépilage, pour les épaisseurs  $< 5$ m est la méthode conventionnelle pour une morphologie du type du gisement de Chaabet El Hamra.

Cette méthode consiste à effectuer des galeries parallèles de 5 à 6 m de largeur appelées « traçage » et espacée entre elle de 5m constituant le pilier. Ces piliers sont par la suite récupérés partiellement. Seuls des piliers résiduels de 2m de côté sont abandonnés et foudroyés.

Cependant, compte tenu des travaux d'ossature existants, la méthode n'est pas sans inconvénients. En effet l'inconvénient majeur réside dans le fait qu'elle oblige la réalisation entière des travaux préparatoires qui permettent d'accéder aux profils amont (profil 10 à 0 ) avant de procéder à l'exploitation des blocs .Cette obligation est liée à des questions de stabilité du toit et des voies de passage du personnel et des engins.

### ➤ **Chambres et pilier abandonnés** (pour les puissances inférieure et supérieure à 5 m)

Comme on l'a décrit précédemment, c'est la méthode qui est utilisée et maîtrisée par les mineurs de Chaabet El-Hamra pour l'avoir déjà pratiquée durant plusieurs années à la mine de Kherzet Youssef.

Malgré que cette méthode classique est bien applicable que pour les corps ayant des puissances relativement faible ( $< 5$ m généralement), les mineurs de Chaabet-el –Hamra ont pu l'appliquer pour des puissances importantes (allant jusqu'à 8m).

Techniquement, ils sont arrivés à utiliser une deuxième variante de cette méthode en exploitant en deux sous niveaux.



Le premier niveau est exploité jusqu'à 3 m d'épaisseur classiquement en abandonnant des piliers résiduels qui servent à soutenir le toit.

Une partie du tas abattu de ce niveau est laissé sur place pour servir comme un plancher de travail pour arriver à exploiter le niveau supérieur en effectuant un foration de trous de mine horizontale ou un peu incliné, puisque la foration verticale pose des problèmes dans le chargement des trous par l'explosif.

C'est pour cette raison que les exploitants de la mine confond l'appellation de cette méthodes avec les sous niveau abattus, non pas pour designer la technique de la méthode, mais plutôt pour préciser que l'exploitation de toute l'épaisseur ne se réalise pas en un seul coup, mais par deux niveaux superposés.

On aurait pu pratiquer cette technique en utilisant la machine d'abattage qui facilite l'opération de foration.

### **II.3. Travaux d'infrastructure**

Les travaux d'infrastructures ont consisté à réaliser deux voies principales d'accès aux différents blocs à partir du TB 960 vers le profil 0. La longueur totale de ces deux galeries et de 1000 m avec des pentes de 3% à 15%.

Ces voies ont été tracées en pleine lentille dans un souci évident, à la fois de recherche et de production.

### **II.4. Travaux préparatoires**

Chaque lentille minéralisée est découpée en blocs d'exploitation et chaque bloc comporte le numéro de la lentille suivi de celui de blocs : par exemple, 3/6 signifie bloc 6 de la lentille 3.

Les travaux de découpage ont pour but la préparation des réserves du bloc à l'abattage et ceci consiste à tracer, à partir de la galerie principale (ou galerie d'accès aux blocs), les galeries secondaires (ou galeries de traçage) afin de délimiter des panneaux de minerai d'une largeur moyenne de 25 m et d'une longueur liée à l'extension de la minéralisation.

Ces travaux ont eu aussi un double objectif de recherche et de production. Cette situation de recherche production a duré de 1994 à 1998.

## II.5. Les travaux d'abattage

L'abattage des panneaux se fait à l'explosif en laissant un stot de protection de 12 m, la largeur de la chambre est de 4 m (elle varie selon la stabilité des terrains).

Le schéma du plan de tir et le nombre de trou de mine n'étais pas fixe, mais variable selon les caractéristiques de la zone à abattre.

L'explosif utilisé est la gélanite qui est disponible sur le marché national. La consommation d'explosif était en moyenne de 15Kg par tir ; soit une moyenne de 0.5Kg par trou (2cartouches de 0.25Kg et de 23cm de longueur).

## III. Réalisations de l'exploitation de la partie supérieure du gisement de Chaabet-El-Hamra

Suite aux travaux de recherche par ouvrages miniers entamés en 1994 dans la zone minéralisée et qui ont permis le creusement, au 31 décembre 1997, de 3390 mètres de galeries, l'unité de Kherzet-Youssef a élaboré et soutenue le « Projet de mise en exploitation du gisement de zinc de Chaâbet-El-Hamra ».

Les travaux de préparation se sont poursuivis jusqu'à 1999, année à laquelle l'unité est entrée en phase d'exploitation des réserves de la partie supérieure du gisement. En parallèle, l'ENOF a confié le dossier relatif à l'exploitation des réserves du profil 0 au profil 15 aux bureaux désignés ci-après, qui ont confirmé la faisabilité de l'exploitation des réserves du gisement de Chaâbet-El-Hamra.

- La Générale des Mines
- Le Groupe Minier Canadien « SIDAM »
- L'Entreprise Nationale d'Or « ENOR »
- L'Ingénieur Conseil B. Belhebri et l'Ingénieur Conseil L. MEFTAH.

L'étude faite par la Général Des Mines sur l'exploitation de cette partie du gisement a arrivé à ressortir les réalisations et les conclusions suivantes :

### III.1. Les principales voies de roulage

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

Les ouvrages miniers d'infrastructure sont constitués de :

- ❖ Deux galeries intermédiaires de section 20,60 m<sup>2</sup> et de 182 m de longueur, donnant accès aux deux (2) faisceaux supérieur et inférieur (vers le profil XV et ont atteint le profil XI / XII sur 150 m).
  - ❖ Des galeries d'accès (du travers-banc 960 vers le profil 0 et les longueurs réalisées, d'environ 800 m, ont atteint le profil V) aux blocs et de roulage des engins, ainsi que de passage du personnel et d'aérage.
  - ❖ Une galerie de jonction entre les deux faisceaux minéralisés, de 20,960 m<sup>2</sup> de section et de 116 m de longueur (pente 7 à 8 ‰).
- ➔ On note que les travaux d'infrastructure permettent un abattage et une extraction de 23 100 tonnes de T.V à une teneur de 8.25 % Zn.

## **II.2. Condition et résultats de l'exploitation de la partie supérieure**

### **a. Réserves extraites**

L'exploitation des blocs a été menée d'une manière rabattante du profil 0 au Profil X.

Lors du creusement des voies d'accès pour atteindre le profil le plus éloigné (profil 0) les blocs traversés ont été exploités en partie tout en préservant les galeries de roulage.

Par année et depuis son démarrage les tonnages extraits ont connu une nette amélioration à partir de 1998 comme le montre le tableau et les graphes ci-après.

Il faut cependant retenir que durant la période 1994 à 2006.

- 127 128 tonnes à 3,85 % en Zn ont été extraites lors des travaux préparatoires et d'infrastructures dans la période 1994 et 1998 ;
- 321 040 tonnes à 5,27% en Zn ont été extraites lors des travaux d'exploitation dans les blocs dans la période 1999 à 2006.

### **b. Taux de perte et de salissage**

Ces taux ont été déterminés à partir des passeports des blocs. Ces passeports constituent une fiche de synthèse du bloc comportant les paramètres suivants :

- Réserves récupérables : corrigées sur la base des travaux préparatoires dans le bloc
- Teneur corrigée avant l'exploitation du bloc
- Quantité de minerai extrait et sa teneur
- Quantité de stérile extrait

L'écart enregistré entre la teneur corrigée moyenne avant l'exploitation du bloc et la teneur du volume extrait est lié au taux de salissage.

L'analyse faite à partir des passeports des blocs fait ressortir les points ci-après :

**Tableau II.1 :** Taux de perte et taux de salissage lors de l'abattage des blocs

	Tonnage (T)	Teneur (%)
Réserves exploitables attendues (récupérables) des blocs exploités	324 187	0,0615
Réserves réellement extraites :	328 418	0,0527
Minerai :	297 180	
Stérile :	31 238	
Perte Minerai (en tonnes)	41 969	
Taux de salissage (Abattage) %	10	
Taux de perte %	13	

Ainsi donc l'exploitation des blocs de la partie supérieure s'est effectuée avec un taux de perte de 13 % et un taux de salissage (abattage) de 10%.

Le taux de salissage réel moyen durant la période 1994 à 2005 est plus élevé du fait du salissage important réalisé dans les travaux préparatoires. Ce dernier est de 48%.

Ce qui donne un taux de salissage global de 20% comme le montre le tableau ci-après :

**Tableau II.2 :** Taux de salissage global (Abattage +Travaux préparatoires).

	Stériles	Extraction	Taux de salissage
Travaux préparatoires	61026*	127128	48%
Extraction	31238	321040	10%
Total	92264	448168	20%

(\*) minerai de très faible teneur < 3%

On peut résumer ce qui précède dans le tableau suivant :

**Tableau II.3 :** Bilan exploitation de la partie supérieure.

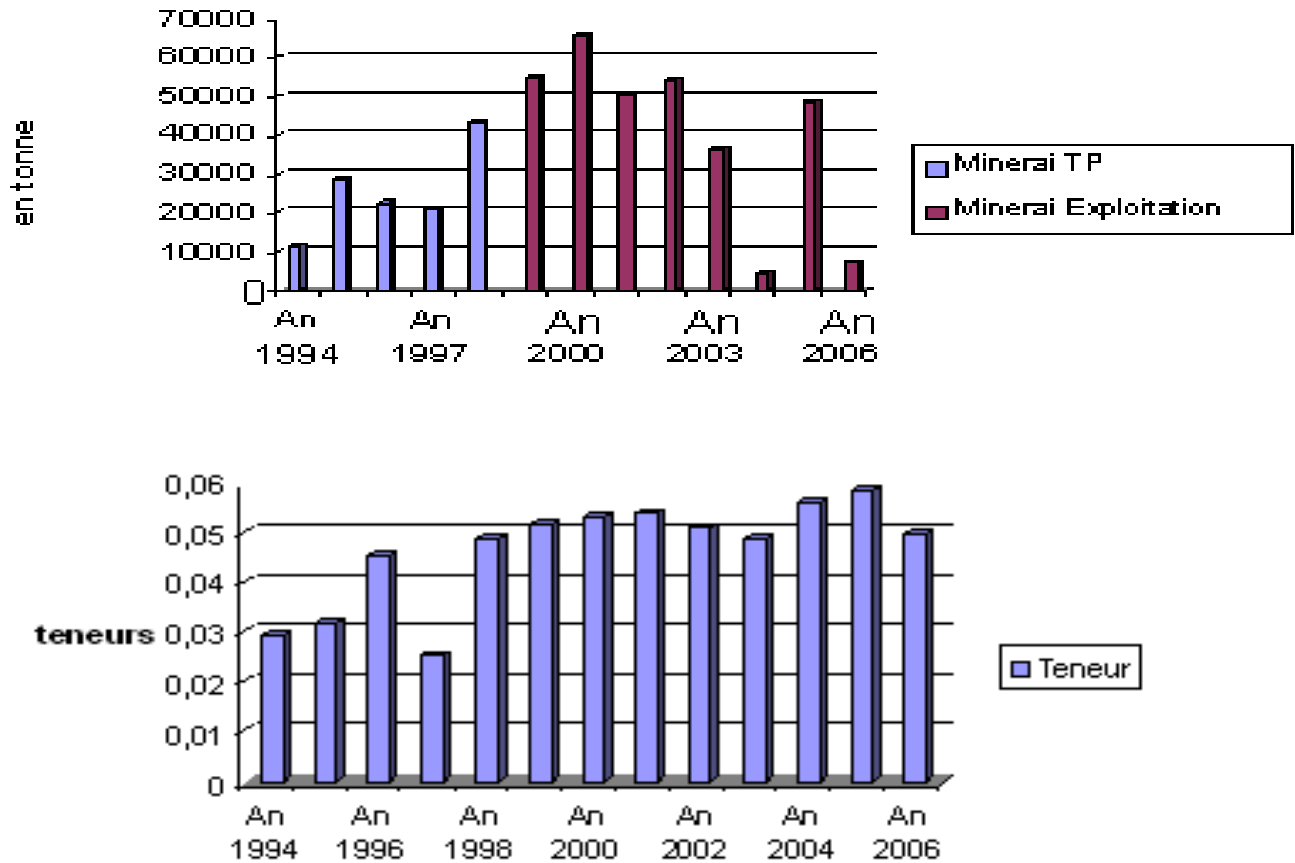
	Réserves (T)	Teneurs (%)
Réserves exploitables (Estimation ENOF 1996)	501 800	7.31
Réserves extraites	448 168	4.17
- Minerai des Blocs	321 040	5.16
- Minerai Travaux préparatoires	127128	3.95
Taux de pertes		13
Taux de salissage		20

### III.3. Evolution de l'exploitation de la partie supérieure

Le bilan d'exploitation de la partie supérieure du gisement de zinc de Chaabet-El-Hamra depuis 1994 jusqu'à 2006 fait ressortir un total de minerai extrait de 448 186 tonne à une teneur moyen en Zinc de 4.17% ; réparti comme suit :

- 127128 tonnes d'après les travaux préparatoires (1994-1998) ;
- 321040 tonnes d'après les travaux d'exploitation (1999-2006).

L'évolution de l'exploitation pendant cette période peut être présentée dans les graphes suivants :



**Figure II.5 :** Evolution et statistiques de l'exploitation de la partie supérieure.

De l'analyse de l'exploitation de la partie supérieure on peut tirer les conclusions suivantes :

- 1- Les réserves récupérées représentent près de 100% des réserves exploitables.
- 2- Les teneurs obtenus des blocs extraits entrée laverie sont de 5,16 % en Zn au lieu de 7,21%. Ce résultat a permis d'introduire un coefficient correcteur des teneurs de 71%

Ces paramètres seront pris en compte dans l'étude de l'exploitation de la partie inférieure qui constitue l'objet du chapitre suivant.

*CHAPITRE III :*

*PROJET D'EXPLOITATION DE LA PARTIE  
INFÉRIEURE DU GISEMENT  
DE CHAABET-EL-HAMRA*

## Introduction

Le présent chapitre traite de l'exploitation des réserves en minerai zincifère de la partie inférieure, située entre le profil 10 et le profil 15, du gisement de Chaâbet-El-Hamra. Cette partie, qui renferme plus de 60 % des réserves prévues pour l'exploitation, constitue le prolongement de la partie supérieure du gisement.

### I. Réserves géologiques

#### I.1. Evaluation des réserves de la partie inférieure

Les réserves géologiques de la partie inférieure (profil 10 - profil 15) ont fait l'objet de plusieurs évaluations, on peut les résumer dans le tableau suivant :

**Tableau III.1** : Evaluations des réserves géologiques (Profil 10 – Profil 15).

<b>Evaluation</b>	<b>Catégories des réserves</b>	<b>Tonnage de minerai (t)</b>	<b>Teneur en Zn (%)</b>
<b>ORGM 1992</b>	C1 + C2	1 695 800	6.42
<b>ENOF 1996</b>	B + C1 + C2	<b>1 043 000</b>	<b>7.86</b>
<b>ENOF 2002</b>	B + C1 + C2	957 514	8.01

#### I.2 Evaluation des réserves récupérables

Sur la base de l'évaluation de l'ENOF 1996 et, les réserves géologiques du profil 10 au profil 15 s'élèvent à 1 043 000 tonnes à 7,86% de zinc et les réserves exploitables sont de 705 900 tonnes à 7,21% avec un taux de salissage de 13% et taux de perte de 8%. En tenant compte du taux correcteur de la teneur déterminé dans le chapitre précédent les réserves exploitables deviennent 705 900 tonnes à 5,16% Zn

Toutefois, il conviendra de diminuer lors de l'exploitation le taux de salissage par une exploitation sélective des niveaux de la dolomie qui traversent quelque blocs (un niveau et parfois deux niveaux d'épaisseur de 1 à 2 m).

Pour mieux comprendre ce taux, on prend par exemple les logs géologiques représentés dans la figure ci-après. L'exploitation du bloc B 3-4-5/11 peut se faire soit :

- **Par une exploitation globale du bloc :**

Dans ce cas, le bloc sera pris complètement sur son épaisseur qui est de 13.15 m avec une teneur du TV de 5.4%.



