

9/90

MEC

وزارة التعليم العالي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **GENIE MINIER**

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Récupération des piliers
de la mine d'EL-ABED*

Proposé par :
Mr. A. BOTEV

Etudié par :
Mr. A. MIRDUANE

Dirigé par :
Mr. A. BOTEV

PROMOTION : *Juin 90*

وزارة التعليم العالي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR



ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **GENIE MINIER**

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

Récupération des piliers
de la mine d'EL-ABED

Proposé par :

Mr.A.BOTEV

Etudié par :

Mr.A.MIROUANE

Dirigé par :

Mr.A.BOTEV

PROMOTION : Juin 90

DEDICACES

A mes chers parents

A mes frères et soeur

A ceux qui me sont chers

A tous ceux qui croient et qui craignent Dieu

Au Front Islamique du Salut (F.I.S.)

Je dédie ce mémoire

REMERCIEMENTS

Je remercie mon promoteur Monsieur A. BOTEV pour le précieux concours qu'il m'a apporté pour que ce travail voit le jour.

Je remercie les membres du jury qui ont accepté d'examiner ce modeste travail.

Je remercie également Mr. D. BOUCHERBA directeur du complexe minier, son secrétaire BELKACEM et les habitants d'El-Abed pour leur aimable accueil.

Que chacun trouve ici le témoignage de mon estime et ma profonde gratitude.

MEMBRES DU JURY

Mr. A. WENDA	Président
Mr. A. BOTEV	Rapporteur
Mr. M. AGUID BACHAR	Examineur
Mr. A. AIT YAHIATENE	Examineur
Mr. J. KUDELKO	Examineur

SOMMAIRE

INTRODUCTION	1
CHAPITRE I: GENERALITES	2
I.1. SITUATION GEOGRAPHIQUE	2
I.2. HISTORIQUE	2
CHAPITRE II: GEOLOGIE	5
II.1. CADRE GEOLOGIQUE DE LA REGION	5
II.2. GEOLOGIE DU GISEMENT	5
II.2.1. <i>Stratigraphie</i>	6
II.2.2. <i>Tectonique</i>	12
II.2.3. <i>Morphologie du gisement et type de minéralisation</i>	13
II.2.4. <i>Genèse</i>	13
II.2.5. <i>Paragenèse</i>	14
II.3. CARACTERISTIQUES HYDROGEOLOGIQUES	14
CHAPITRE III: METHODES D'EXPLOITATION ACTUELLE	16
III.1. CONDITION DU GISEMENT	16
III.2. L'OSSATURE ET LES GRANDES VOIES DE ROULAGE	16
III.3. DECOUPAGE DU GISEMENT ET OSSATURE	18
III.4. METHODE D'EXPLOITATION ET ORGANISATION DU TRAVAIL	18
III.4.1. <i>Méthode d'exploitation</i>	18
III.4.2. <i>Organisation du travail</i>	21
III.5. GEOTECHNIQUE	28
III.5.1. <i>Type de minerai</i>	28
III.5.2. <i>Pression des terrains</i>	29
III.5.3. <i>Nature des épontes et des parois</i>	30
III.5.3.1. <i>Condition du mur immédiat</i>	30

III.5.3.2. Condition du toit des parois	30
CHAPITRE IV: TRAITEMENT DU MINERAL	32
CHAPITRE V: AERAGE	34
CHAPITRE VI: METHODES D'EXPLOITATION ENVISAGES POUR LA RECUPERATION DES PILIERS	35
VI.1. METHODE D'EXPLOITATION PAR TRACAGE ET DEPILAGE	35
VI.1.1. <i>Description des différents stades de l'exploitation</i>	35
VI.1.2. <i>Calcul du prix de revient de la méthode par traçage et dépilage</i>	40
VI.2. CREUSEMENT D'UNE INFRASTRUCTURE DANS LE MUR ET ACCES AUX PILIERS PAR CHEMINEES	42
VI.2.1. <i>Description de la méthode</i>	42
VI.2.2. <i>Calcul du prix de revient quartier pour la méthode de soutirage par cheminées</i>	45
VI.3. CHAMBRES VIDES ET PILIERS EN BETON	47
VI.3.1. <i>Principe de la méthode</i>	47
VI.3.2. <i>Dimensionnement des piliers et des chambres</i>	50
VI.3.3 <i>Préparation du béton</i>	51
VI.3.4. <i>Calcul du prix de revient technique de la méthode des piliers en béton</i>	54
CONCLUSION	59

