

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale 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 :

Conception d'une méthode d'exploitation avec remblayage hydraulique de la partie inférieure du gisement de zinc de Chaabet-El-Hamra (Ain-Azel- Sétif)

Réalisé par :

TAABABOUCHET Abdallah

Dirigé par :

Mr. HASBELLAOUI Mustapha

Promotion 2011

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'École 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 les enseignants du Département Génie Minier

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

J'adresse un remerciement également à tous les cadres de la mine Chaabet-El-Hamra ainsi qu'au personnel du Bureau d'études Générale des Mines.

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'ils en le témoignage de ma consécration et leur foi en moi.

À

Toute la famille TABABOUCHET et LAFKIR.

À

Mes frères Bilal, Oualid.

À

Ma sœur Mariem.

À

Tous mes amis de la cité universitaire 'Bouraoui Amar'.

À

Mes amis Saïd, Rachid, Djawad, Imad, Tofik, Sabri.

À

Mon copain de chambre SOULIMANE Houcine.

À

Tout le personnel du département de Génie Minier, à leurs tête le chef du département et Surtout le groupe de 5ième année G. Minier

A

Tous ceux qui me connaissent et je connais.

Abdallah

ملخص :

تمثل هذه الدراسة مساهمة متواضعة لاستكمال عملية استغلال معدن الزنك في الجزء السفلي من منجم تحت سطح الأرض المتواجد في شعبة الحمراء في منطقة عين أزال ولاية سطيف. هذه الدراسة تتعلق بتصميم طريقة للاستغلال بواسطة الغرف المردومة هيدروليكية، تتميز هذه الطريقة بكونها تسمح بزيادة الاحتياطيات القابلة للاستغلال. بالمقابل لها بعض المساوئ (الزيادة في عدد العمال، الآلات إضافية و... الخ). لقد قمنا بدراسة شاملة لتحديد الربح الخام للاستغلال بواسطة هذه الطريقة مقارنة مع الاستغلال بطريقة الغرف والأعمدة المطبقة من طرف ENOF، ولقد سمحت لنا هذه الدراسة باستخلاص أنّ طريقة الاستغلال بواسطة الغرف المردومة هيدروليكية الرّم الأكثر تكلفة **الكلمات المفتاحية:** الزنك، منجم تحت سطح الأرض، الغرف المردومة، شعبة الحمراء، الربح الخام، بطريقة الغرف والأعمدة.

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. Elle a trait à la conception d'une méthode d'exploitation par chambre remblayée hydrauliquement. L'avantage de cette méthode est une augmentation des réserves exploitables. Elle a par contre des inconvénients (Augmentation du personnel, Equipements complémentaires etc....). Une esquisse de détermination du gain brut par cette méthode et sa comparaison avec la méthode des chambres et piliers pratiquée par l'ENOF a permis de conclure que la méthode par remblayage est plus coûteuse que celle des chambres et piliers.

Most clés: mine souterraine, Chambres et piliers, remblayage hydraulique, zinc, Chaabet-El-Hamra, gain brut.

Abstract:

This study represents a modest contribution to the continuing work of exploration and production of zinc are in the lower part of the Chaabet-El-Hamra deposit, located in the region of Ain Azel. The present study deals with the design of a method of operating hydraulically backfilled roomed mining method. The advantage of this method is an increase in recoverable reserves, but also has it inconvenient (increase of personal, additional equipment etc ...). A sketch of determining the raw profit by this method and its comparison with the room and pillar method practiced by the ENOF concluded that the backfilled method is more expensive than room and pillar.

Key words: underground mine, rooms and pillars, hydraulically backfilled, zinc, Chaabet-El-Hamra, raw profit.

Table des matières

Sommaire	i
Liste Des Figures	ii
Liste Des Tableaux	ii
Abréviations.....	iii
Introduction générale.....	1

CHAPITRE I : GEOLOGIE DU GISEMENT DE CHAABET-EL-HAMRA.

I. LOCALISATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT DE CHAABET-EL-HAMRA.....	4
II. HISTORIQUE DE LA MINE DE CHAABET -EL-HAMRA.....	5
III. PRESENTATION DU GROUPE ENOF.....	6
IV. CONDITIONS GEOLOGIQUES DU GISEMENT DE CHAABET EL-HAMRA.....	7
IV.1. Contexte géologique régional	7
IV.2. Stratigraphie des monts du Hodna.....	7
IV. 3. Stratigraphie du gisement	10
IV.4. Structure du gisement.....	12
V. TECTONIQUE	14
VI. LA MINERALISATION.....	17
VI.1. Caractéristiques du minerai.....	19
VI.2. Caractéristiques des roches encaissantes	19
VII. RESERVES GEOLOGIQUES	19
VII.1. Introduction	19
A. Évaluation de l'O.R.G.M 1992	20
B. Évaluation de SIDAM 1994	21
C. Évaluation ENOF 1996	21
VII.2. Distribution des teneurs, des épaisseurs	23
a. Distribution des teneurs	23
b. Distribution des épaisseurs	24

CHAPITRE II : HYDROGEOLOGIE.

I. INTRODUCTION	25
II. TRAVAUX REALISES	25
II.1 PAR L'ORGM	25
II.2 PAR L'ENOF	26
II.3. COMMISSION ANRH/DHW/ENOF.....	27

III. CONCLUSIONS ET RESULTATS DES ESSAIS	27
--	----

CHAPITRE III : EXPLOITATION DE LA PARTIE SUPERIEURE.

I. INTRODUCTION	30
II. MODE D'OUVERTURE ET DECOUPAGE	30
II.1. Tranchées d'accès et descenderie	30
II.2. Travers-banc 960	31
II.3. Puits d'aéragé et de secours	31
III. Les Méthodes d'exploitation pratiquées	34
III.1. Introduction	34
III.2. Méthode des chambres et piliers abandonnés	34
a. Cas des blocs inférieurs à 5 m d'épaisseur.....	34
b. Cas des blocs d'épaisseur supérieur à 5m	35
III.3. Méthode par traçage et dépilage	36
IV. L'ANALYSE DES RESULTATS DE L'ACTIVITE D'EXPLOITATION DELA PARTIE SUPERIEURE DU GISEMENT	38
IV.1. Réserves extraites	38
IV.2. Taux de perte et de salissage.....	39

CHAPITRE IV : EXPLOITATION DE LA PARTIE INFÉRIEURE AVEC REMBLAYAGE HYDRAULIQUE.

I. RESERVES EXPLOITABLES DE LA PARTIE INFÉRIEURE DU GISEMENT	40
II. OSSATURE GENERALE DE LA MINE ET TRAVAUX D'INFRASTRUCTURES	42
II.1 Introduction	42
II.2 Travaux d'infrastructures.....	44
II.3 Travaux préparatoires	45
III. MODE DE CREUSEMENT DES TRAVAUX D'INFRASTRUCTURES ET PREPARATOIRES	49
III.1. Technologie des travaux de tir	49
III.2. Chargement et transport	50
III.3. Organisation des travaux	50
III.3.1. La foration - tir	50
III.3.2. Chargement –Transport	52
III.4. Délais de réalisation des travaux	54
IV. TRAVAUX D'EXPLOITATION	55
IV.1. Méthode d'exploitation	55

IV.2. Description générale de la méthode de la tranche remblayée hydrauliquement	55
IV.2.1. La technologie d'exploitation avec remblayage hydraulique	55
IV.2.2. Remblayage hydraulique.....	56
IV.2.3. Principe de la méthode d'exploitation par chambres remblayées	56
V. DESCRIPTION DE LA METHODE DE TRANCHE REMBLAYEE A UN SEUL NIVEAU	60
VI. DESCRIPTION DE LA METHODE DES TRANCHES REMBLAYEES A DEUX NIVEAUX	62
VII. DESCRIPTION DE LA METHODE DES TRANCHES REMBLAYEES A TROIS NIVEAUX ...	64
VIII. PROFIL HYDRAULIQUE	65
IX. STRATEGIE D'EXPLOITATION	70
X. TRAVAUX D'ABATTAGE	73
X.1. Détermination du nombre des chambres en activité	73
X.2. La foration et le tir	73
XI. CHARGEMENT ET TRANSPORT	75
XII. ORGANISATION DES TRAVAUX DE REMBLAYAGE	77
XII.1. Préparation de la chambre	77
XII.2. Remblayage	77
XIII. ORGANISATION GENERALE DES TRAVAUX POUR UNE RECOUPE	78
XIV. L'EFFECTIF ET MATERIEL A ACQUERIR.....	79
XIV.1. Effectif	79
XIV.2. Matériel à acquérir	80

CHAPITRE V : FONCTIONS COMPLEMENTAIRES.

I. EXHAURE	82
I.1. Introduction	82
I.2. Première phase	82
I.3. Deuxième phase	84
I.4. Troisième phase	85
I.5. Conclusion.....	86
II. L'AERAGE	87
II.1. Généralité	87
II.2. Aérage de la mine de Chaabet-El-Hamra	88
a- Aérage principal	88
b- Aérage secondaire.....	90
II.3. Débit d'air nécessaire	91
II.4. Dépression totale nécessaire.....	92
II.5. Estimation de la résistance de la mine jusqu'au profil 15	93
III. LE SOUTENEMENT	94
III.1. Introduction	94
III.2. Soutènement par boulons.....	94
III.3. Les cintres métalliques.....	96
III.4. Béton projeté.....	98
a- Projection par voie sèche	98

b- Projection par voie humide	99
III.5. Soutènement en bois	99
IV. L'ECLAIRAGE	100
IV.1. Eclairage fixe.....	100
IV.2. Eclairage avec lampes portatives	101
V. HYGIENE ET SECURITE	102

CHAPITRE VI : LES IMPACTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION PROPOSEE.

I. LES IMPACTS ATTENDUS DE LA METHODE D'EXPLOITATION PROPOSEE	104
I.1. Impact positif	104
I.1.1. Paramètres Techniques	104
I.1.2. Paramètres financiers	104
I.2. Les impacts négatifs.....	105
I.2.1. Paramètres Techniques	105
I.2.2. Paramètres financiers	107
II. COMPARAISON ENTRE LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERES ET LA METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES REMBLAYEES	109
 CONCLUSION GENERAL.....	 111
 BIBLIOGRAPHIE	

Liste des figures

CHAPITRE I

Figure I.1 : Situation géographique du gisement Chaabet-El-Hamra.....	5
Figure I.2: Organigramme regroupant toutes les filiales, unités et projets de l'ENOF.	6
Figure I.3: Carte géologique de la zone de la mine de Chaabet El-Hamra.....	9
Figure I.4: Log stratigraphique du gisement Chaabet -El-Hamra.....	12
Figure I.5 : Allure du gisement Pr 0 – Pr 30.....	13
Figure I.6 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement Chaabet El-Hamra (profil 10-15)	16
Figure I.7 : La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur).....	18
Figure I.8: Distribution des teneurs en Zn des corps minéralisés (SIDAM).....	24

CHAPITRE II

Figure II.1: Situation des forages et piézomètres dans le gisement de Chaabet -EL- Hamra.....	28
Figure II.2: Coupe montrant le niveau à rabattre.....	29

CHAPITRE III

Figure III.1 : Vue de la descenderie.....	31
Figure III.2 : vue au dessus de puisard.....	31
Figure III.3 : Vue du Travers-bancs.....	32
Figure III.4: plan et coupe des travaux d'ouvertures de la mine de chaabet -El- Hamra	33
Figure III.5 : Méthode des chambres et piliers abandonnés.....	34
Figure III.6 : Exploitation par chambres et piliers à deux niveaux.....	36
Figure III.7 : Méthode d'exploitation par traçage et dépilage.....	37

CHAPITRE IV

Figure IV.1: Tracé des travaux d'infrastructures et préparatoires.....	43
Figure IV.2: Différents travaux préparatoires.....	48
Figure IV.3: Vue en plan des différents travaux d'exploitation du bloc.....	57
Figure IV.4: Boisage de la tranche à un seul niveau.....	58
Figure IV.5: Boisage de la tranche à deux niveaux.....	58
Figure IV.6: Boisage de la tranche de trois niveaux.....	59
Figure IV.7: Fixation de la toile de jute sur le boisage.....	59
Figure IV.8: Méthode des Tranches remblayées à un seul niveau.....	60
Figure IV.9: Vue transversale d'une tranche en cours de remblayage.....	61
Figure IV.10: vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation.....	62
Figure IV.11: Vue transversale d'un bloc supérieur à 4 m.....	63
Figure IV.12: Vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation à deux niveaux.....	64
Figure IV.13: Vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation à trois niveaux.....	65
Figure IV.14: Parcours du conduit de remblayage.....	67

Figure IV.15: Parcours du conduit de remblayage de surface jusqu'à aux blocs du profil 15.....	68
Figure IV.16: Machine d'abattage.	75
Figure IV.17: Chargeur Type CTX4 de capacité de godet de 4 tonnes.	79
Figure IV.18: Camion navette des mines.....	79
Graphe IV.1: Schéma général du circuit de remblai.	66
Graphe IV.2: Profil hydraulique de profil 15.	69

CHAPITRE V

Figure V.1: Emplacement des caniveaux dans les galeries.....	83
Figure V.2: Coupe A-A'	83
Figure V.3: Emplacement de collecteurs et caniveaux dans les galeries de roulage principal et secondaire [vue en plan].....	84
Figure V.4: Coupe détaillée du système d'évacuation d'eau en cascade par des pompes.....	85
Figure V.5: Coupe longitudinale de la galerie de roulage principal [sans dimension].	85
Figure V.6: Pompage de l'eau du puisard vers le réservoir de stockage en surface.	86
Figure V.7: Ventilateur Aspirant de Chaabet-El-Hamra (Type 1300 HDM).	89
Figure V.8: Schéma de l'aérage principal de Chaabet-El-Hamra.....	89
Figure V.9: Schéma de l'aérage secondaire de la mine de Chaabet-El-Hamra.	90
Figure V.10: Boulons à ancrage ponctuel et réparti.....	96
Figure V.11: Cintre métallique.	97
Figure V.12: Hublot.	101

Liste des tableaux

CHAPITRE I

Tableau I.1: Résultats d'évaluation de l'ORGM.....	20
Tableau I.2: Résultats d'évaluation de SIDAM.....	21
Tableau I.3: Nouveau calcul des réserves (ENOF 1996).	22

CHAPITRE II

Tableau II.1: Coordonnées des forages.	27
Tableau II.2: Délais de Rabattement par profil.....	28

CHAPITRE III

Tableau III.1 : Bilan exploitation de la partie supérieure.....	39
--	----

CHAPITRE IV

Tableau IV.1: Etat des réserves exploitables de la partie inférieure sur la base du coefficient de correction des teneurs.....	41
Tableau IV.2: Comparaison des réserves sur la base de la méthode d'exploitation.....	42
Tableau IV.3 : Caractéristiques des travaux d'infrastructure.....	44
Tableau IV.4: Caractéristiques des travaux préparatoires.	46
Tableau IV.5: Répartition des puissances des blocs.....	47
Tableau IV.6: Réserves récupérables des travaux d'infrastructure et préparatoires.....	48
Tableau IV.8: Délai de réalisation des travaux d'infrastructure et Préparation.....	54
Tableau IV.7: Organisation des travaux d'infrastructure.	54
Tableau IV.9: les caractéristiques du tuyau de remblayage des blocs de profil 15.	69
Tableau IV. 10: Programme pluriannuel d'extraction.	72
Tableau VI.11: Organisation des travaux d'exploitation (extraction).....	77
Tableau VI.12: Organisation des travaux de remblayage.....	78
Tableau VI.13: Organisation générale des différents travaux dans une recoupe.	78
Tableau IV.14 : Répartition de l'effectif fond par structure et qualification professionnelle.	80
Tableau IV.15: Équipements nécessaires	81

CHAPITRE V

Tableau V.1: Principales normes de l'atmosphère d'une mine souterraine.....	88
Tableau V.2: Résistances des différents tronçons du circuit d'aérage de la mine jusqu'au profil 15.....	93
Tableau V.3: Différents cintres lourd en fonction du diamètre de l'excavation.	98

CHAPITRE VI

Tableau VI.1: Répartition de l'effectif supplémentaire	105
Tableau VI.2: Répartition des paramètres financiers supplémentaires.....	107
Tableau VI.3: Tableau récapitulatif du Prix de revient et des gains attendus.....	108
Tableau VI.4: Gain d'exploitation par la méthode chambres et piliers.	109
Tableau VI.5 : Gain brut d'exploitation par la méthode avec remblayage.....	109
Tableau VI .6 : Gain d'exploitation par la méthode avec remblayage avec les rejets	110

Abréviations

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

ORGM : Office des recherches géologiques et minières.

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

SONAREM : Société nationale des recherches et d'exploitation minière.

BEM : Bureau d'étude maghrébin, Alger.

CMKY : Complexe minier Kherzet Youssef.

ANRH : Agence nationale des ressources hydriques.

INTRODUCTION GENERALE

INTRODUCTION GENERALE

Après des années de relatif marasme économique, l'Algérie est, aujourd'hui, confrontée à un défi important : diversifier plus encore son économie pour échapper aux fluctuations du marché pétrolier international.

Le zinc est le quatrième métal produit au monde après le fer, l'aluminium et le cuivre. Il est exploité dans plus de 50 pays à travers le monde. Cependant, les cinq premiers pays producteurs (Chine, Australie, Pérou, Canada et Etats-Unis) comptent pour environ 65% de la production mondiale.

En Algérie la production de Zinc est passée de 12 000 tonnes de Zinc métal dans les années 70 à 3000 tonnes aujourd'hui. Cette régression de la production est due essentiellement à la fermeture de mines de Pb/Zn durant les décennies passées (Mines de l'ouarsenis, Mine d'ElAbed, Mine de Sidi Kamber, Mine de Ain Barbar, Mine de Kherzet Youcef). Aujourd'hui la production de Zinc est le fait de la seule mine d'El Abed (rouvrir en 2008) située dans la Wilaya de Tlemcen à la frontière du Maroc.

La mine de Chaabet El Hamra a pris la relève de la mine de Kherzet Youcef fermée en 1992 en raison du coup d'eau qui a coûté la vie à 19 mineurs. Elle est entrée en production en 1993 avec l'exploitation de la partie supérieure du gisement. La partie supérieure étant épuisée, l'Entreprise Nationale des Non ferreux (ENOF) projette d'exploiter la partie inférieure du gisement située sous le niveau hydrostatique.

La méthode d'exploitation employée dans la mine de Kherzet Youcef est la méthode par chambres et piliers. Cette méthode a été aussi appliquée dans la partie supérieure de la mine de Chaabet El Hamra, du fait de l'expérience du personnel de la mine dans la pratique de cette méthode.

En 1974, le bureau d'études canadien SIDAM a élaboré un avant projet d'exploitation de la mine Chaabet El Hamra, et a proposé deux méthodes :

- Par chambres et piliers ;
- chambres remblayées hydrauliquement.

La méthode d'exploitation par tranche remblayée à été écartée à cette époque, pour profiter de l'expérience du personnel de Kherzet Youcef. Par ailleurs, le prix en 1974 était relativement bas (800\$/T). L'augmentation du cours du zinc métal (aujourd'hui à 2500\$/T) a reposé la problématique du Remblayage hydraulique. C'est pourquoi l'objet de cette étude est de concevoir une méthode d'exploitation par remblayage. Nous avons aussi tenté de faire une brève analyse du gain financier pour pouvoir clôturer sur cette méthode, bien que ce point ne fait pas partie du sujet.

Le plan de travail adopté pour notre projet de fin d'études est le suivant :

- la première partie est consacrée à un rappel des données géologiques et la minéralisation du gisement et de ses caractéristiques.
- la deuxième partie sera consacrée à l'examen et synthèse des données hydrogéologiques qui doivent être pris en compte lors de la conception de la méthode citée.
- Le troisième chapitre sera consacré à présenter les 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 quatrième 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 ; Conception de la méthode d'exploitation par chambre remblayées.
- Les fonctions complémentaires (aéragé, exhaure soutènement, éclairage et l'hygiène et sécurité) seront abordées dans le cinquième chapitre.

-
- Le sixième chapitre sera consacré à l'identification des coûts de cette méthode et au calcul du prix de revient de la tonne produite, pour entrevoir le gain brut financier de la méthode proposée par rapport à la méthode actuelle (chambres et piliers).

Nous terminons notre travail par une conclusion générale.

CHAPITRE I

Géologie du gisement de

Chaabet-El-Hamra

I. LOCALISATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT DE CHAABET-EL-HAMRA:

Le gisement de Chaabet -El-Hamra est situé à vol d'oiseau, à environ 250 km au Sud-est d'Alger, 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 Youcef.

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

Les coordonnées Lambert sont : X: de754000m à 755000m ;

Y: de279750m à 280400m ;

Z: 1066m et 1024m.

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

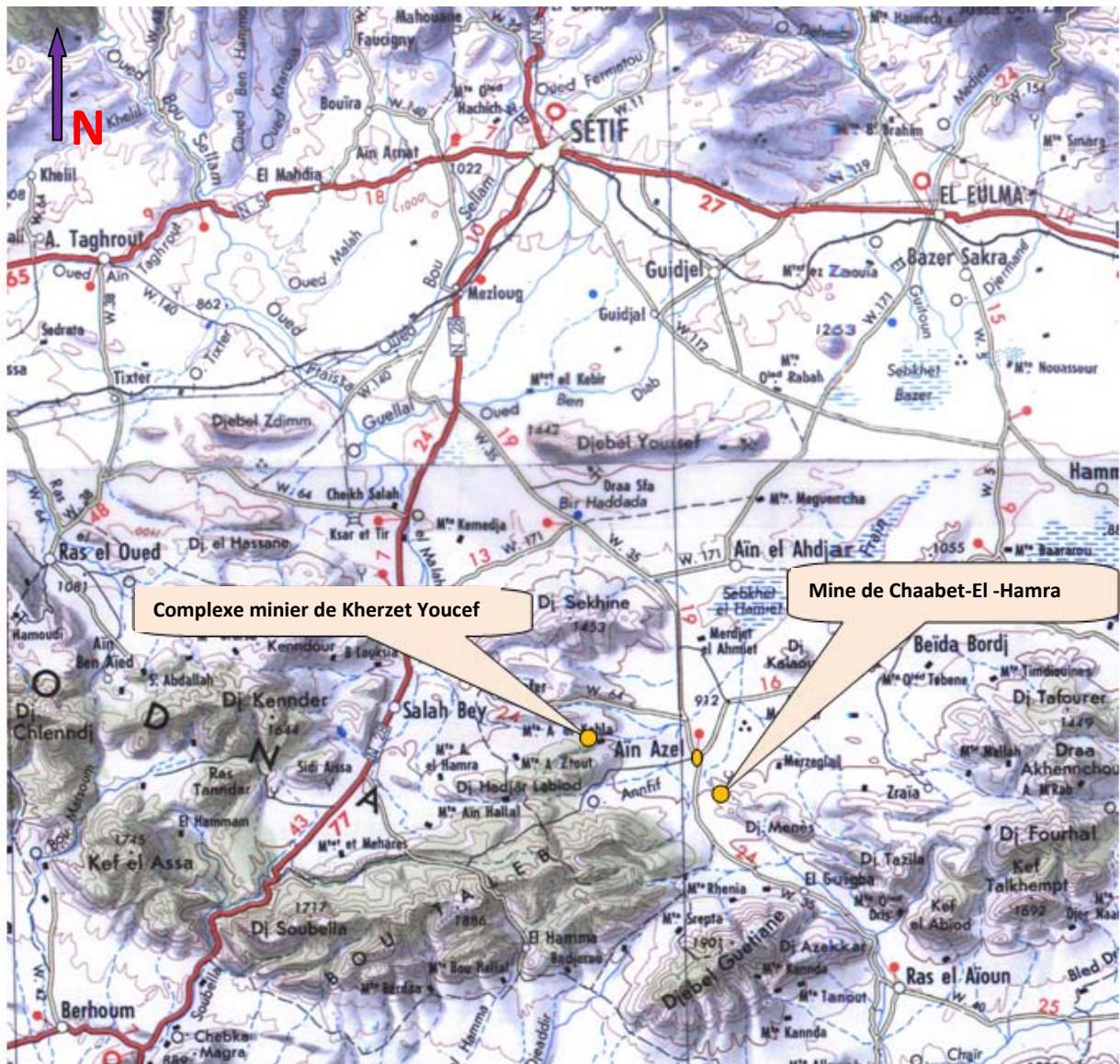


Figure I.1 : Situation géographique du gisement Chaabet-El-Hamra.

II. HISTORIQUE DE LA MINE DE CHAABET -EL-HAMRA:

- ✚ Le gisement Zincifère de Chaabet El-Hamra a été découvert au début du siècle de 1910 à 1920 puis, de 1936 à 1943 grâce à l’affleurement des corps de minéralisés.
- ✚ Quelques travaux rudimentaires ont été réalisés à partir de la surface sur du minerai oxydé.
- ✚ De 1967 à 1988, les travaux géologiques avec des sondages ont été réalisés par SONAREM puis, EREM.

- ✚ De 1989 à 1991, des travaux d'évaluation par sondage, ont été menés par l'ORGM, repartis sur 29 profils à maille 50 x 100 m, dans la partie centrale, et 100 x 100 m dans la partie Nord-Ouest, totalisant 53927m de forage.
- ✚ Après la construction du complexe de Kherzet Youcef (1975 à 1979) la production a démarré en 1979.
- ✚ Suite à la catastrophe de la mine de Kherzet Youcef survenue le 2 juin 1990, l'ENOF a élaboré une étude pour l'ouverture du gisement de Chaabet EL Hamra en 1991.

III. PRESENTATION DU GROUPE ENOF:

L'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles est organisé en 6 filiales depuis le 1er janvier 2001, le Groupe « ENOF » exploite 18 mines et carrières avec une gamme variée de produits.

Spécialisé dans l'exploitation des mines souterraines et à ciel-ouvert pour la production des minerais non ferreux et des substances utiles non métalliques, le groupe « ENOF » a pour vocation "La production, la commercialisation et le développement des produits miniers".

Elle est structurée selon l'organigramme ci-dessous

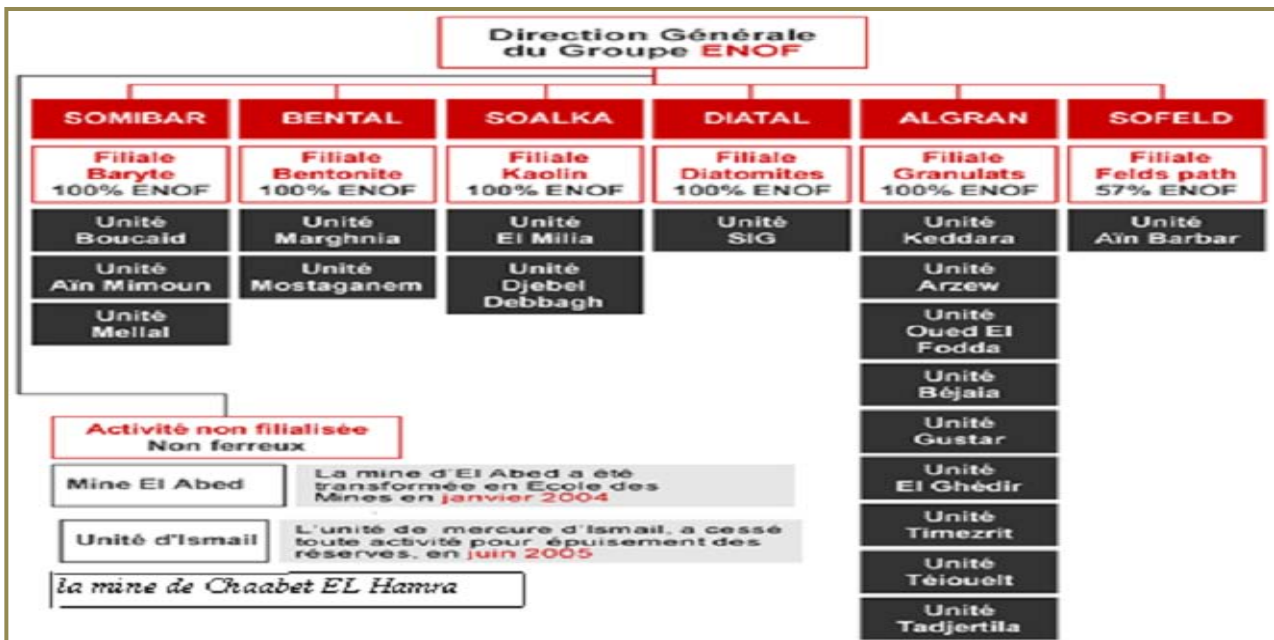


Figure I.2: Organigramme regroupant toutes les filiales, unités et projets de l'ENOF.

IV. CONDITIONS GEOLOGIQUES DU GISEMENT DE CHAABET EL-HAMRA:

IV.1 Contexte géologique régional:

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 de Ain Azel. Le gisement de Chaabet El-Hamra appartient aux blocs de Ain Mlila, qui comprend trois structures de soulèvement en forme de Horst-Anticlinaux.

Le gisement est associé au Horst de Rahbat.

IV.2 Stratigraphie des monts du Hodna:

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du Trias au Quaternaire (Glaçon, 1967 ; Guiraud, 1990) (Fig. I.4) :

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

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

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

- **Le Crétacé supérieur**, est constitué de la succession lithostratigraphique suivante : (1) des marnes et des marno-calcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères ; (2) des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du

Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ; **(3)** des marnes et marno-calcaires à *Globotruncana helvetica* (Turonien inférieur à moyen) ; **(4)** des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ; **(5)** des marnes et marno-calcaires du Sénonien avec intercalation de calcaires à Inocérames ; **(6)** des calcaires à Laffittéines du Maestrichtien.