- **Par une exploitation sélective en exploitation la dolomie séparément :**

On exploite le niveau de la dolomie de 2 m séparément, ce qui permet d'avoir une teneur plus élevée qui est de 6.42%

	Ep	Te		Ep	Te
<b>B 3-4-5/11</b>	0,5	0,1425	<b>B 3-4-5 -6/10</b>	2,9	0,07
	0,5	0,138		2,2	0,1488
	Dolomie 1,05			1	0,245
	0,5	0,05		0,6	0,2375
	0,5	0,0113		0,6	0,105
	1	0,018		Dolomie 1,65	0,0495
	1,05	0,047		1,8	
	1	0,0675		1,5	0,1075
	1	0,0825		1,6	0,0235
	0,5	0,265			
	0,55	0,03		13,85	0,0911
	0,5	0,1025			
	0,5	0,0219			
	Dolomie 2				
	1	0,06			
1	0,0575				
Exploitation complète	<b>13,15</b>	<b>0,0545</b>			
Exploitation sélective	<b>11,15</b>	<b>0,0642</b>			

**Figure III.1 :** Logs du faisceau supérieur du profil 15.

Avec cette technique, on peut améliorer la teneur de zinc dans le bloc 3-4-5/11 de 5.45% à 6.42%.

### I.3. Réserves de minerai par bloc de la partie inférieure

Compte tenu des conclusions de l'exploitation de la partie supérieure, les teneurs des réserves exploitables de la partie inférieure (jusqu'au profil 15), subiront, à la faveur du taux correcteur pour atteindre 5,16%.

Les conditions maintenues pour l'exploitation sont :

- Teneur minimale exploitable : 3% (cette valeur n'est pas fixe) ;
- Epaisseur minimale exploitable : 1 m ;

Le tableau ci après montre la décomposition des réserves par profil et par bloc :

**Tableau III.2** : Etat des blocs sur la base du coefficient de correction.

<b>Profil</b>	<b>N°Bloc</b>	<b>Réserves récupérables (t)</b>	<b>Teneur (%)</b>	<b>Teneur corrigée (%)</b>
Profil 10	B3/7	5125	7,68	5,49
Profil 11	B3/10	8430	7,77	5,56
	B3/5	18225	4,64	3,32
Profil 12	B3-4-5-6/6	97200	9,25	6,61
	B2-3/6	22870	5,08	3,63
Profil 13	B4-5-6/7	110287	5,82	4,16
	B 4-5/8	28827	5,54	3,96
	B 3-4/9	45026	7,41	5,30
Profil 14	B3/6	27793	5,54	3,96
	B3-4-5-6/10	131784	7,42	5,31
	B3-4-5/11	100250	6,85	4,90
	B2-3/7	34020	11,21	8,02
Profil 15	B 4/2	22265	7,18	5,13
	B1-2/8	39623	7,47	5,34
	B 1/5	14175	6,26	4,48
<b>Total 10- 15</b>		<b>705900</b>	<b>7,21</b>	<b>5,16</b>

La reprise des travaux dans la partie inférieure nécessite tout un programme d'actions (dénoyage de la partie inférieure, réalisation des travaux d'infrastructure etc....) qui sont présentées dans ce qui suit.

## II. Actions engagées pour la reprise de l'activité et l'exploitation des réserves de la partie inférieure du gisement.

La mise en exploitation des réserves de la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra nécessite au préalable :

- La réalisation d'un système d'exhaure pour permettre un rabattement du niveau d'eau au dessous des niveaux d'exploitation des corps minéralisés (jusqu'à la fin du profil 15).
- Acquisition d'équipements miniers
- La réalisation des travaux d'infrastructure, qui ne peuvent pas être entamés avant l'assèchement de chaque profil.
- La réalisation des travaux de recherches et travaux préparatoires

Ces quatre actions qui sont présentées dans ce qui suit, nécessitent la mise en place d'un investissement qui permettra le démarrage de l'exploitation.

## III. Hydrogéologie du gisement et travaux de pompage

La partie inférieure étant totalement inondée, la poursuite des travaux d'exploitation nécessitera un assèchement jusqu'au profil 15.

Les travaux d'exploitation sont arrêtés au niveau 972 (profil 12) comme le montre la figure suivante :

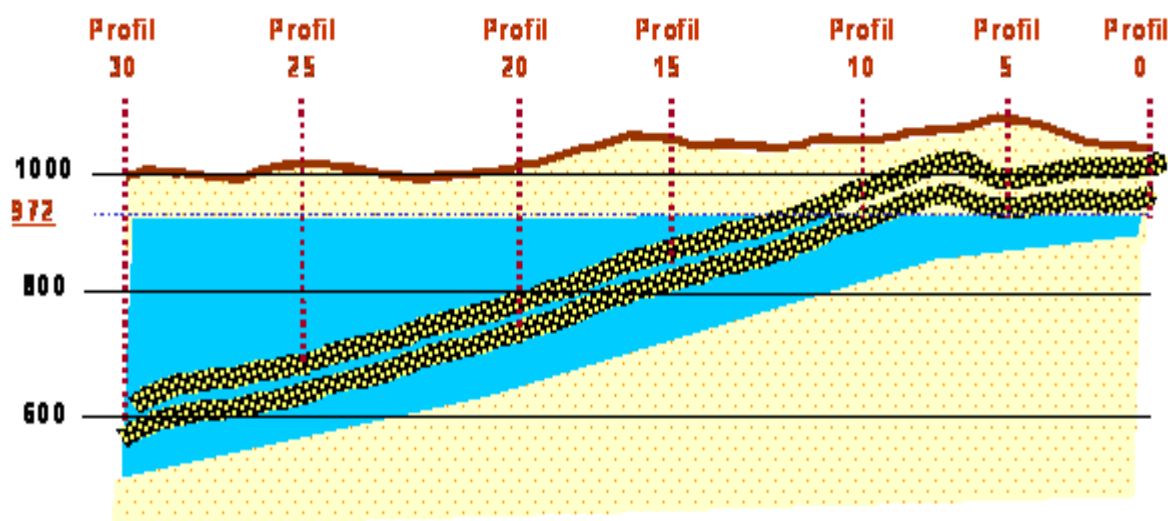


Figure III.2 : Situation hydrogéologique initiale de la mine de Chaabet-El-Hamra.

ENOF avec la collaboration de l'ANRH a entamé la réalisation de 5 forages d'exploitation à partir de la surface situés au-delà du profil 15 et des piézomètres (03) ; pour le contrôle du niveau hydrostatique. Les forages ont un diamètre de 450mm sur une profondeur de 250 m

Les forages ont été achevés en 2008, et les essais de pompage sont en cours. Le débit attendu par profil est de :

**Tableau III.3** : Débit estimé par profil (ENOF 2007).

Profil	10	11	12	13	14	15
Débit estimé (m <sup>3</sup> /h)	44	65	96	161	229	288

L'étude de rabattement de la nappe élaborée par l'ENOF montre que pour assécher jusqu'au profil 15 il est nécessaire de disposer de quatre pompes de 70 m<sup>3</sup>/h

Le niveau d'assèchement du profil 15 se situe à **25 -30** mètres en dessous des blocs d'exploitation. L'assèchement total de la zone inférieure nécessitera une période de 12 mois avec l'exploitation des quatre forages. Le tableau ci-après donne les délais d'assèchement de chaque profil en fonction des capacités de pompage ( 70 m<sup>3</sup>/h par forage) en tenant compte de la nécessité d'assécher chaque profil d'une trentaine de mètres au dessous des blocs.

**Tableau III.5** : Délai d'assèchement par profil et par forage.

Niveau asséché		2 forages	3 forages	4 à 5 forages
910	Profil 12	9 mois	6 mois	4 mois
905	Profil 13		11 mois	8 mois
880	Profil 14			10 mois
850	Profil 15			18 mois

Le tableau ci-dessus tableau montre qu'il est possible d'entamer la réalisation des travaux d'infrastructures et préparatoires à partir du 6<sup>ième</sup> mois pour trois forages en exploitation et au 4<sup>ième</sup> mois pour 4 forages en exploitation. Il est recommandé toutefois de vérifier ces périodes théoriques et de les corriger lors des essais de développement des forages.

La figure suivante montre la situation hydrogéologique qui doit être atteinte pour entamer les travaux :

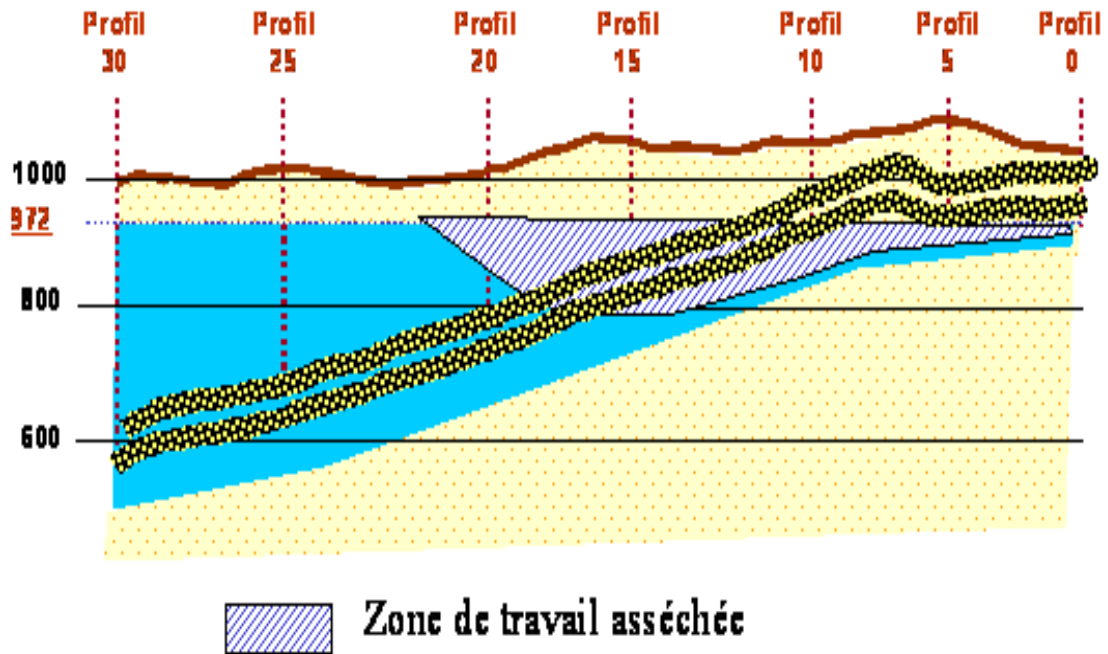


Figure III.3 : Prévision du rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure.

#### **IV. Exploitation de la partie inférieure**

Des l'assèchement du profil 13, la préparation des réserves de la partie inférieure du gisement sera possible par le creusement des galeries d'infrastructure. Et parallèlement les travaux de recherche par sondage seront lancés à partir de la surface pour atteindre le profil 15.

##### **IV.1. Travaux d'infrastructures**

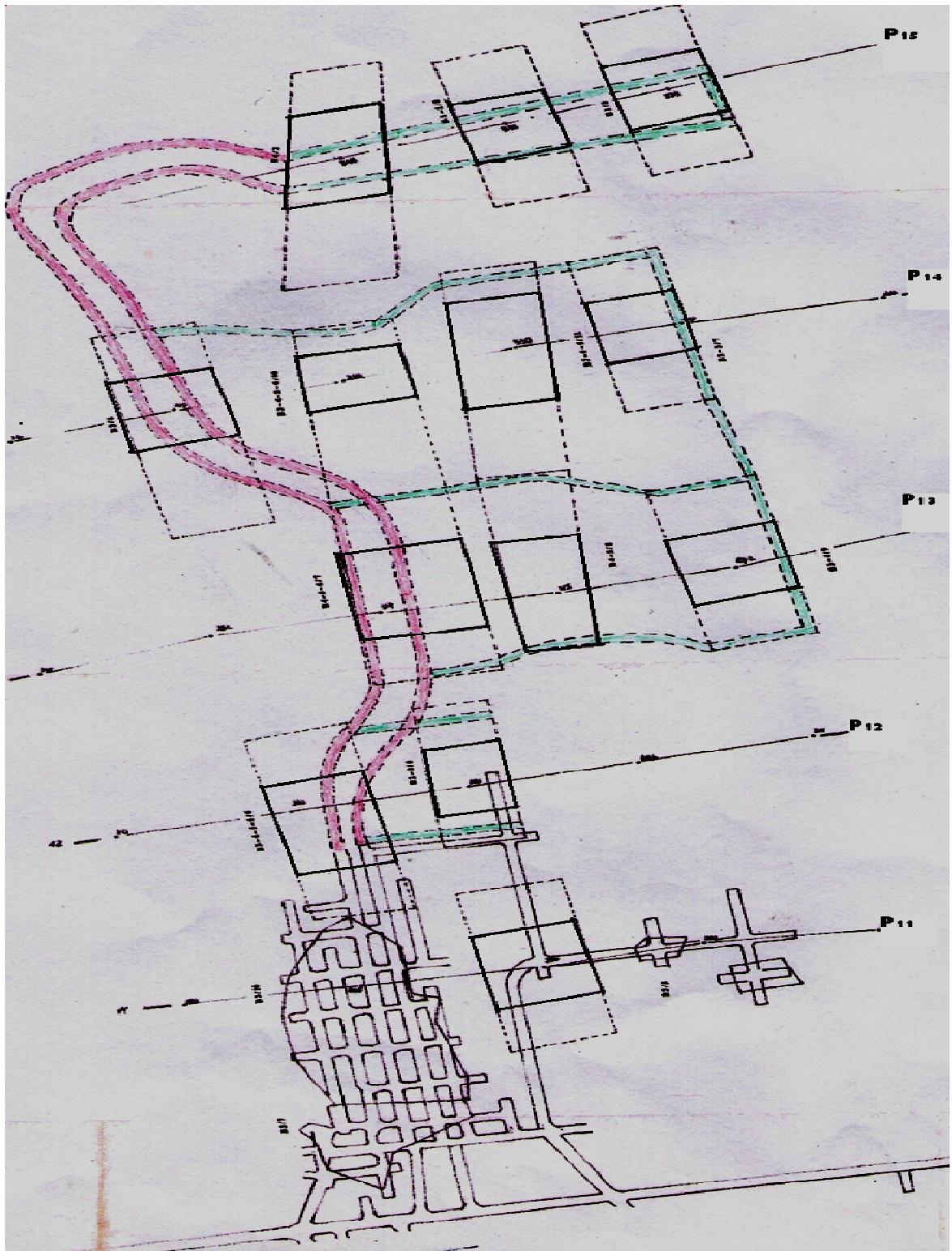
Les travaux d'infrastructure consistent à creuser deux galeries parallèles d'une section moyenne de 10 m<sup>2</sup> à partir des travaux existants pour atteindre le profil 15. Elles sont destinées pour l'aérage et le roulage.


L'ossature générale de la partie inférieure jusqu'au profil 15 nécessitera la réalisation d'un réseau de travaux d'infrastructure de 1020 m

Le tracé des galeries d'infrastructure a été conçu d'une part avec une pente maximale de 15 % et d'autres parts en réduisant au maximum les coudes qui constituent des pertes de charges néfastes à la ventilation des chantiers.

Les voies d'infrastructures seront creusées au mur de la minéralisation, et sont reliées entre elles tous les 50 m dans le souci d'assurer une bonne ventilation pendant la période de creusement.

D'après les coupes géologiques qui ont été faites sur différentes couches, les galeries d'aérage et de roulage qui seront creusées sont présentées dans la figure ci-dessous :



 Travaux d'infrastructures

 Travaux préparatoires

Figure III.4 : Coupe des travaux d'infrastructure et préparatoires (échelle 1/500).

Les caractéristiques des deux galeries de roulage et d'aéragé sont les mêmes, et sont données dans le tableau suivant :

**Tableau III.6 : Caractéristiques des travaux d'infrastructure.**

Tronçon	Jusqu'au P12		P12-P13		P13-P14		P14-P15		TOTAL
	Minerai	stérile	Minerai	stérile	Minerai	stérile	minerai	stérile	
<b>Creusée dans</b>									<b>1020</b>
<b>Longueur (m)</b>	90	70	150	80	140	40	/	450	
<b>Pente (%)</b>	14		14		13		10		
<b>Galerie jonc.</b>	/		2 x 15		3 x 15		4 x 15		<b>135</b>

En interprétant les données des galeries qui seront creusées, on peut dire que **380m** sont creusés dans la minéralisation.