INTRODUCTION



La présente étude traite des possibilités de récupération des piliers dans les mines exploitées par la méthode des "petits piliers abandonnés". A cet égard, elle se situe dans le cadre d'un problème plus général: celui de la valorisation des ressources naturelles.

En effet, la méthode des "petits piliers", d'utilisation courante dans les gisements en plateaux, s'avère indispensable quand il faut éviter les dégâts de surface ou d'importantes venues d'eau au fond de la mine. Elle présente en outre l'avantage de permettre une mécanisation très poussée, ce qui aboutit à des rendements très élevés. En revanche, elle conduit l'exploitant à laisser sur place, sous forme de piliers, entre 20 et 50% du gisement suivant le taux de défrètement pratiqué, ce qui constitue une part non négligeable du gisement. Doit-on dès lors considérer ces piliers comme définitivement perdus?

Afin de donner une réponse à cette question nous nous sommes penchés sur un cas réel: celui de la mine d'El-Abed. Nous l'avons utilisé comme support concret à notre raisonnement qui reste transposable à d'autres mines exploitées par des méthodes analogues.

Nous avons envisagé trois méthodes de récupération mettant en oeuvre des procédés "classiques" (traçage et défilage, soutirage des piliers et piliers de béton), puis nous avons fait une comparaison économique de ces méthodes.

CHAPITRE I

GENERALITES

I.1. SITUATION GEOGRAPHIQUE

Le gisement polymétallique d'El-Abed se situe à l'extrême Nord-Ouest de l'Algérie, à cheval sur la frontière marocaine, à 42 Km au Sud de Maghnia et à 94 Km au Sud-Est de Tlemcen (Cf. figure 1). Il représente la partie orientale d'un des plus grands champs miniers de Plomb-Zinc stratiforme de l'Afrique du Nord. Sa partie occidentale, actuellement épuisée, se trouve en territoire marocain avec les gisements de Touissit et Boubekeur.

La région se caractérise par un relief de montagnes dont l'altitude varie de 1260 à 1550 m et aux dénivellations atteignant 300 m. Elle se distingue par une végétation forestière pauvre et l'absence d'un réseau hydrographique.

Le climat de la région se caractérise par un été chaud et prolongé avec une température moyenne de 27°C et un hiver froid et court avec une température moyenne de 4°C.