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

- **Le Miocène**, représenté le plus souvent par des 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.

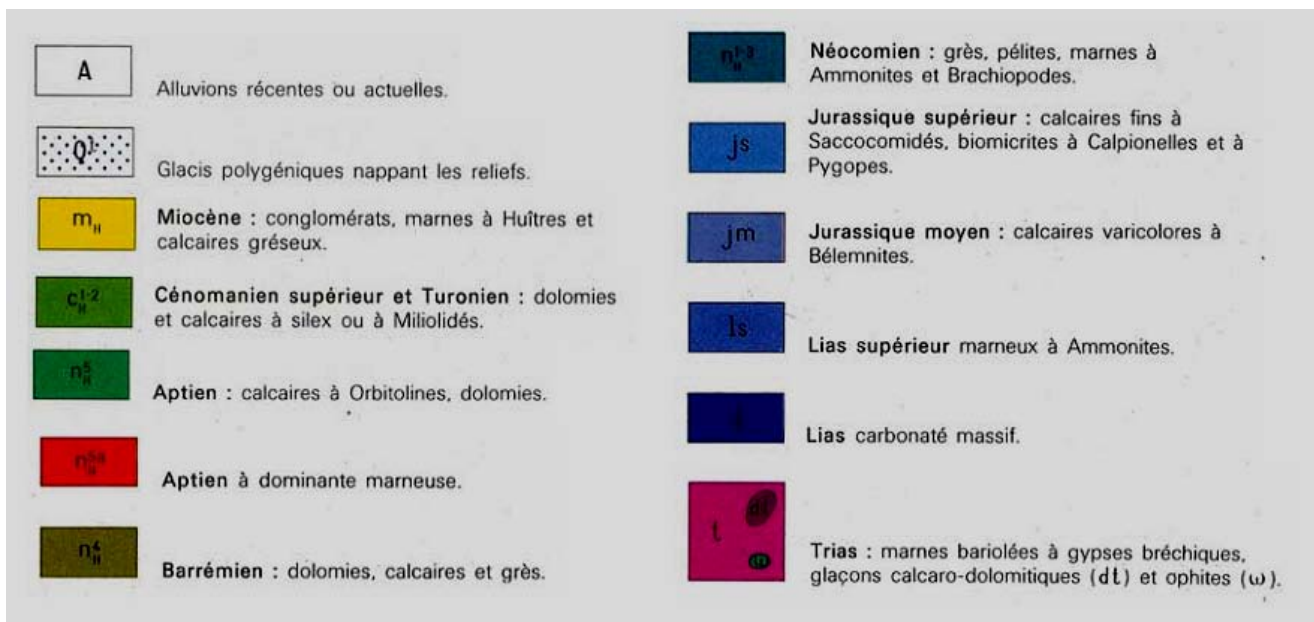
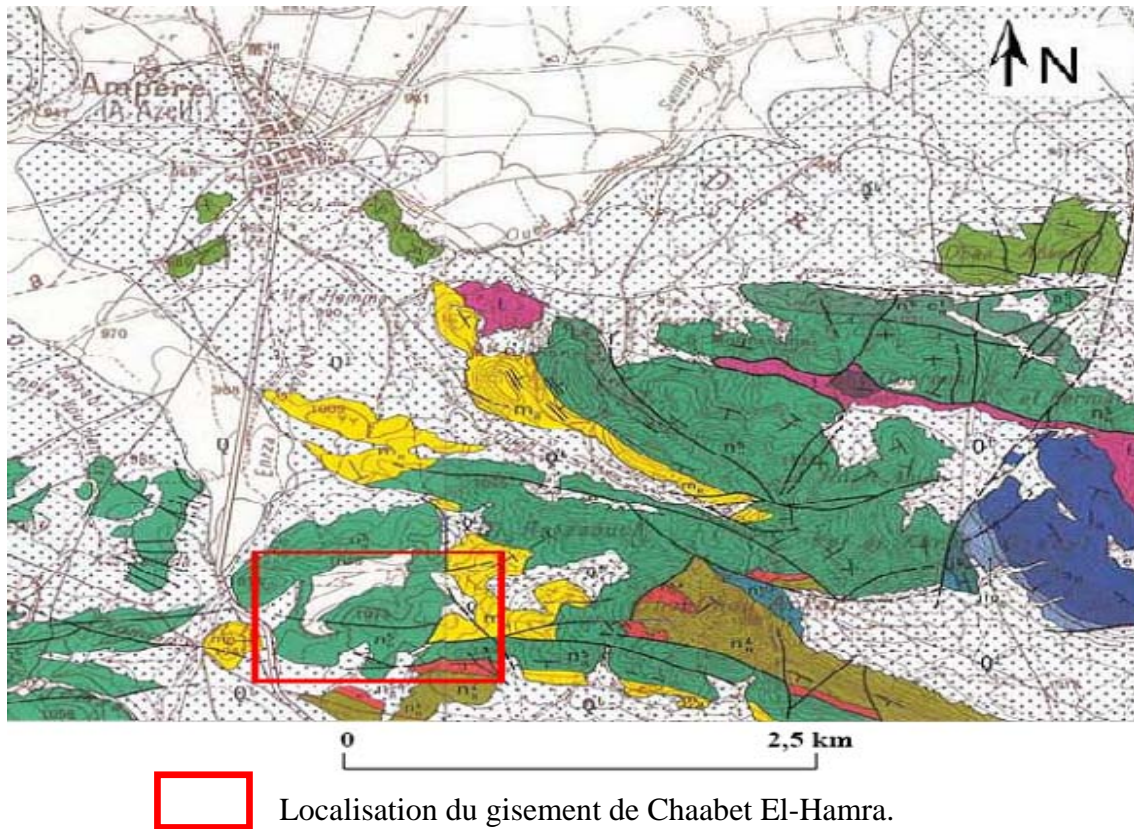


Figure I.3: Carte géologique de la zone de la mine de Chaabet El-Hamra.

(D'après Carte géologique au 1/50.000 d'Ain Azel, **Sonatrach**, 1977)

IV. 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 (Meftah, 2002) (Fig. 1.5).

- Valanginien (n_2)

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

- Hauterivien (n_3)

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

➤ **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 supérieure de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.

n_3^{1b} : représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes grises-verdâtres (0,5 à 2 m), d'aleurolites 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).

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

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

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

n₃^{1c}: 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 (n₄)**

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

➤ **Barrémien inférieur (n₄¹)** : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :

n₄^{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.

n₄^{1b}: constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.

n₄^{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.

➤ **Barrémien supérieur (n₄²)** : ce niveau est subdivisé en quatre termes :

n₄^{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.

n₄^{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.

n₄^{2c}: constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés brun et d'argiles verdâtres (dolomies et grés compacts, massifs et légèrement hématitisés). Sa puissance varie de 60 à 130 m.

n₄^{2b}: formé de dolomies gréseuses et argileuses et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m.

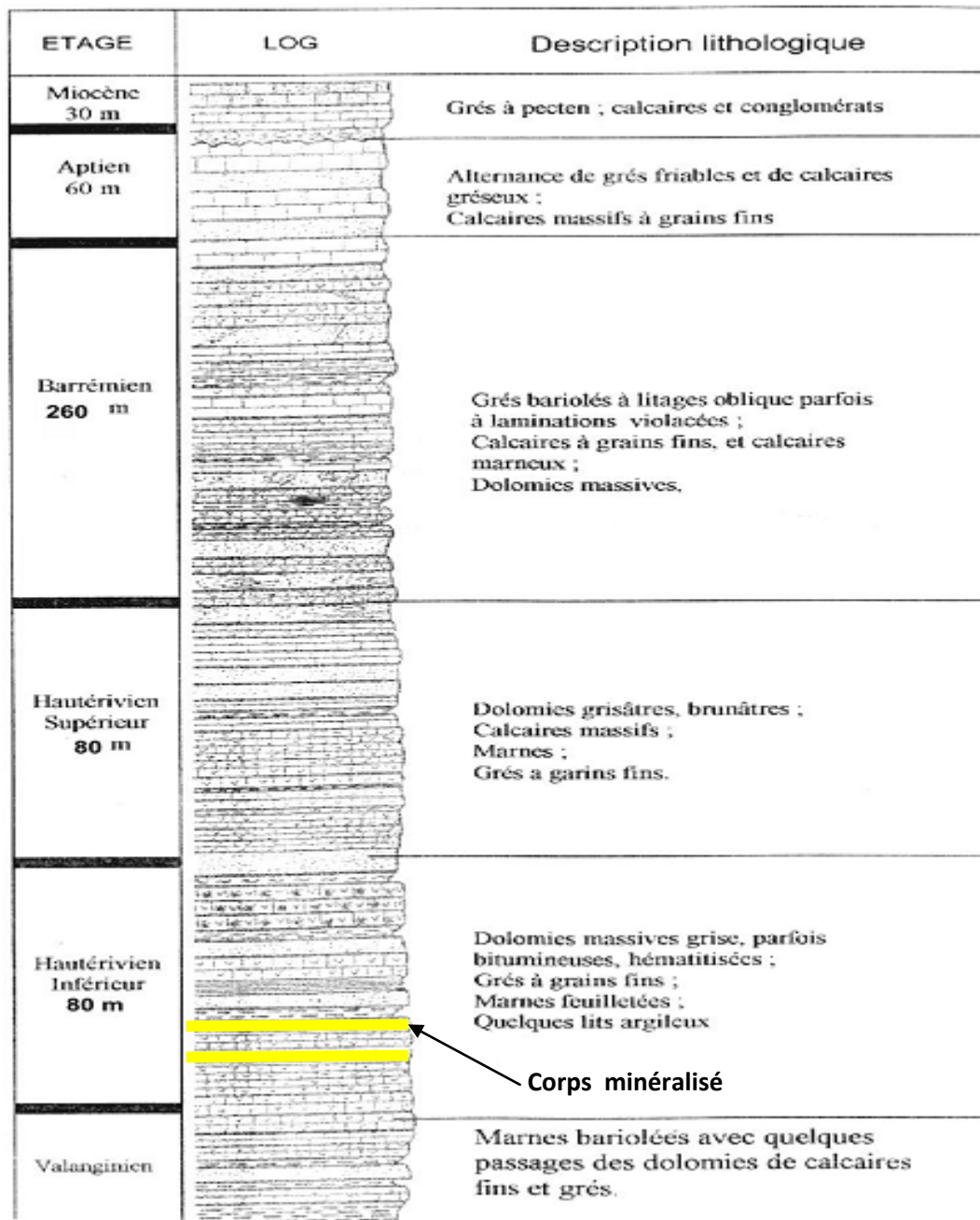


Figure I.4: Log stratigraphique du gisement Chaabet -El-Hamra.

(D'après ENOF 1993)

IV.4 Structure du gisement:

Le minerai zincifère du gisement de Chaabet El-Hamra (Pr 0 – Pr 30) est composé de deux corps, appelés corps n°1 pour le corps supérieur et corps n° 2 pour le corps inférieur.

Ces deux corps sont allongés en bande sur une longueur de 2 700 m en direction et 100 à 400 m en pendage.

Les deux corps de minerai plongent d'un double pendage de 10° vers le N.O et S.E qui devient plus important à partir du profil 14. La minéralisation se trouve à 100 m (côte 985) au Pr 0 et à 400 m (côte 594) au Pr30.

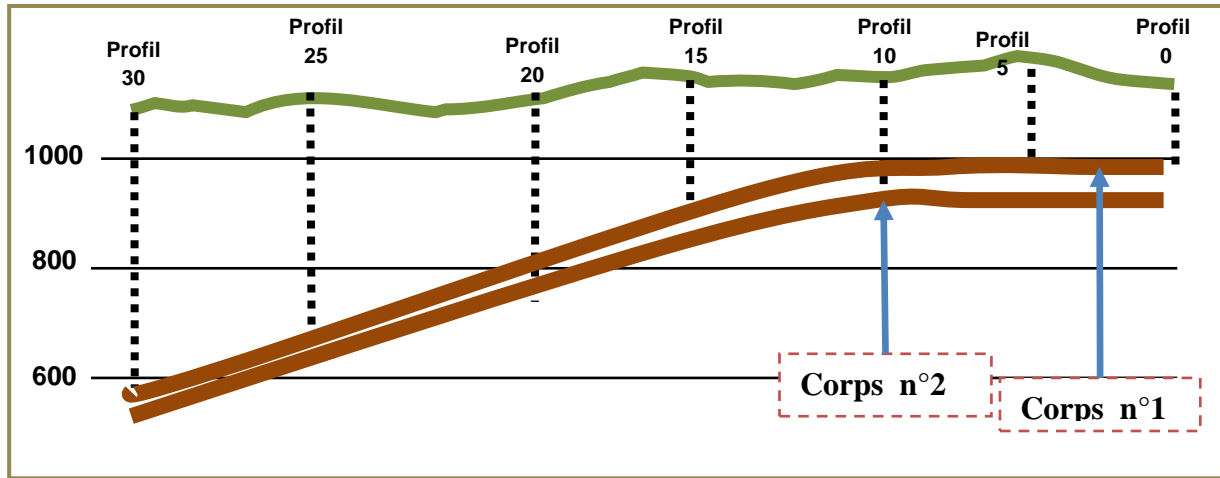


Figure I.5 : Allure du gisement Pr 0 – Pr 30.

Les deux corps sont stratiformes, subparallèles et séparés par un intercalaire constitué d'une dolomie à minéralisation pauvre et parfois stérile de puissance variant entre 05 et 12 m entre le Pr0 et le Pr 10 et 02 à 04 m entre le Pr 10 et le Pr 30. Parfois, ce niveau est absent de telle sorte que les deux corps, 1 et 2, se confondent en un seul corps de minerai continu.

Le minerai est encaissé dans une dolomie poreuse ou bréchique située dans la partie inférieure de l'étage Hautérivien (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).

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.

V. 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 ;

1. 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.

2. 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.

3. Le Bloc Est :

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

Le pli est compliqué par des accidents cassants :

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

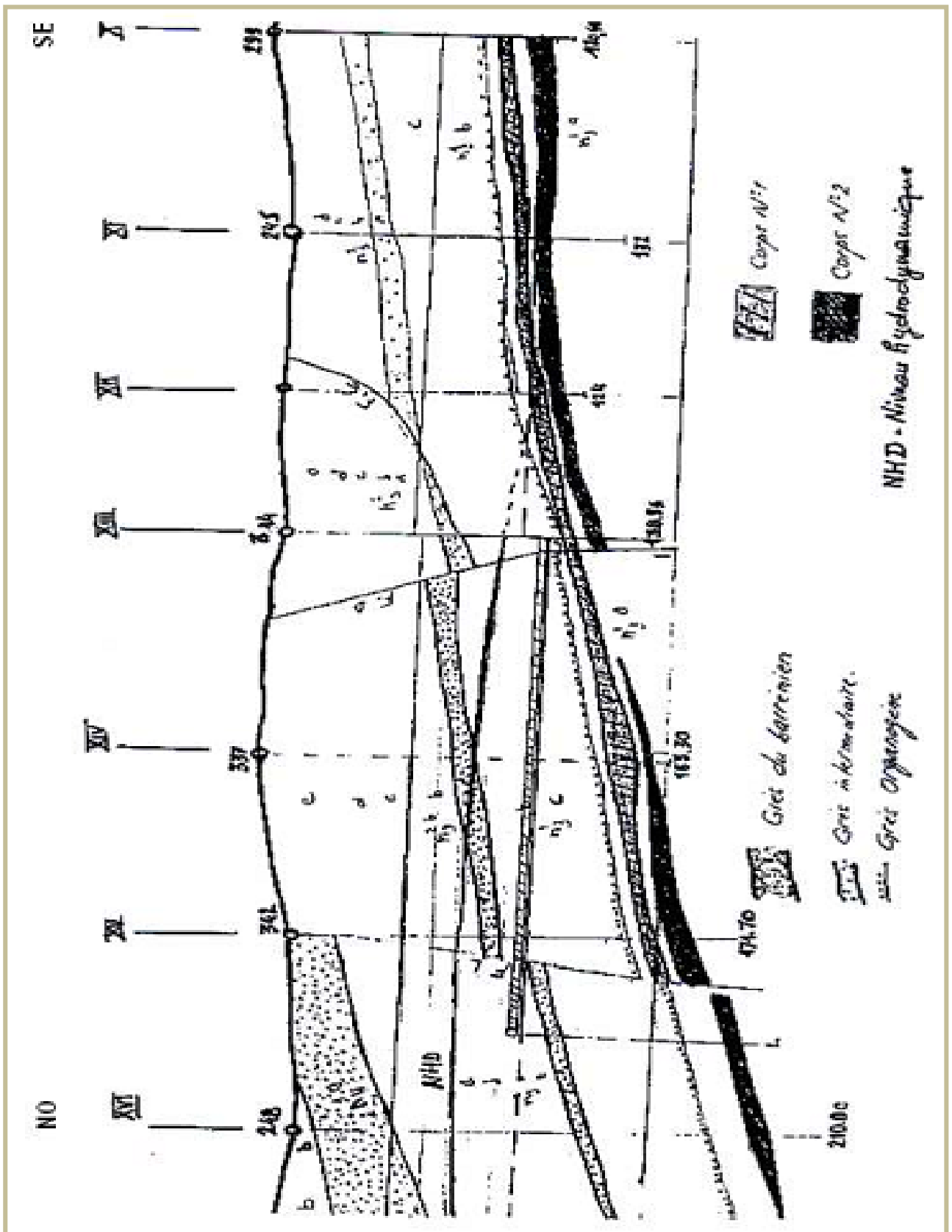


Figure I.6 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement Chaabet El-Hamra (profil 10-15). (D'après ORGM et plan ENOF)

La partie inférieure (profil 10-15) est affectée par deux accidents tectoniques majeurs subparallèles de direction Nord- Est / Sud- Ouest à savoir : la faille diagonale et la faille latitudinale.

La première est située entre le profil 13 (plan d'exploitation du gisement, est d'un rejet de 4 mètres avec un pendage d'environ 50 degrés vers le Sud- Est. Par contre la faille latitudinale est située entre les profils 15 et 16. Son rejet est de 10 mètres avec un pendage d'environ 60 degrés vers le Nord-Ouest.

VI. LA MINERALISATION:

Le minerai zincifère du gisement de Chaabet El-Hamra est composé de deux faisceaux de couches lenticulaires, stratiformes, séparés par un banc de dolomie blanchâtre stérile, de 6 m de puissance. Chaque faisceau est composé de trois couches lenticulaires numérotées **1, 2,3** pour le faisceau inférieur et **4,5, 6** pour le faisceau supérieur.[figureI.8]- cependant lors de l'exploitation de la partie supérieure, l'homogénéité attendue des couches n'a pas été établie. Au contraire il a été rencontré des lentilles minéralisées, c'est pourquoi la figure I.8 représente la série minéralisées qui n'est pas représentative, elle est donnée à titre indicatif.

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

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

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

La minéralisation zincifère se présente en couches lenticulaires, regroupées dans deux faisceaux stratiformes, séparés par le banc de dolomie blanchâtre stérile, de 6 m de puissance en moyen (4-10m).

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 tâche de recristallisation, fissure, et bréchique ce qui constitue l'essentiel du minerai industriel.

LA SERIE MINERALISEE DE CHAABET EL HAMRA Ech 1/100				
Corps N°	COUCHE N°	LITHOLOGIE	PUISS (m)	DESCRIPTION
Corps N°1			0.80	Grès Organogène
			0.50	Marne noire à aspect schisteux
	6		1.50	Dolomie bréchique faiblement minéralisée Dolomie à minéralisation disséminée de sphalerite
			0.20	Joint marneux
	5		2.00	Dolomie grise à minéralisation en veinules de sphalerites et nids de baryte par endroits la couche est à moitié stériles
	4		2.00	Dolomie à minéralisation disséminée de sphalerite
Corps N°2			4 - 10	L'intercalaire stérile (Dolomie)
			0.20	Sphalerite massive à joint argileux
	3		1.60	Dolomie à minéralisation bréchique de sphalerite
			0.40 - 2.00	Dolomie stérile
			1.60	Dolomie à veines de sphalerite
			0.20	Sphalerite massive
			1.50 - 2.00	Dolomie à concrétion stérile
1			0.80	Minéralisation bréchique
			0.70	Dolomie stérile
				Sphalerite massive (par endroit toute la couche est minéralisée)
			0.50	Dolomie à concrétions

Figure I.7 : La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur).

(D'après TERRAMIN AUSTRALIA LIMITED)

VI.1. 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 densité** : 3,5 - 3,8 ;
- **La dureté**: 5 à 6 (Mohs) ;
- **Coefficient de foisonnement** : 1,2 - 1,4.

VI.2. Caractéristiques des roches encaissantes :

- **densité** : $\gamma = 2,6$;
- **Dureté des dolomies franches** : 7-8(Mohs) ;
- **Dureté des dolomies marneuses** : 3-5(Mohs).

VII. RESERVES GEOLOGIQUES :

VII.1. Introduction :

Le projet d'exploitation de la mine de Chaabet-El-Hamra comprend les réserves situées entre le profil 0 et le profil 15.

L'exclusion de l'étendue entre le profil 16 et le profil 31 est justifiée par :

- De la zone stérile à traverser entre les profils 16 et 24 (800 m).
- L'existence d'un secteur long d'environ 800 m, qui s'étale du Pr16 au Pr24, à l'intérieur duquel "*les corps minéralisés sont absents ou présentent des teneurs et des puissances faibles*" ne permettant pas leur exploitation.
- de leur faible volume (25% des réserves globales du gisement).

- Des conditions hydrogéologiques plus contraignantes, au delà du profil 15 où les venues d'eau est plus importante.
- La plongée vers le Nord-Ouest, de la partie du gisement située entre les profils 14 et 31, avec un angle plus accentué atteignant 45%. Cette particularité rendra difficiles les travaux d'ouverture et d'exploitation.

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

A. Évaluation de l'O.R.G.M 1992 :

La méthode utilisée est identique à celle utilisée pour le gisement. Il s'agit de la méthode des *blocs géologiques* avec les paramètres suivants :

- Teneur de coupure : 3%.
- Epaisseur minimale exploitable : 01 m.
- Densité moyenne : 3.40 pour le corps 1 et 3.07 pour le corps 2.
- Maille d'évaluation :
 - Catégorie C1 : ≤ 75 m en direction et 100 m en pendage.
 - Catégorie C2 : > 75 m en direction et 100 m en pendage.

Cette méthode d'évaluation a donnée les résultats suivants :

N° du corps	Catégories	Réserves géologiques(T)	Teneur en (%) Zn
Corps 1	C1	2 737 000	5,23%
	C2	92 200	5,18%
Sous Total 1		2 829 200	5,23%
Corps 2	C1	2 132 500	6,03 %
	C2	58 900	5,60 %
Sous total 2		2 191 400	6,02%
Total		5 020 600	5,57 %

Tableau I.1: Résultats d'évaluation de l'ORG.M.

B. Évaluation de SIDAM 1994 :

La méthode utilisée fut celle *des champs d'influence du sondage* avec les paramètres suivants :

- Teneur de coupure : 3%.
- Epaisseur minimale exploitable : 02 m.
- Densité moyenne : 3.05 pour les deux corps, 1 et 2.
- Maille d'évaluation :
 - Catégorie C1 : > 75 m en direction et 100 m en pendage.

Cette méthode d'évaluation a donnée les résultats suivants en catégorie **C1** uniquement :

N° du corps	Catégories	Réserves géologiques(t)	Teneur en (%) Zn
Corps 1	C1	2 602 200	6,08%
Corps 2	C1	2 205 800	6,80%
Total		4 807 000	6,44 %

Tableau I.2: Résultats d'évaluation de SIDAM.

C. Évaluation ENOF 1996 :

La méthode utilisée fut celle *des blocs géologiques* avec un fait marquant, la discontinuité de la minéralisation observée au cours des travaux préparatoires. La méthode fut utilisée avec les paramètres suivants :

- Teneur de coupure : 4%.
- Epaisseur minimale exploitable : 2 m.
- Densité moyenne : 3.10.
- Maille d'évaluation :
 - Catégorie C1 : 75 m en direction et 100 m en pendage.
- Un taux de perte de 13 à 10 % ;
- Un taux de salissage (abattage) de 8 à 10 % ;
- Un taux de certitude de 90 % pour la catégorie C1 ;
- Un taux de certitude de 60 % pour la catégorie C2.

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.

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

➤ **Une Partie Supérieure (profil 0 au profil 10)**

Située entre le niveau 960m et le niveau 980m elle est 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.

➤ **Une Partie Inférieure (profil 10 au profil 15) :**

Cette partie du gisement située entre le niveau 960m et le niveau 870m.

N° du corps	Catégories	Réserves géologiques(t)	Teneur en % Zn	Réserves exploitables(t)	Teneur en % Zn
Partie supérieure	C1	293 000	8,02%	258.400	7,36%
	C2	414.000	7,90%	243.400	7,26%
Sous Total 1		707 000	7,95%	501 800	7,31%
Partie inférieure	C1	315 000	7,82%	277 800	7,18%
	C2	728 000	7,87%	428 100	7,23%
Sous total 2		1 043 000	7,86%	705 900	7,21%
Total		1 750 000	7,90%	1 207 000	7,25%

Tableau I.3: Nouveau calcul des réserves (ENOF 1996).

Ainsi les réserves géologiques retenues par ENOF, pour une teneur de coupure de 4%, s'élèvent à 1 750 000 tonnes des réserves géologiques à 7,90 % de Zn et les réserves exploitables de 1 207 000 tonnes à 7,25% de Zn.

VII.2. Distribution des teneurs, des épaisseurs:

A partir des informations provenant des sondages, le logiciel GEOPACK de la compagnie Dighem (Toronto, Canada) a été utilisé pour générer des cartes en couleurs montrant la distribution des teneurs en Zn, des épaisseurs et des accumulations pour les corps de minerai.

a. Distribution des teneurs :

Corps 1 : On note une zone de minerai assez continue (**zone est**) entre les profils 2 et 14, à l'intérieur de laquelle les teneurs en Zn varient généralement entre 6 et 10 %.

Puis, suit une large zone de basses teneurs entre les profils 15 et 24. Finalement, on observe une augmentation des teneurs entre les profils 25 et 29 (**zone ouest**).

Corps 2 : Ce corps de minerai montre une meilleure continuité que le corps numéro 1, les zones Est et Ouest n'étant séparées que par un étroit intervalle de basses teneurs entre les profils 18 et 20. On note également que la zone Est (entre les profils 0 et 16) possède une teneur nettement plus élevée que la zone ouest (entre les profils 21 et 29).

On note également qu'il n'existe aucune corrélation entre les teneurs des corps 1 et 2 dans un même forage.

La distribution des teneurs en Zn est propre à chaque corps de minerai. Il est observé cependant une tendance commune avec deux zones enrichies séparées par une zone à basse teneur.

Le caractère spécifique de chaque corps minéralisé se trouve confirmé du fait que la zone **Est** du corps 1 est à une teneur un peu plus faible que son équivalent dans le corps 2. Par ailleurs, la zone ouest du corps 1 montre une teneur en Zn plus élevée que sa contrepartie dans le corps 2.

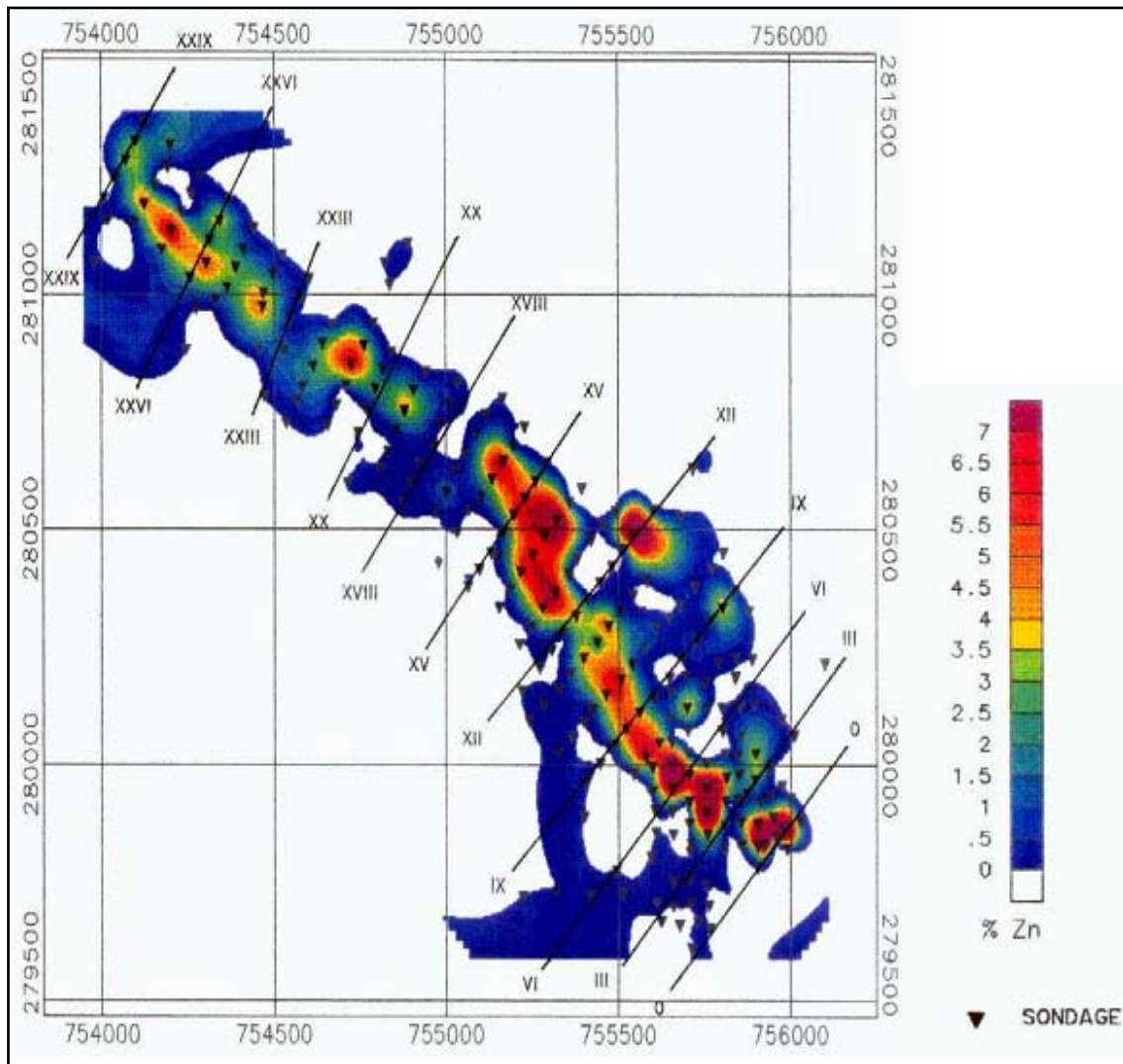


Figure I.8: Distribution des teneurs en Zn des corps minéralisés (SIDAM).

b. Distribution des épaisseurs :

Corps 1 : L'épaisseur de ce corps est relativement uniforme, sauf dans la partie NE des profils 14 à 18, d'autre part, il n'existe aucune corrélation entre les épaisseurs et les teneurs.