- Le creusement sera entamé par deux voies de galeries principales à partir de la zone où les travaux ont été arrêtés (bloc B 3-4-5--/6) pour passer au profil 12. Cela nécessite le creusement d'une longueur globale de 160 m avec une pente de 14 % et dont 90 m traverse la minéralisation du bloc cité.
- Pour passer au profil 13, les galeries traversent le bloc B 3-4-5--/6, puis le mur du premier bloc du profil 13 (B4-5-6/7) en faisant 150 m dans les limites des deux blocs, et 80 m dans le stérile qui les sépare, tout en gardant la même pente (14%). Les deux voies de galeries sont reliées avec deux galeries de jonction de 15 m de longueur.
- De la même manière, pour passer au profil 14, on creuse 180 m de galerie, dont 140 m seront tracés dans les limites des blocs B 4-5-6/7 et B 3/6 (premier bloc du profil 14) avec une pente de 3%, et 3 galeries de jonction d'une longueur globale de 45 m.
- Le dernier tronçon des travaux d'infrastructure consistera à accéder aux blocs du profil 15, avec un détour dans une stérile pour réduire les pentes des galeries. Les blocs seront atteints après le traçage à partir du bloc B 3/6 (profil 14) de 450 m de galeries dans le stérile avec une pente de 10% et de 4 galeries de jonction d'une longueur totale de 60 m, pour atteindre enfin le bloc B 4/2 (profil 15).



#### IV.1.1. Mode de creusement des travaux d'infrastructure

Le mode de creusement est fonction de la dureté de la roche. Pour notre cas, on utilise de l'explosif du type Gélanite disponible sur le marché national.

Après la foration des trous de mines, on procède au chargement de ces derniers par l'explosif. Le tir de la volée est réalisé à l'aide d'un exploseur approprié à partir d'un refuge sûr.

##### IV.1.1.1 Technologie des travaux de tir

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

###### ➤ Plan de tir

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

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

Le schéma du plan de tir, le nombre de trous et la charge spécifique des explosifs sont définis par une technique comprise dans l'étape suivante (travaux d'exploitation).

###### ➤ Le tir

On introduit soigneusement la cartouche amorce au fond du trou, puis les cartouches à l'aide d'un bourroir. Une fois cette opération est terminée, les trous seront bourrés, les amorces connectées et le tir s'effectuera à l'aide d'un exploseur approprié à partir d'un lieu sûr.

#### IV.1.1.2. Marinage et transport

L'évacuation du Tout Venant du front de taille vers le lieu de chargement se fait par pelle transporteuse sur une distance de 50 m environ, il s'agit d'un chargeur du type CTX4 dont la capacité du godet est de 4 tonnes.

Le transport du minerai au jour se fait par camion navette dont la capacité de la benne est de 9 tonnes.

#### IV.1.2. Organisation des travaux

Les travaux d'infrastructure vont se traduire par deux chantiers de travail (creusement des deux galeries principales) qui s'effectuent en deux postes, le premier concerne les travaux de foration et du tir, et le deuxième de chargement et de transport.

L'organisation des ces travaux sera réalisé comme suit :

- 01 front      —————> Galerie 1 ;
- 01 front      —————> Galerie 2 ;
- 01 front      —————> Galerie de jonction.

Cela crée deux à trois chantiers de travail qu'on peut représenter comme suit :

**Tableau III.7 : Organisation des travaux d'infrastructure.**

Chantier	Fonction	1 <sup>er</sup> Poste	2 <sup>ème</sup> Poste
Galerie 1	Foration et tir		
	Extraction (chargement et transport)		
Galerie 2	Foration et tir		
	Extraction		
Galerie de jonction (*)	Aérage		

\*Le troisième chantier qui concerne le creusement des galeries de jonction -qui n'est pas continu (chaque 50 m et pour des courtes longueurs)- et prendra le lieu de l'un des deux chantiers principaux (selon leur avancement).

Selon ce tableau, les deux chantiers nécessiteront deux équipes qui comprennent :

- 2 foreurs et 1 aide foreur ;
- 1 conducteur de pelle chargeuse ;
- 1 conducteur de camion de transport du fond
- 1 surveillant.

Donc globalement, les travaux d'infrastructure nécessiteront 10 mineurs comme effectif du fond, et sous entendu, le matériel suivant :

- 1 marteau perforateur ;
- 1 compresseur d'air ;
- 1 pelle chargeuse ;
- 1 camion navette.

#### IV.1.3. Vitesse d'avancement des travaux

La mine travaillera 05 jours sur 07 selon le système des 2 x 8 discontinus pendant 11 mois. Avec cette organisation l'avancement quotidien est de 1.5m / front :

- Nombre de cycles par jour = 02 tirs par jour ;
- Nombre de fronts à tirer par cycle (2 à 3 fronts par cycle).
- Longueur d'avancement par jour et par front = 1.5 m ;
- Longueur d'avancement annuelle par front =  $1.5 \times 20 \times 11 = 330\text{m}$ .

Suivant les données précédentes, les délais de réalisation des travaux d'infrastructure et de préparation (2 tirs par jour) seront comme suit :

**Tableau III.8 :** Délai de réalisation des travaux d'infrastructure.

Distance (entre profil)	T. Existants – P12	P12-P13	P13 – P14	P14- p15	Total
Délai (mois)	3	3.5	3.5	8.5	<b>18.5</b>

#### IV.2. Travaux préparatoires

Dès que les travaux d'infrastructure auront atteint un profil donné, on procède au creusement des travaux de préparation du profil. Ces travaux consistent à préparer les blocs d'exploitation qui sont constitués de dix blocs et creusés selon la même technique et les mêmes moyens utilisées pour les travaux d'infrastructure (effectif, explosifs,  $\phi$  fleuret, engins,...).

Ces travaux auront une longueur totale de **755 m** et sont répartis comme suit :

**Tableau III.9** : Répartition des travaux préparatoires par profils et par bloc.

Profils  Blocs	Profil 12		Profil 13		Profil 14		Profil 15	
	Long. (m)	Pente (%)	Long. (m)	Pente (%)	Long. (m)	Pente (%)	Long. (m)	Pente (%)
B 3-4-5-6/6 → B 2-3/6	<b>90</b>	<b>10</b>						
B 4-5-6/7 → B 4-5/8			<b>130</b>	<b>5</b>				
B 4-5/8 → B 3-4/9			<b>190</b>	<b>8</b>				
B 3/6 → B 3-4-5-6/10					<b>40</b>	<b>12</b>		
B 3-4-5-6/10 → B3-4-5/11					<b>75</b>	<b>10</b>		
B 3-4-5/11 → B 2-3/7					<b>40</b>	<b>8</b>		
B 4/2 → B1-2 /8							<b>100</b>	<b>5</b>
B 1-2/8 → B 1/ 5							<b>90</b>	<b>5</b>

En projetant les mêmes techniques suivies dans la réalisation des travaux d'infrastructure avec le même matériel, le délai de réalisation des travaux préparatoires est estimé à 13 mois répartis comme suit :

**Tableau III.9** : Programme de réalisation des travaux préparatoires.

Profil	Profil 12	Profil 13	Profil 14	Profil 15	Total
Délai des travaux	1,5 mois	3,5 mois	4,5 mois	3,5 mois	13 mois

Selon les puissances et les teneurs des blocs constituant la partie inférieure du gisement, les tonnages de minerai et du métal récupérés dans cette phase d'exploitation sont estimés comme suit :

**Tableau III.10** : Réserves récupérables des travaux d'infrastructure et préparatoires.

Travaux de développement	Tonnage minerai (t)	Teneur (%)	Tonnage concentré (Zn) (t)
Travaux d'infrastructure	11400	4,55	518,70
Travaux préparatoires	20100	4,96	1096,20

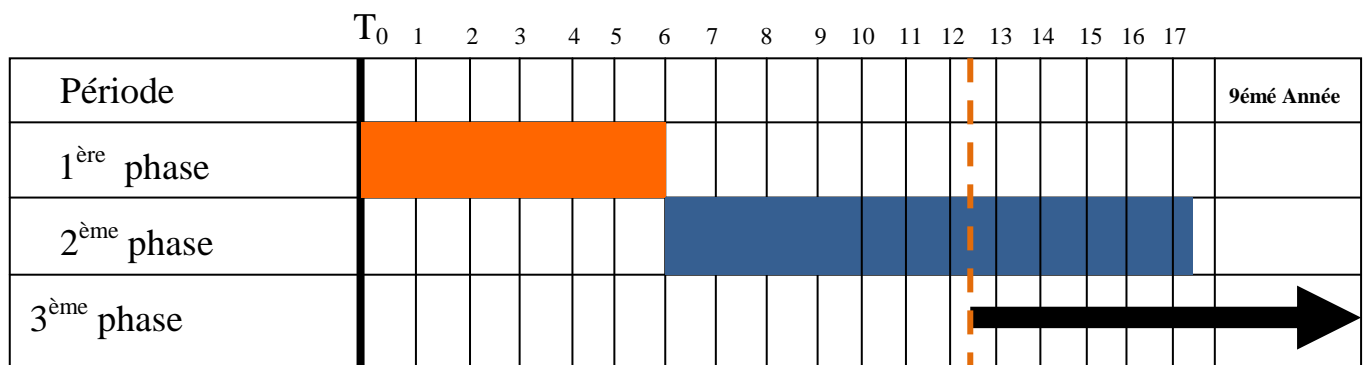
- **Planning des travaux de démarrage**

Le plan de réalisation des trois actions est divisé en trois phases essentielles, à savoir : étapes (tableau III. 12) comme suit :

- **1<sup>ère</sup> phase (06 mois):** Préparation des cahiers de charge et lancement des commandes d'offre, et acquisition d'équipement nécessaire;
- **2<sup>ème</sup> phase (6.5 mois):** lancement des travaux d'infrastructure et préparatoires;
- **3<sup>ème</sup> phase :** Démarrage de l'exploitation des blocs (B 3/5), et entrée en production.

Ces trois phases peuvent être représentées dans le tableau ci-après :

**Tableau III.11 : Plan d'action de réouverture précédant l'exploitation.**



T<sub>0</sub>: Le moment de décision de la reprise de l'activité d'exploitation de la partie inférieure.

Ce tableau montre bien que l'exploitation des blocs de la partie inférieure ne démarre qu'après 12.5 mois à partir du moment de la reprise.

Les deuxième six mois et demi correspondent à la durée des travaux d'infrastructure estimée pour atteindre le profil 13 (tableau III.8), la où l'exploitation des blocs va s'amorcer. (en commençant par le bloc B 3/5), et don entrer dans la production réelle. C'est la dernière phase qui se poursuit jusqu'à la 9<sup>ème</sup> année, durée d'épuisement des réserves estimées.

### IV.3. Travaux d'exploitation

Après la réalisation des travaux d'infrastructure et préparatoires, on procède au dépilage des blocs.

Les méthodes utilisées dans les gisements filoniens et pentés sont variées et spécifiques. La méthode d'exploitation choisie est commandée par la nature du gisement et par des considérations techniques et économiques (prix de revient, taux de récupération du minerai, sécurité).

#### IV.3.1. Méthode d'exploitation

Pour l'exploitation des blocs constituant la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra, les méthodes d'exploitation retenues sont :

- Pour les puissances inférieures à 5m :
  - Chambre et piliers en un seul niveau (variante classique de la méthode) ;
  - Traçage et dépilage.
- Pour les puissances supérieures à 5m :
  - Chambre et piliers en deux niveaux superposés.

##### IV.3.1.1. Description de la méthode des chambres et piliers (fig. III.1)

L'avantage de cette méthode consiste dans la récupération rapide du minerai et une meilleure sécurité mais l'inconvénient est le volume important des pertes du minerai dues à l'abandon des piliers.

Donc cette méthode d'exploitation est possible pour les raisons suivantes :

- ✓ Rapidité et facilité dans la récupération du minerai ;
- ✓ Meilleure sécurité ;

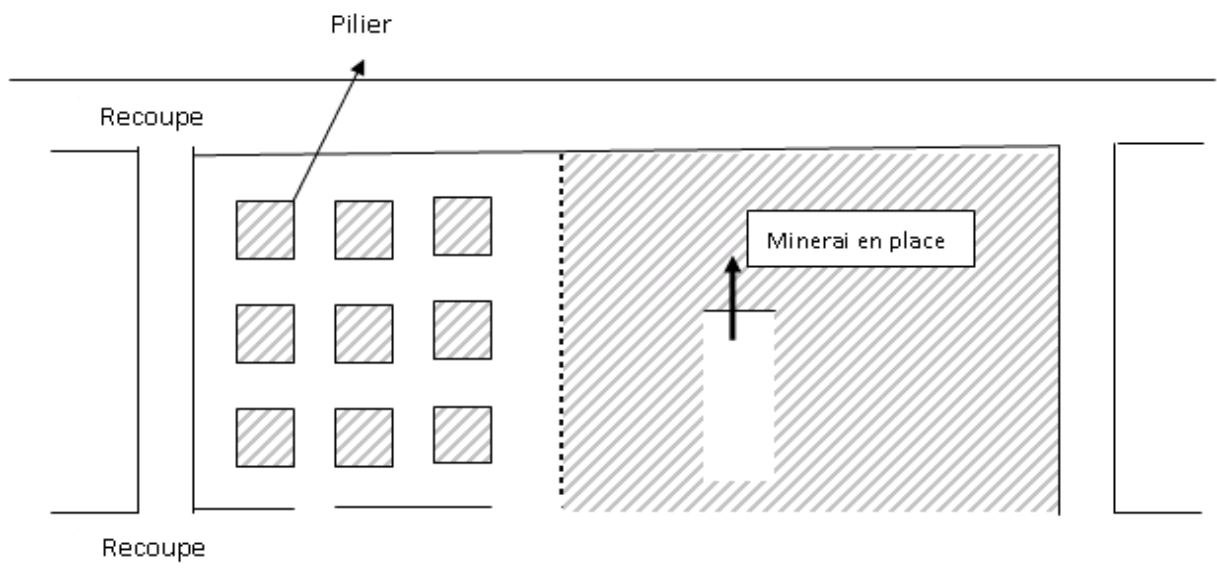
L'exploitation par chambres et piliers est sans doute la plus vieille méthode utilisée par l'homme dans l'exploitation souterraine, les ruines de vieilles mines romaines en sont le meilleur témoin. Dans l'expression chambres et piliers, on appelle chambres, les galeries tracées qui séparent les piliers. Le terme de chambre désigne une excavation souterraine dont les parois délimitent le volume occupé par le minerai enlevé.

La méthode chambres et piliers consiste à creuser un réseau de galeries se recoupant perpendiculairement, suffisamment proches les unes de autres pour extraire une proportion substantielle du gisement, et ne laissant que les "piliers" à 16 m<sup>2</sup> de section pour une section de chambre abattue de 48 m<sup>2</sup> régulièrement espacés afin de soutenir le toit immédiat. Ces piliers seront maintenus en place et abandonnés. La dimension de ces piliers est un compromis entre deux impératifs : assurer la stabilité du massif rocheux et récupérer la plus grande part possible du minerai. Ces impératifs sont déterminés par une étude approfondie de la résistance des piliers, de la portée de la couche supérieure.

L'abattage du minerai dans cette méthode se fait par tir, en avançant sur plusieurs fronts et en formant des vides (chambres).

L'exploitation par chambres et piliers est une méthode très productive. La sécurité est fonction de la hauteur des chambres et des dispositifs de soutènement mis en place. Le principal danger vient des chutes de blocs et de la circulation du matériel.

L'exploitation par chambres et piliers est appliquée pour les gisements filoniens à pendage compris entre 5° et 20° (le cas de Chaabet-El-Hamra). Cette méthode d'exploitation s'adapte parfaitement à la morphologie du gisement car elle permettra une récupération optimale des réserves du bloc. Elle permet en outre d'ouvrir plusieurs chantiers à la fois.



**Figure III.5 :** Méthode des chambres et piliers abandonnés.

#### IV.3.1.2. Description de la méthode par traçage et dépilage

Le découpage (fig. III.6) est fait par galeries parallèles, deux groupes de ces galeries, distants entre eux d'environ 50 m d'axe à axe, délimitant un panneau très long.

On trace, dans ce panneau, suivant le schéma de la figure III.6 des chambres de 5m, laissant entre elles des piliers de 12 à 20 m de large.

Les piliers sont pris à leurs tours de façon suivante :

- ✓ On perce une galerie de 5 m de large, à 4 m des éboulements. Elle porte le nom de « recoupe ».
- ✓ Elle laisse contre les éboulements « un rideau ».
- ✓ Ce rideau est finalement partiellement exploité à son tour en traçant une « refente » qui laisse subsister deux piliers résiduels ou « quilles ».