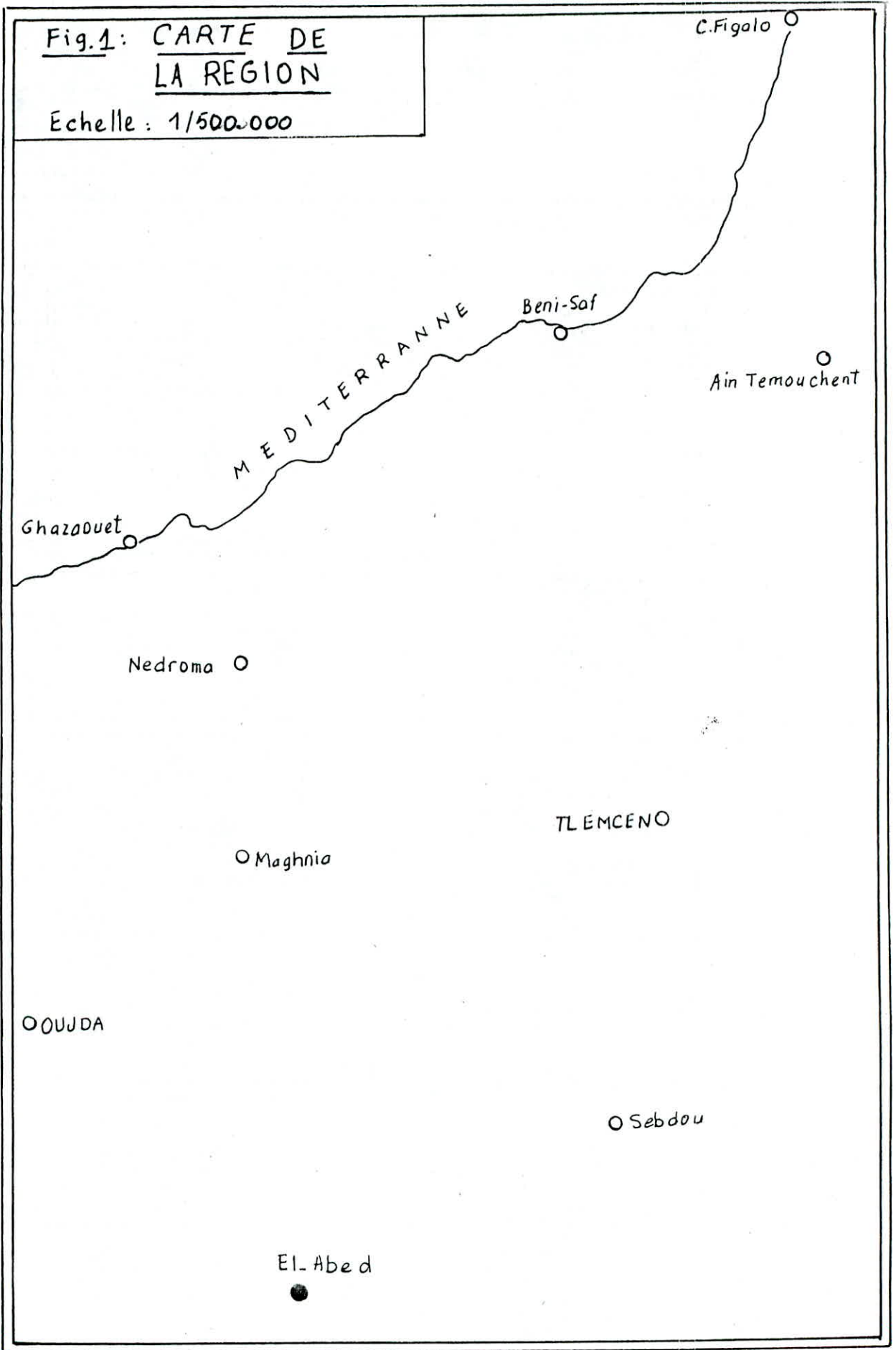
I.2. HISTORIQUE

L'étude géologique du champ métallifère en question a commencé en 1906 sur les gisements de Touissit et de Boubekeur, situés en territoire marocain. Durant la période allant de 1925 à 1955, ces gisements ont été exploités et à l'heure actuelle, sont entièrement épuisés.

Le gisement polymétallique d'El-Abed n'a été découvert sur le prolongement Est des gîtes marocains qu'en 1940 par la compagnie "Zellidja" et le BRGM (Bureau de Recherches Géologiques et Minières). Les travaux d'exploitation sur le gisement d'El-Abed

Fig.1: CARTE DE LA REGION

Echelle : 1/500.000



débutent en 1952 par la compagnie "Zellidja" qui procédait à l'extraction sélective des minerais riches. Au mois de mai de l'année 1966, la mine d'El-Abed a été nationalisée sur le décret du gouvernement Algérien.

En 1968 un contrat a été conclu entre la SONAREM et la société marocaine des mines pour traiter le minerai algérien dans la laverie de Zellidja, située tout près de la frontière, et ce jusqu'en 1975.

Entre temps, la SONAREM a lancé un projet de construction d'une mine de traitement qui devait être prête pour l'année 1972 et mené des travaux de recherches. Un rapport géologique sur les calculs de réserves fût établi en 1972 qui est considéré pièce maîtresse de base de l'étude géologique du gisement. A partir de 1972, l'année à partir de laquelle la mine devait alimenter la laverie algérienne en plus de la laverie marocaine, nous assistons à une diminution quantitative de la disponibilité des réserves actives du complexe dans les conditions d'une exploitation sélectionnée des minerais riches, les travaux de recherches géologiques n'assuraient pas la compensation des réserves restreintes par l'exploitation.