Corps 2 : Dans ce corps de minerai aussi, on n'observe pas de corrélation entre l'épaisseur et la teneur. De plus, l'épaisseur du corps n°2 est généralement plus faible que celle du corps n° 1.

Chapitre II

HYDROGEOLOGIE

I. INTRODUCTION :

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

- ✚ **Aquifère du Barrémien :** dans la partie Nord-Ouest du gisement, situé dans la dolomie gréseuse.

- ✚ **La nappe Hautérivienne :** dans la partie centrale du gisement, contenue dans les formations carbonatées à perméabilité de fissure. Avant d'entamer l'exploitation de la partie inférieure du gisement il est nécessaire de déterminer les caractéristiques de cette nappe. Plusieurs études ont été réalisées depuis 2003.

II. TRAVAUX REALISES :

II.1 PAR L'ORGM :

Tenant compte des conditions hydrogéologiques de la région et des connaissances géologiques du gisement, des travaux suivants pour l'étude hydrogéologique ont été réalisés par **L'ORGM** (Office de Recherche Géologique et Minière) sont :

- ✚ Prospection hydrogéologique préliminaire ;
- ✚ Observations de régime d'eau ;
- ✚ Prises de niveaux d'eau dans les sondages de prospections géologiques ;
- ✚ Diagraphie ;
- ✚ Forages de sondages hydrogéologiques et piézométriques ;
- ✚ Prélèvement d'échantillons de terrain pour analyse géomécanique ;
- ✚ Prélèvement d'échantillons d'eau pour analyse fondamentale ;
- ✚ Essais de développement ;
- ✚ Essais de pompage.

Les résultats des travaux ci dessus exécutés sur le gisement de Chaâbet El Hamra par **L'ORGM** ont donné des conclusions qualitatives, aucune interprétation quantitative n'a pu être avancée et les principales caractéristiques hydrogéologiques n'ont pas été déterminées.

II.2 PAR L'ENOF :

L'étude hydrodynamique et le projet d'exhaure, ont été élaborés suite aux travaux complémentaires réalisés par l'ENOF, par suivi piézométrique et évolution du débit au cours de l'exploitation, dont l'objectif était la détermination des caractéristiques hydrodynamiques de l'aquifère.

La valeur moyenne des caractéristiques hydrodynamiques de la nappe hauterivienne selon l'étude hydrogéologique qui a été réalisés par L'ENOF (Janvier 2006) sont les suivant :

- Le niveau statique de la nappe a été rencontré à la côte 972m.
- Transmissivité (T) = $4.18 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2 / \text{s}$;
- Coefficient d'emmagasinement = 0.2 % ;
- Epaisseur de la couche aquifère(H) = 63 m ;
- Perméabilité (K) = $6.63 \cdot 10^{-6} \text{ m} / \text{s}$;
- Rayon d'action = 729 m.

Avec :

- **Perméabilité : K** - Elle exprime l'aptitude d'un matériau à se laisser traverser par un fluide sous l'effet d'un gradient hydraulique et a pour unité « m / s ».
- **Transtissivité : T**- Elle exprime le produit de la perméabilité par la puissance de l'horizon aquifère dans une section transversale considérée et a pour unité « m^2 / s ».
- **Coefficient d'emmagasinement : S** - Il exprime le volume d'eau libéré lors d'un pompage, c'est un nombre sans dimension et se présente sous forme de pourcentage. Son concept est très important en hydrogéologie minière puisqu'il traduit la quantité d'eau susceptible d'être libérée par l'aquifère lors de l'avancement des travaux miniers et donc de prévoir les débits d'exhaure.
- **Rayon d'action : R**- Il s'agit de la distance radiale, depuis l'axe de l'ouvrage exploité, à laquelle le rabattement déterminé est négligeable (en pratique nul) et a pour unité « m ».

II.3. COMMISSION ANRH/DHW/ENOF:

Un essai de pompage a été réalisé par la commission composée des hydrogéologues de l'ANRH, DHW de Sétif et L'ENOF.

L'essai de pompage de 30 jours, du 01-11-2010 au 01-12-2010 a été effectué avec cinq pompes totalisant un débit moyen de 89 l/Seconde ; la lecture et l'interprétation des données hydrogéologiques a été faite sur 3 forages.

Les travaux de forage ont été confiés par l'ANRH à l'Entreprise FOREMYD. Ils ont été entamés en juin 2006 et devaient être achevés début 2007. Cependant ils ont connu de multiples retards dus aux difficultés rencontrées sur le terrain (dureté de la roche, présence de karst, de zones fracturées). Deux (02) forages ont été abandonnés, ce qui a engendré un retard de plus d'une année.

Forages	X (Lambert)	Y (Lambert)	Z (m)
F01	755 042	280 435	1039.7
F02	755 054	280 548	1054.2
F03	755 088	280 620	1056.6
F04	755 092	280 690	1048.7
F05	755 075	280 857	1026.6
F06(Pz01)	755 017	280 510	1050.5
Pz02	755 044	280 590	1053.5

Tableau II.1: Coordonnées des forages.

III. CONCLUSIONS ET RESULTATS DES ESSAIS :

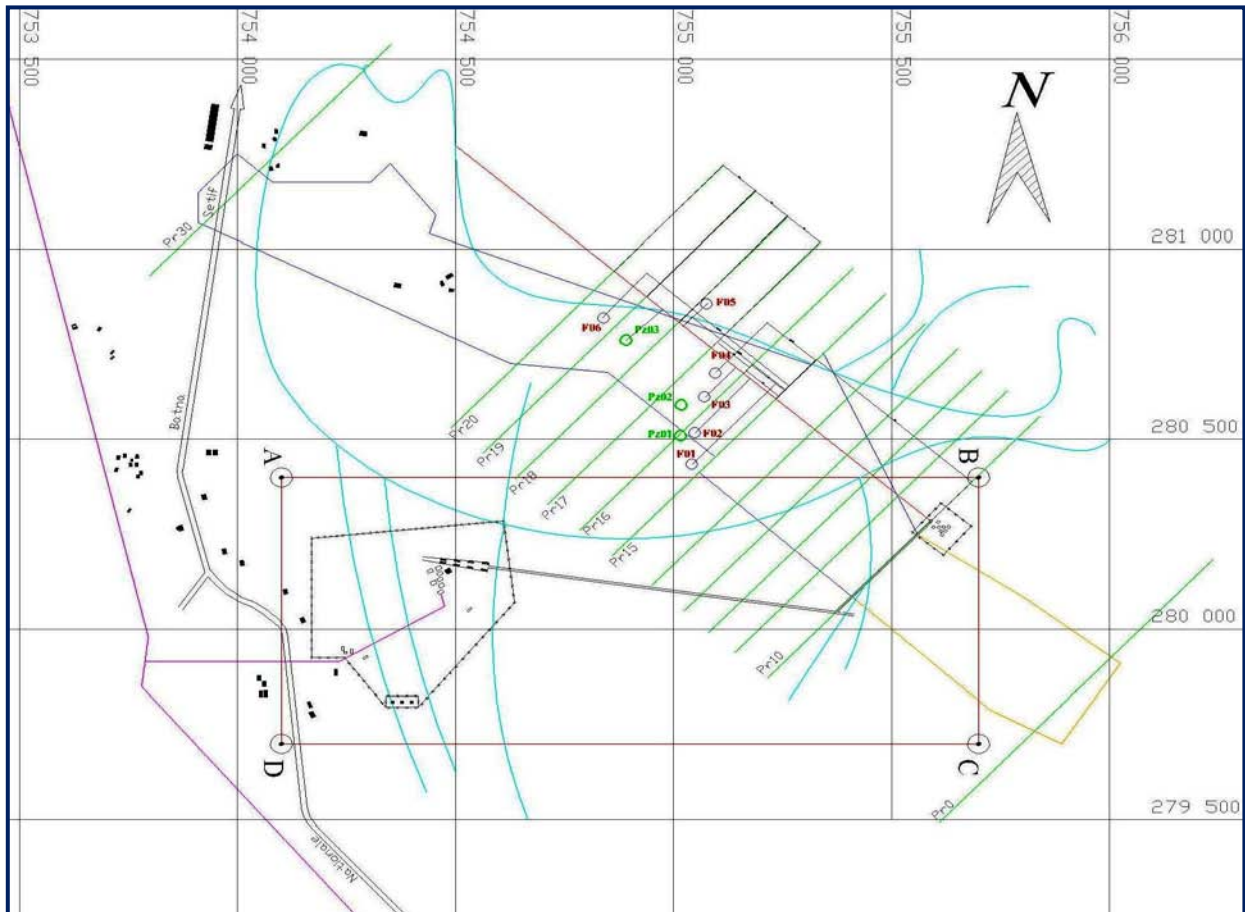
Les essais ont été réalisés sur 30 jours avec un pompage en continu (H24). Les principaux résultats de ces essais sont :

- Les essais ont permis de pomper un volume de 230 000 m³ d'eau et une consommation électrique de 211 000 kWh.
- Le rabattement dans la zone de pompage autour des forages F4, F5 et F6(Pz) est de 2.26 m en moyenne ; le rabattement diminue au fur et à mesure qu'on s'éloigne de la zone de pompage jusqu'à atteindre 0m de rabattement sur un Rayon d'action de 729m qui est le rayon d'influence.
- Les délais de rabattement de la nappe jusqu'à 30 m sous la minéralisation au profil 15 sont de 26 à 27 mois en moyenne ; Par profil le rabattement est de :

Profils	Profil 10	Profil 11	Profil 12	Profil 13	Profil 14	Profil 15
Délais (mois)	3	2	2	8	10	26

Tableau II.2: Délais de Rabattement par profil.

- l'eau est de bonne qualité selon les résultats des essais effectués par les différents organismes agréés par l'état. Elle est distribuée pour les habitants de la ville d'Ain Azel.



Légende

- Cloture
- Piste
- Habitation
- Tv.miniers
- Ligne élec.(H.T)
- Périmètre du careau miniers
- Les contours des réserves globales des gisement conformément aux coordonnées reprise sur le titre minier
- Les contours des réserves globales des gisement suseptibles d'etre mise en exploitation à moyen et long terme
- Les contours des réserves globales des gisement épuisés et/ou suseptible d'etre mise en exploitation zones non encore exploitées
- les oueds

Figure II.1: Situation des forages et piézomètres dans le gisement de Chaabet -EL- Hamra.

[Document de GENERALE DES MINES à Echelle 1/5000]

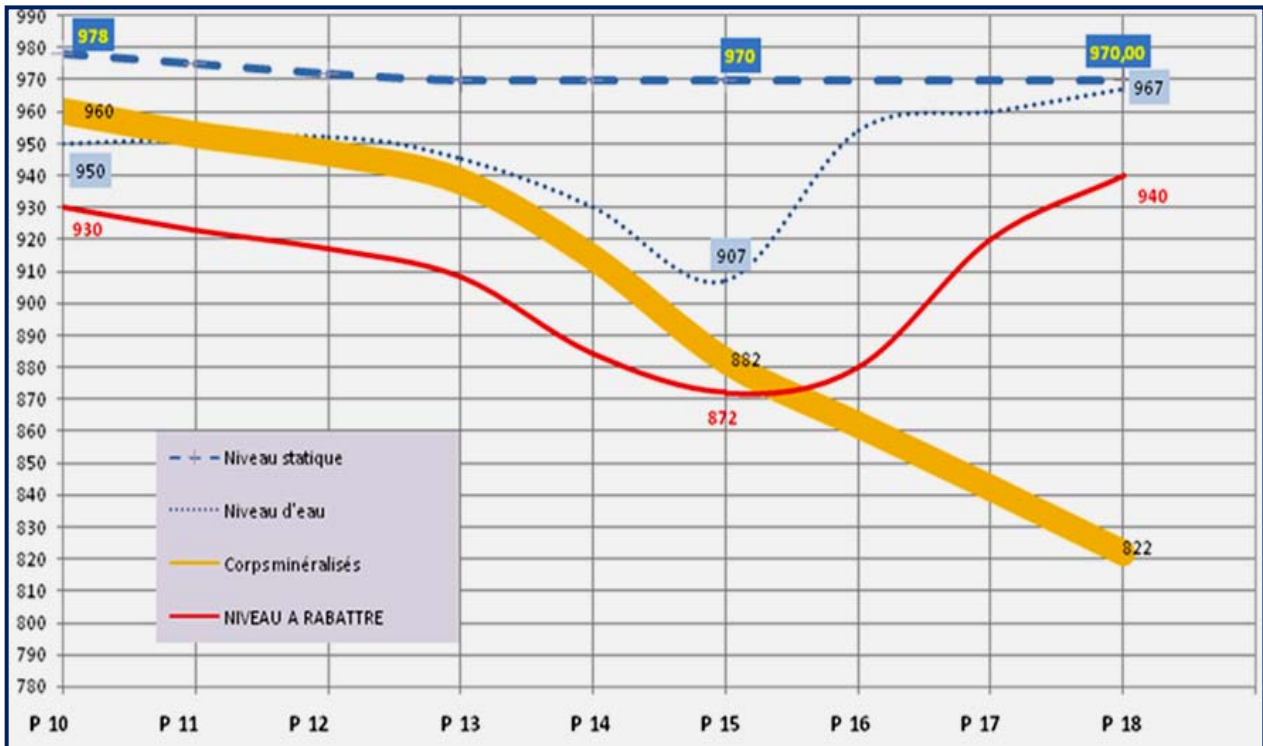


Figure II.2: Coupe montrant le niveau à rabattre.

CHAPITRE III

*EXPLOITATION DE LA PARTIE
SUPERIEURE*

I. INTRODUCTION :

L'exploitation des blocs supérieurs a été entamée en premier du fait que ces derniers se situent au dessus du niveau hydrostatique ; de plus cette zone présente des avantages notamment en matière d'évacuation du minerai qui est effectuée en charge en descendant. L'exploitation de la partie inférieure (du profil 10 au profil 15) tiendra compte de l'expérience acquise dans l'exploitation de la partie supérieure.

II. MODE D'OUVERTURE ET DECOUPAGE :

On appelle ouverture d'un gisement tous les travaux de creusement donnant accès au corps minéralisé. 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 :

II.1. Tranchées d'accès et descenderie:

La couche minéralisée est comprise entre 100 et 160 m de profondeur, 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 tranchée d'accès, d'une longueur de 113m, allant de la côte 1034m à celle de 1025 m, avec une inclinaison contraire à la pente de la descenderie, de l'ordre de 8 %.

La tranchée d'accès est dotée de murs de protection en béton.

- descenderie, dont l'implantation est située au point le plus bas de la région, à la côte 1020m, sur une longueur de 830 m, une section de (20,60 m²) dans les stériles et une pente de 10 à 13%. 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.



Figure III.1 : Vue de la descenderie.

II.2. Travers-banc 960 :

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

II.3. Puits d'aérage et de secours :

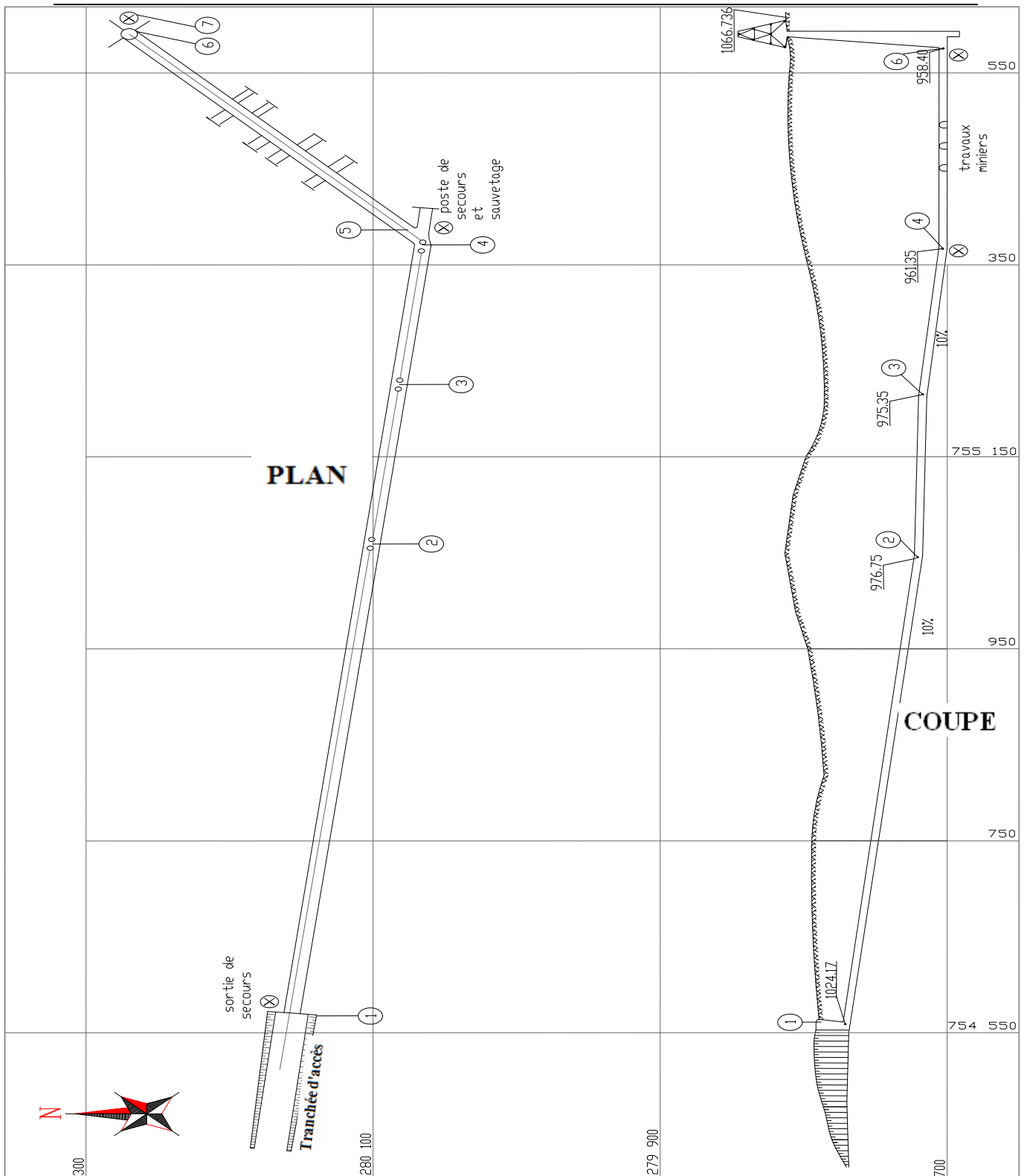
Le Puits relie le niveau 960 m avec le jour (cote 1067 m). Le puits a une profondeur de 117 m avec une section de 9,30 m² dont 10 m de puisard. Il est entièrement bétonné.



Figure III.2 : vue au dessus de puisard.



Figure III.3 : Vue du Travers-bancs.



LEGENDE :

- | | |
|--|-------------------------------|
| (1) Bouche Descenderie | (4) (5) Virage de (15.2m) |
| (1) (2) Descenderie (489.4m) | (5) (6) Travers Banc (287.9m) |
| (2) (3) Galerie intermédiaire (166.3m) | (6) Puits d'Aérage (117m) |
| (3) (4) Descenderie (145.6m) | (7) Poste de Secours |

Figure III.4: plan et coupe des travaux d'ouvertures de la mine de chaabet -El- Hamra .

III. Les Méthodes d'exploitation pratiquées :

III.1. Introduction :

Les méthodes d'exploitation qui ont été utilisées par la mine de Chaabet El-Hamra dans la partie supérieure sont :

- ✚ La méthode par chambres et piliers :
 - un seul niveau pour des puissances < 5m) ;
 - deux ou trois niveaux pour les puissances plus importantes (>5m) appelée par la mine « méthode des sous niveaux »
- ✚ La méthode par traçages et dépilages.

III.2. Méthode des chambres et piliers abandonnés :

a. Cas des blocs inférieurs à 5 m d'épaisseur :

La méthode qui été pratiquée durant plusieurs années à la mine de Kherzet Youcef a été aussi utilisée par la mine de Chaabet- El-Hamra du fait de l'expérience acquise. Cette méthode consiste dans un premier temps, à tracer des chambres de 5 m de largeur, en chassant, laissant entre elles des piliers de 4 m de large et de 12 m de longueur, et dans un deuxième temps, de récupérer en rabattant une partie des piliers par creusement de refente de 4m et d'abandonner des piliers de 16 m² de section.

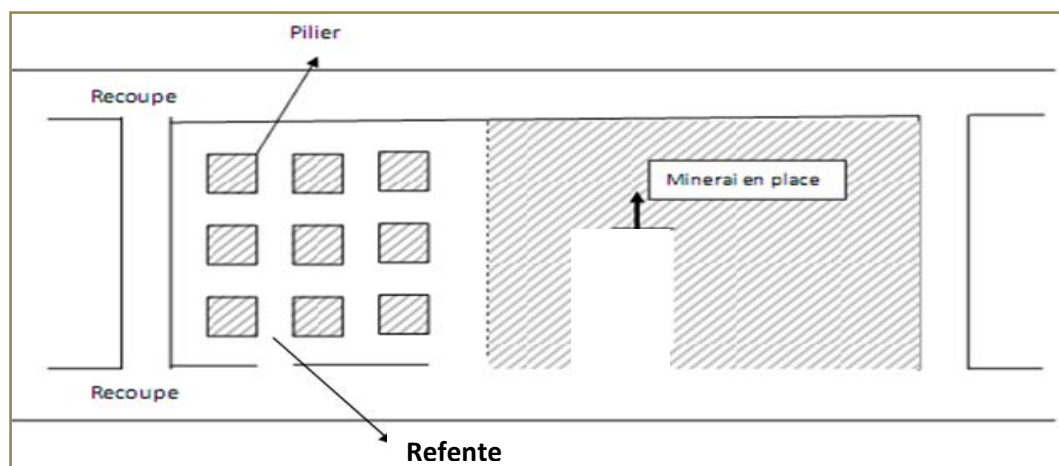


Figure III.5 : Méthode des chambres et piliers abandonnés.

L'emplacement des piliers, leurs formes et dimensions et leur fréquence dépendra d'une étude géotechnique sur la base des caractéristiques du gisement et de l'exploitation (failles, nature des épontes, la taille de la chambre, la profondeur, etc....).

La méthode est caractérisée par un taux élevé de perte de minerai de l'ordre de 15 à 20%. Ces piliers abandonnés peuvent contenir une riche minéralisation ce qui à pour conséquence directe une élévation du tonnage de perte métal.

- **Les avantages de la méthode :**

- ✚ Méthode d'exploitation très facile d'emploi ne nécessitant pas l'utilisation d'un personnel très qualifié ;
- ✚ Méthode d'exploitation ne provoquant pas d'affaissement de surface pour les mines profond ;
- ✚ Méthode d'exploitation convenant aux toits raides ne tolérant pas le foudroyage ;

- **Les inconvénients de la méthode :**

- ✚ Quand la profondeur augmente, le taux de défruitement (le rapport de la surface de matériau exploité sur la surface de matériau initialement en place, dans un plan parallèle aux épontes) diminue rapidement. C'est donc une méthode convenant aux faibles profondeurs ;
- ✚ C'est une méthode qui peut convenir pour exploiter les zones minéralisées pour protéger les installations en surface (agglomérations).

a. Cas des blocs d'épaisseur supérieur à 5m :

Dans une première phase un premier niveau est exploité selon la méthode des chambres et piliers développé au point précédent. Dans une deuxième phase lorsque l'exploitation du premier sous-niveau est terminée, on procède à l'exploitation du deuxième sous niveau; Dans ce cas à partir de la recoupe inférieure, les réserves situées au-dessus de la recoupe sont abattues en abandonnant des piliers qui seront le prolongement des piliers du niveau inférieur.

Cependant cette méthode nécessite une machine d'abattage pour pouvoir effectuer des trous assez longs (5 à 12m) de la tranche supérieure.

Il convient de souligner que cette méthode a été pratiquée en l'absence d'une machine d'abattage citée ci-dessus.

- **Les avantages de la méthode :**

- ✚ Augmentation de la production : les taux de production est le plus haut possible ;

- ✚ Méthode d'exploitation ne provoquant pas d'affaissement de surface ;
 - ✚ Méthode d'exploitation convenant aux toits raides ne tolérant pas le foudroyage ;
 - ✚ Sécurité élevée.
- **Les inconvénients de la méthode :**
 - ✚ Les piliers étant plus long que les piliers de la première méthode ils peuvent subir des dégradations plus rapides.
 - ✚ Maîtrise du toit du fait de sa hauteur devient plus difficile (risque de chutes de blocs)

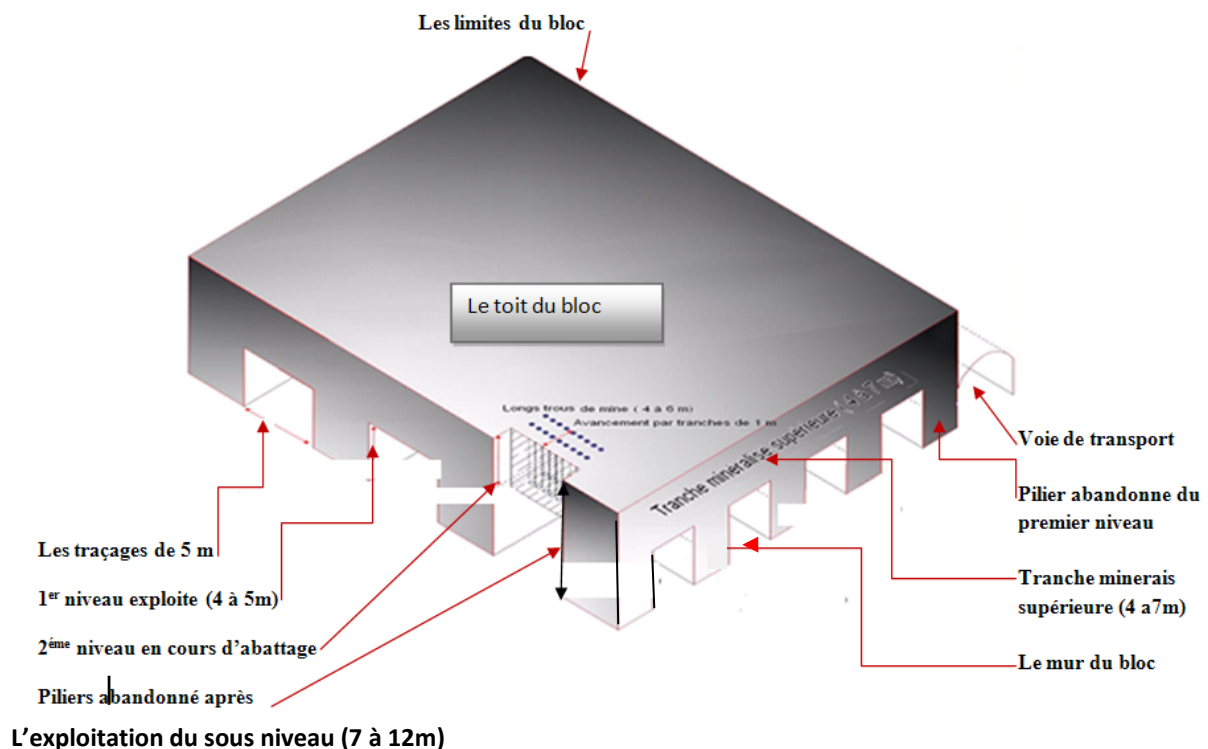


Figure III.6 : Exploitation par chambres et piliers à deux niveaux.