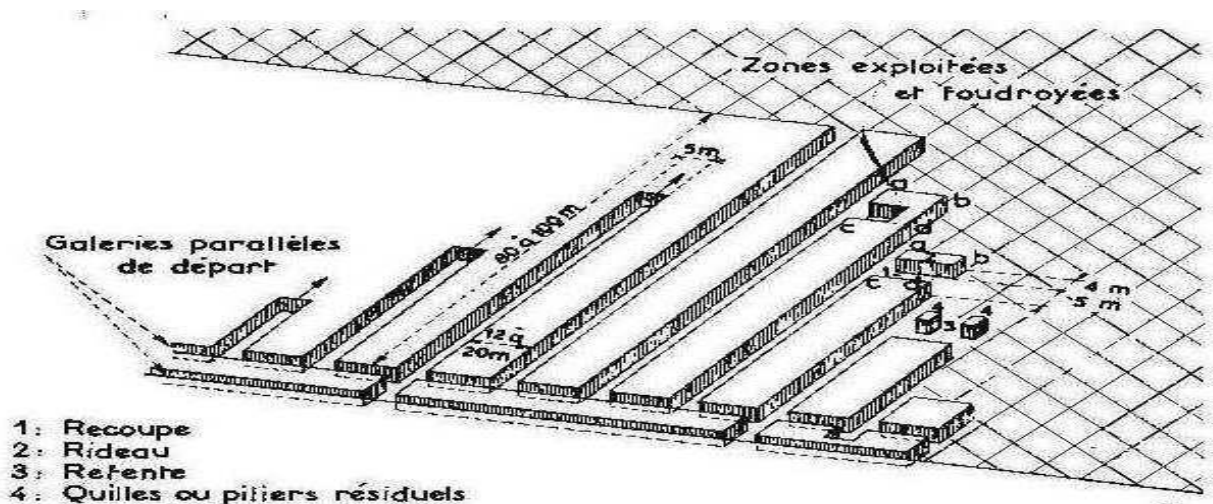


Figure III.6 : Exploitation par traçage et dépilage.

#### IV.3.1.3. Description de la méthode des chambres et piliers pour les puissances > 5 m

Dans les gisements filoniens dressant et semi dressant, à minerai relativement dur et à épontes très saines (le cas de Chaabet-El-Hamra), lorsque les blocs minéralisés présentent des puissances relativement importantes (> 5m), on a recours à des méthodes d'exploitation qui permettent de réaliser l'activité en plusieurs niveaux, comme les sous niveaux abattus et les sous niveaux foudroyés.



Souvent, ces méthodes nécessitent la réalisation des ouvrages supplémentaires non productifs qui assurent la jonction entre les différents niveaux (les cheminées, des galeries de sous niveau,...), ce qui crée un retard dans la production, notamment lorsque ces ouvrages sont creusés dans les stériles. Elles nécessitent des équipements appropriés de soutirage (les scrapers, les treuils,...).

Dans un gisement comme celui de Chaabet-El-Hamra, où ces méthodes n'ont pas été employées dès le début d'exploitation (partie supérieure), il est préférable de s'inspirer de l'expérience de l'exploitation supérieure et élargir la pratique de l'exploitation par chambres à plusieurs niveaux.

Dans cette méthode, le bloc sera exploité comme suit:

L'exploitation sera réalisée en deux niveaux, le premier niveau inférieur (4 à 5 m d'épaisseur) va être exploité classiquement par des chambres et piliers telle préconisé précédemment, en abandonnant des piliers qui servent à soutenir le toit du deuxième niveau.

La dernière tranche (4 à 8 m) qui constitue le deuxième niveau d'exploitation sera exploitée avec l'utilisation d'une machine d'abattage.

C'est un engin sur pneu qui permet de réaliser la foration de trous longs. On rappelle que dans la partie supérieure l'absence d'un tel engin a obligé la mine lors de l'exploitation du niveau supérieur à constituer un plancher avec le minerai abattu pour pouvoir réaliser la foration.

Donc l'exploitation des blocs ayant des puissances supérieure à 5m va suivre les étapes suivantes :

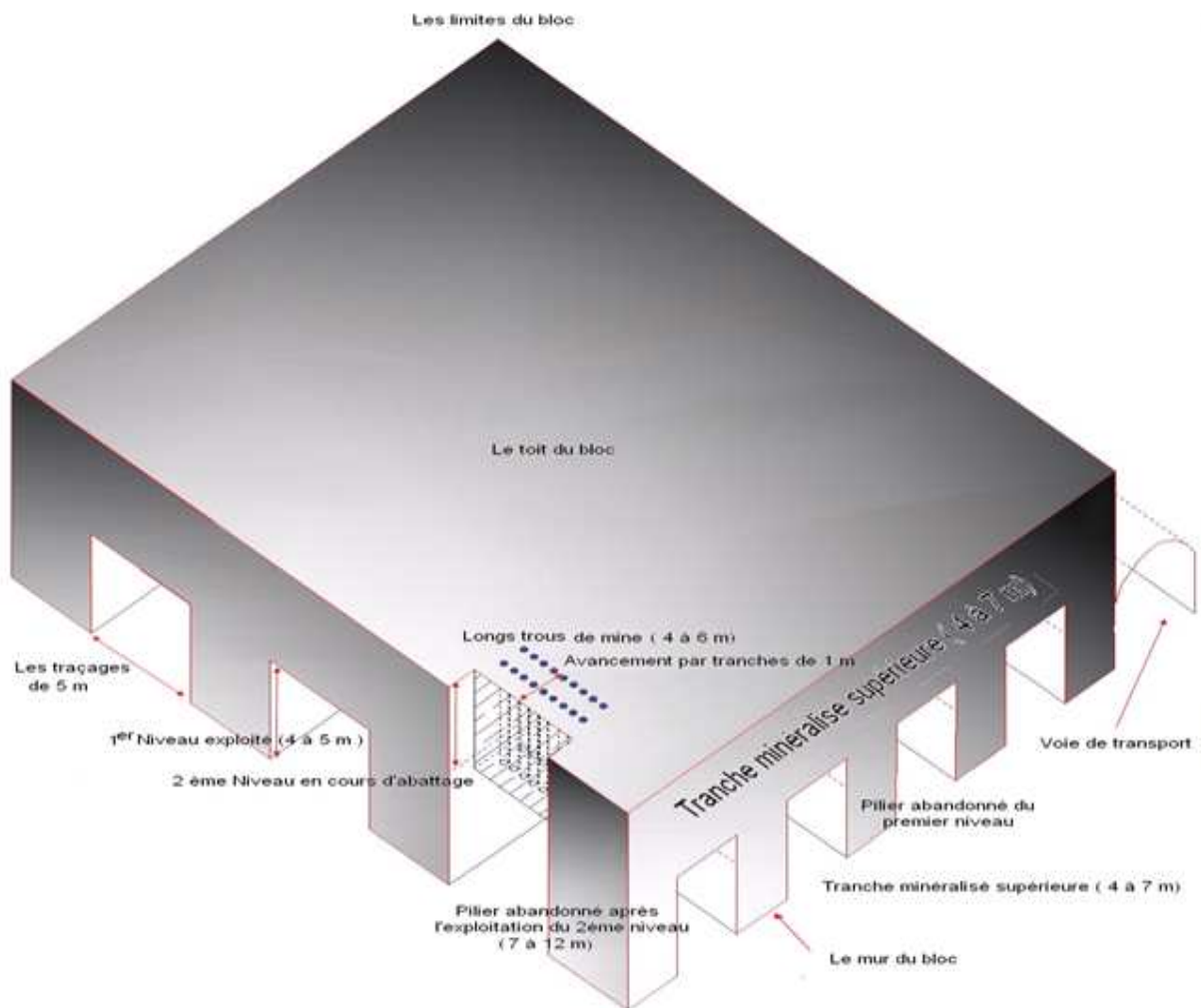
- Commencer l'exploitation pour un premier niveau inférieur de 4 à 5 m d'épaisseur en abandonnant des piliers qui auront des épaisseurs qui correspondent aux puissances exploitées, c'est-à-dire des piliers de 4 m à 5 m d'épaisseur et de 16 m<sup>2</sup> de section.
- Le deuxième niveau sera exploité par foration de longs trous de mine (4 à 8 m) verticalement ou un peu incliné à l'aide de la machine d'abattage, ce qui permet d'abattre la deuxième tranche de (4 à 8 m) en un seul coup.
- L'avancement dans le deuxième niveau s'effectue par des tranches de 1 m en rabattant pour des raisons de sécurité des mineurs Les trous seront chargés à l'aide d'un bourroir ou encore à l'aide de la machine d'abattage elle même.

Les techniques d'exploitation du deuxième niveau seront identiques à celles du niveau inférieur c'est-à-dire :

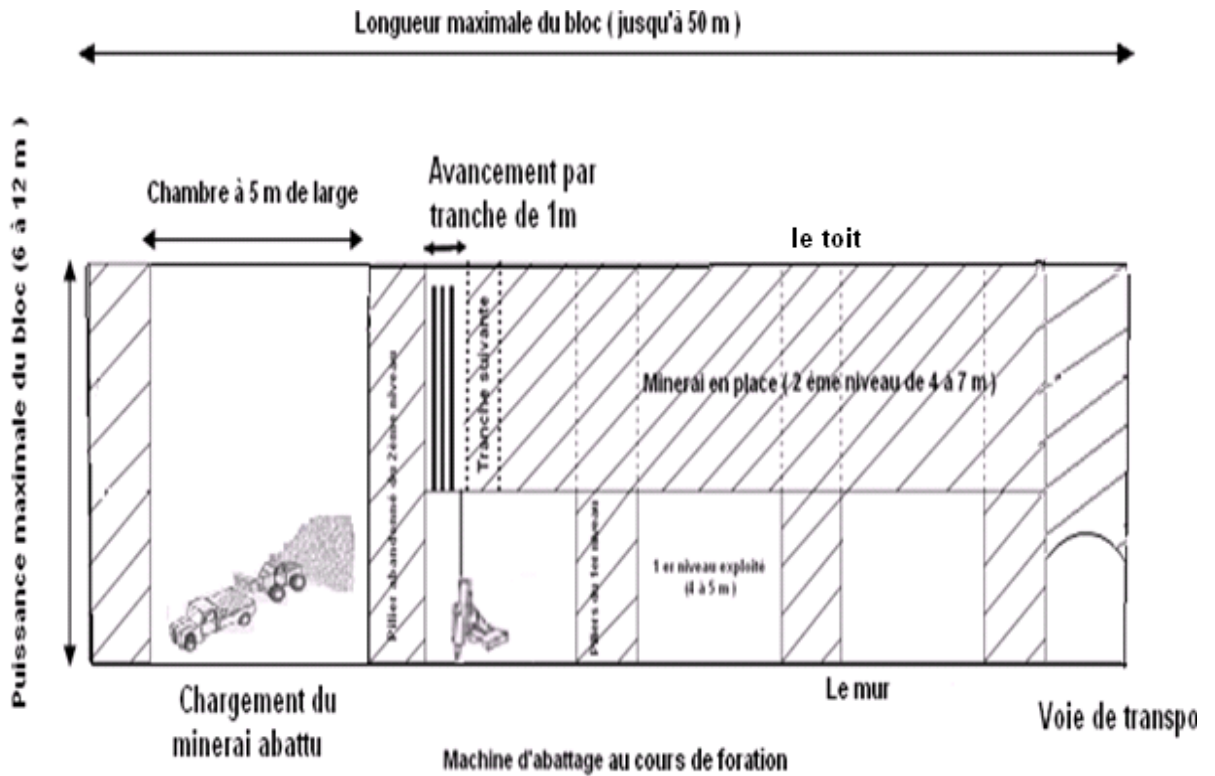
- L'exploitation va suivre les mêmes traçages entre les piliers abandonnés et progressera de la même manière que pour le niveau inférieur.
- La foration est réalisée par la machine d'abattage qui permet de forer des longs trous arrivant jusqu'à 8 m de longueur.

Donc à la fin de l'exploitation du second niveau, les piliers finaux abandonnés auront des longueurs puissantes allant jusqu'à 12 m, et la chambre garde la même forme et les mêmes dimensions sur plan.

L'opération de chargement et de transport du volume abattu s'effectuera aussi de la même façon.



**Figure III.7 :** Exploitation d'un bloc puissant par chambre et piliers en 2 sous niveaux.



**Figure III.8 :** Coupe verticale d'un bloc en cours d'exploitation par chambres et piliers en deux sous niveaux.

#### IV.3.2. Détermination de la capacité d'extraction

En se basant **sur** la capacité du broyage de l'usine de traitement de Kherzet-Youcef ; qui est de **14 t/h** sur la base d'un fonctionnement en 3 poste de 8 heures pour chacun, et un rendement de l'usine de traitement de 85 %, la capacité annuelle en tout-venant de l'usine sera :

$$\text{Capacité en tout-venant} = 14 \times 24 \times 30 \times 11 \times 0,85 = 94\,248 \text{ tonnes.}$$

Sur cette base la capacité annuelle d'extraction de minerai retenue dans le projet est de **90000 tonnes**.

#### IV.3.3. Stratégie de dépilage des blocs

La partie supérieure a été exploitée de 1994 à 2005 par un mode d'extraction en rabattant en commençant par les blocs les plus éloignés (profil 0) pour arriver en fin d'exploitation vers le profil 10 (Niveau 960m). Cette méthode a eu pour effet de ne commencer l'extraction que vers 1998 du fait de la nécessité de réaliser d'abord les travaux d'infrastructures sur une période de 4 ans.

Pour notre projet concernant la partie inférieure, la configuration spatiale des corps permet de concevoir une autre stratégie d'exploitation, qui aura pour effet d'alimenter l'usine de traitement dans les plus brefs délais. Elle consiste à réaliser simultanément les travaux de développement (infrastructures et préparation des blocs) et l'extraction partielle des blocs.

Cette stratégie permet d'exploiter les blocs selon le programme annuel ci-après ; ainsi l'extraction de minerai peut être envisagée avec l'exploitation partielle des blocs du profil 11 (B 3/5) et du profil 12 (B 2-3/6 et B 3-4-5-5/6), dès la première année.

Par la suite, au fur et à mesure de l'avancement des travaux de creusement des galeries d'infrastructures il est possible de procéder aux traçages des blocs des profils 13 puis 14.

En d'autre terme, l'exploitation des blocs de la partie inférieure du gisement va s'effectuer en trois phases successives :

- **Phase I** : Exploitation partielle des blocs des profils 11 et 12, pendant que les travaux préparatoires se poursuivent ;
- **Phase II** : Exploitation des blocs des profils 13,14 et 15 ;
- **Phase III** : Exploitation des parties restantes des blocs 10,11 et 12.

Le programme d'exploitation des blocs est présenté dans le tableau ci-après. Ce tableau montre que dans l'objectif d'aller jusqu'au profil 15, il est possible d'entamer l'extraction de minerai dès la première année une fois réalisés les galeries d'accès aux blocs du profil 13.

La production prévue la première année est de 35 000 T et proviendra des blocs « B 3/5 » et « B 2-3/6 ». Au cours de cette période les blocs du profil 13 seront préparés pour leur exploitation.

A partir de la deuxième année un rythme annuel d'extraction de **90 000** tonnes sera atteint.

Il convient d'attirer l'attention dans les points suivants :

- ☞ L'exploitation des blocs d'un profil doit être réalisée par ordre de telle façon que le défilage du premier ne présente pas un obstacle dans l'accès au prochain bloc (pour faciliter le roulage des engins du transport et la sécurité des personnes) ;

- ☛ Une étude géotechnique devra être réalisée dans le but de déterminer les dimensions des piliers résiduels qui doivent être abandonnés ; pour éviter tout risque d'effondrement, et la recherche d'exploitation devra être systématiquement menée par des sondages souterrains afin de réduire les pertes et le salissage ;
- ☛ On doit tenir compte pendant les travaux d'exploitation les niveaux de la dolomie stérile qui traversent quelque blocs (un niveau ou deux d'épaisseur de 1 à 2 m). Pour réduire le taux de salissage, on doit lorsque c'est possible exploiter séparément les niveaux de la dolomie (qui dépassent 1 m d'épaisseur) et les niveaux de la minéralisation.

L'avantage de cette stratégie d'exploitation est qu'elle permet si les conditions économiques l'exigent (effondrement du cours métal) d'arrêter l'extraction sans condamner les réserves restantes des profils inférieurs et pourront être récupérées au moment voulu.