Depuis 1972 au 01-01-87 les réserves de la catégorie B+C1 ont diminué en quantité et en qualité dans des rapports de 10. Actuellement, 89% des réserves sont en catégorie C2, d'où la nécessité d'axer les efforts sur les travaux de recherche et les travaux d'infrastructure qui ont stagné depuis, et penser à la récupération des piliers abandonnés, en remplaçant la méthode actuelle par une autre plus rentable qui permet de récupérer le minerai abandonné sur place, qui sera l'objet de notre étude.

CHAPITRE II

GEOLOGIE

II.1. CADRE GEOLOGIQUE DE LA REGION

Le périmètre métallifère du gisement d'El-Abed se trouve dans la région minière de Ghar-Rouban-El-Abed qui occupe la partie orientale de la zone métallogénique Djerada-Tlemcen, localisée au sein de la mégazone métallogénique des hauts plateaux.

Les terrains les plus fréquents dans la région sont les dépôts mésozoïques. Ils se distinguent par la diversité de leur faciès et par la variation de leur puissance dans les coupes voisines. Les terrains primaires sont constatés dans le horst de Ghar-Rouban. Les formations magmatiques paléozoïques et méso-cénozoïques ont une extension limitée.

La tectonique faillée et plissée complexe qui affecte la région lui confère une structure compartimentée. Ainsi, sur la région, on distingue en direction Nord-Sud les compartiments tectoniques suivants:

- le horst de Ghar-Rouban,
- le grabben de Ras Asfour,
- le horst de Tounzait,
- le horst de Tenouchfi;

Dans l'ensemble, ils correspondent à des sous zones structuro-formationnelles chacune desquelles se caractérise par des conditions de sédimentation spécifique au mésozoïque. Les blocs sont dessinés par des failles de direction Nord-Est.

II.2. GEOLOGIE DU GISEMENT

Le gisement d'El-Abed se trouve dans la partie Sud-Ouest de

la région Ghar-Rouban-El-Abed, où il se dispose sur la hauteur de Tounzait. Il représente la partie Est d'un champ métallifère, le plus important en Afrique du Nord, dont la partie Ouest, avec les gisements de Touissit et Boubekeur, est située en territoire marocain.

II.2.1. Stratigraphie

Le territoire métallifère du gisement d'El-Abed, tout comme l'ensemble de la région minière, comprend deux étages structuraux:

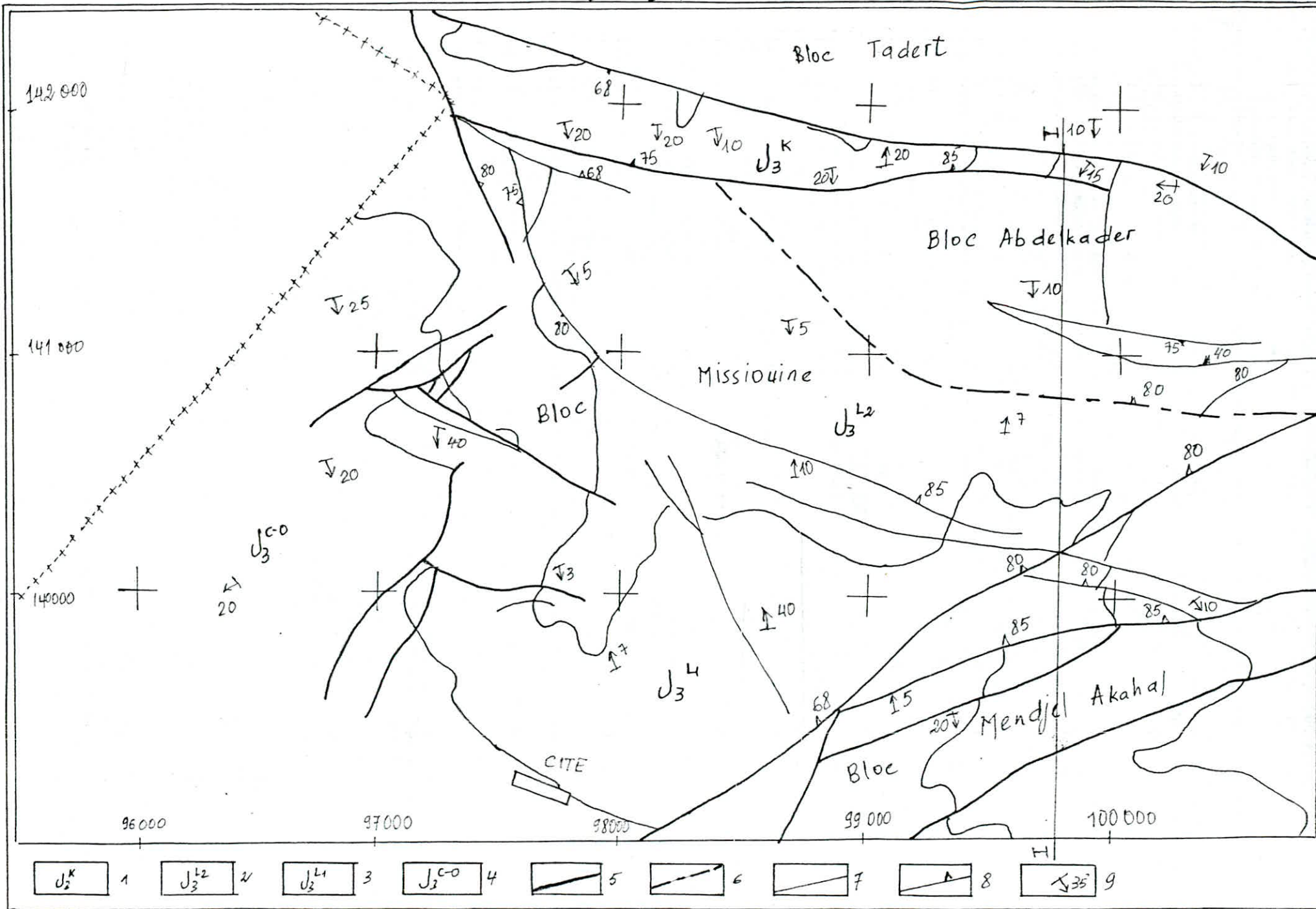
- Etage inférieur constitué de terrains paléozoïques fortement disloqués.
- Etage supérieur formé de dépôts mésozoïques à pente faible.

Le paléozoïque a été reconnu dans des profondeurs allant de 200 à 600 m. Dans la partie Nord du gisement il est représenté par des roches éruptives : diabases quartzéuses, diabaso phyrites, tufs de porphyrites andésilo-dacitique, tufs de porphyres quartzeux qui sont recouverts localement par des schistes argileux. Dans la partie Sud du gisement le paléozoïque est représenté par les schistes argileux, les limites entre les schistes et les roches éruptives sont marquées généralement par des failles.

Les dépôts mésozoïques reposent en discordance très marquée sur la surface érodée et inégale du socle paléozoïque. On distingue des dépôts de Permo-Trias surmontés par une assise Jurassique où l'on rencontre les roches du lias, Dogger, Callovien-Oxfordien, Lusitanien et Kimeridgien (Cf. figures 2 et 3).