III.3. Méthode par traçage et dépilage :

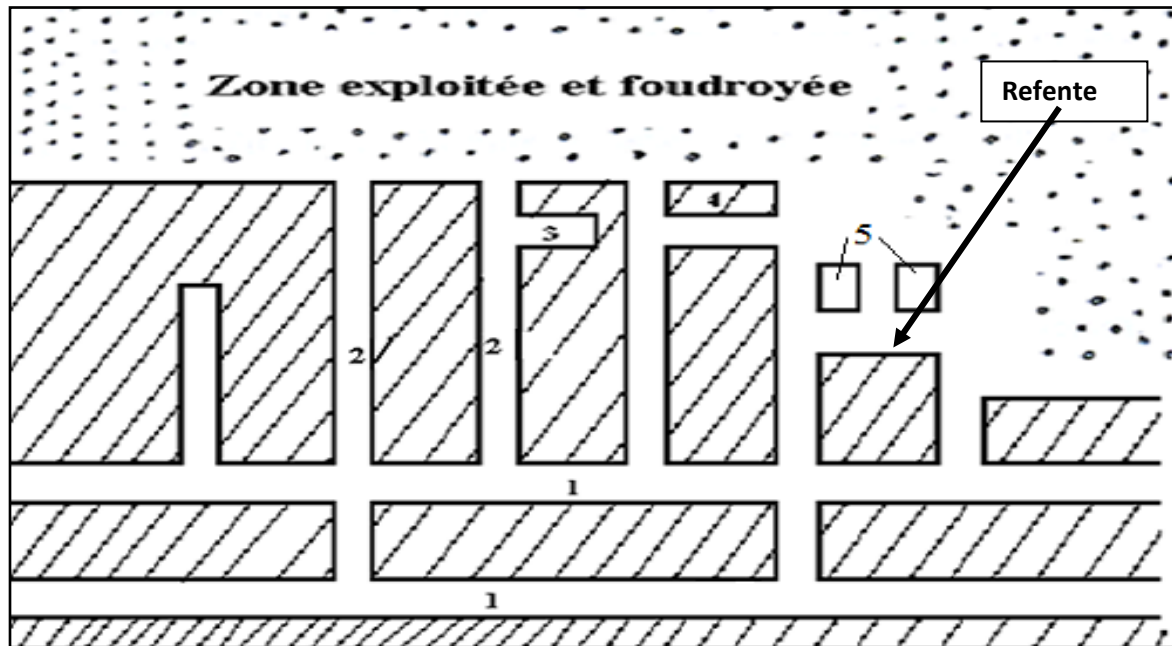
Pour une morphologie de type lenticulaire comme celle du gisement de Chaabet -El-Hamra, notamment pour les épaisseurs < 5 m, la méthode d'exploitation conventionnelle la plus appropriée est celle par traçage et dépilage.

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 :

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

Cette méthode a été utilisée pour exploiter certains blocs de la partie supérieure (blocs 5/1, 4/1,6/3, 4-5-6/2, 6/5,3/8 ,3/9, 1/1,1/2,1/3, 3/2, 3/3)



1- Galerie parallèles de départ, 2- Traçage, 3- Recoupe
4- Rideau, 5- Piliers résiduels (**quilles**)

Figure III.7 : Méthode d'exploitation par traçage et défilage.

- **Les avantages de la méthode :**

- ✚ On aboutit à une exploitation dont le taux de défrètement atteint facilement 90 % en couche mince (moins de 2.5 m de puissance). On obtient 85% quand la puissance de la couche exploitée reste inférieure à 6 mètre.
- ✚ C'est une méthode d'exploitation très sûre, fiable, économique, ne nécessitant pas d'investissements considérables. Les équipements sont identiques à ceux utilisés pour les piliers abandonnés.
- ✚ Les engins utilisés dans la phase de traçage sont identiques à ceux utilisées dans la de phase défilage.
- ✚ Le taux de fréquence des accidents survenus avec cette méthode est tout à fait comparable à celui obtenu avec les piliers abandonnés.

- ✚ Le prix de revient d'exploitation reste faible, légèrement supérieur à celui obtenu avec les piliers abandonnés. Il y a un peu de boulonnage et il faut procéder à une opération supplémentaire : le torpillage. C'est une méthode à très haute productivité.
- **Les inconvénients de la méthode :**
 - ✚ Cette méthode comme celle des piliers abandonnés ne peut pas s'utiliser à grande profondeur.
 - ✚ Il faut disposer d'une maîtrise expérimentée et d'un personnel qualifié, car il faut pouvoir apprécier la stabilité d'une chambre de défilage en fin d'exploitation.
 - ✚ Nécessité de travailler avec un toit immédiat qui accepte le foudroyage.

IV. L'ANALYSE DES RESULTATS DE L'ACTIVITE D'EXPLOITATION DE LA PARTIE SUPERIEURE DU GISEMENT :

IV.1. Réserves extraites :

L'exploitation des blocs a été menée d'une manière rabattante du profil 0 au Profil 9. 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. les tonnages extraits dans la partie supérieure sont estimés à 448 168 tonnes à 5,16% au lieu de 501 800 tonnes à 7,31.

Si les tonnages extraits rejoignent les réserves corrigées, on constate que les teneurs enregistrés ont connu une chute de 30%. Cette situation est due essentiellement à l'insuffisance des travaux d'exploration par sondage.

C'est pourquoi, pour la partie inférieure il a été retenu par l'ENOF les corrections suivantes :

- Réserves exploités: 100% des Tonnage prévisionnel à extraire ;
- Teneur prévisionnelle : 70% des teneurs exploitables.

IV.2. Taux de perte et de salissage (abattage) :

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 qui sont corrigées sur la base des travaux préparatoires dans le bloc ;
- Teneur corrigée avant l'exploitation du bloc ;
- Quantité de minerai extrait ;
- Quantité de stérile extrait ;
- Teneur extraite.

Sur cette base il a été retenu un taux de perte de 10% et un taux de salissage de 8%

	Réserves (t)	Teneurs(%)
Réserves exploitables (Estimation ENOF 1996)	501 800	7.31
Réserves extraites	448 168	5,16
Taux de pertes		10
Taux de salissage (abattage)		8 à 10

Tableau III.1 : Bilan exploitation de la partie supérieure.

Ces paramètres correcteurs seront pris en compte dans l'étude de l'exploitation de la partie inférieure.

Chapitre IV

*Exploitation de la partie inferieure avec remblayage
hydraulique.*

I. RESERVES EXPLOITABLES DE LA PARTIE INFÉRIEURE Du GISEMENT :

La pratique de l'utilisation du remblayage des vides d'exploitation dans la partie inférieure (profil 10 au profil 15) au lieu et place des piliers abandonnés amélioreront le taux de perte d'exploitation. Le taux de perte estimé dans une exploitation par remblayage est de 5% et un salissage de 8%.

Partant de cela et sur la base des taux correcteur retenu au point précédent les réserves géologiques corrigées (ENOF 1996) Tableau I.3 de chapitre I, de la partie inférieure sont de 1 043 000 tonnes à 7,86% de zinc et les réserves exploitables seront de 741900 tonnes à 5,16%.

Le tableau ci après donne la décomposition des réserves par profil et par bloc.

Profil	N°Bloc	N°S	RX (t)	Te (%)	TP (%)	TS (%)	R R(t)	Te(%)	TC (%)
Profil 10	B3/7	S297	5245	8,34	5	8	5402	7,68	5,49
		S298							
		S299							
Total Pr 10			5245	8,34	5	8	5402	7,68	5,49
Profil 11	B3/10	S245	8617	8,45	5	8	8876	7,77	5,56
	B3/5	S300	18608	5,29	5	8	19166	4,64	3,32
Total Pr 11			27225	6,29	5	8	28042	5,63	4,03
Profil 12	B3-4-5-6/6	S310	99162	10,05	5	8	102137	9,25	6,61
	B2-3/6	S306	23345	5,52	5	8	24045	5,08	3,63
Total Pr 12			122507	7,82	5	8	242069	7,19	5,14
Profil 13	B4-5-6/7	S314	112511	6,33	5	8	115886	5,82	4,16
	B 4-5/8	S315	29422	6,02	5	8	77628	5,54	3,96
	B 3-4/9	S242	45945	8,05	5	8	30305	7,41	5,30
Total Pr 13			187878	7,26	5	8	47323	6,68	4,78
Profil 14	B3/6	S334	28367	6,02	5	8	29218	5,54	3,96
	B3-4-5-6/10	S340	134438	8,06	5	8	138471	7,42	5,31
	B3-4-5/11	S337	102273	7,44	5	8	105341	6,85	4,90
	B2-3/7	S335	34718	12,18	5	8	35760	11,21	8,02
Total Pr 14			299796	8,13	5	8	308790	7,49	5,36
Profil 15	B 4/2	S348	22728	7,79	5	8	23410	7,18	5,13
	B1-2/8	S342	40434	8,12	5	8	41647	7,47	5,34
	B 1/5	S329	14477	6,8	5	8	14911	6,26	4,48
Total Pr 15			77639	7,78	5	8	79968	7,16	5,12
Total 10- 15			720290	7,83	5	8	741900	7,21	5,16

* N°S : Numéro Du Sondage.

* RX : Réserves exploitables.

* Te : Teneur.

*TP : Taux De Perte.

* TS : Taux De Salissage.

*R R : Réserves Récupérer.

*TC : Teneur Corrigée.

Tableau IV.1: Etat des réserves exploitables de la partie inférieure sur la base du coefficient de correction des teneurs

	Réserves exploitables Corrigées (T)	Réserves Récupérables (T) par chambre et pilier	Réserves Récupérables (T) avec remblayage hydraulique
Total 10- 15	720290	705900	741900
Teneur (%)	7,78	7,21	7,21

Tableau IV.2: Comparaison des réserves sur la base de la méthode d'exploitation.

D'après les tableaux ci-dessus on constate que l'utilisation du remblayage hydraulique donne un gain des réserves exploitables de **36 000 T** ;

II. OSSATURE GENERALE DE LA MINE ET TRAVAUX D'INFRASTRUCTURES :

II.1 Introduction :

L'ossature générale de la partie inférieure jusqu'au profil 15 nécessitera la réalisation d'un réseau de travaux d'infrastructure de 824 m et des travaux préparatoires des blocs de 874 m ainsi que des galeries de section **2,5m x2,5m** réservées aux canalisations de remblayage des blocs supérieurs à 4m d'épaisseur.

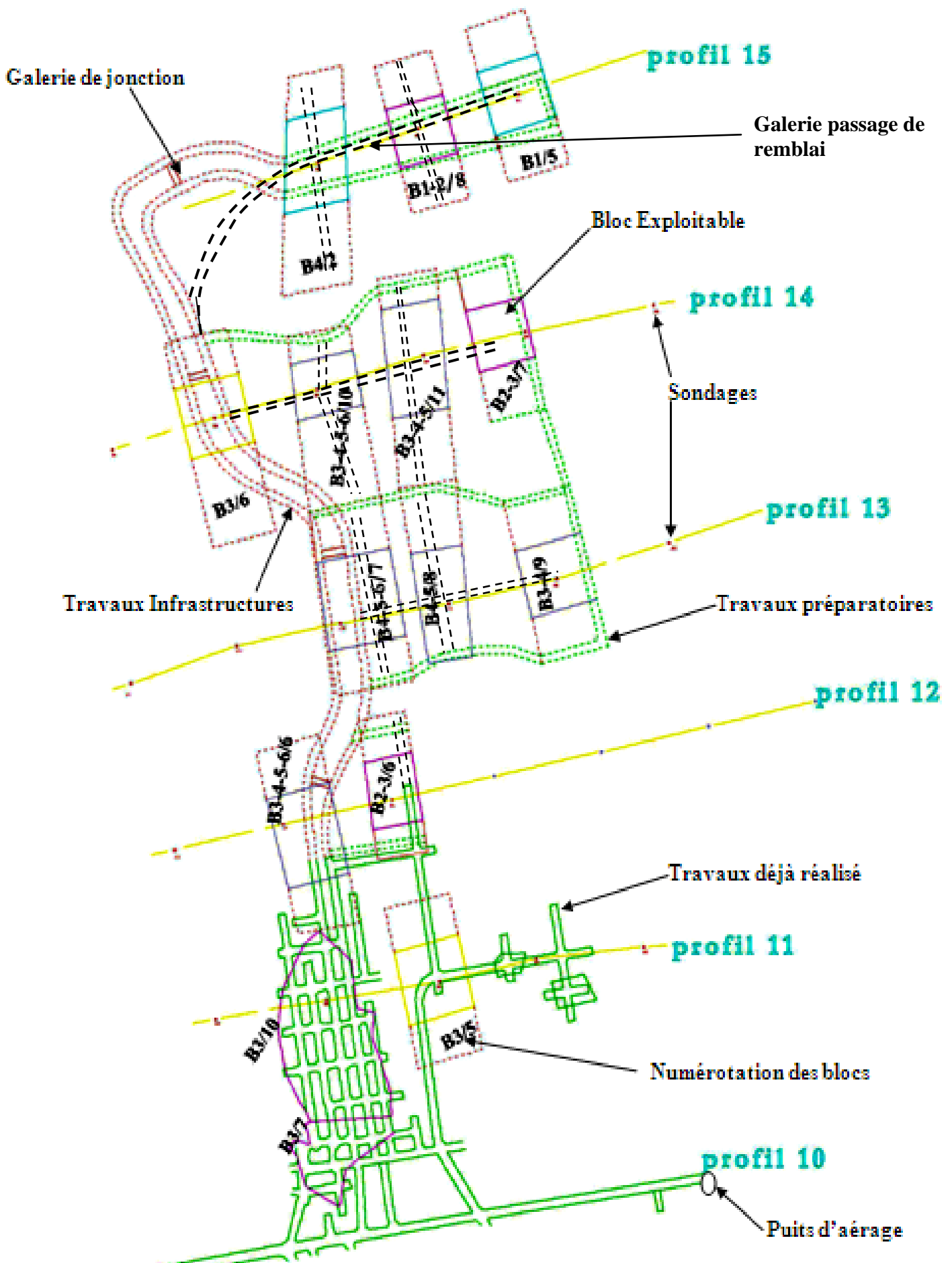


Figure IV.1: Tracé des travaux d'infrastructures et préparatoires.

II.2 Travaux d'infrastructures [Figure IV.1] :

Les travaux d'infrastructures sont de deux sortes :

1 – Réalisation des galeries principales de roulage et d'aérage :

Les travaux d'infrastructure consistent à creuser deux galeries parallèles distantes entre elles de 20m. 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 sont reliées entre elles tous les 100 m dans le souci d'assurer une bonne ventilation pendant la période de creusement par des galeries de jonction.

La section des galeries d'infrastructures est de 3 m x 3 m. Des élargissements de 1,5m x 5m seront prévus pour permettre le croisement des engins.

2 – Réalisation des galeries pour le passage de la canalisation de remblayage :

La canalisation principale de remblayage empruntera la galerie principale de roulage sauf au passage du profil 14 au profil 15 où une voie de (2,5m x 2,5m) sera réalisée. Cette galerie aura une longueur de 130 m avec une pente de 30%.

Ces travaux sont réalisés à partir des travaux existants pour atteindre le profil 15 comme suit :

Travaux d'infrastructures	Profil12	Profil 13	Profil 14	Profil 15	Total
Minerai (m)	78	183	147	0	408
Stérile (m)	81	53	0	282	416
Pente (%)	10	14 - 15	14 - 13	11 - 12	
Nombre galerie de jonction	1	1	1	1	4
Sous total	159	236	147	282	824

Tableau IV.3 : Caractéristiques des travaux d'infrastructure.

Les données **ci-dessus** [Tableau IV.3] des galeries d'infrastructures montrent que **408 m** sont creusés dans la minéralisation.

- Le creusement sera entamé par deux voies de galeries principales à partir de la zone du profil 12, là où les travaux ont été arrêtés (bloc B 3-4-5 /6). Cela nécessite le creusement d'une longueur globale de **159 m** avec une pente de 10 % et dont **78 m** dans la minéralisation.
- Pour passer au profil 13, les deux galeries traversent le bloc B 3-4-5/6, puis le bloc (B4-5-6/7) du profil 13 avec une longueur totale de **236m**, dont **183 m** dans la minéralisation du même bloc, avec une pente (**14% à 15%**). Les deux voies de galeries sont reliées avec une galerie de jonction de 20 m de longueur.
- De la même manière, pour passer au profil 14, il sera creusé **147m** de galerie dans le bloc B 3/6 (premier bloc du profil 14) avec une pente de (**13%-14%**) et 20m de galerie de jonction.
- Le dernier tronçon des travaux d'infrastructure consistera à accéder aux blocs du profil 15, avec un détour dans une zone stérile pour réduire les pentes des galeries. Les blocs seront atteints après le traçage à partir du bloc B 3/6 (profil 14) de **416 m** de galeries dans le stérile avec une pente de 11% et galerie de jonction dans le stérile, pour atteindre enfin le bloc B 4/2 (profil 15). En outre une galerie de 130m sera creusée dans le stérile et qui sera destinée exclusivement pour le passage de la canalisation du remblayage.

II.3 Travaux préparatoires :

Dès que les travaux d'infrastructure auront atteint un profil donné, on procède au creusement des travaux de préparation des blocs du profil. Ces travaux consistent à préparer les blocs d'exploitation qui sont constitués de dix blocs reconnus.

Ces travaux préparatoires se subdivisent selon leur rôle en :

- Travaux pour la préparation des blocs à l'exploitation.

- Les travaux préparatoires pour l'exploitation auront une section identique aux galeries d'infrastructures avec une longueur totale de **874 m** répartis comme suit :

Travaux préparatoires	Profil12	Profil 13	Profil 14	Profil 15	Total
Minerai (m)	22	234	158	190	604
Stérile (m)	18	112	57	83	270
Pente (%)	10	6	11	10	-
Sous total1	40	346	215	273	874

Tableau IV.4: Caractéristiques des travaux préparatoires.

- Travaux pour le passage de la canalisation secondaire de remblayage des blocs.
Ces travaux consistent à creuser des voies de passage de la canalisation de remblayage de la voie principale vers les blocs à exploiter. Elles sont creusées avec une section de 2,5m x 2,5m. Ces travaux ne sont nécessaires que pour le profil contenant des blocs d'épaisseur supérieurs à 4 m. Pour les épaisseurs inférieures à 4 m, la canalisation de remblayage empruntera la voie d'accès au bloc.

Le tableau ci-après montre les profils qui nécessitent une voie particulière de passage de la conduite de remblayage.

Profil	Bloc	N° Sondage.	Epaisseur	Longueur (m) Canalisation secondaire
Profil 10	B3/7	S 297	de 2 m à 4.5m	-
		S298		
		S299		
Profil 11	B3/10	S245	2m	-
	B3/5	S300	1,05m	
Profil 12	B3-4-5-6/6	S310	12,75m	20
	B2-3/6	S306	4 m	
Profil 13	B4-5-6/7	S314	13,8m	45
	B 4-5/8	S315	6,05m	
	B 3-4/9	S242	8,75m	
Profil 14	B3/6	S334	1,06m	80
	B3-4-5-6/10	S340	14,85	
	B3-4-5/11	S337	13,15m	
	B 3-4/9	S335	5,16m	
Profil 15	B 4/2	S348	2,2m	130
	B1-2/8	S342	9,15m	
	B 1/5	S329	2m	
totale				260

Tableau IV.5: Répartition des puissances des blocs.

Les galeries servant de passage pour la canalisation de remblayage sont tracées au toit du bloc tandis que les travaux préparatoires des blocs sont tracés de chaque côté du bloc comme le montre le schéma ci-après :

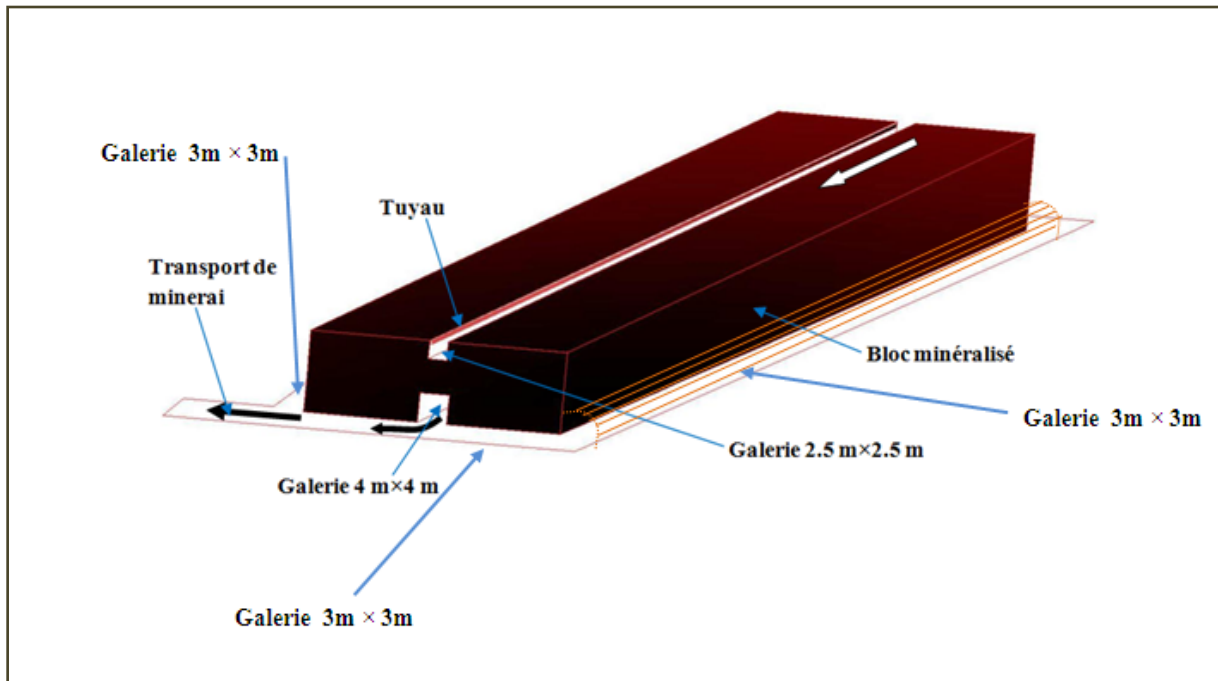


Figure IV.2: Différents travaux préparatoires.

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

Travaux de développement	Longueur (m)	section (m ²)	Tonnage(t)
Travaux d'infrastructure	408	9	11016
Travaux préparatoires	604	9	16 308
TOTAL	1012	-	27 324

Tableau IV.6: Réserves récupérables des travaux d'infrastructure et préparatoires.

III. MODE DE CREUSEMENT DES TRAVAUX D'INFRASTRUCTURES ET PREPARATOIRES :

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

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.

III.1. Technologie des travaux de tir :

La foration est réalisée à l'aide de marteaux perforateurs de type (Montabert T-21) et des fleurets en acier monobloc de 30 mm de diamètre, la longueur de foration est comprise entre 1,50 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 et des dimensions. 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 y compris le trou central. Ce sont les premiers qui sont amorcés pour créer une surface libre pour les trous suivants. Le trou central n'est pas chargé en explosif et constitue une surface libre pour les trous de bouchon.
- **Trous d'abattage :** Entre 4 et 8 trous, ces trous suivent et entourent les trous de bouchon, leur amorçage vient juste après l'amorçage des trous de bouchon.
- **Trous de contour :** Ce sont les trous qui sont forés à la périphérie du front ; se sont les derniers qui sont amorcés. Ils sont de 12 à 15.

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 , à l'aide d'un bourroir puis les autres cartouches. Une fois cette opération terminée, les trous sont obturés avec un bourrage constitué de sable ou d'argile. La première cartouche de chaque trou est reliée à un détonateur qui est lui-même relié à la ligne de tir puis à un explosif situé dans un lieu sûr

III.2. Chargement et transport :

Le chargement des roches abattues se fait par pelle transporteuse 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 15 tonnes.

III.3. Organisation des travaux :

Le creusement des galeries s'effectuent en deux postes. Au premier poste, sont réalisées les opérations de foration et du tir et au deuxième poste les opérations de chargement et de transport.

III.3.1. La foration - tir :

Pour déterminer le Nombre des trous / front il faut connaître la quantité d'explosif nécessaire.

➤ **La Consommation spécifique d'explosif lors des travaux d'abattage :**

La Quantité d'explosif (Q_e) par front nécessaire est :

$$Q_e = V_a \times q_s$$

Avec :

q_s : consommation spécifique qui tient compte de la dureté de la roche à abattre ;

V_a : volume abattu par tir.

La dureté du minerai Pb-Zn est de 6-7 selon l'échelle Mohs, on admet une consommation spécifique moyenne de $1,2\text{kg/ m}^3$

Alors :

$$Q_e = 3 \times 3 \times 1,5 \times 1,2 = 16,2 \text{ kg.}$$

Avec :

$3\text{m} \times 3\text{m}$: section du front ;

$1,5\text{m}$: longueur de trou.

➤ **Le Nombre des trous :**

Le Nombre de trou **Nt** est défini comme le rapport entre la quantité d'explosif et la charge par trou Soit :

$$Nt = \frac{Q_e}{E}$$

Où :

Q_e : La Quantité d'explosif par front;

E : charge par trou déterminée comme suit :

$$E = \frac{K \times pc \times Lf}{LC}$$

Avec :

K : coefficient tenant du Compte degré de chargement du trou= 0,6 ;

pc : poids de la cartouche ;

Lc : longueur de la cartouche ;

Lf : longueur du trou.

Pour Le type d'explosif utilisé (la gélanit N1 de diamètre 30mm, pc= 250g ,Lc = 240mm) ;

Alors :

$$E = \frac{0,6 \times 0,25 \times 1,5}{0,24} = 0,93kg$$

Dans ces conditions :

$$Nt = \frac{16,2}{0,93} = 17,3 = 18\text{trous}$$

Si on utilise 1 trou vide (bouchon), le nombre de trous à forer est de 19 trous soit 2,1 trous/m²

L'Espacement entre trou égale à :

$$\sqrt{\frac{\text{Sectoin du front}}{\text{nombre de trou}}} = \sqrt{\frac{9}{19}} = 0,69m$$

➤ **Temps de foration :**

La longueur de forage par volée est de :

$$L_v = \text{Le Nombre des trous total} \times \text{longueur du trou} = 19 \times 1,5 = 28,5 \text{ m}$$

Si on prend en considération le Rendement d'un foreur par mètre linéaire : **15ml/ heure**

Alors : **Temps de foration :**

$$\frac{28,5}{15} = 1,9 \text{ h/foreur}$$

En prenant en considération 10mn de préparation le temps global de foration dans un front avec un mineur est de 124 mn (**2,1heure**)

Ainsi un foreur peut, dans un poste, forer deux fronts.

III.3.2. Chargement –Transport :

➤ **Le nombre de déplacement (N_d) nécessaire pour le remplissage d'un camion navette est de :**

$$N_d = (15T \times 0,85) / (4 \times 0,85) = 3,75 \approx 4 \text{ déplacements}$$

15T : Capacité de la benne du camion navette ;

0,85 : Coefficient de remplissage ;

4T : Capacité du godet de la pelle chargeuse.

➤ **Le délai de chargement par poste (D_c d'un camion navette est de :**

$$D_c = N_d \times t_c = 4 \times 5 \text{ min} = 20 \text{ min}$$

Avec :

t_c = Temps d'une pelletée = 5mn.

- Le nombre de voyage nécessaire du camion navette pour débloquent un front :

$$Nv2 = \frac{Tex}{Cc \times Kr}$$

Avec :

Tex : tonnage extrait par front = **40,5** tonnes ;

Cc : capacité de la benne est de 15 tonnes ;

Kr : coefficient de remplissage du camion navette = 0,9.

$$NV2 = 40,5 / (15 * 0,9) = 3 \text{ voyages}$$

- La durée du cycle de transport sur la base de la distance maximale (1600m) et d'une vitesse moyenne de 12 km/h est de : 16 min.

Alors la durée du cycle complet est de : $16+20= 36\text{min}$

- Le nombre de voyage par poste est de :

$$Nv/p = \frac{Tt}{Dcc}$$

Où :

Tt : nombre des heures de travail par poste = **07h** ;

Dcc : Le temps d'une rotation (front de taille-jour-front de taille) = 36mn.

Donc :

$$Nv/P = 7 * 60 / 36 = 12$$

Autrement dit le délai nécessaire pour débloquent un front est de 2h. Ceci montre que le chargement et transport peut être réalisé sur deux fronts en un poste par les mêmes équipements.

L'organisation des ces travaux sera réalisé pour chaque front d'avancement comme suit :





Chantier	Fonction	1 ^{eme} Poste	2 ^{er} Poste
Galerie 1	Foration et tir		
	chargement et transport		
Galerie 2	Foration et tir		
	chargement et transport		

Tableau IV.7: Organisation des travaux d'infrastructure.

L'effectif au front nécessaire pour la réalisation des voies d'infrastructure et préparatoires sont 2 foreurs (dont un aide mineur) et deux conducteurs d'engins.

Pour la réalisation de ces travaux les équipements suivants sont nécessaires :

- 1 marteau perforateur ;
- 1 pelle chargeuse ;
- 1 camion navette.

III.4. Délais de réalisation des travaux :

La mine travaillera 05 jours sur 07 selon le système des 2 x 8 discontinus pendant 12 mois.

- Nombre de tir par jour = 02 tirs par jour (2 fronts de travail) ;
- Longueur d'avancement par tir et par front = 1.5 m ;
- Longueur d'avancement annuelle par front = 1.5x2x4x5x12 = 720m.

Sur la base des données précédentes, les délais de réalisation des travaux d'infrastructure et de Préparation sont présentés comme suit :

	Profil 12	Profil 13	Profil 14	Profil 15	Total
travaux d'infrastructure	3,5mois	5,2 mois	3,3 mois	6,3 mois	18,3 mois
travaux préparatoires Blocs.	1 mois	7,7 mois	4,7 mois	6 mois	19,4 mois
travaux Préparatoire pour tuyauteries.	0,5 mois	2mois	2,8mois	4,2 mois	9,5 mois

Tableau IV.8: Délai de réalisation des travaux d'infrastructure et Préparation.