L'organisation et la chronologie des travaux sont donnés dans les tableaux ci-après :

Tableau III.12 : Production pluriannuelle prévue sur la base de 90000t/an.

PROFIL	Bloc	Sondage	Réserves rec. (t)	Teneur (%)	1 <sup>ère</sup> An	2 <sup>ème</sup> An	3 <sup>ème</sup> An	4 <sup>ème</sup> An	5 <sup>ème</sup> An	6 <sup>ème</sup> An	7 <sup>ème</sup> An	8 <sup>ème</sup> An	9 <sup>ème</sup> An	TOTAL
<b>Profil 10</b>	<b>B 3/7</b>	S298	5125	5.49									5125	<b>5125</b>
<b>Profil 11</b>	<b>B3/10</b>	S245	8430	5.56									8430	<b>8430</b>
	<b>B3/5</b>	S300	18225	3.32	15000	3225								<b>18225</b>
<b>Profil 12</b>	<b>B3-4-5-6/6</b>	S310	97200	6.61	3000						14220	52635	27345	<b>97200</b>
	<b>B2-3/6</b>	S306	22870	3.63	17000						5870			<b>22870</b>
<b>Profil 13</b>	<b>B4-5-6/7</b>	S314	110287	4.16		30000	12922				30000	37365		<b>110287</b>
	<b>B 4-5/8</b>	S315	28827	3.96		21775	7052							<b>45026</b>
	<b>B 3-4/9</b>	S242	45026	5.30		35000	10026							
<b>Profil 14</b>	<b>B3/6</b>	S334	27793	3.96							27793			<b>27793</b>
	<b>B3-4-5-6/10</b>	S340	131784	5.31			30000	35000	40730	26054				<b>131784</b>
	<b>B3-4-5/11</b>	S337	100250	4.90			30000	38000	32250					<b>100250</b>
	<b>B2-3/7</b>	S335	34020	8.02				17000	17020					<b>34020</b>
<b>Profil 15</b>	<b>B 4/2</b>	S348	22265	5.13						15000	7265			<b>22265</b>
	<b>B1-2/8</b>	S342	39623	5.34						35000	4623			<b>39623</b>
	<b>B 1/5</b>	S329	14175	4.48						13946	229			<b>14175</b>
<b>Total extrait</b>					<b>35000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>90000</b>	<b>40900</b>	<b>720775</b>
<b>Teneur extraite</b>					<b>3.75</b>	<b>4.52</b>	<b>4.90</b>	<b>5.65</b>	<b>5.67</b>	<b>5.16</b>	<b>4.60</b>	<b>5.58</b>	<b>6.25</b>	<b>5.16</b>
<b>Tonnage métal extrait</b>					<b>1312.5</b>	<b>4068</b>	<b>4411.20</b>	<b>5083.90</b>	<b>5108.02</b>	<b>4646.75</b>	<b>4131.45</b>	<b>5028.30</b>	<b>2557.58</b>	<b>36424.5</b>

Tableau III.13 : Chronologie des travaux jusqu'au profil 15

Profil	Nature	1 <sup>ère</sup> Année												2 <sup>ème</sup> An	3 <sup>ème</sup> An	4 <sup>ème</sup> An	5 <sup>ème</sup> An	6 <sup>ème</sup> An	7 <sup>ème</sup> An	8 <sup>ème</sup> An	9 <sup>ème</sup> An	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12									
10-11	T.I.																					
	T.P.		0.5																			
	T. Exp.																					
11-12	T.I.	3																				
	T.P.		1																			
	T. Exp.																					
12-13	T.I.			3.5																		
	T.P.							3.5														
	T. Exp.																					
13-14	T.I.							3.5														
	T.P.									4.5												
	T. Exp.																					
14-15	T.I.									8.5												
	T.P.											3.5										
	T. Exp.																					
l (m)	T.I.	705 m											450 m									
	TV(T)	Extraction											35 000 T	90 000 T	90 000 T	90 000 T	90 000 T	90 000 T	90 000 T	90 000 T	40 000 T	

#### IV.4. Travaux d'abattage

##### ➤ La foration

Pour la méthode d'exploitation des chambres et piliers en un seul niveau, la foration est réalisée à l'aide de marteaux perforateurs de type (Montabert T-21) et des fleurets en acier monobloc de 38 mm de diamètre, la longueur de foration est comprise entre 1,60 m et 2,40 m.

La foration d'un trou de 2.4 m dure environ 7.5 mn et la volée de 16 trous nécessite un temps de  $16 \times 7.5 = 120$  mn soit 2 heures de foration.

Tandis que pour les blocs ayant des puissances importantes, la foration dans le niveau supérieur est réalisée à l'aide d'une machine d'abattage permettant d'atteindre les veines supérieures des blocs et d'effectuer une foration parallèlement en éventail, ou encore verticalement, si c'est nécessaire.

C'est un engin sur pneu munie d'un bras qui réalise la foration des longs trous de mines (6 à 7m).



**Figure III.9 :** Machine d'abattage.



### ➤ Le tir

Dans le cas de la mine de Chaabet- El-Hamra, on utilise de l'explosif de type **Gélanite** produit par l'ONEX

Chaque cartouche pèse environ 250 gr et est de 23 cm de longueur et 30 mm de diamètre. avec une consommation spécifique d'explosif dans l'abattage par trous profonds varie selon la dureté de la roche.

Après avoir achevé la foration, on procède au chargement de la volée par l'explosif. On introduit soigneusement la cartouche amorce au fond du trou, puis les autres cartouches à l'aide d'un bourroir en bois.

Une fois cette opération terminée, les trous seront bourrés à l'aide d'une matière inerte (argile), et les amorces connectées. Le tir s'effectuera à l'aide d'un exposeur approprié à partir d'un lieu sûr.

#### **IV.4.1. Consommation spécifique d'explosif lors des travaux d'abattage**

En se basant sur l'expérience des travaux d'abattage durant l'exploitation de la partie supérieure, la consommation en explosif (1994 à 1998) a évolué entre 0.8 et 1.00 kg pour une tonne de tout-venant soit une moyenne de **0.9 Kg/t**.

Du fait de la similitude des techniques utilisées dans la partie supérieure ces consommations spécifiques seront retenues pour la partie inférieure.

#### **IV.4.2. Plan de tir**

Le schéma du plan de tir est établi selon l'ouvrage minier à creuser, selon les caractéristiques de la zone concernée (dureté des roches), selon la méthode d'exploitation utilisée et en fonction du matériel d'abattage disponible.

Selon la dureté de la roche, le minerai et la roche encaissante de Chaabet-El-Hamra -avec une dureté comprise entre 5 et 6 selon l'échelle de Mohs, sont classés parmi les roches dures. Le schéma du plan de tir doit donc comprendre un nombre suffisant de trous de mine qui assure l'abattage des tranches et des volumes voulus.

#### IV.5. Chargement et transport

L'opération de chargement et transport est une étape importante dans le processus d'exploitation ; ces deux opérations sont réalisés simultanément en un seul poste.

L'évacuation du Tout Venant du front de taille vers une zone de stockage au jour se fait par pelle transporteuse sur une distance de 50 m environ, il s'agit d'un chargeur du type CTX4 dont la capacité du godet est de 4 tonnes. Le minerai est transporté dans des camions navettes de capacité de benne de 9 tonnes

Au jour, à partir de la zone de stockage, le chargement du tout venant est effectué par une pelle chargeuse sur pneus d'une capacité de godet de 9 tonnes puis transporté à l'aide des camions à benne de capacité de 30 tonnes vers la laverie situé à 12 km.



**Figure III.10 :** Chargeur Type CTX4 de capacité de godet de 4 tonnes.



**Figure III.11 :** Camion navette de capacité de benne de 9 tonnes.

#### IV.6. Organisation des travaux d'exploitation

La mine travaillera 05 jours sur 07 selon le système des 2 x 8 discontinus pendant 11 mois.

Le cycle des opérations minières se résume en :

- Forage et le tir ;
- Chargement ;
- Transport.

Le troisième poste est réservé pour l'entretien et le pompage.

Les travaux d'exploitation doivent être organisés de telle façon à répondre aux besoins de l'usine de traitement, et donc arriver à la réalisation de l'objectif de production fixé à 90000 tonnes.

Cela nécessitera de :

- Investir le matériel nécessaire et approprié ;
- Travailler sur un nombre suffisant de front en même temps ;
- Mettre en place l'effectif nécessaire et qualifié.

Une production de 90 000tonnes/an implique :

- Une production mensuelle de 8182 tonnes ;
- Une production journalière de 410 tonne ;
- Une production par poste de **205 tonnes** (avec un régime de travail en 2 postes).

##### IV.6.1. Détermination du nombre de fronts nécessaires

En admettant le régime de travail en deux postes, cela veut dire que 205 tonnes doivent être extraites et transportées à chaque poste.

###### IV.6.1.1. Capacité d'abattage

###### a. Cas des blocs ayant des puissances inférieures à 5 m

Dans ce cas, la méthode d'exploitation par chambres et piliers permet d'exploiter des tranches de 5m de largeur, 3 m d'épaisseur moyenne toute en admettant un avancement de 2 m par tir.

**Ce qui donne une capacité d'extraction de :  $5 \times 3 \times 2 \times 3 = 90$  tonnes.**

### b. Cas des blocs ayant des puissances supérieures à 5m

Dans le cas de l'exploitation en deux sous niveaux la tranche supérieure d'épaisseur entre 4-7m (en moyenne 5m) sera exploitée en rabattant (allant du mur de la minéralisation vers la voie de roulage) avec des avancements limités à 1m. La tranche à exploiter sera celle qui repose sur le traçage initial.

**La capacité d'un tel front sera de :  $5 \times 5 \times 1 \times 3 = 75$  tonnes.**

Ainsi pour obtenir une production par poste minimum de 205 tonnes, nous devons avoir en chargement les nombres de fronts selon les combinaisons suivantes :













**Tableau III.14 : Nombre de fronts nécessaires.**

	Front de 90 T en chargement	Front de 75 T en chargement
<b>Nombre de front pour obtenir 205 T</b>	3	/
	/	3
	2	1
	1	2

Le tableau ci-dessus montre que pour chaque possibilité la production extraite sera supérieure à l'objectif par poste. Ce résultat présente l'avantage de pouvoir constituer des stocks en Tout venant et prémunir la mine de pannes des engins du fond. Cependant en cas de surstocks la mine peut réduire le nombre de fronts en chargement.

Donc, sur la base de 6 fronts (3 fronts en chargement et 3 fronts en foration/tir) l'organisation des chantiers sera la suivante :

**Tableau III.15 : Organisation des travaux d'exploitation.**

	Activité	Poste 1	Poste 2
Front 1	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 2	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 3	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 4	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 5	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 6	Foration et tir		
	Chargement et transport		

Ce tableau montre bien qu'il existe pour un poste donné toujours trois chantiers qui sont en foration et tir et 3 chantiers en chargement et transport. Ce qui répond au besoin de la production prévue.

#### IV.6.1.2. Les équipements d'extraction et de chargement

L'extraction se fera sur l'itinéraire front de taille-travers banc-jour. L'amplitude horaire du poste est de 07 H. Le temps d'une rotation (front de taille-jour-front de taille) est de 40 mn.

En un poste, 01 camion transportera  $(7 \times 60 / 40) \times 9 = 90$  tonnes ;

Pour une production par poste de 205 T le nombre de transporteurs sera :  $205/90=2,20$

☛ **Ainsi le nombre de transporteur à acquérir est de 3.**

Le temps de chargement et de déchargement d'un camion navette est de 10 mn. Avec un coefficient de remplissage du godet de pelle et de benne du transporteur de 0.85:

- Une pelle suffit, puisque elle peut charger :  $(7 \times 60)/10 \times 0.85 \times 9 = 321.3$  tonnes.
- Une autre pelle est retenue pour les travaux d'infrastructures et pour cas des pannes.

☛ **Donc le nombre de pelle chargeuse à acquérir est de 2.**

En résumé le matériel à acquérir en tannant compte des équipements de soutien est le suivant

**Tableau III.16 : Équipement nécessaire.**

<b>Equipements fond</b>	Nombre
Camions navettes	3
engin de chargement	2
Machine d'abattage	1
Compresseur d'air	1
Pompes	2
Sondeuse de recherche souterraine	1
<b>Equipements jour</b>	
Pelle chargeuse	1
Camions à benne	2

#### IV.6.2. L'effectif

L'effectif global nécessaire dépend du programme des travaux à réaliser, et sera mis en place progressivement.

Il est estimé à 112 agents à l'unité de Chaabet El Hamra pour la production annuelle de 90000 tonnes, et il est réparti comme suit :

**Tableau III.17** : Répartition de l'effectif par structure par qualification professionnelle.

Qualification	Nombre	Qualification	Nombre
<b>Fonds</b>		<b>Traitement</b>	
Ingénieur mine	1	Ingénieur Traitement	1
Ingénieur géologue	1	Contremaître	1
Ingénieur hydrogéologue	1	Surveillants	3
Topographe	1	Concasseuriste	3
Chef de poste	3	Broyeuriste	3
Conducteurs engins	6	Flotteur	3
Mineurs / Boutefeu	10	Préposés Filtration	3
Aides mineurs	5	Conducteur pelle	1
Boiseurs	2	Electromécanicien	1
Sondeurs et aides	4	Surveillant Digue	1
Electricien Fond	1		
Mécanicien Diesel	1		
Echantillonneurs	2		
Pompistes	4		
<b>Sous total</b>	<b>42</b>	<b>Sous total</b>	<b>20</b>
<b>Contrôle qualité</b>		<b>Sécurité</b>	
Ingénieur chimiste	1		
Laborantins	2	Agents de sécurité	15
<b>Sous total</b>	<b>3</b>	<b>Sous total</b>	<b>15</b>
<b>Service jour</b>		<b>Administration</b>	
Ingénieur électromécanicien	1	Directeur et secrétaire	2
Chef de parc	1	Chef de personnel	1
Electricien	1	Agent de paie	1
Mécaniciens	1	Comptable	1
Soudeurs	2	Aide comptable	1
Maçons	1	Agent commercial	1
Chauffeurs	8	Magasinier	1
Conducteur pelle	1	Aide magasinier	1
Agents d'entretien	4	Agent d'approvisionnement	1
<b>Sous total</b>	<b>20</b>	<b>Sous total</b>	<b>10</b>
<b>Total Général</b>	<b>110</b>		

## *CHAPITRE IV :*

### *FONCTIONS ANTERIEURES*

*AERAGE-SOUTÈNEMENT-ECLAIRAGE-  
TRAITEMENT- HIGIENE ET SECURTE*

## **Introduction**

Ce quatrième chapitre traite des fonctions complémentaires à l'activité d'exploitation ; à savoir :

- L'aéragé ;
- Le soutènement ;
- L'éclairage ;
- Le traitement du minéral

### **I. Aéragé**

La ventilation des mines souterraines, ou aéragé, concerne l'ensemble des procédés et de moyens utilisés pour renouveler l'air intérieur des chantiers et autres ouvrages souterrains par l'introduction de l'air neuf en remplacement de l'air vicié (ou pollué).

Son but est ainsi de maintenir l'atmosphère des travaux miniers dans un état compatible avec les nécessités de la sécurité et de l'hygiène, en assurant le passage dans tous les travaux du fond, d'une quantité d'air qui, entré dans la mine par un ou plusieurs orifices dits d'entrée d'air, circule dans les chantiers et s'échappe à l'extérieur par des galeries et puits de retour d'air. En d'autres termes l'aéragé a pour but de maintenir l'atmosphère de la mine, une composition, une température et un degré d'humidité compatible avec la sécurité, la santé et le rendement du personnel. Il a pour cela un triple objectif :

- Assurer la respiration des hommes;
- Diluer les gaz nocifs;
- Abaisser la température dans la mine.

#### **I.1. Aéragé principal**

Les conditions naturelles atmosphériques (température, pression,...) peuvent être à l'origine de l'écoulement de l'air entre deux points de la mine. Ce qui constitue une source de ventilation naturelle de la mine.

Mais pour le cas de Chaabet-El-Hamra l'aéragé des travaux souterrains est réalisé artificiellement à l'aide d'un ventilateur aspirant de type 1300 HDM, installé au jour à la tête du puits de retour d'air.



L'air frais passe par le Travers Bancs , plan incliné, puis galerie principale d'accès aux différents profils puis retourne par la galerie de sortie des profils puis le travers bancs et enfin le puits de retour d'air comme le montre le schéma ci-après.