Fig. 2 Carte géologique

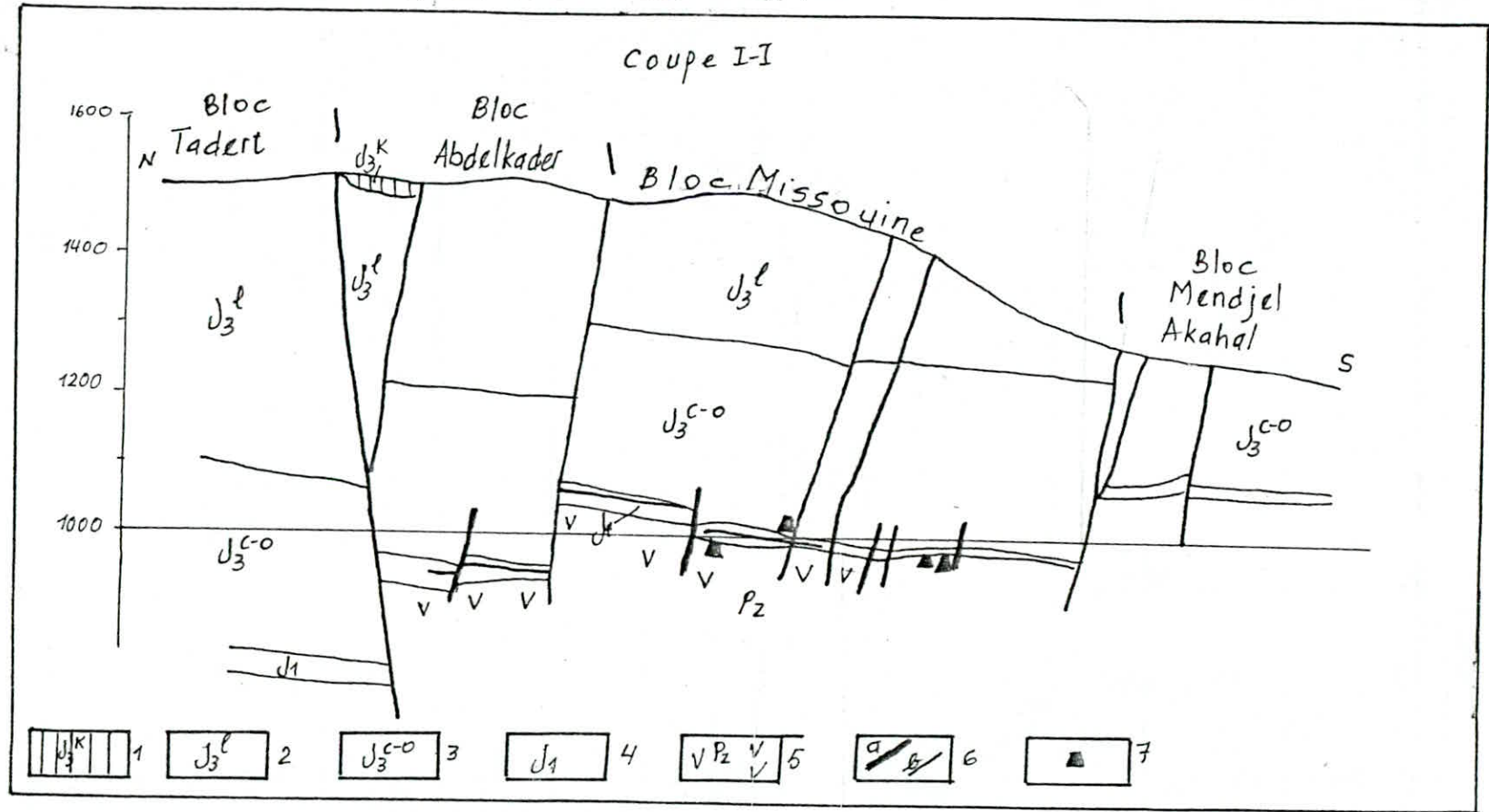
-7-



- 1- Dolomies et calcaires de Kiméridgien-Portlandien
- 2- Grés du Lusitanien supérieur
- 3- Grés intercalés de marne du Lusitanien inférieur
- 4- Marnes intercalées de Grés du Callovien-Oxfordien
- 5- Failles du 2^e ordre aux rejets verticaux de 20-36 m et d'une extension de plus de 5 Km
- 6- Failles du 3^e ordre aux rejets verticaux de 10-80 m et d'une extension de plus de 2,5 Km
- 7- Autres failles aux rejets inférieures à 25 m et d'une extension maxi de 4 Km
- 8- Eléments de pendage des failles
- 9- Eléments de pendage de la stratification