Ce tableau permet de faire les conclusions suivantes :

Les blocs du profil 12 peuvent connaître un début d'exploitation au bout du troisième mois..

Les blocs du profil 13 pourront être exploités à partir du 11^{ème} mois ; L'exploitation des blocs du profil 14 seront entamés au bout du 17^{ème} mois et les blocs du profil 15 à partir du 24^{ème} mois ; Ces délais sont acceptables au regard des délais d'assèchement des profils arrêté dans le chapitre II « Hydrogéologie ».

IV. TRAVAUX D'EXPLOITATION :

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

IV.1. Méthode d'exploitation :

Pour l'exploitation de la totalité des blocs constituant la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra, la méthode d'exploitation retenue est:

- ✚ Pour les blocs inférieurs à 4 m de puissances : Exploitation avec un seul niveau et remblayage de la recoupe ;
- ✚ Pour les puissances supérieures à 4 m: Exploitation en deux ou trois niveaux (selon l'épaisseur du bloc) et remblayage de la recoupe.

IV.2. Description générale de la méthode de la tranche remblayée hydrauliquement :

IV.2.1. La technologie d'exploitation avec remblayage hydraulique :

Le remblayage est employé dans les mines souterraines aux fins de l'optimisation de l'exploitation des gisements au niveau du contrôle de terrain et de la gestion environnementale des rejets d'exploitation. Le choix d'une méthode de remblayage avec du remblai hydraulique, rocheux ou en pâte, est contraint par un ensemble de facteurs dont la

méthode de minage utilisée, le type de matériaux de remblayage disponible et/ou envisagé et la résistance mécanique désirée.

L'évolution marquée par l'utilisation du remblai en pâte cimenté ou sans ciment. est maintenant largement répandue. L'exploitation avec remblayage hydraulique a été pratiquée dans différentes mines dans le monde depuis une centaine d'années. En Algérie l'emploi de cette méthode a été pratiquée dans la mine de pyrite d'EL -HALLIA (Skikda) dans les années 50 à 70.

L'exploitation du gisement de zinc de Chaaabet -El-Hamra a été fortement inspirée de la méthode utilisée à la mine d'EL -HALLIA.

IV.2.2. Remblayage hydraulique :

Le matériau de remblai peut être sous forme d'agrégat ou de sable (**0 – 3 mm**). Le sable est mélangé avec de l'eau pour former une « lavée avec une dilution moyenne (**2/3**) puis envoyé par gravité dans les vides souterrains au moyen d'une canalisation de diamètre de (120mm à 200mm).

Le vide destiné à être remblayé est préalablement boisé. Sur les cadres en bois il est fixé une toile de jute pour libérer l'eau et retenir le sable.

Du fait que l'eau de la nappe de chaabet- El- Hamra est de bonne qualité, l'eau du remblayage devra être renvoyé à la surface pour ne pas polluer la nappe.

IV.2.3. Principe de la méthode d'exploitation par chambres remblayées:

Ces méthodes sont celles dans lesquelles les vides créés par l'exploitation sont comblés par des remblais qui remplacent le minerai enlevé ; le remblayage fait partie du cycle de production. Un chantier est en cours de remblayage alors que d'autres chantiers sont en cours de foration et de chargement.

Le bloc est découpé en tranches de 4m d'épaisseur. L'exploitation se fait tranche par tranche. Le remblayage est effectué lorsque toute l'épaisseur a été exploitée.

Lorsque l'épaisseur est inférieure ou égale à 4m la canalisation de remblayage sera placée à la couronne de la recoupe centrale ; par contre lorsque l'épaisseur est supérieure à 4 m (cas des blocs B3/10 -B2-3/6 -B 1/5 -B 4/2 -B3/6) il sera nécessaire de creuser une galerie à la côte supérieure du bloc pour permettre le passage de la canalisation.

La méthode d'exploitation par tranche remblayée se subdivise en trois phases:

1^{ère} phase :

Elle consiste (après les travaux de limitation de bloc) à creuser une galerie au milieu du bloc avec une section de 16m² jusqu'à la limite de la minéralisation. Par la suite on creuse des tranches de section 16m² (4m×4m) sur la largeur du bloc et de chaque côté de la recoupe comme montré dans la figure suivante :

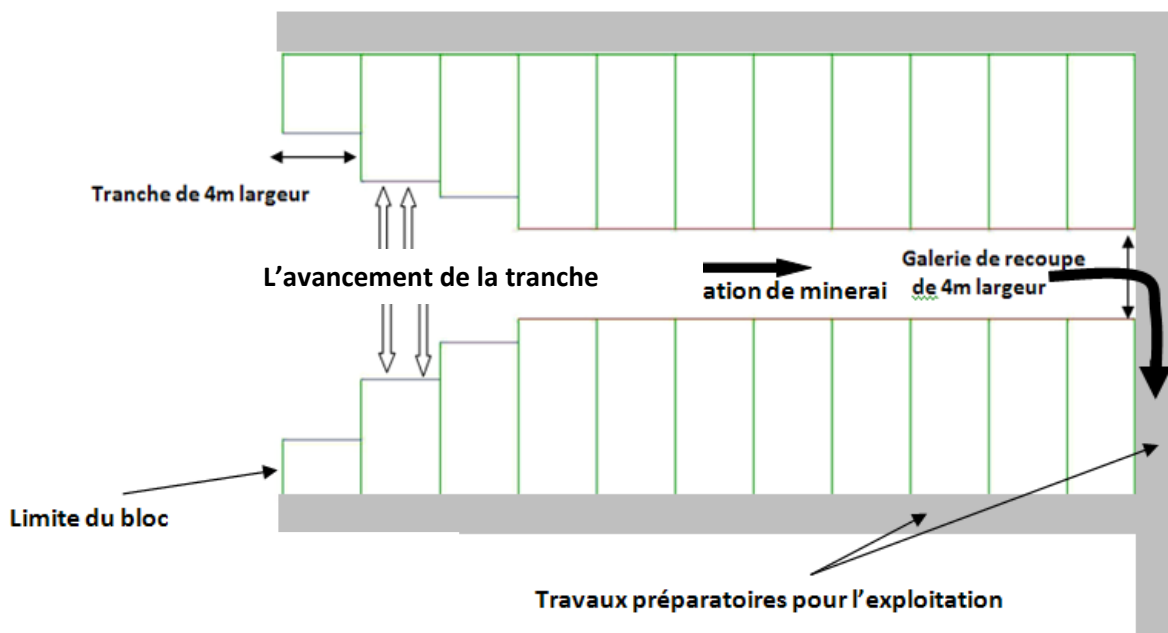


Figure IV.3: Vue en plan des différents travaux d'exploitation du bloc.

2^{ème} phase:

Cette phase consiste à réaliser le boisage de ces tranches avec divers systèmes de raccordement. Ce boisage joue le rôle de barrage au remblai. Sur les cadres en bois on fixe les planches sur lesquelles vient se fixer la toile de jute comme schématisé sur les figures suivantes :

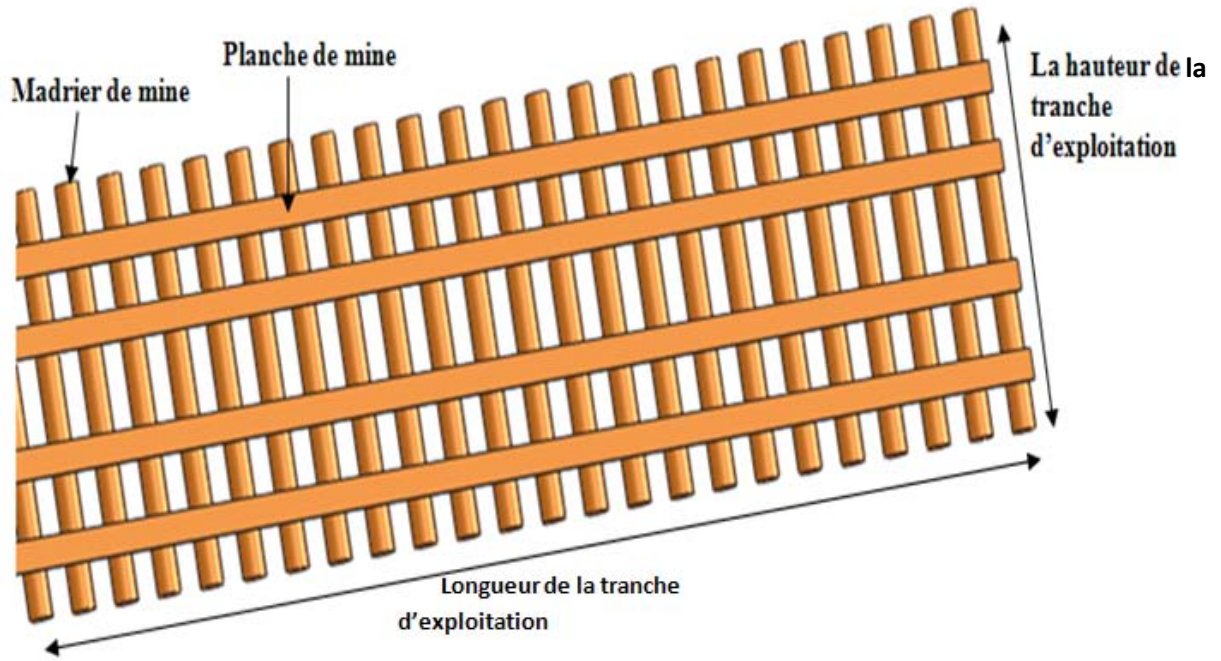


Figure IV.4: Boisage de la tranche à un seul niveau.

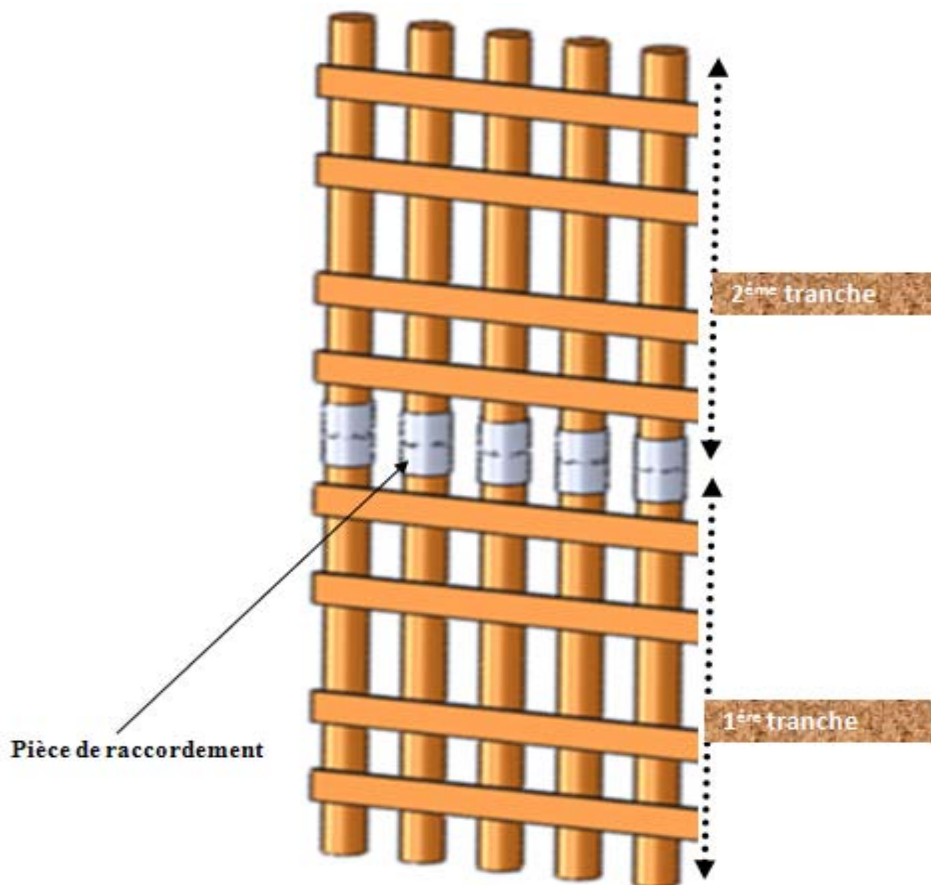


Figure IV.5: Boisage de la tranche à deux niveaux.

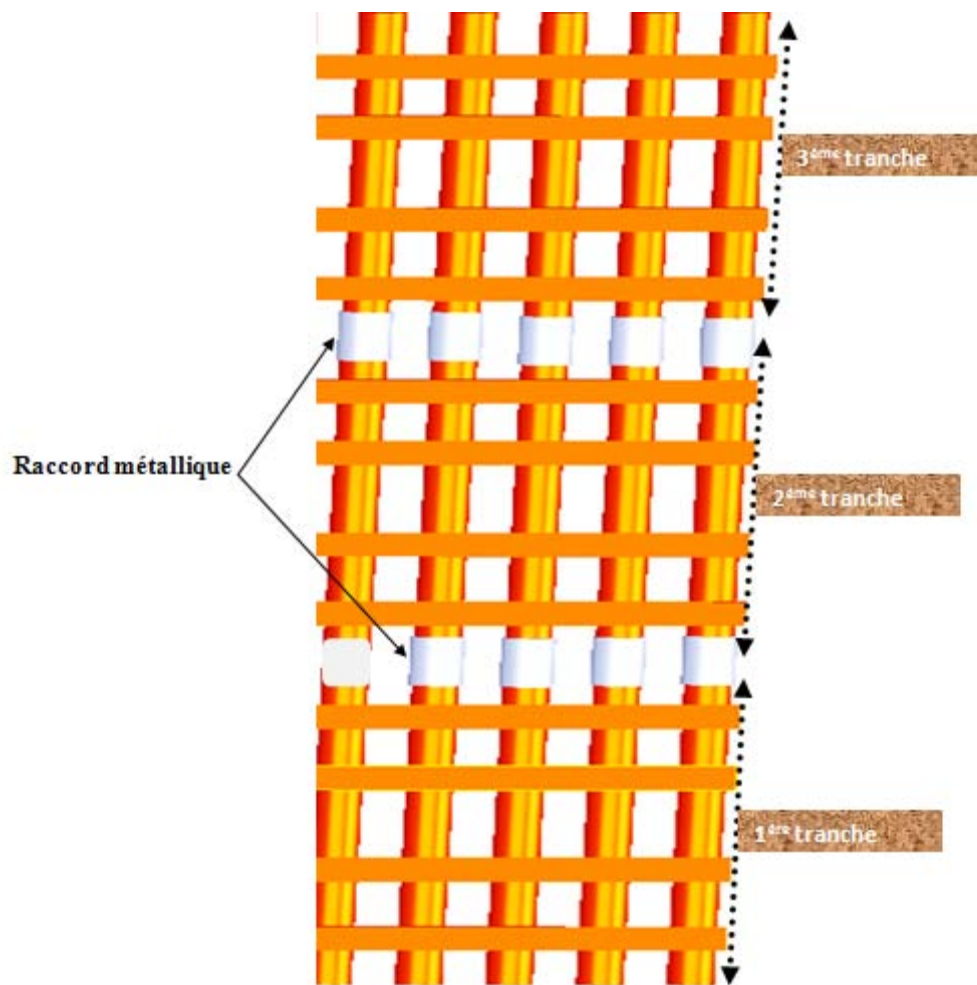


Figure IV.6: Boisage de la tranche de trois niveaux.

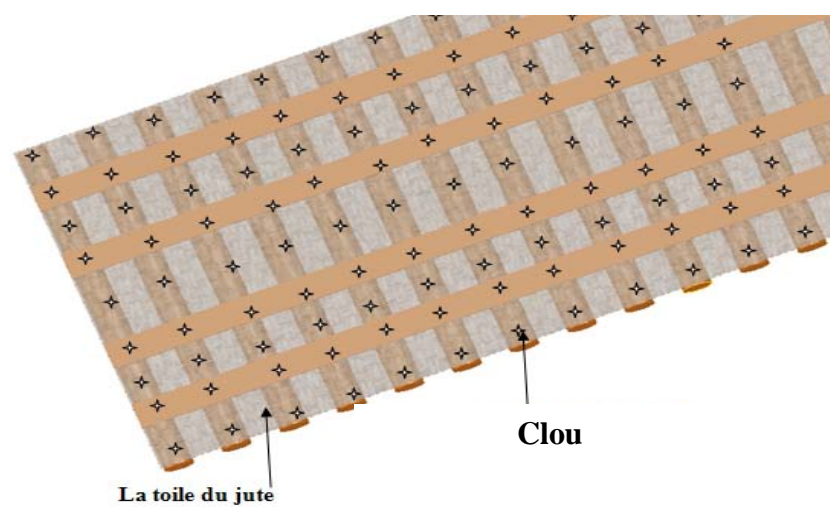


Figure IV.7: Fixation de la toile de jute sur le boisage.

3^{ème} phase:

Cette phase consiste à remblayer la tranche jusqu'à 85% du volume et à récupérer l'eau filtrée par un système de drainage et de pompage.

L'exhaure : [détaillée dans chapitre V]

L'eau du remblayage est renvoyée jusqu'à la surface (niveau **1066, 74**). par un réseau de drainage.

V. DESCRIPTION DE LA METHODE DE TRANCHE REMBLAYEE A UN SEUL NIVEAU :

Dans cette méthode, le bloc sera exploité selon les trois phases décrites plus haut, (extraction , boisage, remblayage et pompage).

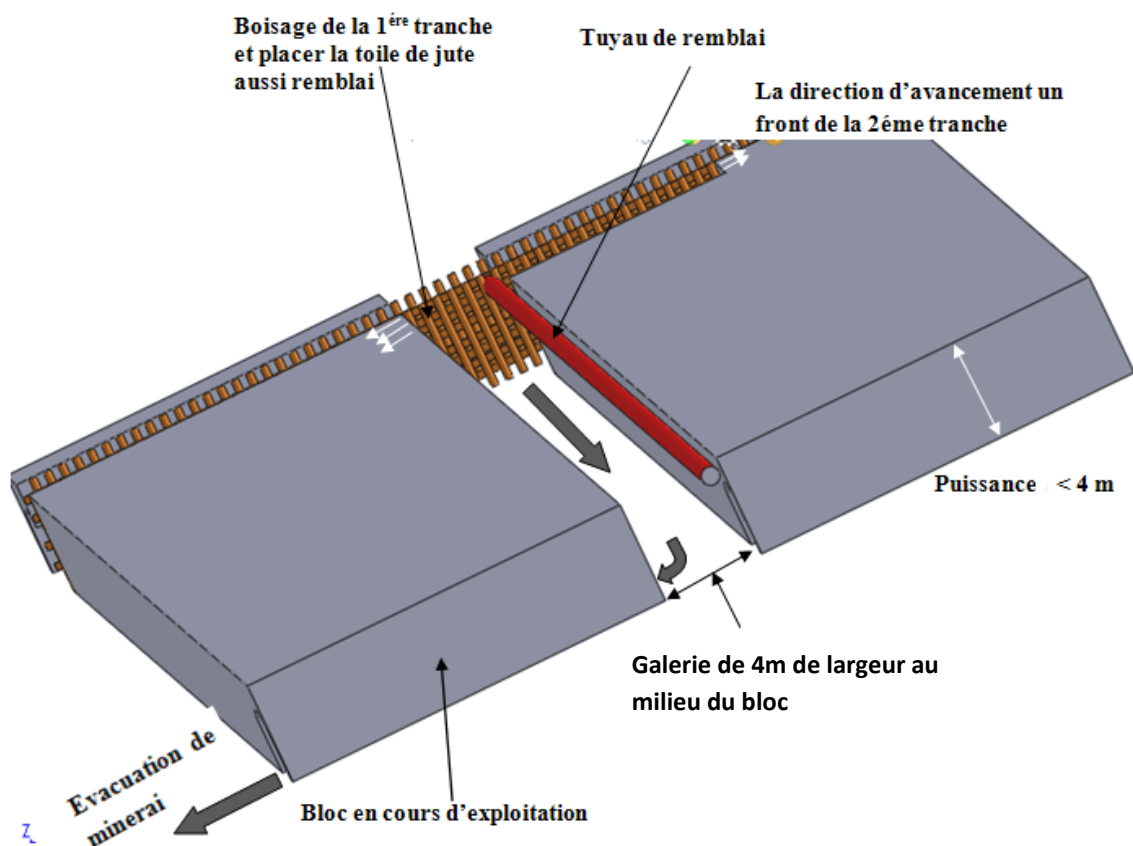


Figure IV.8: Méthode des Tranches remblayées à un seul niveau (pour les puissances < 4 m).

- On procède aux travaux d'exploitation proprement dit par creusement d'une galerie de 4m de largeur au milieu du panneau jusqu'à la limite de la minéralisation puis par des recoupes perpendiculaires à la galerie précédente de part et d'autres de cette galerie.
- On place la canalisation (qui sert à ramener le mélange de sable et d'eau), dans la couronne de la galerie pour avoir un rendement maximum de remblayage de 85% dans les tranches.
- Une fois l'extraction dans la recoupe est achevée on procède à la préparation du chantier pour le remblayage par la mine en place de cadres en bois, de planches et de toile de jute. Le remblayage est effectué une fois cette préparation achevée.

La figure IV.9 suivante donne une vue transversale d'une tranche en cours de remblayage, une fois la tranche préparée (bois, toile de jute, tuyau, système d'exhaure).

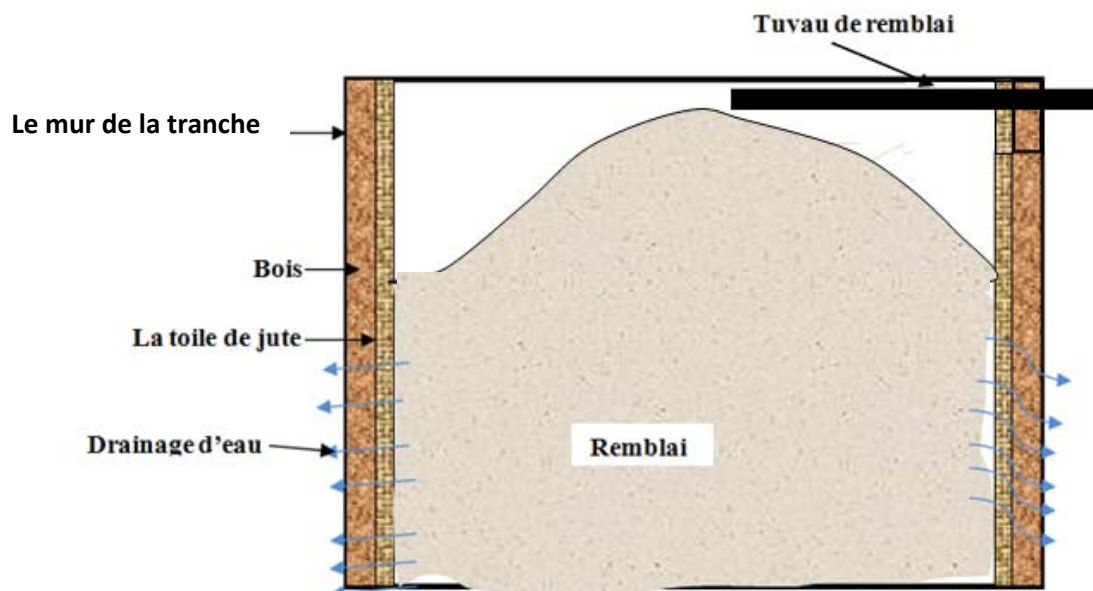


Figure IV.9: Vue transversale d'une tranche en cours de remblayage.

- Le bloc est exploité sur toute sa longueur en rabattant c'est-à-dire, en entamant l'exploitation des tranches de l'amont vers l'aval comme présenté dans la figure ci-dessous.

L'exploitation en rabattant à l'avantage :

- d'éviter de faire circuler le personnel dans des zones remblayées
- De limiter le parcours de l'air uniquement dans les tranches en cours d'activité ;
- De faciliter la récupération des canalisations dans la tranche précédemment remblayée.

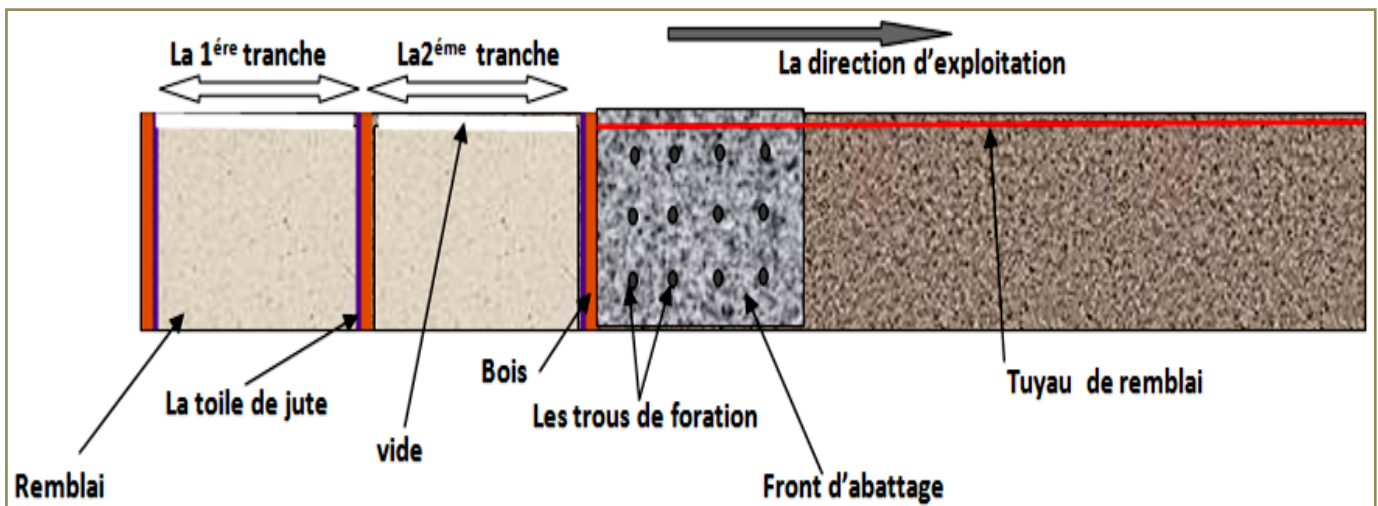


Figure IV.10: vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation.

VI. DESCRIPTION DE LA METHODE DES TRANCHES REMBLAYEES A DEUX NIVEAUX :

Pour les puissances supérieures à 4 m et inférieures à 8 m [Tableau IV.5] les mêmes travaux appliqués pour les puissances inférieures à 4m, sont mises en œuvre avec la particularité suivante :

- on creuse une galerie de section **2.5m × 2.5m** à partir de la galerie d'infrastructure jusqu'à la cote supérieure du bloc ; cette galerie sert au passage de la canalisation de remblayage.

- le boisage de ces tranches (vides) diffère du boisage des tranches de 4 m de hauteur ; La hauteur de 8m nous oblige à constituer un assemblage des bois de mines au moyen d'un raccord métallique. Ces raccords métalliques sont fabriqués par la mine [Figure IV.5]. La construction du barrage pour remblai est réalisée de la même manière que dans les tranches de 4 m de hauteur.
- L'abattage de minerai sur 8m de hauteur se fait par deux niveaux : La première tranche de 4m de hauteur dans la recoupe est exploitée jusqu'aux limites de la minéralisation. Ensuite la tranche supérieure est exploitée. Une machine d'abattage permet d'effectuer la foration de la tranche supérieure. En l'absence de cette machine le tas de minerai abattu servira de plancher de travail des foreurs.

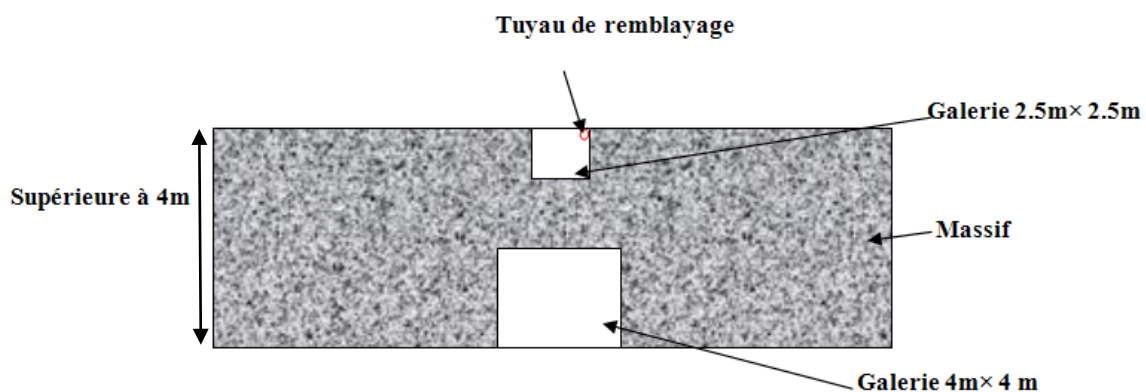


Figure IV.11: Vue transversale d'un bloc supérieur à 4 m.