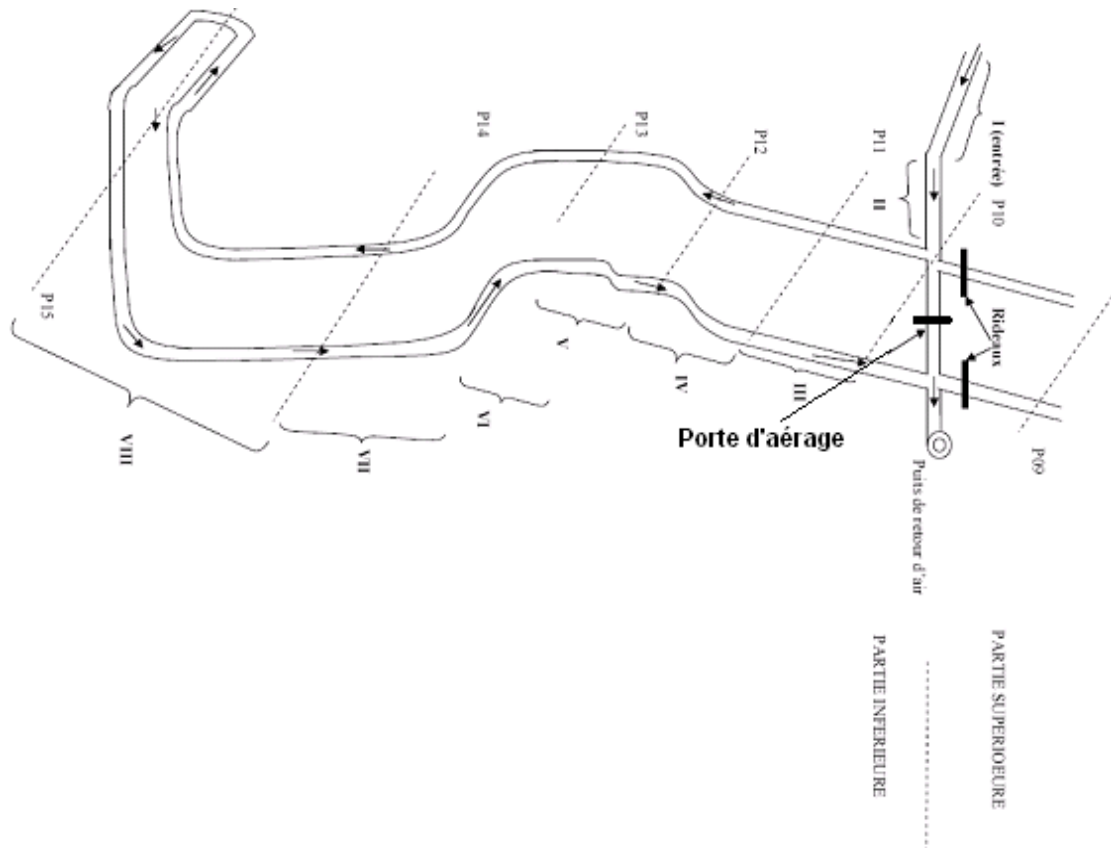


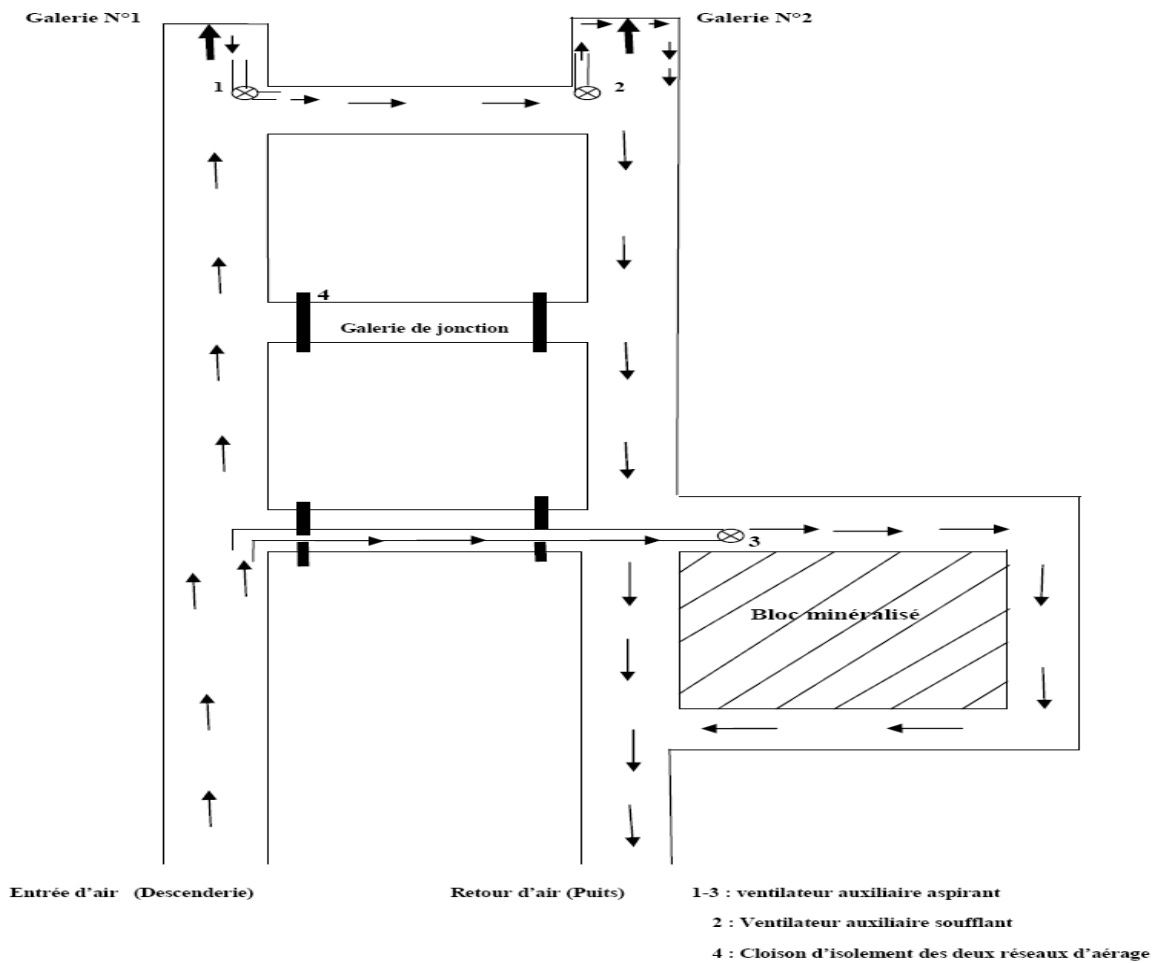
Figure VI.1 : Aération principale de la mine de Chaabet-El-Hamra

## I.2. Aération secondaire

L'aération de chaque bloc d'exploitation est assuré par des ventilateurs secondaires en système d'aération combiné c.-à-d. refoulement d'air frais vers le front de taille et aspiration de l'air vicié de ce dernier.

L'air frais baigne le front de taille à partir de la galerie N°1, l'air vicié est aspiré puis refoulé vers la galerie N°1 (fig. IV.1).

Pour éviter le mélange de l'air frais avec de l'air vicié, on installe au milieu des galeries de jonction une cloison au niveau des blocs précédents.



**Figure IV.2 :** Schéma d'aéragé secondaire dans la mine de Chaabet El-Hamra.

La mine est équipée de 12 ventilateurs secondaires de type CVM5, CVM6, 24KVK pour assurer la ventilation des chantiers.

### I.3. Calcul des besoins en air dans la mine

Il existe plusieurs facteurs à prendre en compte pour déterminer la quantité d'air frais nécessaire à la mine. Les facteurs dominants sont :

#### I.3.1. Selon le nombre d'ouvriers se trouvant au fond

$$Q_1 = q \times n \times K \quad [m^3 / mn]$$

q : quantité d'air frais nécessaire pour un ouvrier dans notre chantier elle est égale à  $6 \text{ m}^3$

n : nombre d'ouvriers maximum au chantier qui est limité à 6 ouvriers

K : coefficient de réserve :  $K = 1,2 - 1,3$

$$Q_1 = 46,8 \text{ m}^3/mn.$$

### I.3.2. Selon la consommation de l'explosif

$$Q_2 = 2.33/t_v \cdot (Q_x \cdot S^2 \cdot L_{ex} \cdot b \cdot K_n)^{1/2} \quad [m^3/min]$$

$t_v$  : Temps de ventilation 30mn

$Q_{ex}$  : Quantité d'explosif totale utilisé pendant un cycle de creusement (9 kg).

$S$  : Section de l'excavation : 10 m<sup>2</sup>

$L_{ex}$  : Longueur de l'excavation : 200 m

$b$  : Volume de gaz dégagé lors de l'explosion de 1,0 kg d'explosif  $b = 40$  (l / kg).

$K_n$  : Coefficient tenant compte de la saturation de l'air  $K_n = 0,6$ .

$$Q_2 = 2.33/30 \cdot ((9) \cdot 10^2 \cdot 200 \cdot 40 \cdot (0.6))^{1/2} = 161.5 \text{ m}^3/min.$$

### I.3.3. Selon les engins diesel

$$Q_3 = N \cdot g \quad [m^3/min]$$

$N$  : Le nombre total des engins diesel :(2 pelles à 86 CV et 3 camions navette à 114 CV) ;

$g$  : La norme de consommation d'aérage par un engin, pour 1 CV :  $g = 5 \text{ m}^3/min$ .

$$Q_3 = (2 \times 86 + 3 \times 114) \times 5 = 2570 \text{ m}^3/min$$

**Tableau IV.1** : Débits d'air en m<sup>3</sup>/min nécessaire pour aérer la mine de Chaabet El- Hamra.

Facteurs	Nombre de travailleur dans un chantier	Consommation en explosif	Puissance des engins
Besoins en air de la mine (m <sup>3</sup> /min)	46.80	161.70	2570.00

Les valeurs optimales des débits d'air frais nécessaires pour la mine de Chaabet El-Hamra, correspondent à la somme de celle des trois facteurs les plus exigeants (plus de 90% liées à la présence des engins miniers concernés) dans le fond.

Donc, la quantité d'air qu'on doit fournir à la mine durant les travaux d'exploitation est de **2778.50 m<sup>3</sup>/min** ou bien **46.30 m<sup>3</sup>/s**.

### I.4. Notions de dépression et de la résistance de la mine

La dépression ou la perte de pression entre des deux points déferents dans une mine peut s'exprimer en fonction des caractéristiques géométriques de l'ouvrage minier (galerie, travers-banc, puits...).

Elle est donnée par la relation suivante :

$$P = K.C.L. Q^2 / A^3$$

P : Dépression en Pascal ou en (mm. H<sub>2</sub>O) selon le système d'unités ;

K : Facteur de friction exprimé en N. s<sup>2</sup> / m<sup>4</sup>

L : Longueur de la galerie ou de l'ouvrage (m) ;

C : Circonférence ou périmètre de la galerie (m) ;

A : Section de la galerie en (m<sup>2</sup>).

Q: Débit d'air (m<sup>3</sup>/s).

Cette formule peut s'exprimer aussi comme suit:

$$P = R (Q)^2$$

Où :

**R** : c'est la résistance de la galerie à l'écoulement de l'air exprimé en kg. s<sup>2</sup> / m<sup>8</sup> ou en Gaule.

Donc : 
$$R = K.C.L/A^3 \quad [kg. s^2 / m^8]$$

- Les formules citées en dessus sont valables pour les conditions standards en considérant la densité de l'air est de 1.2

Sinon, il suffit de multiplier par le rapport **d/1.2**, on aura par conséquence :

$$P = K.C.L. Q^2 / A^3 . d/1.2 \quad [Pascal]$$

- Les rétrécissements, les élargissements des galeries, et les croisements engendrent des pertes de pression, Ces pertes sont dues essentiellement aux changements de la section des galeries et aux changements de direction, elles sont exprimées par la relation suivante :

$$P' = \zeta.K.C.L.Q^2/A^3$$

$\zeta$  : exprime la résistance locale, ce coefficient dépend des caractéristiques géométriques, il est appelé aussi coefficient de perte de charge singulière.

$$\zeta = \text{Sin}^2 (\alpha/2) + \text{Cos}^4 (\alpha/2)$$

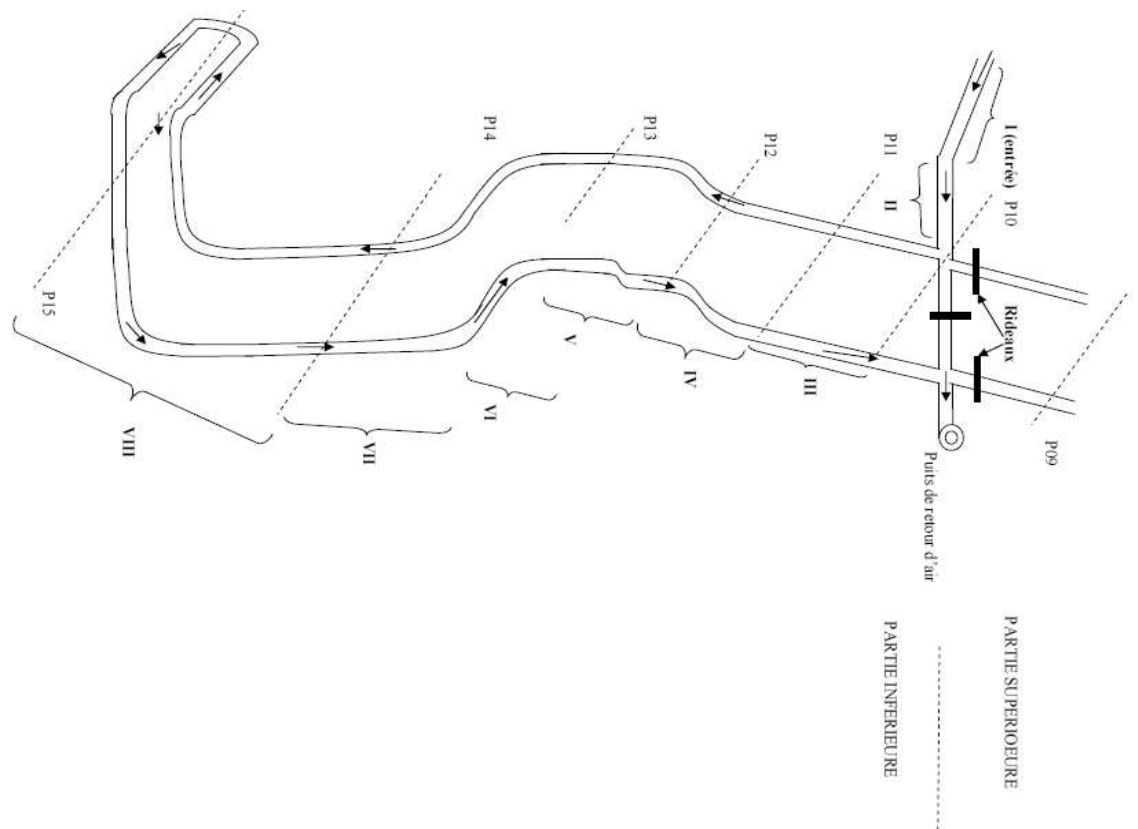


$\alpha$ (°)	Z
90	1
60	0.37
45	0.18
30	0.07
15	0.02

### I.5. Estimation de la résistance de la mine jusqu'au profil 15

Pour calculer la résistance globale de la mine, on a suivi le cheminement de l'air de son entrée à sa sortie en passant par les différents profil (11 à 15).

Le calcul consiste à découper le trajet de l'air en tronçons élémentaire qui vont former un circuit fermé en se connectant entre eux soit parallèlement ou en série. Pour notre cas, on considère un trajet direct en série constitué par les tronçons représentés dans la figure suivante :



**Figure IV.3 :** Circuit d'aération de la mine de Chaabet-El-Hamra.

Les calculs se font pour chaque tronçon du circuit sur la base de la formule de la résistance vue précédemment :

$$R = K.C.L/A^3$$

On va effectuer le calcul pour le puits de retour d'air, et les autres seront résumés dans le tableau juste après.