Fig.3: Coupe géologique

-6-



1. Kiméridgien

2. Lusitanien

3. Callovien-Oxfordien

4. Lias

5. Paléozoïque

6^a Faille

6^b Corps de minerai

7. Galerie

Ech. horizon. : 1/20 000

Ech. verti : 1/10 000

a) Le Permo-Trias est représenté par des lentilles de conglomérats argileux rouges constitués de fragments et galets de schistes, la puissance ne dépasse pas 10 m.

b) Le Jurassique

* Le lias qui se trouve entre 170 et 560 m de profondeur est représenté par des calcaires, dolomies et grés. La puissance qui prédomine varie de 10 à 20 m.

Les terrains liasiques étant les roches encaissantes du gisement. Les dépôts liasiques du champ métallifère d'El-Abed, par leur particularités lithologiques, sont différenciés en quatre niveaux.

- Le niveau inférieur, qui ne contient pas la minéralisation, est constitué de calcaire sublithographiques ainsi que des brèches calcaires, grés et argiles. Il a une extension limitée et sa puissance varie de 1 à 2 m.
- Le deuxième niveau se compose de dolomies massives, intercalés de rares lits minces (1 à 60 cm) de calcaires et d'argiles. Il est discordant sur la surface inégale des dépôts paléozoïques et triasiques. Les puissances qui prédominent sont de 10 à 15 m. Les minerais de Plomb-Zinc se trouvent dans le deuxième niveau. La moitié inférieure est constituée de gros bancs de dolomies compactes de teinte gris foncé tandis que la moitié supérieure est formée de dolomies gris clair, souvent saccharoïdes et gréseuses.
- Le troisième niveau est représenté par des grés quartzeux incohérents et par des conglomérats sédimentaires, les roches ont une extension limitée et se développent dans les quartiers Alzi et El-Abed. Les dépôts du troisième niveau reposent en discordance et avec discontinuité sur les

dolomies du deuxième niveau, parfois les dépôts du troisième niveau remplissent des poches dans les dolomies massives. La puissance moyenne est de 2 à 3 m.

- Le quatrième niveau est constitué de silts compacts noirs et gris foncés ainsi que des dolomies marneuses. Ils se caractérisent par une présence d'imprégnation fine abandonnée de pyrite. Les roches du quatrième niveau sont ré pondues dans la partie Sud du gisement dans une bande de configuration irrégulière, la puissance moyenne est de 1,5m et peut atteindre 4-5 m. Ce niveau ne renferme pas de la minéralisation Plombo-Zincifère.

- * Le Dogger se compose de calcaires ferruginisés bathoniens avec des oolithes se présentant en lentilles isolées et en taches de forme irrégulière. La puissance varie de 2 à 3m.

- * Le Callovien-Oxfordien est constitué par une série monotone de marnes grises, finement schistifiées. La puissance de dépôts varie de 250 à 270 m.

- * Les dépôts du Lusitanien reposent avec discordance angulaire sur les terrains du Callovien-Oxfordien et se divisent en deux sous-étages:

Le Lusitanien inférieure (130 m) représenté par des marnes argileuses intercalées de lits de grés et le Lusitanien supérieure (300 m) qui se compose de grés francs à rares bancs de grés quartzeux ferruginisés et lits marneux minces.

- * Les dépôts de Kiméridgien reposent avec une petite discordance angulaire sur les dépôts du lusitanien, sont représentés par des dolomies et calcaires fins massifs à stratification apparente. La puissance est de 50 m.

c) Les dépôts quaternaires sont représentées par les terrains de pentes et les formations alluvionnaires de vallées. Ils sont constitués de dépôts sablo-argileux, la puissance atteint 3-4 m dans les vallées.

II.2.2. *Tectonique*

Le périmètre métallifère du gisement est associé à l'horst-anticlinal de Tounzait qui est fracturé en une série de compartiments par des failles Nord-Ouest et Nord-Est. Le compartiment central du môle est représenté par le grabben-synclinal de Missouine qui est la structure encaissante principale.