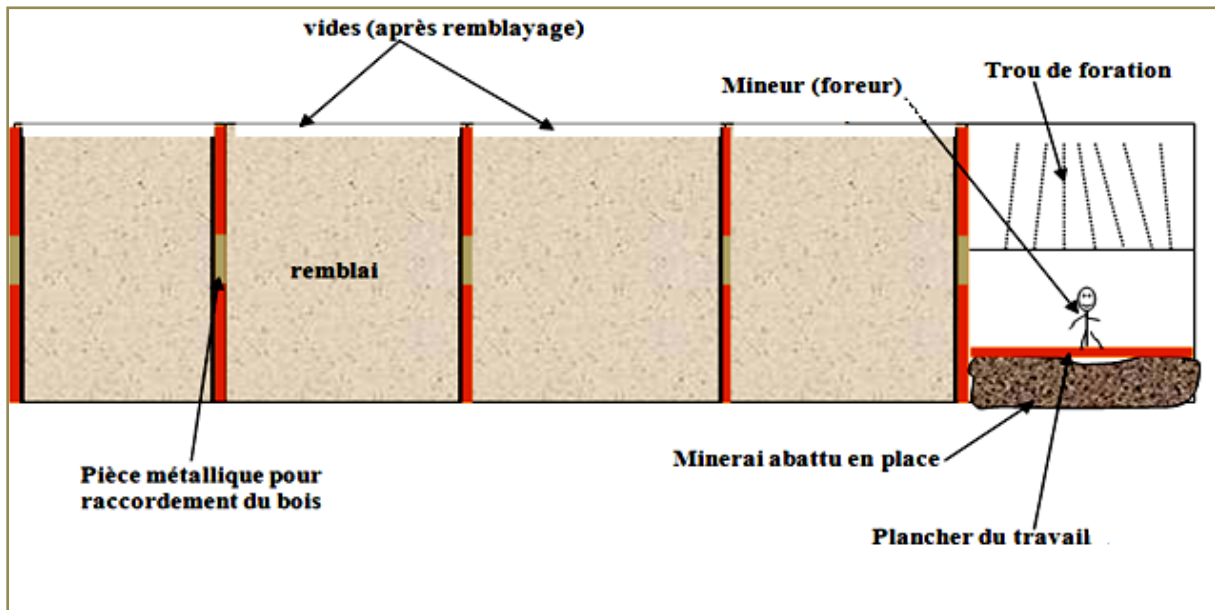


Figure IV.12: Vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation à deux niveaux.

VII. DESCRIPTION DE LA METHODE DES TRANCHES REMBLAYEES A TROIS NIVEAUX :

Les travaux d'exploitation du bloc supérieur à 8 m de puissance (Profil 14 et 13,12) sont les mêmes travaux cités précédemment (Tranche remblayée à deux niveaux) avec la particularité que les cadres en bois seront assemblés en deux endroits [Figure IV.7].

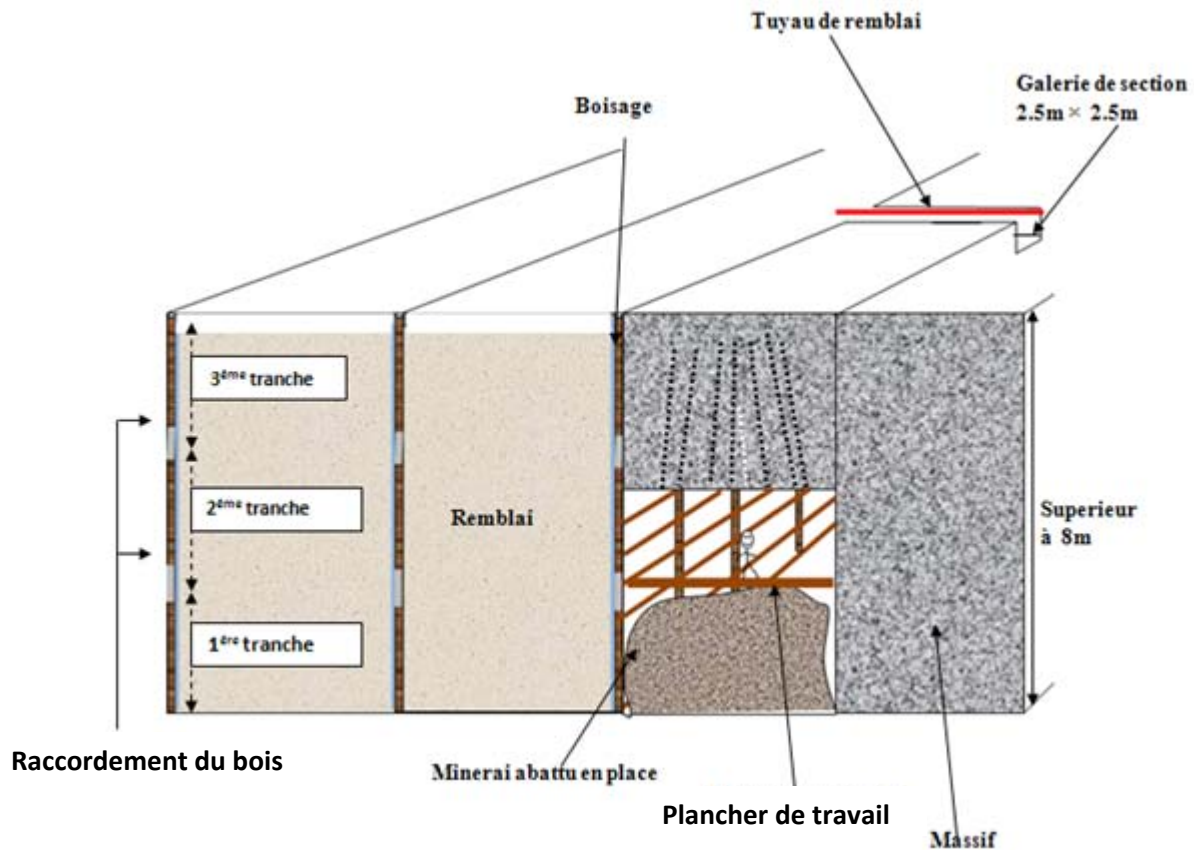
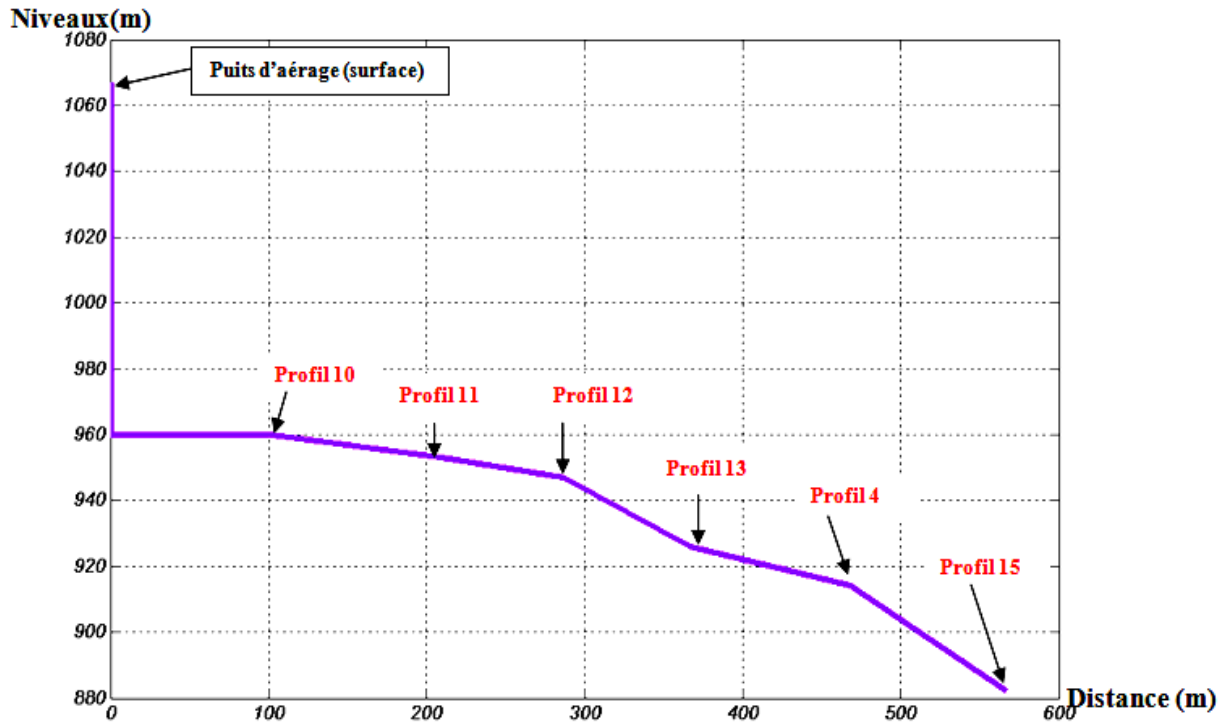


Figure IV.13: Vue transversale d'un bloc en cours d'exploitation à trois niveaux.

VIII. PROFIL HYDRAULIQUE :

Le remblai hydraulique se fait par un mélange de sable et d'eau avec une dilution $2/3$ c'est-à-dire pour un (1) volume de sable on utilise deux (2) volumes d'eau. Ce mélange, appelé lavée, est préparé au niveau de la cote supérieure du puits d'aérage (1066, 74) puis envoyé par une canalisation (*de 100mm à 300mm de diamètre*) qui emprunte le puits, le travers banc sur une distance de 143 m ensuite des voies pentées pour aller vers les différents profils (**Profils 10, 11, 12, 13, 14, 15**).

Le circuit emprunté est représenté dans le graphe ci-après : En ordonnées les profondeurs et en abscisse les distances horizontales.



Graphe IV.1: Schéma général du circuit de remblai.

Les différents parcours du conduit de remblayage sont illustrés dans la figure ci -dessous



Figure IV.14: Parcours du conduit de remblayage.

Le parcours de la lavée est schématisé dans le dessin ci-après :

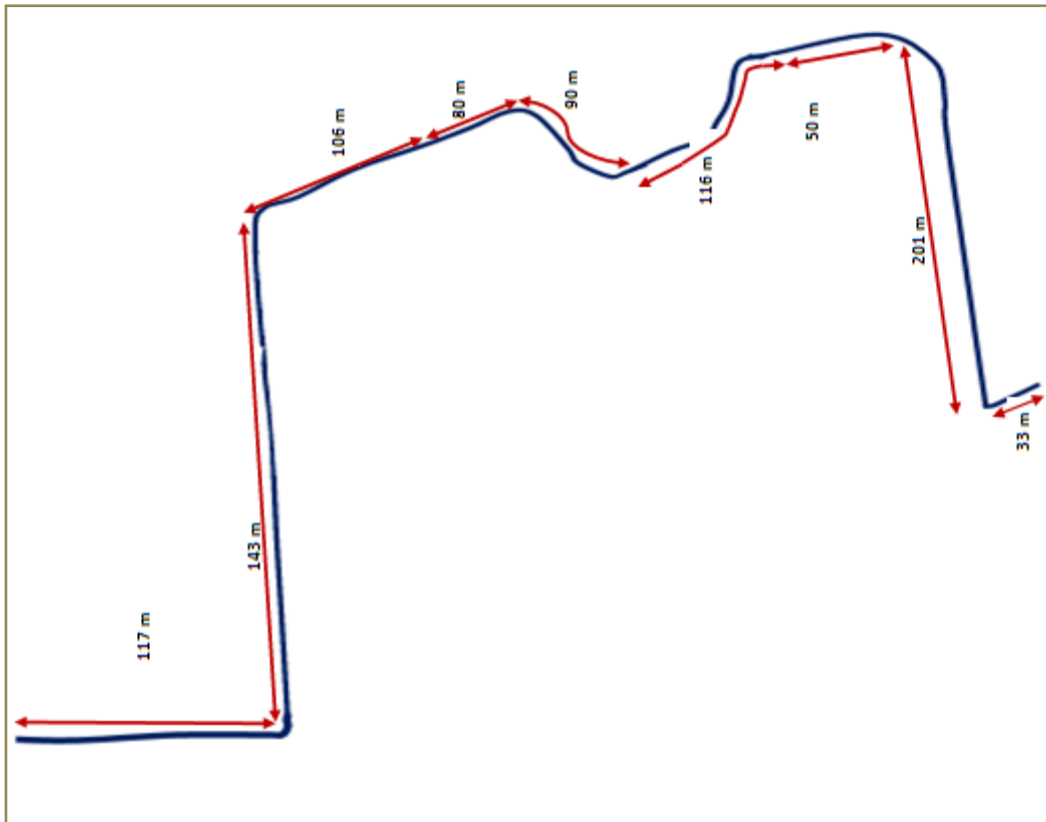


Figure IV.15: Parcours du conduit de remblayage de surface jusqu'à aux blocs du profil 15.

Une courbe caractéristique appelée « **Profil hydraulique** » peut être tracé. Elle représente la Profondeur (H) en fonction longueur équivalente pour chaque tronçon.

Ces longueurs équivalentes (pertes de charge d'une lavée) sont obtenus par la formule empirique pour un débit de **40 m³/h** ;

$$\text{les perte de charge totales} = L \left(\frac{150}{D} \right)^5$$

Avec :

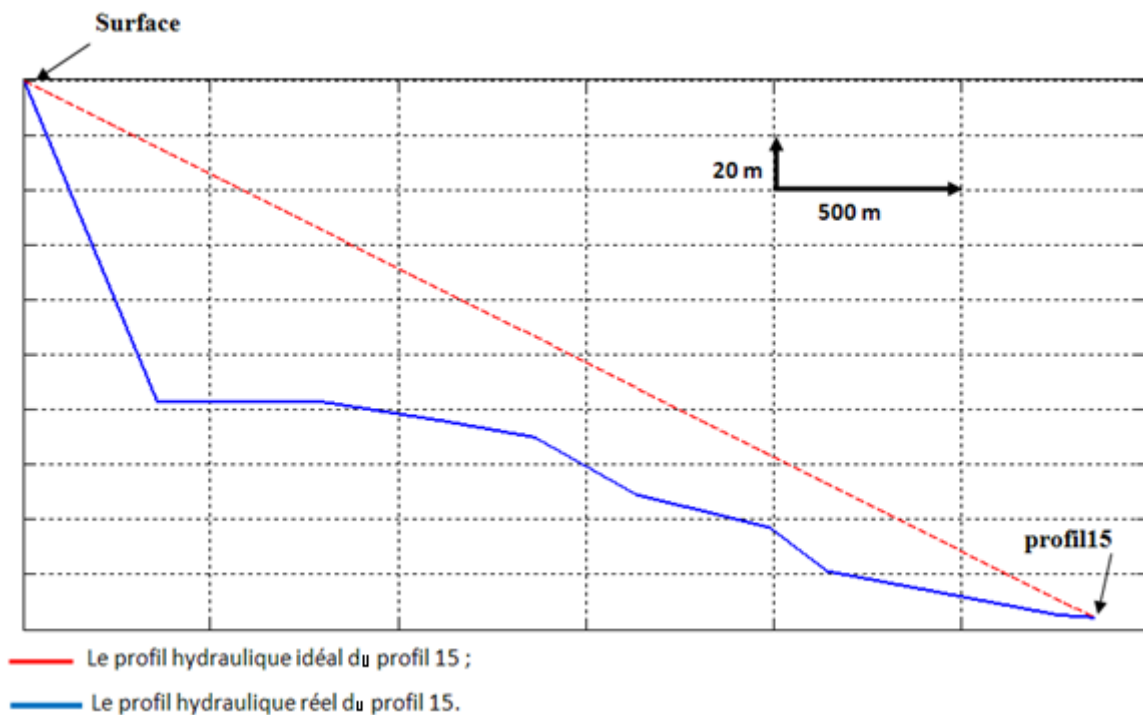
- L : longueur de la canalisation sur un tronçon (m) ;
- D : diamètre de tuyau en (mm) ;
- 150 : coefficient empirique pour un débit de (**40 m³/h**).

Pour un diamètre de la canalisation de **120mm** les longueurs équivalentes de chaque tronçon sont données dans le tableau ci-après :

L(m)	L (150/120) ⁵	Les cumuls	Dénivelé (m)
107	357	357	107
143	436	794	0
106	324	1117	7
80	244	1361	6
90	275	1636	21
116	354	1990	12
50	153	2143	16
201	613	2756	16
33	101	2857	1

Tableau IV.9: les caractéristiques du tuyau de remblayage des blocs de profil 15.

À partir de ce tableau on peut tracer le profil hydraulique qui est $L=f [L (150/120)^5]$.



Graphe IV.2 : Profil hydraulique de profil 15.

On observe dans le graphe précédent que la courbe réelle est éloignée de la courbe idéale. Ce qui incite à la recherche d'un passage correct de la canalisation de remblayage pour se rapprocher de la courbe idéale ; mais cela ne peut se faire sans mener des travaux importants (creusement de galerie). Cette situation est généralement observée dans les chantiers en remblayage avec une arrivée par à-coup de la lavée.

IX. STRATEGIE D'EXPLOITATION :

Les blocs de la partie supérieure ont été exploités 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. Cette méthode a eu pour effet de ne commencer l'extraction après un retard de 4 années du fait de la nécessité de réaliser d'abord les travaux d'infrastructures.

Pour les corps inférieurs, la configuration spatiale des corps permet de concevoir une autre stratégie d'exploitation qui permet simultanément la réalisation des travaux d'infrastructures et l'extraction des blocs et aussi des recherches de minéralisation.

Cette méthode permet d'exploiter partiellement les blocs du profil 11 et 12 tout en réalisant les travaux d'infrastructures.

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.

L'exploitation des blocs de la partie inférieure du gisement s'effectuera 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 du 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 par l'exploitation partielle des blocs « B 3/5 » et « B 2-3/6 », « B 3-4-5-6/6 » des profils 11 et 12. Au cours de cette période les blocs du profil 13 seront préparés pour leur exploitation. Et à partir de la deuxième année un rythme annuel d'extraction de 70 000 tonnes sera atteint, jusqu'à la dernière année (onzième année de production) au cours de laquelle une production de 76900 tonnes sera réalisée.

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) ;
- Les blocs situés près des galeries de roulage et d'aérage ne seront défilés totalement que lorsque les réserves exploitables du profil sont achevées.
- le remblayage suit l'exploitation des recoupes ;

L'avantage de cette stratégie d'exploitation est qu'elle permet si les conditions économiques (effondrement du cours métal) ou techniques (cas de remontée du niveau d'eau en cas d'un arrêt de pompage), l'exigent 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 :

Profil	N°Bloc	N° son	Res récup	Te Corrigé	An1	An2	An3	An4	An5	An6	An7	An8	An9	An10	An11			
Profil 10	B3/7	S297	5402	5,49											5402			
		S298																
		S299																
Profil 11	B3/10	S245	8876	5,56	14800	4366									8876			
	B3/5	S300	19166	3,32														
Profil 12	B3-4-5-6/6	S310	102137	6,61	3200									36317	62620			
	B2-3/6	S306	24045	3,63	17000											7045		
Profil 13	B4-5-6/7	S314	115886	4,16		29500	28506						31242	26638				
	B 4-5/8	S315	30305	3,96		16534	13771											
	B 3-4/9	S242	47323	5,3		19600	27723											
Profil 14	B3/6	S334	29218	3,96							428		28790					
	B3-4-5-6/10	S340	138471	5,31							30000					30000	30428	48043
	B3-4-5/11	S337	105341	4,9							20000					30000	33812	21529
	B2-3/7	S335	35760	8,02							20000					10000	5760	
Profil 15	B 4/2	S348	23410	5,13								13442	9968					
	B1-2/8	S342	41647	5,34								41647						
	B 1/5	S329	14911	4,48								14911						
Total Extraction			741898		35000	70000	70000	70000	70000	70000	70000	70000	70000	70000	76898			
Teneur extraite (T)					3,77	4,38	4,57	5,97	5,52	5,33	5,18	5,12	4,22	5,38	6,41			
Tonnage métal (T)					1319,98	3065,70	3200,50	4177,00	3865,00	3734,47	3622,95	3581,54	2951,11	3764,43	4929,26			

Tableau IV. 10: Programme pluriannuel d'extraction.

X. TRAVAUX D'ABATTAGE :**X.1. Détermination du nombre des chambres en activité :**

Pour une production annuelle de 70 000 tonne en tout venant, la production journalière est de 292 tonne sur la base de 05 jours de travail par semaine et 12 mois par an.

La production par tir d'une chambre est de :

$$4 \times 4 \times 1,5 \times 3 = 72 \text{ tonnes}$$

Avec :

Hauteur de la chambre : 4m ;

Largeur de la chambre : 4m ;

Avancement par tir : 1,5m ;

Densité : 3 T/m³.

Le nombre de chambres en activité doit être de : $292 / 72 \approx 4$, alors on aura quatre chantiers de d'abattage pour assurer cette production.

X.2. La foration et le tir :

Pour la méthode d'exploitation des tranches remblayées, la foration est réalisée à l'aide de marteaux perforateurs de type (Montabert T-21) et des fleurets en acier monobloc de 30 mm de diamètre, la longueur de foration la comprise entre 1,50 m et 2,40 m.

Les mêmes formules qui sont utilisées dans paragraphe [III.3.1.], sont adoptées pour la détermination des différents paramètres. Avec une section de 4m x 4m, ces paramètres sont :

➤ La Consommation spécifique d'explosif lors des travaux d'abattage :

- Pour 1 chantier

$$Q_e = 4 \times 4 \times 1,5 \times 1,2 = 28,8 \text{ kg} \approx 29 \text{ kg}$$

- Pour 4 chantiers :

$$Q_e = 29 \times 4 = 116 \text{ kg}$$

➤ **Le Nombre des trous :**

$$Nt = \frac{29}{0,93} \approx 31 \text{ trous}$$

Si on utilise 1 trou vide (bouchon):

- D'ou un total de 32trous soit 2 trous/m².

- Espacement égale à :

$$\sqrt{\frac{\text{Sectin du front}}{\text{nombre de trou}}} = \sqrt{\frac{16}{32}} = 0,70\text{m}$$

Le tir s'effectuera à l'aide d'un exploseur approprié à partir d'un lieu sûr.

➤ **Temps de foration :**

La longueur de forage par volée est de :

$$Lv = 32 \times 1,5 = 48 \text{ m}$$

Si on prend en considération le Rendement d'un foreur par mètre linéaire : **15ml/ heure**

* **ml** : mètre linéaire.

Alors : **Temps de foration :**

$$\frac{48}{15} = 3,2 \text{ h/foreur}$$

En prenant en considération 10mn de préparation le temps global de foration dans un front avec un mineur est de 202 mn (**3,4heure**)

Avec quatre fronts de travail il est nécessaire de disposer de 2 à 3 mineurs.

Tandis que pour les blocs ayant des puissances importantes, la foration dans le niveau supérieur est réalisée verticalement.

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

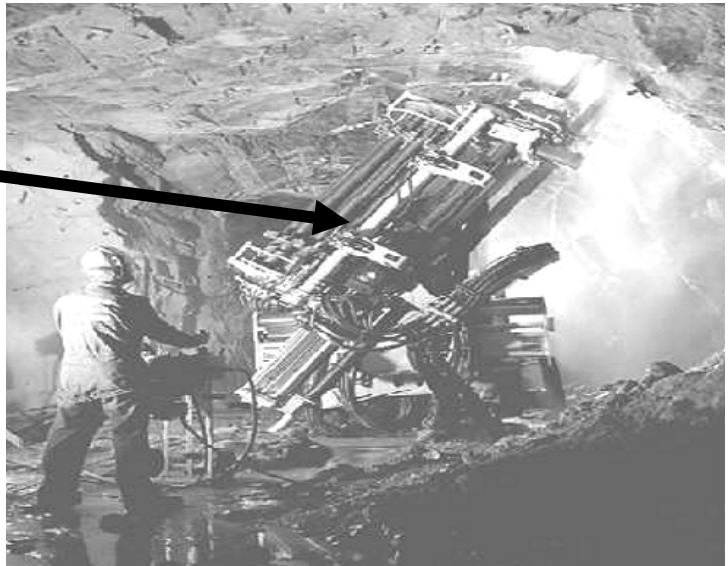


Figure IV.16: Machine d'abattage.

XI. CHARGEMENT ET TRANSPORT :

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

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 sur pneus dont la capacité du godet est de 4 tonnes.

Le transport du minerai du fond au jour se fait par camion navette dont la capacité de la benne est de 15 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.

Les mêmes formules qui sont utilisées dans paragraphe [III.3.2.], sont adoptées pour la détermination des différents paramètres. Avec une section de 4m x 4m, ces paramètres sont :

- Le nombre de déplacement (N_d) nécessaire pour le remplissage d'un camion navette est de :

$$N_d = (15T \times 0.85) / (4 \times 0.85) = 3.75 \approx 4 \text{ déplacements}$$

- Le délai de chargement par poste (D_c) d'un camion navette est de :

$$D_c = N_d \times t_c = 4 \times 5 \text{ min} = 20 \text{ min}$$

- Le nombre de voyages nécessaire du camion navette pour débloquer un front :

$$NV2 = 72 / (15 * 0,9) \approx 5,5 \text{ voyages}$$

Avec :

Tonnage extrait par front = 72 tonnes.

- La durée du cycle de transport sur la base de la distance maximale (1600m) et d'une vitesse moyenne de 12 km/h est de : 16 min.

Alors la durée du cycle complet est de : $16+20= 36\text{min}$

- Le nombre de voyage par poste est de :

$$N_v/P = 7 * 60 / 36 = 11,66 \approx 12$$

Temps pour débloquer un front (chargement + transport) est de : 3,3 heure soit 200mn

Pour débloquer 4 chantiers c'est-à-dire 292 tonnes il faut 22 voyages par camion navette dont la capacité de la benne est de 15 tonnes.

En définitive, pour le déblocage de quatre chambres en activité, il est nécessaire de disposer de 3 camions navette et de 1 chargeur transporteur.

Donc, sur la base de 4 fronts (2 fronts en chargement et 2 fronts en foration/tir) l'organisation des chantiers sera la suivante :






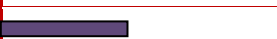












Les fronts	Activité	Poste 1	Poste 2
			
Front 1	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 2	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 3	Foration et tir		
	Chargement et transport		
Front 4	Foration et tir		
	Chargement et transport		

Tableau VI.11: Organisation des travaux d'exploitation (extraction).

XII. ORGANISATION DES TRAVAUX DE REMBLAYAGE :

XII.1. Préparation de la chambre :

Selon les épaisseurs des blocs on distingue deux cas :

➤ *Cas d'une recoupe de 4m de hauteur :*

Le nombre d'agents est de 3 par poste. Un agent sera chargé pour la pose des cadres, un autre agent pour l'installation des planches et le troisième pour la mise en place de la toile de jute.

Sur la base d'un avancement de 18m/poste, Cette opération nécessitera deux à trois postes selon la longueur de la recoupe.

➤ *Cas d'une recoupe de 8m de hauteur:*

Le nombre d'agents est de 6 par poste. Deux agents seront chargés pour la pose des cadres, deux autres agents pour l'installation des planches et les deux derniers pour la mise en place de la toile de jute.

XII.2. Remblayage :

Une fois la chambre préparée on procède au remblayage proprement dit, et suivant les épaisseurs des blocs on distingue deux cas :

➤ *Cas d'une recoupe de 4 m de hauteur :*

La longueur moyenne des chantiers à remblayer est de 30m, et le taux de remblayage est de 85% du volume de la recoupe.

Pour une section de la tranche de 16m², alors le volume d'une tranche est 480m³. Sur la base d'un débit d'eau de 40m³/h l'opération de remblayage nécessitera 2 à 3 postes selon la longueur de la recoupe.

➤ *Cas d'une recoupe plus de 4 m de hauteur :*

De la même manière pour une hauteur de 8m cette opération nécessitera 4 à 5 postes selon la longueur et hauteur de la recoupe.

Activité	Poste 1	Poste 2	Poste 3	Poste 4	Poste 5	Poste 6	Poste 7	Poste 8	Poste 9
Préparation de la chambre (Boisage + jute)									
remblayage de la chambre									

Tableau VI.12: Organisation des travaux de remblayage.

XIII. ORGANISATION GENERALE DES TRAVAUX POUR UNE RECOUPE :

L'organisation du travail est conçue de la manière suivante :

- Extraction de la recoupe : 2 postes par jour
- Préparation de la recoupe pour remblayage : 3 postes par jour
- Remblayage : 3 postes par jour

Pour une recoupe d'épaisseur supérieure à 4 m l'organisation est la suivante :

Travaux	Durée
Réalisation de la recoupe	20jour (2p/j*)
Préparation de la chambre (Boisage + jute)	1 à 2j (3p/j)
remblayage de la chambre	1 à 2j (3p/j)

- * p/j : poste par jour

Tableau VI.13: Organisation générale des différents travaux dans une recoupe.



Figure IV.17: Chargeur Type CTX4 de capacité de godet de 4 tonnes.



Figure IV.18: Camion navette des mines.

XIV. L'EFFECTIF ET MATERIEL A ACQUERIR:

XIV.1. Effectif :

L'effectif global (fond) nécessaire dépend du programme des travaux à réaliser, et sera mis en place progressivement. Il est estimé à 64 agents à l'unité de Chaabet- El- Hamra pour la production annuelle de 70 000 tonnes, et il est réparti comme suit :

Qualification (Fonds)	Nombre
Ingénieur mine	1
Ingénieur géologue	1
Ingénieur hydrogéologue	1
Topographe + aide	2
Chef de poste	3
Conducteurs engins	10
Mineurs / Boutefeu	8
Aides mineurs	6
Boiseurs	12
Sondeurs et aides	4
Electricien Fond	1
Mécanicien Diesel	1
Tuyauteur	5
Remblayeur	6
Pompistes	6
Total	64

Tableau IV.14 : Répartition de l'effectif fond par structure et qualification professionnelle.