- **Résistance du puits de retour d'air :**

$$R = K.C.L/A^3$$

**K** : coefficient de friction qui est fonction des frottements entre l'air et les parois du puits = 0.0015 ( les valeur de K sont fonction de la forme et de la nature des trajets)

**C** : périmètre puits = 1092 m.

**L** : longueur ou profondeur du puits = 107 m.

**A** : section du puits = 9.6m<sup>2</sup>.

$$R_{\text{puits}} = 0.0019 \text{ k murgue.}$$

Les autres résistances sont données dans le tableau suivant :

**Tableau IV.2** : Résistances des différents tronçons du circuit d'aéragé de la mine jusqu'au profil 15.

Tronçon	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Ouvrage	Descenderie	Travers-bancs	p10-p11	p11-p12	p12-p13	P13-p14	p14-p15	Puits de retour d'air
K (N.s <sup>2</sup> /m <sup>4</sup> )	0.0010	0.0030	0.0100	0.0100	0.0190	0.0150	0.0430	0.0015
L (m)	163	289	100	80	115	100	450	107
C (m)	16	16	13	13	13	13	13	10.92
A (m <sup>2</sup> )	20,60 m <sup>2</sup>	20.60	10	10	10	10	10	9.6
<b>R (k murgue)</b>	<b>0.0003</b>	<b>0.0016</b>	<b>0.0260</b>	<b>0.0208</b>	<b>0.0560</b>	<b>0.0440</b>	<b>0.2515</b>	<b>0.0019</b>

Le circuit d'aéragé représenté dans la figure précédente comporte 4 coudes brusques d'un angle de 90°, dont il faut tenir compte dans le calcul de la résistance globale. Le premier coude constitue le passage de l'air vers la partie inférieure du gisement, et à travers le deuxième, l'air fait son retour en sortant par le puits. Les deux autres coudes sont situés à la limite du profil 15.

Selon les formules précédentes, les pertes de pression engendrées par ces coudes sont :

- **Le premier coude :**

- Juste avant le coude, la perte de pression est de 0.0016 K murgue engendrée au niveau du travers-banc.
- Un angle de 90° implique  $\zeta = 1$ , donc :

$$P_{\text{coude 1}} = 1. 0,0016 = 0.0016 \text{ K murgue.}$$

- **Le deuxième coude :**

- Juste avant le coude, la perte de pression est de 0.0026 K murgue engendré au tronçon P10-P11.
- Un angle de 90° implique  $\zeta = 1$ , donc :

$$P_{\text{coude 2}} = 1.00016 = 0.0016 \text{ K murgue.}$$

- **Les deux coudes du profil 15 :**

- Juste avant le coude, la perte de pression est de 0.2515 K murgue engendré au niveau du travers-banc.
- Un angle de 90° implique  $\zeta = 1$ , donc :

$$P_{\text{coudes P15}} = 2.(1.0.2515) = 0.5030 \text{ K murgue.}$$

Puisque, les tronçons et les coudes constituant le circuit d'aérage sont tous connectés en série, donc la résistance globale de la mine sera la somme des résistances élémentaires des tronçons et des coudes.

Ce qui donne :

$$R_T = 0.735 \text{ k murgue}$$

### **I.7. Dépression totale nécessaire**

Partant des résultats ci dessus déterminés à savoir :

- Le débit nécessaire pour aérer la mine de 46.30 m<sup>3</sup>/s
- La résistance globale de mine de 0.735 K murgue

La dépression (h ou P) totale nécessaire résultante est :

$$h = R. Q^2$$

$$h = 0.735 \times (46.30)^2 = 160 \text{ mm d'eau.}$$

**Comme le ventilateur installé au niveau du puits de retour d'air permet d'assurer une dépression de 212 mm ce dernier suffit pour aérer les travaux d'infrastructure jusqu'au profil 15.**

## II. Soutènement

Le soutènement a pour rôle :

- ✓ De maintenir en place les terrains déconsolidés, et aussi d'empêcher les éboulements et chutes de toit
- ✓ D'exercer une pression de confinement sur les terrains en place qui, bien que faible le plus souvent devant la pression globale des terrains, empêche la déconsolidation de progresser trop loin en profondeur et permet aux terrains de se maintenir en place.

Le soutènement tient compte de plusieurs caractéristiques telle que :

- La destination : soutènement provisoire ou définitif.
- Le type des matériaux utilisés : soutènement en bois, métallique, en béton.
- La fonction : soutènement d'appui, de consolidation,.....etc.
- La forme de la section transversale : rectangulaire, elliptique, polygonal
- Le caractère de contact avec la roche : avec adhésion ou sans adhésion.
- La disposition autour du contour de la galerie : soutènement complet, incomplet ou au plafond.
- La caractéristique de déformation, soutènement rigide, compressible, élastique.

Les types de soutènement les plus utilisés dans les mines souterraines seront pratiqué pour la mine de Chaabet-El-Hamra essentiellement pour soutenir les galeries d'infrastructure, puisque les chambres d'exploitation du fait de la méthode utilisée n'ont pas besoin d'être soutenu ; en effet les piliers abandonnés assurent un soutènement naturel :

### II.1. Soutènement en bois (boisage)

Le soutènement par boisage est le plus couramment employé dans les petites mines.

L'élément essentiel du boisage d'une galerie est le cadre. Celui-ci se compose de deux bois verticaux appelés montants ou pieds ou étais ; et d'un bois horizontal appelé chapeau.

Signalons une particularité intéressante du comportement des bois : la rupture est annoncée par des craquements, ce qui constitue un signe avertisseur de danger.



En revanche, le bois présente deux inconvénients : il est altérable et inflammable; Le premier provient surtout des champignons dont le développement est favorisé par le fort taux d'humidité que l'on trouve en général dans les mines souterraines et qui provoquent une décomposition des constituants des bois.

Les résistances mécaniques du bois en sont affectées, On peut lutter contre cette altération par des procédés d'imprégnation de substances fongicides comme l'huile de vidange. Quand à son inflammabilité, on peut également y remédier par une imprégnation de produits ignifuges. Ce type de soutènement est rencontré dans des traversées de failles et dans certains tronçons du travers banc et des galeries.

## **II.2. Soutènement par boulons**

Le boulonnage a été appliqué principalement dans les exploitations par chambres et piliers, aussi bien dans les mines de charbon que dans les mines métalliques, Ce sont des **boulons** qui arment le terrain; ils peuvent s'associer ou non au béton projeté ce qui apporte aux parois de l'excavation une pression radiale rendant en quelque sorte le terrain apte à se soutenir de lui-même.

Le boulonnage peut avoir différents objectifs :

- Accrocher un bas toit peu résistant à un banc supérieur solide autoportant, Les boulons doivent fournir au bas toit des points d'appui suffisamment rapprochés pour réduire la portée.
- Faire d'un empilage de banc miné, un banc solide capable de se supporter lui-même au dessus du vide de la galerie.
- Renforcer la roche autour de la cavité, c'est-à-dire s'opposer à la détente de la fracturation des roches entourant la galerie.

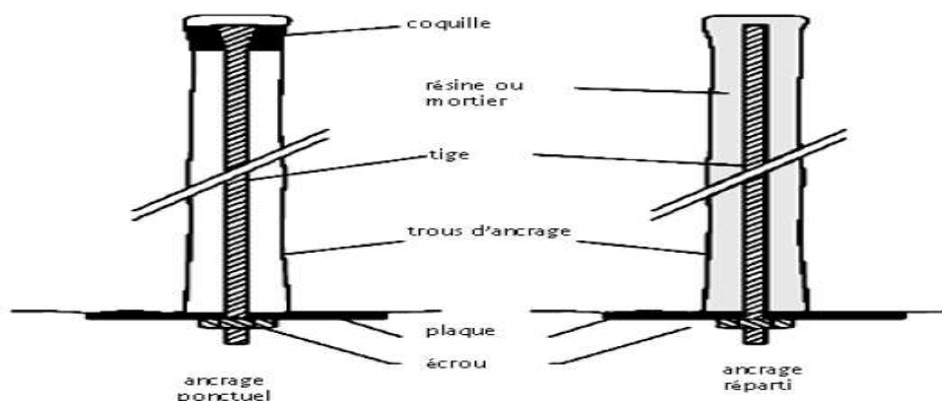


Figure IV.4 : Boulons à ancrage ponctuel et réparti

### II.3. Soutènement par cintres

Leur dimensionnement est déterminé en général en tenant compte des pressions maximales correspondant à la stabilisation du terrain encaissant.

Les cintres constituent une ossature en forme d'arc disposé selon la section transversal de l'excavation, ils peuvent être en profilé métallique. Les cintres les plus utilisées dans les travaux souterrains sont en profilés métalliques, HEB et TH.

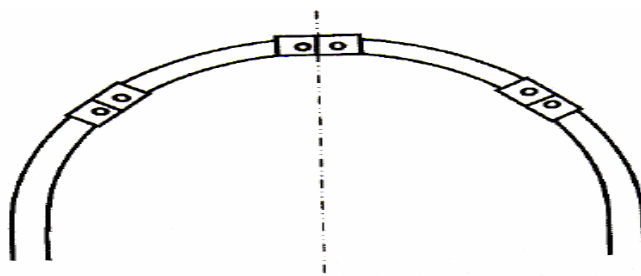


Figure IV.5 : Cintre métallique.

.En raison de leur rigidité, ils sont en effet en mesure dans la plupart des cas, et s'ils sont correctement appuyés et bloqués, de ralentir et de limiter les déformations du terrain encaissant,. Ils sont souvent utilisés dans les cas où le maintien de la géométrie de la section est impératif ou s'il s'agit de limiter strictement l'étendue de la zone du terrain décomprimé autour de la galerie.

Ce type de soutènement est rencontré dans des traversées de failles et dans certains tronçons du travers bancs.

#### **a. Soutènement en béton**

On emploie chaque fois que l'on désire un soutènement jointif lisse ou étanche, ou un soutènement de très haute résistance mécanique, par exemple dans les endroits suivants :

- Recette et contour du puits ;
- Galerie d'exhaure ;
- Zone faillées, fissures aquifères ;
- Zone à très forte pression ou à très fortes profondeurs.

Le soutènement en béton est généralement utilisé au niveau des ouvrages dont la durée de vie correspond à celle de la mine.

A la mine de Chaabet El Hamra ce type de soutènement existe au puits de retour d'air, sur un tronçon de la descenderie et dans la tranchée d'accès.

### **III. Eclairage**

Dans une mine souterraine, la difficulté d'obtenir un bon éclairage provient des facteurs ci-après :

- Déplacement et éloignement des chantiers;
- Rudesse des conditions de travail, notamment à l'explosif ;

A la mine de Chaabet El Hamra l'éclairage souterrain électrique est présent dans les voies d'accès principales (Travers-banc et le Plan incliné).

Dans les autres zones, l'éclairage est obtenu au moyen de lampes individuelles à accumulateurs et des lampes au chapeau : l'accumulateur, placé dans une enveloppe de métal ou de matière plastique est porté à la ceinture, et relié par un câble souple à un petit projecteur de bakélite qui se fixe au casque et qui contient une ampoule principale et une ampoule auxiliaire. La lampe doit être rechargée après chaque poste de marche.

Les engins de chargement et de transport sont dotés de phares blancs à l'avant et éclairant sur au moins 50m.

## IV. Traitement

### IV.1. Description de la laverie de Kherzet-Youcef

L'usine d'enrichissement du complexe de Kherzet-Youcef a démarrée dans les années 1970 pour le traitement du minerai Plomb/Zinc de Kherzet-Youcef.

L'usine présentait initialement presque toutes les méthodes d'enrichissement. De nos jours, avec l'ouverture de la mine de Chaabet-El-Hamra, la laverie ne produit que le concentré du blende. Ce qui a entraîné les suppressions suivantes :

- De la section de séparation gravimétrique ;
- Du deuxième étage de broyage ;
- De pré-criblage du TV au niveau du concasseur à mâchoire ;
- Des hydro-cyclones ;
- De la séparation magnétique ;
- De la section flottation pour le plomb.

Ces modifications tiennent compte de la faible teneur de Pb dans le TV de Chaabet-El-Hamra, et répondent au souci d'économie de l'énergie et de dépenses.

Le schéma technologique inclue le broyage humide, après le concassage en deux étapes, suivi de la flottation en trois étapes.

La capacité de travail de la laverie maximale est de 100 000 tonnes.

Les essais de traitement, à l'échelle industrielle, ont montré que la flottabilité du minerai du gisement de Chaâbet-El-Hamra est assez simple tandis que son broyage est relativement lourd, car il est contenu dans une gangue dolomitique dure.

L'usine est composée de trois sections principales :

#### ❖ Section de concassage et de broyage

L'installation de préparation du minerai est conçue pour fonctionner à une cadence de l'ordre de 400 t/j. La réduction du tout-venant de 0-300 mm jusqu'à 0-15 mm s'effectue en deux étapes :

- **Premier étape**

Le produit abattu est transporté dans des camions et déversé dans la trémie de récupération d'un volume de 30 m<sup>3</sup>. Le minerai est introduit dans un concasseur à mâchoire, et sort avec une dimension de 0-40 mm.

- **Deuxième étape**

Les produits issus du concasseur à mâchoire sont acheminés à l'aide d'un convoyeur à bande, vers le crible vibrant de type « SIMONS » à maille (20x160 mm). La classe granulométrique supérieure à 5 mm est introduite dans le concasseur à cône, qui fonctionne en cycle fermé avec le crible vibrant. Le produit issu du concasseur est déversé dans une autre bande, pour y être repris une troisième bande, qui le déverse à son tour dans le crible une seconde fois.

La fraction qui passe par le crible (0-15mm) est déversée dans deux trémies métalliques d'une capacité de 25 tonnes chacun. Le minerai, est acheminé par la suite vers la section broyage à l'aide d'une bande transporteuse.

❖ **Section de broyage**

Le broyage et la classification visent à révéler les particules minérales, et optimiser les conditions de traitement. Le broyage se fait par voie humide, et se réalise en une seule étape avec deux broyeurs à boulets de capacité de 11 et 17 tonnes/h. Les deux broyeurs travaillent en circuit fermé avec un classificateur mono spirale qui ne laisse passer que les cellules de flottation.

A noter qu'à la sortie du concasseur à mâchoire et devant la section du broyage, il existe deux trémies en béton de 100 tonnes de capacité chacune.

❖ **Section flottation**

Le cycle de flottation de ZnS, est précédé par une agitation avec du CuSO<sub>4</sub> à effet de libérer les grains minéraux de ZnS. Le cycle comprend une opération principale ; une de contrôle et trois opérations d'épuration.

Le schéma principal de flottation, permet des modifications temporaires au moyen de connexion par tubes.

Le drainage des concentrés vers les épaisseurs se fait par l'intermédiaire de pompes. Après épaisissage, les concentrés sont aspirés par des pompes à membranes et dans des filtres à tambour où s'effectue la filtration.

Le concentré de ZnS est expédié à l'unité d'électrolyse de METANOF à **Ghazaouet**. Les stériles quant à eux sont stockés au niveau de la digue qui doit être aménagée pour recevoir les prochaines stériles.

La figure résume les sections décrites au dessus et constitue le schéma technologique de la laverie de Kherzet-Youcef.

### 1. Enrichissement par flottation

La flottation est la méthode de séparation d'un mélange de corps la plus efficace, la plus souple et la plus employée dans les plus importantes applications techniques de la chimie-physique des surfaces.

Pour réaliser une flottation, il est nécessaire d'ajouter à une pulpe d'un tel concentré d'un minéral ou d'un métal (blende (ZnS) pour notre cas) des réactifs.

On distingue quatre familles de réactifs qui peuvent être utilisés dans une flottation :

- **Les collecteurs** : Se sont des substances chimiques ou organiques qui se fixent sur la surface de certain minéraux et les rendent moins hydrophiles. (CuSO<sub>4</sub>)
- **Les moussants** : Ces réactifs appelés « tensioactifs » servent à faire diminuer la tension superficielle de l'eau et favorisent la formation d'une mousse dans laquelle sont retenus les grains flottés. (huile de pain)
- **Les déprimant et les activants** : Des substances le plus souvent minérales utilisées souvent nécessairement pour améliorer la sélectivité d'une flottation. Ils réduisent l'action des collecteurs sur certains minéraux. (CaO et H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>)
- On utilise aussi parfois des réactifs modificateurs de pH, dont le rôle est très important : un minéral ne flotte en effet que dans un intervalle plus ou moins étendu de PH.

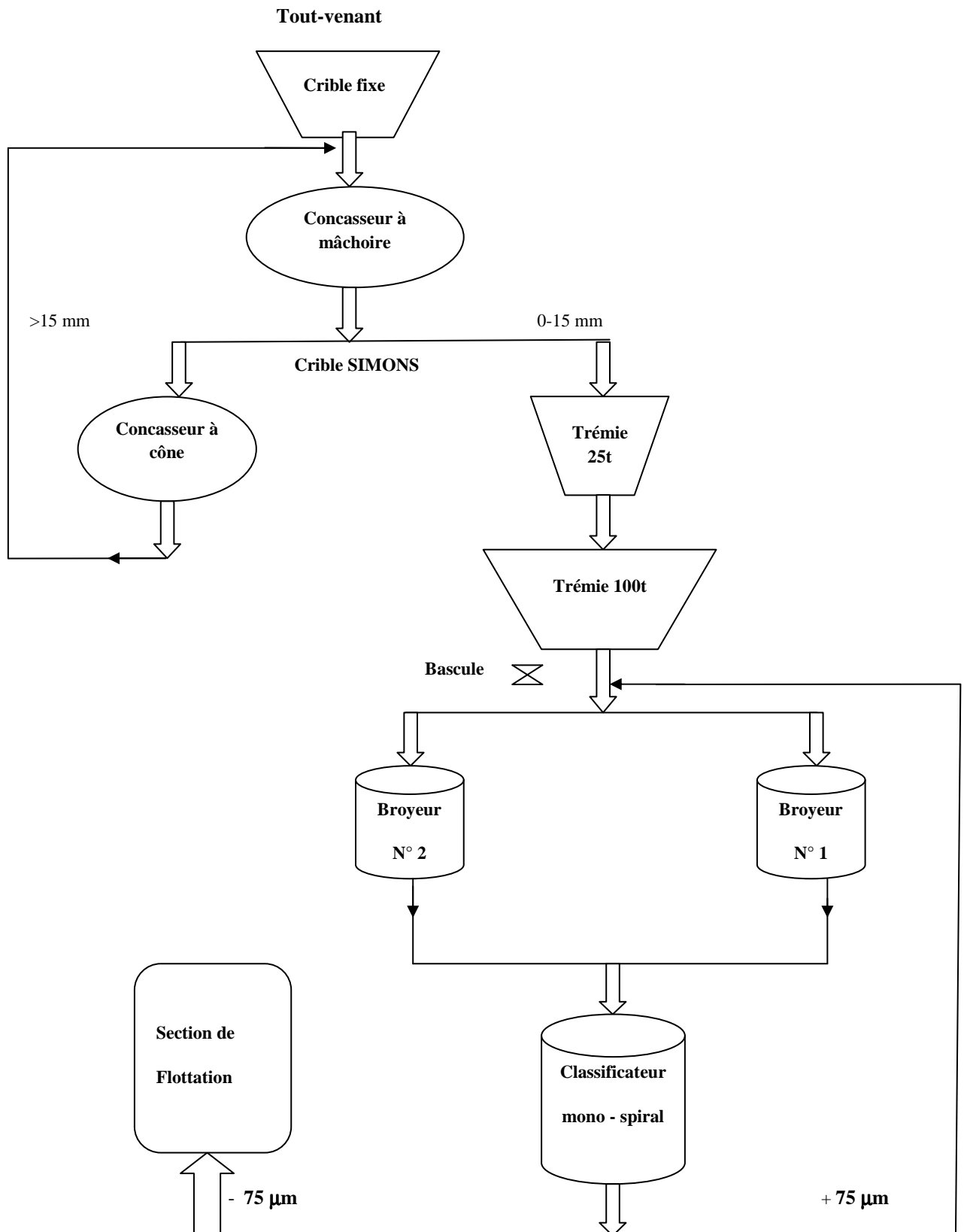


Figure IV.6 : Schéma technologique des sections concassage-criblage-broyage de la laverie de Kherzet-Youcef.

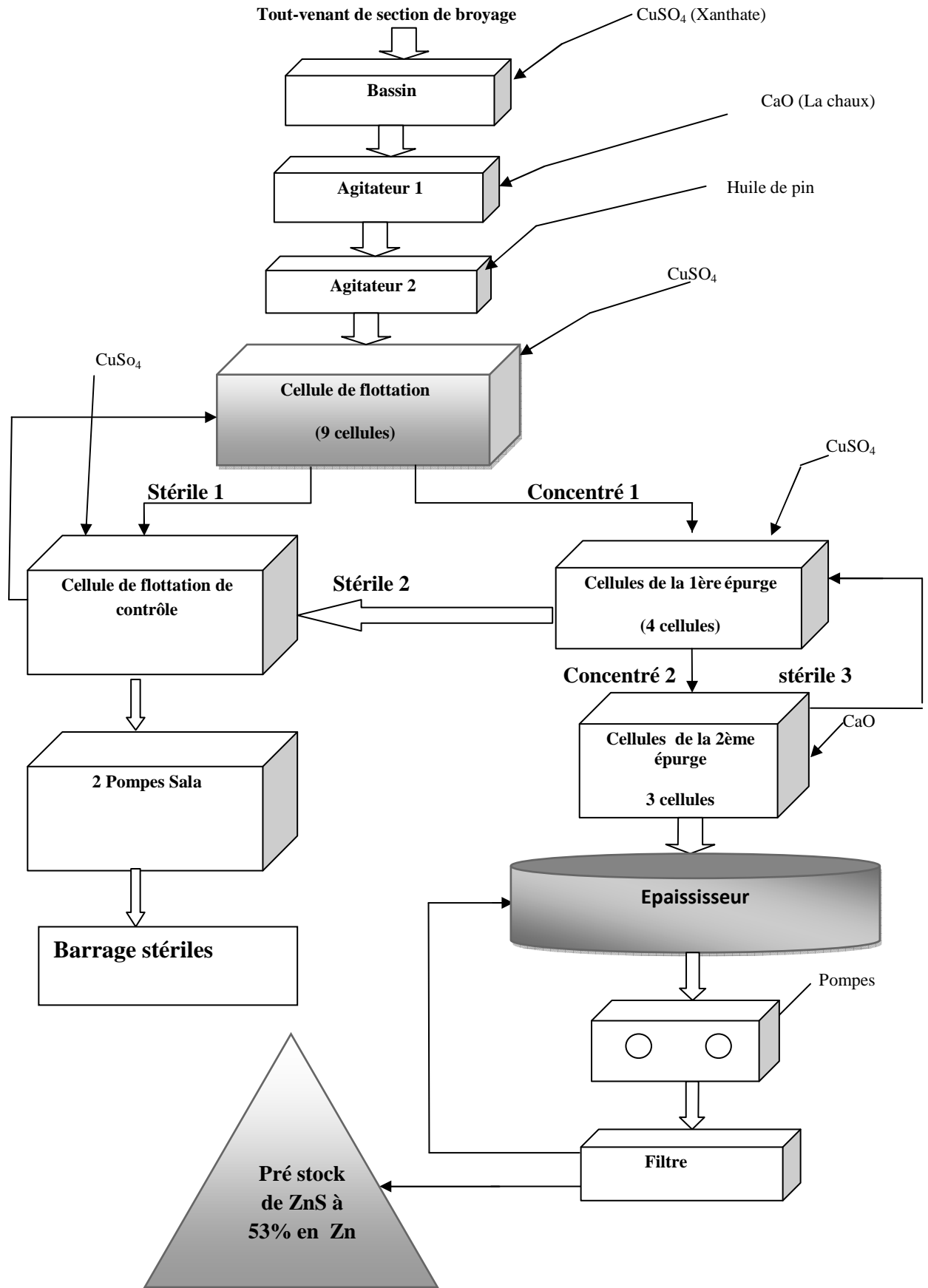


Figure IV.7: Schéma technologique de la section de la flottation de la laverie de Kherzet-Youcef.



#### IV.2. Traitement du tout venant de la partie inférieure :

Les tonnages du concentré récupérable de la partie inférieure sont donnés dans le tableau ci-après avec

- Un concentré de zinc à une teneur de 53% Zn ;
- Un rendement de l'installation de la laverie de 85%.

**Tableau IV.5 : Tonnage du concentré récupérable de la partie inférieure.**

Année	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Total
T.V (t)	35000	90000	90000	90000	90000	90000	90000	90000	40900	<b>705900</b>
Teneur (%)	3.75	4.52	4.90	5.65	5.67	5.16	4.60	5.58	6.25	<b>5.16</b>
Zn (t)	1312.5	4068.00	4411.20	5083.90	5108.02	4646.75	4131.45	5028.30	2557.58	<b>36424.45</b>
ZnS (t)	2100	6508.80	7075.92	8134.24	8173.12	7434.40	6610.32	8064.25	4101.78	<b>58415.85</b>

#### IV.3 Digue à stérile :

Le stérile engendré par l'opération de traitement du Tout-venant est considéré comme un déchet final. Ce stérile est stocké dans une digue localisée à une centaine de mètres de l'usine de traitement.

Vu les quantités importantes des déchets au niveau de cette digue estimées à 85 000 tonnes/an, un réaménagement ou un aménagement d'un autre lieu est recommandé pour recevoir les nouveaux stériles de l'exploitation de la partie inférieure.

## V. Hygiène et Sécurité

L'hygiène et la sécurité forment un ensemble de mesure à prendre à tous les niveaux afin de sauvegarder la santé des travailleurs et le bon état des engins d'ouvrage, en prévenant les incidents et les accidents de travail.

D'après leur origine, les dangers dans une mine sont :

- Naturels : inondation, dégagement gazeux, éboulement, glissement...
- Biologiques : c'est les maladies dangereuses telle que la silicose.
- Technologiques : explosif, mouvement des engins, panne du ventilateur,...

Pour assurer la sécurité et l'hygiène dans la mine, nous portons ci-après quelques mesures sécuritaire et préventions que nous recommandons:

- 1- Au niveau du front d'abattage, le purgeage est effectué par le mineur et son aide, ce purgeage doit être effectué par un personnel qualifié. C'est pour cette raison que les chefs de postes doivent prévoir un tableau d'organisation à cet effet.
- 2 - La signalisation de danger par des plaques indicatives dans les endroits où se présentent les risques tels que, les chutes de blocs, câble à haute tension, passage d'engins miniers.....etc.
- 3 - Un plan d'aéragé sera tenu et actualisé à toutes nouvelles conditions d'aéragé.
- 4 - Les contrôleurs de sécurité doivent faire des visites quotidiennes ou du moins périodiques et signaler à temps toutes les anomalies rencontrées dans le domaine de la sécurité minière.
- 5 - La disposition des moyens de communication rapide entre les chantiers pour répondre aux éventuelles urgences.
- 6 - Un véhicule devra être mis en permanence au niveau de la descenderie pour répondre aux éventuelles urgences.
- 7 - La mine doit disposer d'appareils d'extinction entretenus constamment en bon état, permettant ainsi de combattre immédiatement tout commencement d'incendie souterrain. Ces extincteurs doivent être disposés au fond près des dépôts d'explosif. L'emplacement de ces appareils doit être porté sur le plan d'aéragé.

## *CONCLUSION GENERALE*

Le sujet présenté a abordé l'exploitation de la partie inférieure du gisement de zinc de Chaabet-El-Hamra. C'est un sujet d'actualité puisqu'il est en cours de maturation au sein de l'Entreprise ENOF.

Les données que nous avons pu récolter au cours de notre séjour à la mine qui ont trait à l'exploitation de la partie supérieure nous ont permis de projeter l'exploitation de la partie inférieure avec la particularité:

- Du problème hydrogéologique ;
- D'une zone minéralisée beaucoup plus profonde que la partie exploitée.

Toutefois nous avons essayé dans la mesure du possible de traiter les principales étapes de la conception du projet d'une exploitation souterraine à savoir :

- la géologie des terrains et les réserves géologiques ;
- les travaux d'infrastructure et préparatoires ;
- l'exploitation du minerai et les techniques d'exploitation, l'aéragé, soutènement, l'hygiène et la sécurité,...

Dans le premier chapitre concernant la géologie, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- le gisement en question est un champ filonien formé de deux corps parallèles et divisé en trois parties dont la partie qui nous intéresse est la partie inférieure comprise entre les profils 10 et 15 ;
- l'incertitude des réserves géologiques du fait de la maille de sondage (100m x 100m) assez lâche mérite d'être réduite par un volume complémentaire de sondage dans la partie inférieure.

Dans le deuxième chapitre relatif aux méthodes d'exploitation nous avons repris les méthodes déjà pratiquées dans la partie supérieure du gisement, et proposés d'autres méthodes convenant à la morphologie de Chaabet-El-Hamra . Dans ce même chapitre on a fait une synthèse de l'exploitation de la partie supérieure pour faire ressortir les principaux paramètres qui seront pris en charge dans l'exploitation de la partie inférieure:

- Taux de salissage (10% à 13%) ;
- Taux de perte (8% à 10%) ;
- Estimation du taux correcteur des teneurs.

Dans le troisième chapitre, le plus important, des actions ont été abordées pour entamer la reprise de l'exploitation de la partie inférieure du gisement ; à savoir :

- Les travaux de pompages en cours de réalisation par l'ANRH.
- Les travaux d'infrastructure et les travaux préparatoires des blocs d'exploitation

Dans ce même chapitre une stratégie d'exploitation des blocs sur toute la durée de vie de la mine ainsi que les méthodes de dépilage les plus adéquates, ont été détaillées.

Les conclusions de ce chapitre sont les suivantes :

- Les réserves récupérables de la partie inférieure en appliquant les coefficients correcteurs vus précédemment sont estimés à 705 900 tonnes avec une teneur corrigée de 5.16.
- Les travaux de pompage doivent être menés sans interruption pour permettre la continuité des travaux.
- Les travaux de développement qui durent 31.5 mois, permettent d'atteindre tous les blocs minéralisés du profil 10 jusqu'au quinzième.
- La stratégie des travaux proposée permet le dépilage des blocs situés dans les profils 12,13 en même temps que les travaux d'infrastructures. L'avantage principal de cette stratégie se traduit par une production de tout venant dès le début des travaux d'infrastructures.
- Les blocs ayant des petites puissances (généralement  $< 5$ ) seront exploités en une simple prise soit par la méthode des chambres et piliers ou celle des traçages et dépilage. Tandis que les blocs ayant des puissances plus importantes, ils seront aussi exploités par les chambres et piliers, mais en les prenant en deux sous niveaux.
- Une exploitation sélective des niveaux de la dolomie traversant quelque bloc permet de minimiser le salissage et d'améliorer la qualité du tout-venant.
- Une étude géotechnique concernant la réduction des dimensions des piliers est recommandée ;.

- Les calculs d'aérage faits dans le quatrième chapitre permettent de conclure que la mine dispose d'un ventilateur qui suffit pour aérer les travaux jusqu'au profil 15, malgré les grandes pertes de pression traduites par la résistance globale de la mine suivant la longueur et le profil des travaux d'infrastructure.
- Les méthodes d'exploitation choisies assurent un soutènement naturel qui permet d'exclure dans les chantiers d'exploitation tout soutènement systématique (par cadres métalliques et boisage), sauf pour les galeries d'infrastructure.

Compte tenu de ce qui précède nous estimons que le projet est techniquement réalisable.

## BIBLIOGRAPHIE

- [1] V.VIDAL :  
« Exploitation des mines tome 2 » 1983.
- [2] V.VIDAL :  
« Exploitation des mines tome 3 » 1985.
- [3] B.BOKY :  
« Exploitation des mines » 1968.
- [4] E.N.O.F :  
« Plan d'exploitation souterraine de la partie supérieure » 2003.
- [5] JACQUES FINE :  
« Le soutènement des galeries minières » 1998.
- [6] GENERALE DES MINES :  
« Exploitation de la partie inférieure de Chaabet-El-HAMRA » 2008.
- [7] E.TINCELIN :  
« Le choix des méthodes d'exploitation » 1993.
- [8] DIDI TADJEDINE :  
« Mémoire de fin d'études. ENP » 2007.
- [9] :  
« Revue de l'industrie minérale, les techniques n°7 » 1987.
- [10] HASBELLAOUI MUSTAPHA :  
: « Règles de l'art minier dans les exploitations minière » 2007.
- [11] Site web :  
« [www.mines.inpl-nancy.fr/leago/roches.html](http://www.mines.inpl-nancy.fr/leago/roches.html) ».  
« [www.Miningandconstruction.com](http://www.Miningandconstruction.com) ».  
« [www.solem.ch/tunnel/didacticiel/soutènement.htm](http://www.solem.ch/tunnel/didacticiel/soutènement.htm) ».