XIV.2. Matériel à acquérir :

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

Equipements fond	Nombre
Camions navettes	3
engin de chargement	2
Machine d'abattage	1
Compresseur d'air	1
Pompes	7
Sondeuse de recherche souterraine	1
Equipements jour	
Pelle chargeuse	1
Camions à benne	4

Tableau IV.15: Équipements nécessaires

CHAPITRE V

FONCTIONS Complémentaires

Exhaure

AÉRAGE

SOUTÈNEMENT

ECLAIRAGE

HIGIÈNE ET SECURITÉ

I. EXHAURE :**I.1. Introduction:**

Le système d'évacuation d'eau utilisée dans le remblayage souterrain se fait en trois phases :

- **Première phase :** Elle consiste à évacuer l'eau de la recoupe remblayée jusqu'à la voie principale de roulage.
- **Deuxième phase :** consiste à pomper l'eau accumulée dans un collecteur au niveau de la voie de roulage vers le puisard du puits de sortie d'air.
- **Troisième phase :** consiste à pomper l'eau du puisard vers un bassin de stockage à la surface.

I.2. Première phase :

Un caniveau de dimension (30cm×15 cm) est creusé sur le côté de la galerie qui divise le bloc en deux; ce caniveau rejoint un autre caniveau dans la galerie d'accès. Ces caniveaux sont légèrement penté (2 à 3/1000) pour obtenir l'écoulement de l'eau vers la galerie de roulage. Un collecteur de 1m³ de volume est creusé à la jonction de la galerie principale et de la galerie d'accès. Les caniveaux et collecteurs sont recouvert par une grille métallique de protection (voir les schémas ci-dessous).

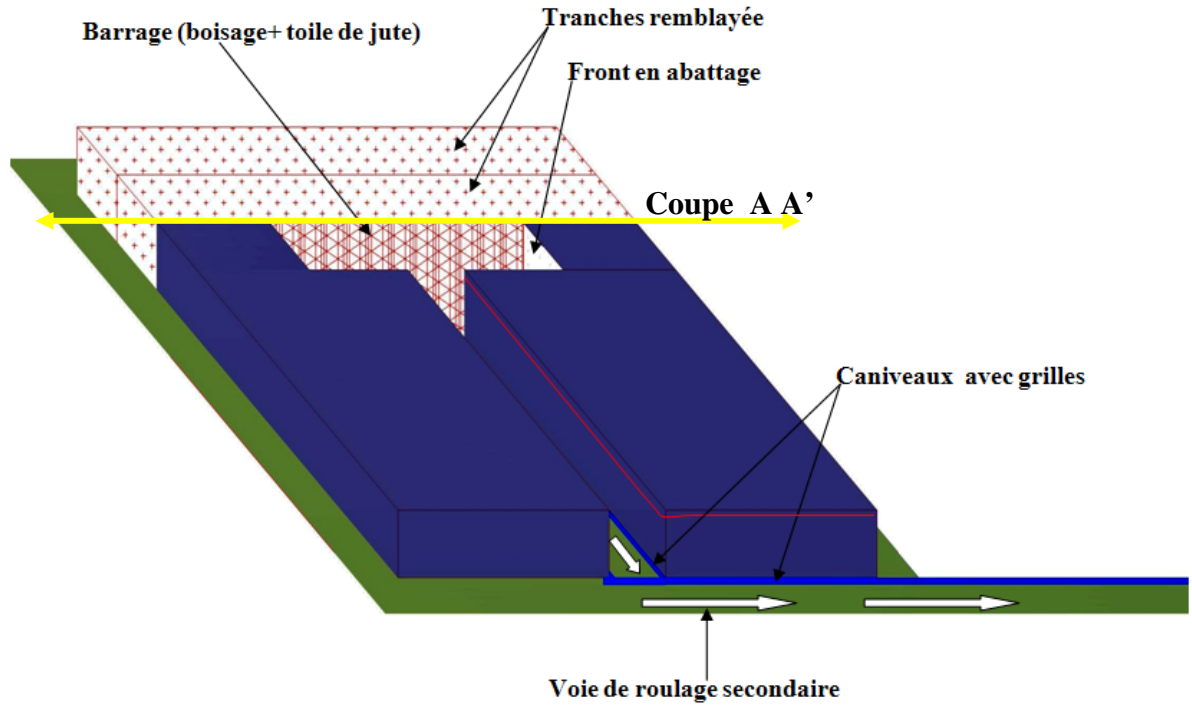


Figure V.1: Emplacement des caniveaux dans les galeries.

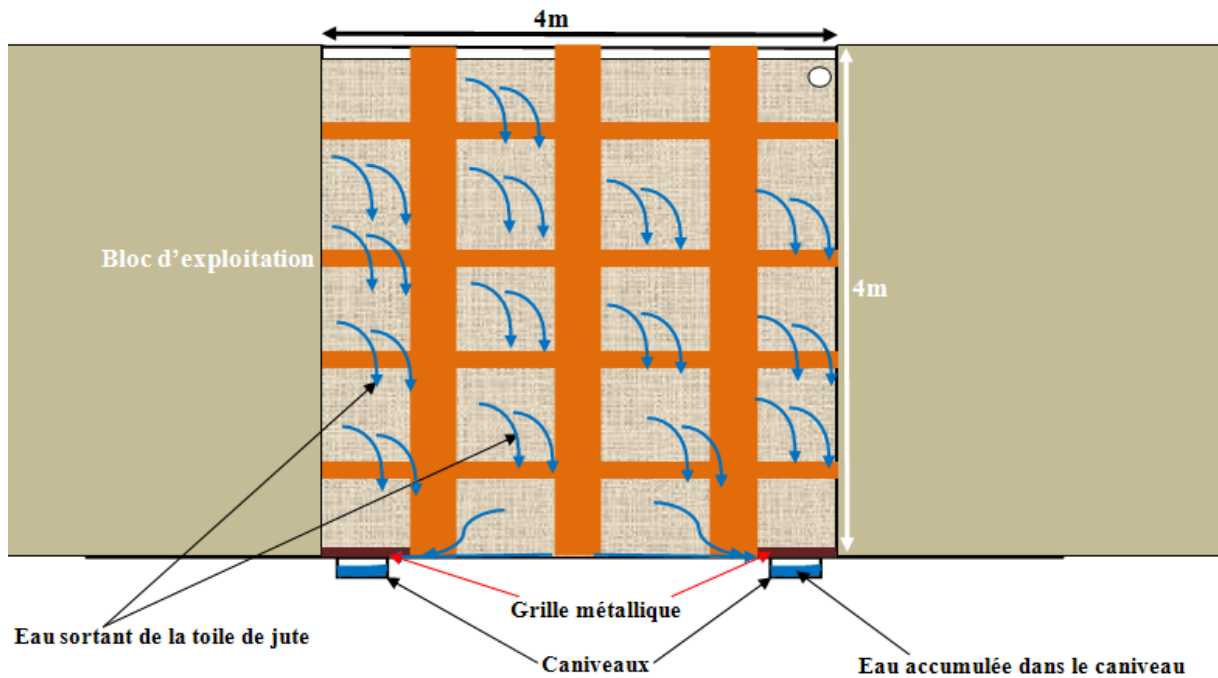


Figure V.2: Coupe A-A'.

I.3. Deuxième phase :

A l'entrée de chaque voie d'accès aux blocs il est creusé un collecteur. Tous les collecteurs sont alimentés entre eux par des pompes installées au niveau de chaque collecteur, tel que chaque pompe située dans un profil alimente le collecteur du profil supérieur, jusqu'à atteindre le puisard du puits installé au profil 10 (voir les schémas).

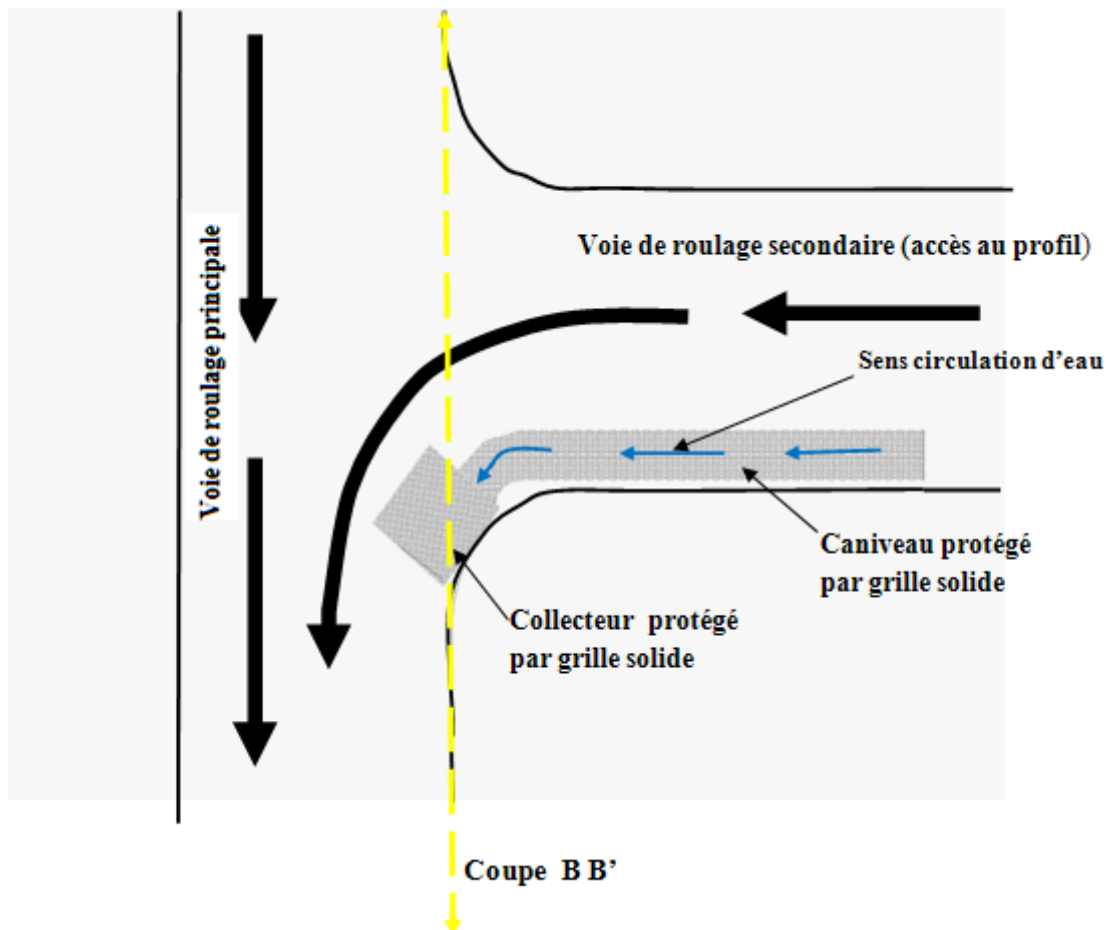


Figure V.3: Emplacement de collecteurs et caniveaux dans les galeries de roulage principal et secondaire [vue en plan].

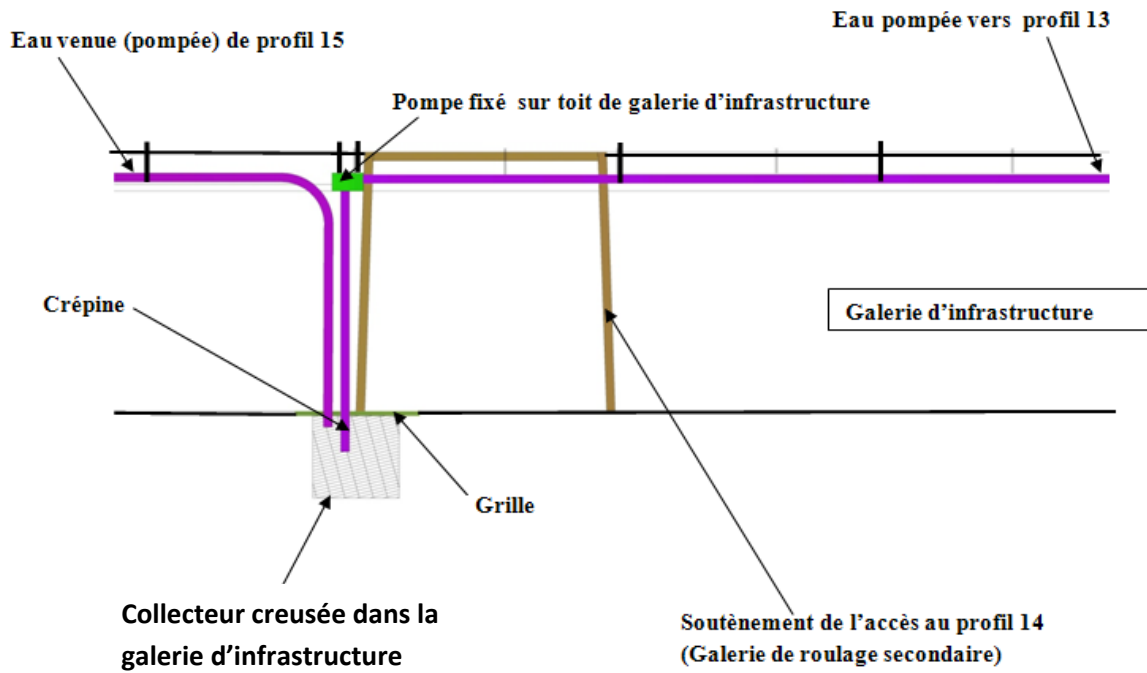


Figure V.4: Coupe détaillée du système d'évacuation d'eau en cascade par des pompes.

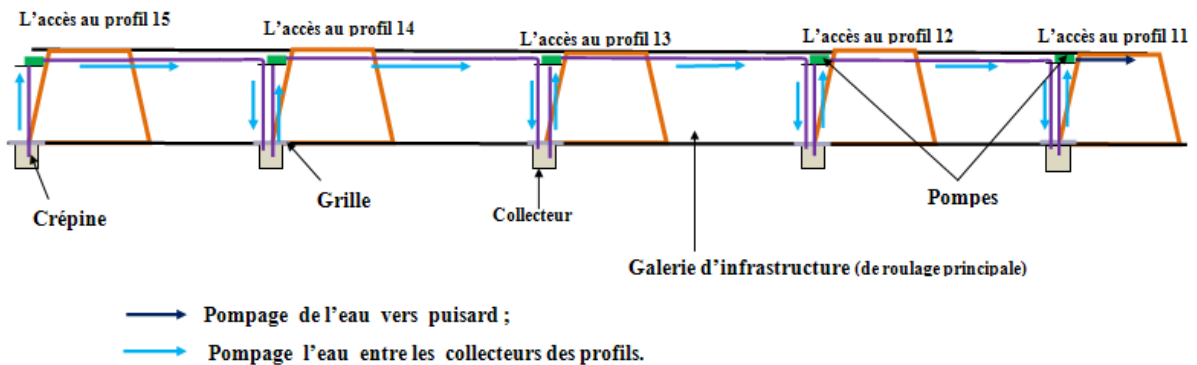


Figure V.5: Coupe longitudinale de la galerie de roulage principal [sans dimension].

I.4. Troisième phase :

Cette phase consiste à pomper l'eau qui s'accumule dans le puisard du puits de sortie d'air vers le réservoir de décantation se trouvant à 50 m de la surface du puits d'aérag.

Cette eau est stockée en vue de sa réutilisation dans la préparation de nouvelle lavée (eau+sable).

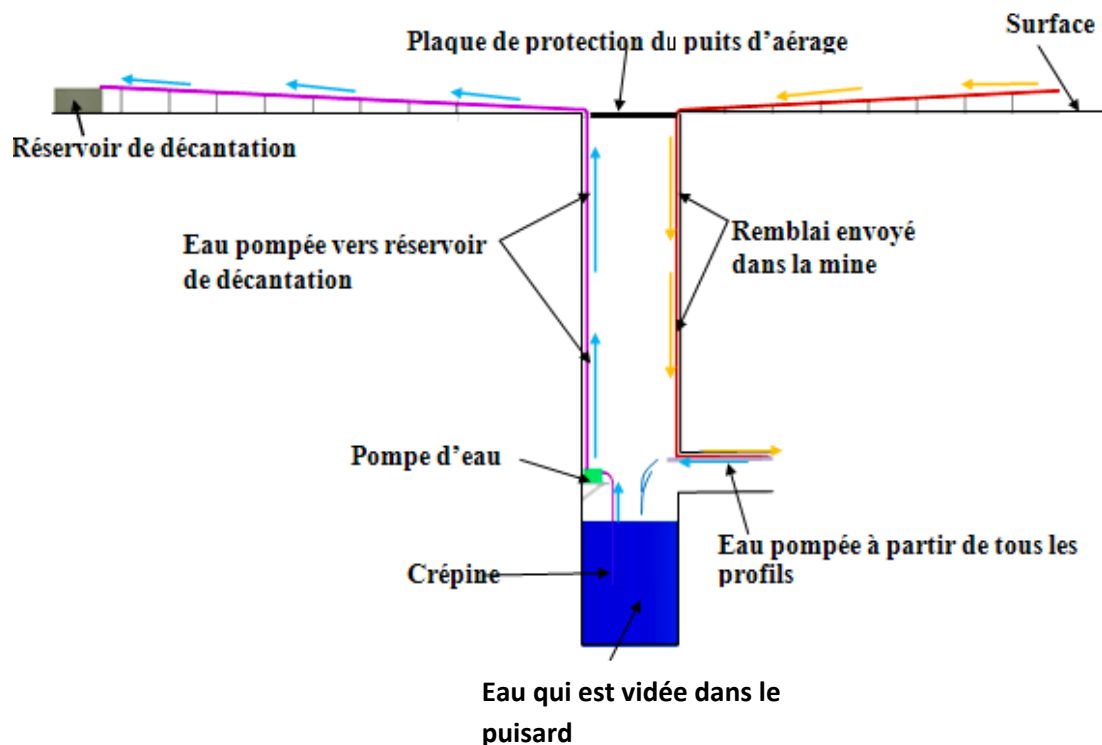


Figure V.6: Pompage de l'eau du puisard vers le réservoir de stockage en surface.

I.5. Conclusion:

Ainsi la première phase n'est utilisée que pendant le remblayage d'un bloc donné. Dès que le remblayage d'un bloc est totalement achevé la canalisation installée dans la voie d'accès au bloc est démontée et récupérée pour son usage dans un autre bloc. Par contre dans les deux autres phases le système d'exhaure sera fonctionnel jusqu'à l'exploitation des réserves. Les canalisations seront progressivement récupérées que lorsque les réserves du profil 15 seront exploitées, puis celles du profil 14, du profil 13, 12, 11 et 10.

Le système d'exhaure nécessitera l'acquisition de 7 pompes :

- 6 pompes de $40\text{m}^3/\text{h}$ situées au niveau des six collecteurs
- 01 pompe de $40\text{m}^3/\text{h}$ installée au puisard du puits.

II. L'AERAGE :

II.1. Généralité :

La ventilation des mines souterraines, ou aérage, 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 propre et l'évacuation d'un débit correspondant d'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, entre dans la mine par un ou plusieurs orifices, circule dans les chantiers et s'échappe à l'extérieur par des puits ou galeries de retour d'air.

Par atmosphère des travaux miniers, on veut désigner l'ensemble des paramètres qui forment le microclimat de la mine, Ces paramètres sont :

- ✚ La composition chimique de l'atmosphère de la mine ;
- ✚ La température de l'air ;
- ✚ L'humidité de l'air ;
- ✚ La poussière de la mine.

En d'autres termes ,l'aérage a pour but de maintenir dans 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.

Eléments	Normes
Oxygène	> 20 %
CO ₂	< 0,5 %
CO	< 0,0016 %
NO, NO ₂	< 0,001 %
H ₂ S	< 0,00066 %
SO ₂	< 0,00035 %
CH ₄	< 0,75 %
Température	< 26°C
Humidité	< 90 %
Vitesse de l'air	< de 3 à 6 m/s suivant les cas > de 0,15 à 0,25 m/s suivant les cas
Poussière (> 70 % SiO ₂)	< 1 mg/m ³
Poussière (10-70 % SiO ₂)	< 2 mg/ m ³
Poussière (< 10 % SiO ₂)	< 4 mg/ m ³
Poussière (sans SiO ₂)	< 10 mg/ m ³

Tableau V.1: Principales normes de l'atmosphère d'une mine souterraine.

II.2. Aéragé de la mine de Chaabet-El-Hamra:

a- Aéragé principal :

L'aéragé des travaux souterrains dans la mine de Chaabet-El-Hamra 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.



Figure V.7: Ventilateur Aspirant de Chaabet-El-Hamra (Type 1300 HDM).

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

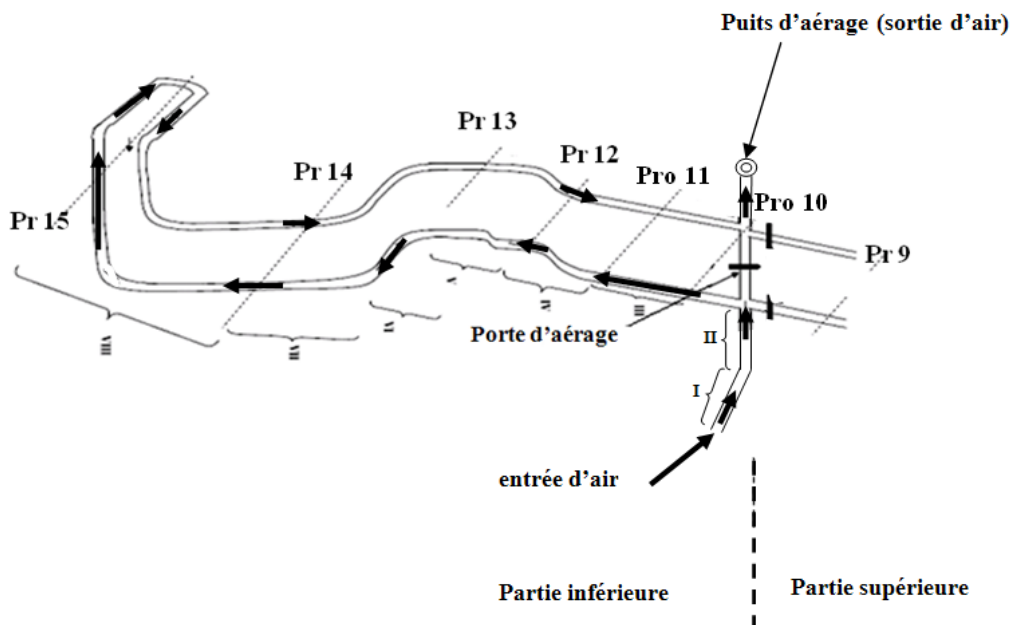


Figure V.8: Schéma de l'aérage principal de Chaabet-El-Hamra.

b- Aérage secondaire

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

Lors du creusement des galeries de roulage, 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°2.

Pour éviter le mélange de l'air frais avec de l'air vicié, on installe au milieu des galeries de jonction deux portes d'aérage.

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

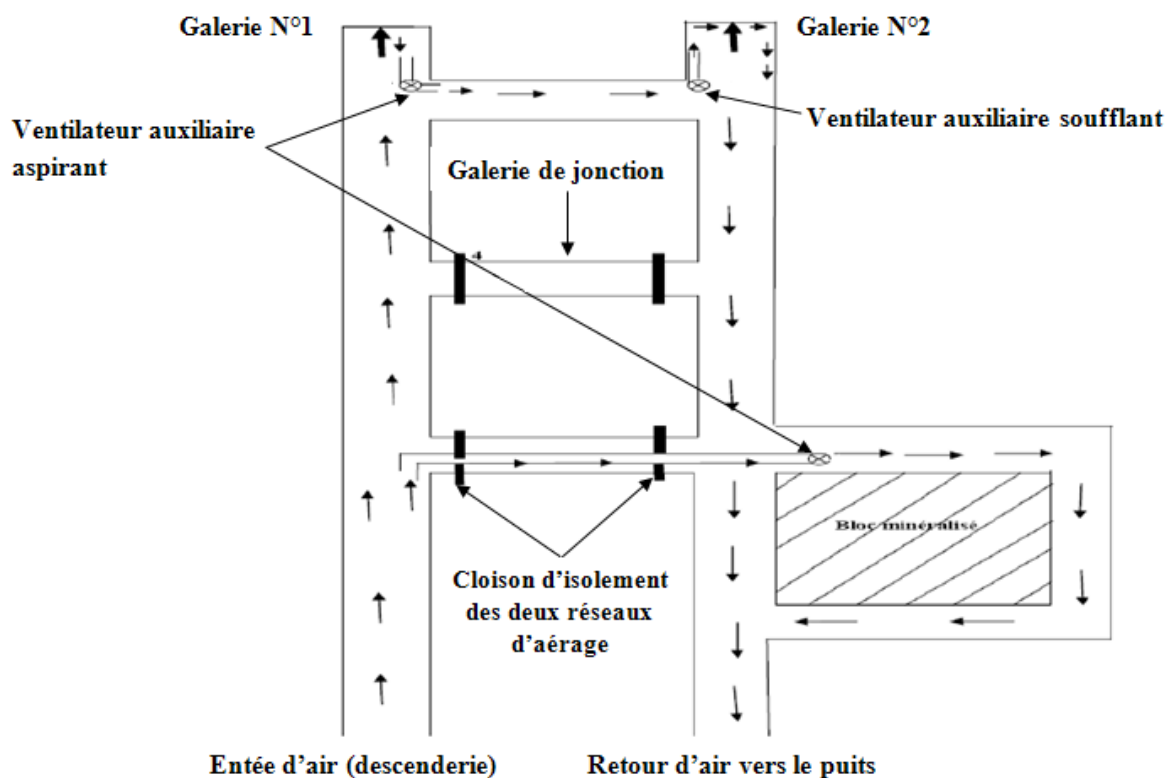


Figure V.9: Schéma de l'aérage secondaire de la mine de Chaabet-El-Hamra.

II.3. Débit d'air nécessaire :

On peut déterminer le débit d'air nécessaire pour la mine de Chaabat-El-Hamra par deux approches. L'approche la plus exigeante sera retenue.

a. 1^{ère} façon :

La vitesse de l'air dans les travers bancs doit être en moyenne de 4m/s .Pour assurer cette vitesse il est nécessaire de produire un débit de :

$$Q = V * S = 4 * (3 * 3) = 36 \text{ m}^3/\text{s}$$

Q : débit d'air m^3/s ;

V : vitesse de l'air m/s ;

S : section du Travers Bancs m^2 .

b. 2^{ème} façon :

La quantité d'air frais nécessaire à la mine est liée à deux facteurs dominants:

- le nombre d'ouvriers se trouvant au fond ;
- les engins diesel.

➤ Selon le nombre d'agents :

En tenant compte du débit réglementaire par homme qui est de $3 \text{ m}^3/\text{min}$ et en partant du principe que le poste le plus chargé est de 40 personnes le débit d'air minimum est de

$$Q_1 = q \times n \quad [\text{m}^3/\text{mn}]$$

q : quantité d'air frais nécessaire par homme ;

n : Nombre d'agents présents qui est 40 hommes.

$$Q_1 = 120 \text{ m}^3/\text{min} = 2 \text{ m}^3/\text{s}.$$

➤ Selon les engins diesel:

En tenant compte du débit d'air pour les équipements diesel ($0,05 \text{ m}^3/\text{s}/\text{KW}$) :

$$Q_2 = N \cdot g \quad [\text{m}^3/\text{s}]$$

Avec :

N : Le nombre total des engins diesel : (2 chargeurs de Puissance globale de **84KW** et 3 camions navette de Puissance totale de **78KW**) ;

g : La norme de consommation d'aéragé par un engin, pour 1 **KW**: $g = 0,05 \text{ m}^3/\text{s}$

$$Q_2 = (84 + 78) \times 0,05 = 8,1 \text{ m}^3/\text{s}$$

Alors le débit minimum est $Q=Q_1+Q_2$, et égale à **10,1m³/s**.

II.4. Dépression totale nécessaire:

La première approche ($Q=36 \text{ m}^3/\text{s}$) est la plus exigeante. Elle sera retenue dans le calcul d'aéragé.

La dépression **H** est définie comme la perte de pression entre deux points différents dans une mine, et peut s'exprimer par la relation fondamentale suivante :

$$H = RQ^2$$

Tel que :

H : la dépression en mm d'eau ;

R : la résistance des galeries et des collecteurs en kilomurgues ;

Q : le débit en m^3/s .

Sachant que la résistance totale des galeries **R** est donnée par l'équation suivante :

$$R = K \frac{P \times L}{S^3}$$

Avec:

K : coefficient fonction de l'état de la galerie (Bétonnée, boisée, non boisée) ;

P : périmètre puits m ;

L : longueur ou profondeur du puits m ;

S : section du puits m^2 .

II.5. Estimation de la résistance de la mine jusqu'au profil 15 :

Le tableau ci-après donne le résultat des calculs des différentes résistances du circuit. (**Figure V.2**)

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.s²/m⁴)	0.0010	0.0030	0.0100	0.0100	0.0100	0.0100	0.0150	0.0015
L (m)	163	289	100	80	118	74	142	117
p (m)	16	16	12	12	12	12	12	10.98
s (m²)	20,60	20,60	9	9	9	9	9	9.6
R (k murgue)	0,0003	0,0016	0,0165	0,0132	0,0194	0,0122	0,0351	0,0022

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

Le circuit d'aéragé représenté dans la **Figure V.8** précédente, sont tous connectés en série, donc la résistance globale de la mine sera la somme des résistances élémentaires des tronçons :

$$R_T = \sum_{n=I}^{n=VIII} R_n$$

$$R_T = 0,100 \text{ k murgue.}$$

Partant de ces résultats la dépression (H) totale nécessaire résultante est :

$$H = R \cdot Q^2$$

$$H = 0.100 \times (42)^2 = 129,6 \text{ mm d'eau.}$$

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 et d'exploitation jusqu'au profil 15.

Néanmoins pour les travaux en cul de sac et les travaux dans les blocs il est nécessaire de faire appel à une ventilation secondaire.

III. LE SOUTÈNEMENT :

III.1 Introduction :

Dans les mines souterraines, on distingue deux types de galeries :

- Les galeries qui forment l'ossature de la mine, donnant ainsi accès au gisement Ces galeries peuvent avoir une durée de vie de 20 à 50 ans et même 100 ans.
- Les galeries de chantiers qui accompagnent les tailles dans leur progression, c'est-à-dire elles ne servent qu'à l'exploitation des panneaux, Ces galeries ont une durée de vie d'une année ou deux ans ou 3 ans au maximum.

La détermination du soutènement constitue l'un des éléments essentiels du projet de L'exécution d'un ouvrage souterrain, il se répartie suivant 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 : soutènement rectangulaire, elliptique ;
- ✚ 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.

Parmi les types de soutènement les plus utilisés dans les mines souterraines :

III.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.

Le soutènement par boulons est réalisé à l'aide de boulons qui arment le terrain, ils peuvent s'associer ou non au béton projeté ; cela apporte aux parois de l'excavation une pression radiale rendant en quelque sorte le terrain apte à se soutenir lui-même. Le but du boulonnage est le contrôle du toit immédiat et non pas de la pression des terrains, et de renforcer la résistance de la roche autour de l'excavation.

Le boulonnage peut avoir différents objectifs :

- Accrocher un toit immédiat peu résistant à un banc supérieur solide autoportant, Les boulons doivent fournir au toit immédiat des points d'appui suffisamment rapprochés pour qu'il se maintienne sur cette portée réduite.
- 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.

Les boulons doivent être placés le plus tôt possible après l'abattage et le chargement du minerai, Il ne faut pas laisser à la roche le temps de fléchir et se fissurer, les trous sont disposés généralement sur ligne droite parallèle au front et perpendiculaire à l'axe de la galerie ou la chambre, les boulons utilisées en souterrain sont : les boulons à ancrage ponctuel et ceux à ancrage repartis.

Les boulons à ancrage ponctuel comportent une tige qui est tendue entre l'ancrage en fond de trous et la tête bloquée en parement, l'ancrage est couramment un ancrage à expansion constituée de deux demi-coquilles qui se bloquent aux terrains en s'écartant, la mise en tension de boulon est obtenue par serrage de l'écrou de tête.

Les avantages de ces boulons sont :

- Ils limitent l'écaillage dans les tunnels sous forte couverture.
- Ils assurent la stabilité des parements dans les massifs rocheux avec une direction de discontinuité privilégiés.

- Ils assurent également la sécurité du personnel contre les chutes de pierres.
- Il s'agit donc d'une utilisation très fréquente des boulons à ancrage ponctuel aux quels on associe un grillage de protection.

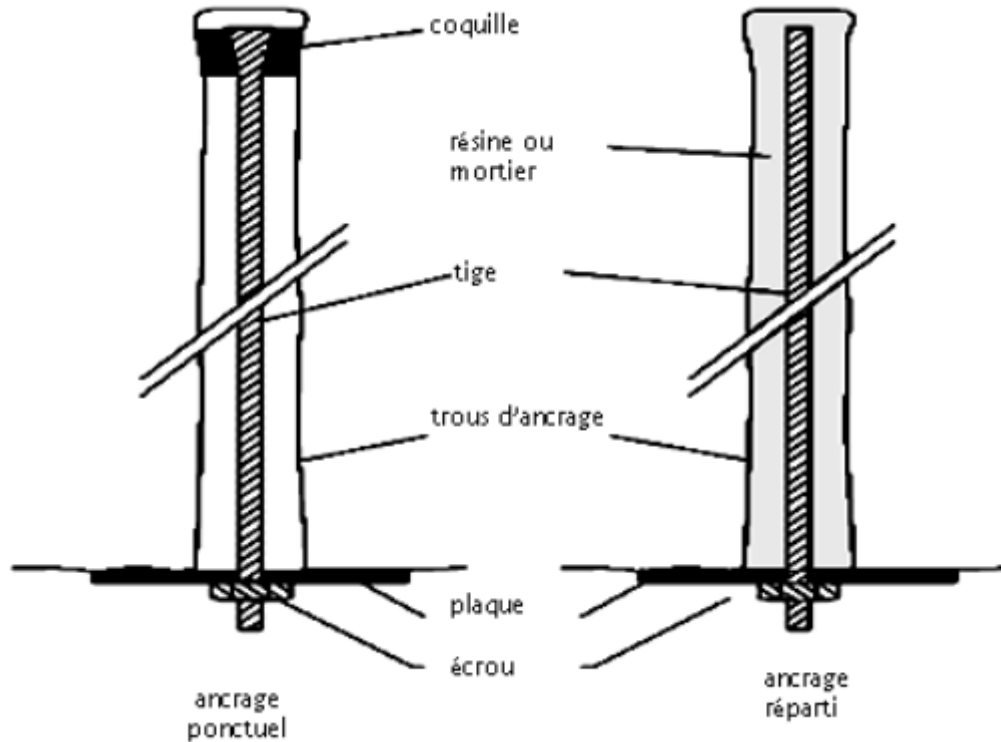


Figure V.10: Boulons à ancrage ponctuel et réparti.

Il convient de souligner que ce type de soutènement est utilisé quelquefois à Chaabet -El-Hamra dans les descenderies et Travers bancs traversant des bancs dolomitiques.

III.3. Les cintres métalliques:

Ils sont généralement utilisés comme cintres de soutènement ou de renforcement, 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.

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 transversale de l'excavation, ils peuvent être en profilés métalliques.

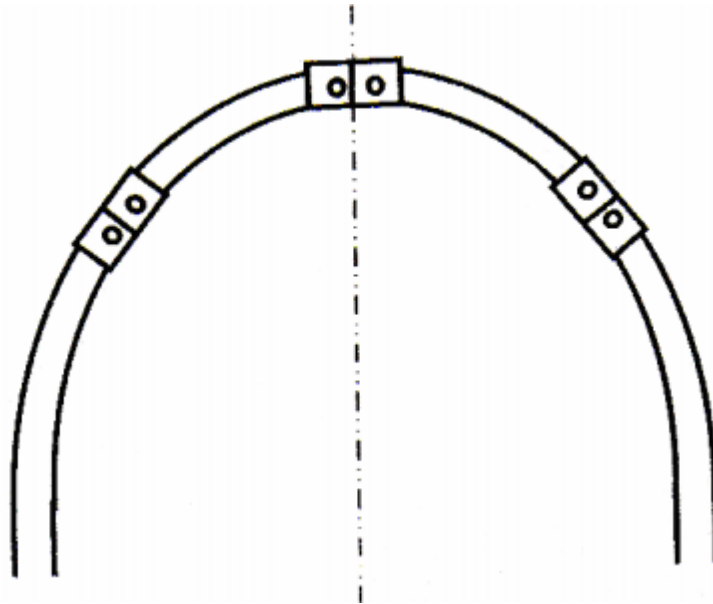


Figure V.11: Cintre métallique.

Il est indispensable de veiller à la qualité du blocage du cintre avec les terrains afin d'assurer une meilleure stabilité ; l'espacement entre les cintres est généralement entre 0,8 et 1,5 m selon la tenue du terrain et la capacité du cintre. Pour leur garnissage on utilise en général :

- Bouts de poutrelles, de cornière, de rails de réemploi..... etc.
- Des grilles constituées d'un ensemble de queues soudées.
- Des tôles perforées placées longitudinalement, formant ainsi un garnissage continu.
- Des plaques en béton armé, ce garnissage est incombustible.
- Des sacs remplis de déblais.

Parmi les cintres métalliques on distingue :

a. Les cintres légers :

Ils présentent une capacité de portance limitée. Leur faible poids rend leur mise en œuvre plus aisée qu'avec les cintres lourds.

Ils sont utilisés à titre provisoire de la protection du personnel et dans des cas spécifiques : dans les tunnels de petits diamètre (5 à 10 m) et en association avec les encrages et le béton projeté.

b. Les cintres métalliques lourds:

Chaque cintre se compose de plusieurs éléments, suivant la dimension de la galerie.

Cintre	Diamètre
HEB120	2,5 à 5 m
HEB140	4 à 8 m
HEB180	7 à 10 m
HEB220	9 à 12 m

Tableau V.3: Différents cintres lourd en fonction du diamètre de l'excavation.

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

III.4. Béton projeté:

Le béton projeté est un béton qui est mis en œuvre par refoulement dans une conduite, et projeté sur une paroi par un jet d'air comprimé, Il est de plus en plus utilisé comme soutènement ou comme revêtement pour la construction des ouvrages souterrains.

La mise en œuvre du béton projeté se fait par deux grandes techniques de projection soit par voie sèche ou par voie humide.

a- Projection par voie sèche :

Le mélange constitué de ciments, d'agrégats et d'adjuvants en poudre est homogénéisé dans un malaxeur, puis transporté très rapidement dans un courant d'air comprimé, en passant dans la buse de sortie.

L'eau est incorporée au mélange et le béton est projeté à grande vitesse sur la surface d'application.

Les principaux avantages de ce procédé sont :

- Vitesse de projection élevée, ce qui permet une bonne adhérence ;
- Seule la quantité d'eau nécessaire pour l'hydratation du ciment est ajoutée à la sortie de la buse, le rapport eau/ ciment reste faible, ce qui limite le retrait du béton.

Les inconvénients de ce procédé sont :

- Les rebondissements et les pertes qui sont très importantes (25 à 40 % du mélange) ;
- La projection des poussières.

b- Projection par voie humide :

Le mélange eau agrégats ciment est gâché suivant les procédés traditionnels, puis transporté dans la conduite, La propulsion du mélange mouillé est assuré par l'air comprimé (flux dilué), ou par l'action d'une pompe à béton (flux dense).

Les principaux avantages de ce procédé sont :

- Une faible pollution (peu de poussières).
- Réduction des rebondissements.
- Le dosage en eau est plus précis.

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.5. Soutènement en bois :

Les cadres en bois sont rarement utilisés à cause de leur mauvaise conservation en atmosphère humide, des difficultés de leur mise en œuvre et de la nécessité d'emploi d'une main d'œuvre qualifiée. Certains pays tel que la Belgique, interdisent l'emploi du bois dans les galeries, car il peut faciliter la propagation rapide d'un incendie dans les travaux miniers. Les cadres en bois présentent cependant l'avantage de s'adapter aisément aux différents types de section. Ils se prêtent bien au soutènement des terrains instables car leur pose peut suivre immédiatement chacune des phases de creusement, c'est pourquoi ils peuvent être indiqué dans le cas :

- Des galeries de reconnaissance.
- Des ouvrages de section irrégulière ou à longueur variable.

- De renforcement provisoire d'ouvrages existants.

Dans les galeries de faible section, on utilise en général des cadres rectangulaires ou trapézoïdaux constitués de deux montants et d'un chapeau.

IV. L'ECLAIRAGE :

Un bon éclairage des travaux souterrains renforce la sécurité, augmente le rendement et améliore les conditions de séparation du stérile du minerai.

L'éclairage le plus répandu dans les mines souterraines est celui obtenu par des lampes portatives à accumulateurs, tandis que les lampes à essence sont utilisées comme indicateurs de l'oxygène et du gaz carbonique.

IV.1. Eclairage fixe:

L'éclairage des mines souterraines se fait par des hublots branchés sur le réseau, les travaux souterrains qui doivent être éclairés sont les suivants :

- Les recettes ;
- Les salles des machines électriques, les ateliers de réparation, les garages des locotracteurs, les infirmeries et les dépôts d'explosif ;
- Les tailles d'abattage et de traçage ;
- Les galeries de roulage par locotracteurs électriques et de transport par convoyeurs ;
- Les passages pour le personnel.

Les hublots utilisent des ampoules de 60 à 100 watts et selon la nature des travaux souterrains ils sont séparés l'un de l'autre comme suit :

- Dans les tailles d'abattage et de traçage entre 4 et 6 m ;
- Dans les voies de roulages entre 6 à 10 m ;
- Dans tous les autres cas de roulage mécanisé de 12 à 20 m ;
- Dans les recettes 2 à 3 m ;
- Les salles de 2 à 3 m ;

- Toutes les autres galeries de la recette servant au roulage de 4 à 6 m.

Pour l'éclairage souterrain il est interdit d'utiliser un courant au-dessus de 127 V, on peut utiliser dans les recettes et les salles un courant de 220 V à conditions que les hublots soient suspendus à une hauteur de 2,5 m.

Les hublots sont constitués essentiellement d'un corps métallique, d'un globe de protection en verre et d'une grille protectrice fixée sur une bague réunie par un dispositif spécial au corps du hublot, Entre le corps et le verre se trouve un joint en caoutchouc, le globe est serré contre le corps au moyen d'une vis située à la partie inférieure de la grille, le hublot est suspendu par un crochet.

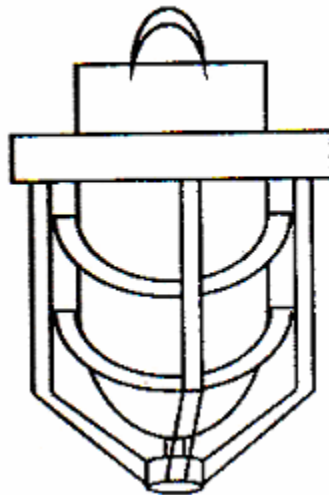


Figure V.12: Hublot.

IV.2. Eclairage avec lampes portatives :

Il se fait par des lampes à accumulateur au chapeau. La lampe est munie de crochets afin d'être fixée au casque, et reliée à une batterie grâce à un câble souple ; la batterie comporte des crochets afin que le mineur puisse la porter à la ceinture, après chaque fin de poste de travail la batterie doit être rechargée.

V. HYGIENE ET SECURITE :

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 , 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 sécuritaires 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 et surtout au moment du remblayage.

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.

CHAPITRE VI

Les impacts de la méthode d'exploitation proposée

I. LES IMPACTS ATTENDUS DE LA METHODE D'EXPLOITATION PROPOSEE :**I.1. Impact positif :****I.1.1. Paramètres Techniques :**

Les avantages de cette méthode sont :

- *D'augmenter les réserves exploitables* : l'utilisation du remblayage hydraulique donne un gain des réserves exploitables de **36 000 T** ; le tonnage de concentrée de zinc est de :

$$\frac{36\,000 \times 5,16\% \times 0,83}{0,52} \approx 3\,037 \text{ Tc}$$

Avec :

- 5,16% : Teneur Zn dans le Tout venant;
 - 83% : taux de récupération de la laverie de Kherzat Yousef ;
 - 52% : Teneur du concentré de Zn ;
 - Tc : tonne de concentré métal.
- *Assurer la stabilité de la surface et éviter le risque d'affaissement* : du fait que le remblai mis en place hydrauliquement à pour effet de combler 85% des chambres exploitées.

I.1.2. Paramètres financiers :

Le paramètre majeur de cette méthode d'exploitation est la valeur de la production de concentré supplémentaire.

Sur la base du Prix de vente de la tonne de concentré (57500DA) au cours métal actuel 2500\$/T, la valeur de la production supplémentaire est de :

$$3\,037 \times 57\,500 = 174,63\text{MDA (gain en concentré)}$$

*MDA : million de dinars algérien.

I.2. Les impacts négatifs:

Ils sont caractérisés par les charges supplémentaires qui sont induits par cette méthode.

I.2.1. Paramètres Techniques :

- a. **Effectifs :** C'est une méthode qui demande un effectif supplémentaire (30 agents) dans les qualifications suivantes : boiseur et pompiste, tuyauteur, préparateur de la lavée. Le tableau ci-après donne la décomposition par qualification :

Effectifs	Nombres
Surveillant de remblayage	1
Préparateur pulpe en surface (remblayeur)	6
Tuyauteur	5
Pompiste	6
Boiseur	12
Total	30

Tableau VI.1: Répartition de l'effectif supplémentaire

- b. **Nécessité d'un investissement complémentaire composé de :**

1- Equipement :

- *Camion* : (01) camion de 18m³ pour le transport de sable.
- *Pompes* : (07) pompes de 40m³/h.

2- Gros consommable :

- *Tuyauteries* : on distingue deux types en fonction de leur utilisation :
 - Canalisation principale de remblayage avec une longueur de 936m. La canalisation de diamètre 140mm sera en PVC.
 - Pompage de l'eau d'exhaure : Une canalisation de 1160m sera nécessaire pour le renvoi de l'eau d'exhaure vers le bassin de récupération.

- **Bois** : Nécessité de disposer de cadres de soutènement et des planches. Ils sont repartis comme suit :
 - des cadres de soutènement en bois de 4m de long sont placés et espacés de 1.2m les uns des autres ; la longueur totale du bois dans une recoupe de 30m de longueur sur un seul niveau (4m) est de : $\frac{30 \times 4}{1.2} = 100\text{m}$ du bois ; ce qui donne une consommation de 0.07m/T Tout venant.
 - Mise en place de planchers de 20 cm de largeur sur les cadres avec un espacement de 10cm ; Dans une recoupe de 30m de longueur sur un seul niveau (4m) on utilise 14 planches sur une longueur de tranche de $14 \times 1.2 = 18\text{m}$ de planches ; ce qui donne une consommation par tonne extraite de 0.30m/T.
- **Toile de jute** : Elle est installée sur les planches. La consommation est estimée à 0.08m² /tonne.
- **Divers** : grilles de protection des caniveaux, des collecteurs.
- **Acquisition de sable (0-3mm)** : La méthode nous impose de disposer d'un volume global sur toute la période d'activité (11ans) de 247300m³ de sable Cette quantité nécessite un transport journalier (102T) de la Carrière Ain El-Hadjer- ENOF- située à 15 Km de Chaabat- El -Hamra.

c. Travaux d'infrastructure supplémentaire :

- **Des galeries** complémentaires (2,5 m×2,5 m) sont creusées dans le stérile à partir de la galerie principale pour permettre le passage des tuyaux de remblayage ; ils sont estimée à 260 m ;
- **Réalisation d'un bassin** de récupération des eaux de remblayage (exhaure) de volume 1800m³ (25m×25m x3 m). Ce volume nous permet de stocker une

quantité d'eau suffisante pour remblayer une recoupe de 10m de hauteur. Ce bassin sera conçu en béton armé, à 50m du puits d'aéragé.

I.2.2. Paramètres financiers :

Les coûts de ces paramètres techniques sont repartis comme suit :

Les paramètres	consom mation	coût unitaire (DA)	coût global (DA)	Durée d'amortisse ment	coût annuelle (DA)
Effectifs	30	350000	10500000	-	10500000
Camion	1	9 000000	9000000	5ans	1800000
Pompes	7	1 500000	10500000	5 ans	2100000
Tuyauteries (m)	2000	100	200000	10ans	20000
cadres (m/T)	0,85	700	595	-	595
planchers (m/T)	3,64	110	400,4	-	400,4
Toile de jute (m/T)	0,97	50	48,5	-	48,5
sable (0-3mm)	35000	500	17500000	-	17500000
travaux d'infrastructures (m)	260	40000	10400000	3 ans	10400000
bassin (m²)	925	4000	3700000	10ans	370000

Tableau VI.2: Répartition des paramètres financiers supplémentaires.

* Méthode actuelle: la méthode d'exploitation par chambres et piliers ;

* Nouvelle méthode: la méthode d'exploitation par chambres remblayées.

Années	An1	An2	An3	An4	An5	An6	An7	An8	An9	An10	An11
tonnage concentré (Tc)	1955 T	4894 T	5106 T	6670 T	6168 T	5955 T	5788 T	5721 T	4715 T	6011 T	7868 T
les paramètres	coût annuel(DA)										
Effectifs (30)	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000	10500000
Amortissement											
Camion (1)	1800000	1800000	1800000	1800000	1800000	0	0	0	0	0	0
Pompes (7)	2100000	2100000	2100000	2100000	2100000	0	0	0	0	0	0
Tuyauteries (m)	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	0
travaux d'infrastructure	3 466 667	3 466 667	3 466 667	0	0	0	0	0	0	0	0
Bassin (m)	370000	370000	370000	370000	370000	370000	370000	370000	0	0	0
Total d'amortissement	7756667	7756667	7756667	4290000	4290000	390000	390000	390000	20000	20000	0
Bois (cadres) (m/Tc)	1 163 397	2 911 816	3 038 127	3 968 845	3 669 685	3 543 374	3 443 654	3 403 766	2 805 448	3 576 614	4 681 282
Bois (planches) (m/Tc)	782 898	1 959 481	2 044 481	2 670 799	2 469 482	2 384 482	2 317 377	2 290 534	1 887 901	2 406 851	3 150 227
Toile de jute (m ² /Tc)	94 831	237 350	247 646	323 511	299 126	288 830	280 701	277 450	228 679	291 539	381 583
sable (0-3mm) (T/ans)	8 750 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	17 500 000	19 224 500
TOTAL	29047792	40865313	41086920	39253154	38728293	34606685	34431 732	34361750	33312029	34665003	37937593
Prix de revient actuel	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000	30 000
Coût sup DA/ Tc	14 856	8 350	8 047	5 885	6 279	5 811	5 949	6 007	7 065	5 767	4 822
prix de revient nouvelle méthode	44 856	38 350	38 047	35 885	36 279	35 811	35 949	36 007	37 065	35 767	34 822
prix de vente	57500	57500	57500	57500	57500	57500	57500	57500	57500	57500	57500
Gain brut cumulé Méthode actuelle	1 598 822 500										
Gain brut annuel méthode nouvelle	24722640	93714399	99330724	144180836	130879014	129162690	124728749	122955173	96351529	130640670	178424173
gain brut cumulé Nouvelle méthode	1 275 090 596										

Tableau VI.3: Tableau récapitulatif du Prix de revient et des gains attendus.

II. Comparaison entre la méthode d'exploitation par chambres et piliers et la méthode d'exploitation par chambres remblayées :

Sur la base d'une étude économique « ENOF/Générale des mines » le gain brut attendu avec la méthode actuelle (chambres et piliers) est illustré dans le tableau ci-après :

Méthode actuelle	
tonnage tout-venant (T)	70 5900
tonnages concentré (T)	58 139
Prix de revient d'une tonne de concentré (DA)	30 000
Prix de vente d'une tonne de concentré (DA)	57 500
Gain (DA)	1 598 822 500

Tableau VI.4: Gain d'exploitation par la méthode chambres et piliers.

Par contre le gain attendu par la méthode nouvelle (**chambres remblayées**) est de :

Méthode proposée	
tonnage tout-venant (T)	741900
tonnages concentré (T)	61 104
Prix de revient d'une tonne de concentré (DA)	37 167
Prix de vente d'une tonne de concentré (DA)	57 500
Gain (DA)	1 242 422 368

Tableau VI.5: Gain brut d'exploitation par la méthode avec remblayage.

Ainsi le gain prévisionnel par la méthode avec remblayage hydraulique (**1 242,5 MDA**) est inférieur au gain brut prévisionnel avec la méthode chambres et piliers (**1 599 MDA**).

Une amélioration du gain brut dans la méthode par remblayage peut être obtenue en utilisant les rejets de laverie sans toutefois dépasser le gain brut prévisionnel par la méthode chambres et piliers. De toutes les manières ce cas est à éliminer du fait de la toxicité des rejets et la contamination des eaux de la nappe.

Méthode proposée sans sable	
tonnage tout-venant (T)	741900
tonnages concentré (T)	61104
Prix de revient d'une tonne de concentré (DA)	57500
Prix de vente d'une tonne de concentré (DA)	33 983
Gain DA	1 436 993 661

Tableau VI.6: Gain d'exploitation par la méthode avec remblayage avec les rejets de traitement.

CONCLUSION GENERALE

CONCLUSION GENERALE

Le sujet présenté traite de la conception d'une méthode d'exploitation par remblayage hydraulique 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 récoltées au cours de notre séjour à la mine qui ont concerné l'exploitation de la partie supérieure nous ont permis de concevoir l'exploitation de la partie inférieure avec les particularités suivantes:

- le problème hydrogéologique ;
- une zone minéralisée beaucoup plus profonde que la partie supérieure exploitée ;
- Et la particularité de l'usage du remblayage hydraulique, pratique non utilisée en Algérie.

Il convient de souligner que la documentation relative à la pratique du remblayage hydraulique est faible. Toutefois nous avons essayé dans la mesure du possible de traiter les principales étapes de la conception du projet d'une exploitation souterraine avec remblayage hydraulique 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'aérage, soutènement, l'hygiène et la sécurité,... ;
- les différents impacts techniques ainsi qu'une détermination de la marge brute de la méthode par tranche remblayée hydrauliquement.

Nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- sur le plan hydrogéologique, les essais de pompage menés par l'ENOF ont abouti à un délai de rabattement de 26 mois jusqu'à 30m en dessous de la couche minéralisée au profil 15.

-
- Sur le plan des réserves d'exploitation, la méthode par remblayage hydraulique augmentera les réserves exploitables officielles de 36 000 T par rapport à la méthode des chambres et piliers sur la base d'un taux de perte (5%) au lieu de 10%.
 - Cette augmentation des réserves a pour effet de prolonger faiblement la durée de vie de la mine de 6 mois.
 - La méthode avec remblayage hydraulique nécessitera :
 - un effectif supplémentaire de 30 agents ;
 - des travaux d'infrastructures (voie de passage des conduites) ;
 - et des équipements supplémentaires (pompes, camion, tuyauterie, mais aussi des charges financières au niveau l'effectif et d'équipement ;
 - des gros consommables (sable de carrière, toile de jute, planches et cadres en bois).
 - L'esquisse de détermination du Prix de revient de la méthode d'exploitation par tranche remblayée hydrauliquement a abouti à un gain brut positif de l'activité mais toutefois inférieure au gain brut (356 MDA) obtenue par la méthode des chambres et piliers même dans le cas où le sable est remplacé par les rejets de traitements.

Suite aux résultats évoqués ci-dessus, il est donc recommandé de poursuivre l'exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaabet -El-Hamra par la méthode des chambres et piliers.

BIBIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

- [1] : VIDAL .V, « **l'exploitation de mine** », DUNOD Editeur 1962, Paris.
- [2] : BOKY, « **exploitation des mines**»,1968. Edition Mir.
- [3] : TINCELIN .E, « **les méthodes d'exploitation en mines souterraines**».
<http://www.Cnum.Cnam.fr/DET/8XAE575.3.html>
- [4]: Tony Grice «**Underground Mining with Backfill**» L19/114 William Street, Melbourne, VIC 3000, 2004. tgrice@ausmin.com.au
- [5]: BELEM Tikou1, BENZAAZOUA Mostafa, «**utilisation du remblai en pate comme support de terrain. Partie I : de sa fabrication a sa mise en place sous terre** » Après-mines 2003, 5-7 Février 2003, Nancy.
- [6]: «**Rock Mechanics for underground mining** » troisième édition B. H. G. Brady et E. T. Brown, Éditeurs d'universitaire de kluwer : NEW YORK, BOSTON, DORDRECHT, LONDON, MOSCOW. [Created in the United States of America](#)
- Visit Springer's eBookstore at: <http://ebooks.springerlink.com>
The Springer Global Website Online at: <http://www.springeronline.com>.
- [7]: Mostafa Benzaazoua, Denis Bois, Tikou Belem1, Paul Gauthier, Serge Ouellet, Mamadou Fall, Jean-François St-Onge «**Remblais souterrains, évolution des connaissances et de la pratique** » UQAT-URSTM, Rouyn-Noranda, Québec - Falconbridge, Sudbury, Ontario -Agnico-Eagle – mine Laronde, Cadillac, Québec.
- [8] : Hasbllaoui Mustapha, « **Elargissement des fronts d'abatage Nouvelle méthode d'exploitation des amas** », Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Polytechnique, Alger, 1968.
- [9] : Ait Kaid Yassine «**Etude économique de l'Exploitation de la partie inférieure du gisement de Zn de Chaabet -El-Hamra et sensibilité des paramètres production, teneur, tout venant, cours métal et investissement** » Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Polytechnique, Alger, 2009.
- [10] : KHENNICHE Mouloud «**Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de zinc de Chaabet-El-Hamra (Ain-Azel- Sétif)**» Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Polytechnique, Alger, 2009.

[11] : KHENNICHE Mouloud «**Méthodologie d'analyse de la stabilité des piliers d'une mine exploitée par chambres et piliers. (Cas de la mine de Chaabet -EL- Hamra)** » Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Polytechnique, Alger, 2009.

[12] : MELLOUL .Dadda «**Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de zinc de Chaabet-El-Hamra (Ain-Azel- Sétif)**» Mémoire de fin d'études, Ecole Nationale Polytechnique, Alger, 2009.

[13] : REZIGAT Noredine, IMCHAL Karim «**Contribution à l'étude des problèmes environnementaux et de sécurité sur l'exemple de la mine souterraine de Chaabet -El-Hamra (Ain Azel, Wilaya de Sétif)**», Mémoire de fin d'études de université Ferhat Abbas-Sétif, juin, 2008.

[14] : Générale des mines "Bureau d'étude", «**Exploitation de la partie inférieure de Chaabet-El-Hamra** », juillet 2011.

[15] : ENOF «**Projet de développement de la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra situé sous le niveau hydrodynamique (Profil 10 – Profil 15)** », 2003.

[16] : ENOF «**Projet d'exploitation des réserves de la zone inférieure Profil 10– Profil 15**», Octobre 2004.

[17] : ENOF «**Eau du gisement de Chaabet El-Hamra. Dossier Hydrogéologique**».

[18] : ENOF (Mai 2006), «**Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra Profil 10 – Profil 15**», 2006.

[19] Site web :

« www.mines.inpl-nancy.fr/leago/roches.html ».

« www.Miningandconstruction.com ».

« www.solem.ch/tunnel/didacticiel/soutènement.htm ».