Les roches encaissantes sont plissées et sont divisées par une série de failles, fractures ou chevauchements accompagnés de zones de brèches. L'existence des failles importantes confère au gisement une structure compartimentée. Les miroirs de failles sont constatés plus nettement dans les roches du socle primaire et dans les dolomies compactes du lias. A la surface, les failles sont marquées soit par des joints minces et nets, soit par des fissures et des zones de broyage. La plupart des failles s'atténuent dans les marnes plastiques du Callovien-Oxfordien et seules les grandes d'entre elles surviennent à la surface.

Le gisement est rendu complexe par des déplacements post-minéralisés verticaux, qui créent une structure de petits blocs de "clavier" ce qui rend à son tour très difficile l'acquisition des travaux d'exploitation. Les fractures prédominantes présentent des rejets verticaux de 5 à 10 m, les failles plus grandes, avec des déplacement verticaux de 30 à

100m sont plus rares(Cf. figure 2 et 3)

II.2.3. Morphologie du gisement et type de minéralisation

Le gisement d'El-Abed se rapporte au type stratiforme ou les particularités suivantes:

- L'allure stratiforme des gîtes de minerais qui tendent à des niveaux bien définies, favorable à la minéralisation.
- Le caractère multicouches et multiétages des amas de minerais.

La minéralisation est du type disséminé, et en filons, dans des dolomies transformées hydrothermalement et dans des grés carbonisés.

II.2.4. Genèse

La question sur l'origine de la minéralisation n'est pas encore tranchée. Deux hypothèses sont avancées. La première hypothèse suppose que l'origine de la minéralisation est sédimentaire du fait que les corps de minerais en couches se trouvent dans les roches sédimentaires métamorphiques disloquées. La deuxième hypothèse qui paraît la plus probable est d'origine hydrothermale.

Les géologues soviétiques pensent que le gisement d'El-Abed est du type téléthermal vu les particularités suivantes:

- Contrôle de la minéralisation par des accidents cassants (failles).
- La localisation de la minéralisation dans les roches liasiques de composition variée.
- La tendance bien nette que présente les minerais riches à se concentrer dans les endroits les plus poreux et mécaniquement

les plus affaiblis du milieu environnant: cavité, fissure, caverne, zone de dolomitisation secondaire.

II.2.5. Paragenèse

Minéraux principaux:

Blende (ZnS), Galène (PbS), Pyrite (FeS_2) et Chalcopryrite ($CuFeS_2$).

Minéraux secondaires:

Cérusite ($PbCO_3$), Anglésite ($PbSO_4$), Smithsonite ($ZnCO_3$), la Calamine (silicate hydraté de zinc). Des oxydes tels que la Malachite ($Cu_2CO_3(OH)_2$), l'Azurite ($Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$), minéraux de cémentation Chalcosite (Cu_2S) et Cavellite (CuS).

II.3. CARACTERISTIQUES HYDROGEOLOGIQUES

La petite quantité des précipitations atmosphériques ($<$ ou $=$ 400 mm/an), le relief raviné et l'extention des marnes imperméables du Callovien-Oxfordien et du Lusitanien, expliquent la pauvreté relative du territoire du gisement en eaux superficielles et, surtout, en eaux souterraines. Celles-ci se forment au dépend des eaux de pluies et de la fonte des neiges qui s'infiltrant par les failles. Dans les parties Est et Nord du gisement les eaux souterraines à charge piézométrique insignifiante se trouvent dans le grés du Lusitanien supérieur, surmontant l'assise marneuse. Elles sont drainées par des petites sources. Le débit des sources, liées essentiellement aux failles, varie de 0,1-0,6 l/s à 2 l/s au Nord. Les eaux emmagasinées dans les grés du Lusitanien sont douces et hydrocarbonatées.

Dans les dépôts encaissants liasiques, séparé du grès du Lustanien par une assise de marnes imperméables puissantes de 270 m environ, les eaux souterraine circulent à travers les zones de broyage tectoniques affaiblies et les vides de lessivage.

Vu que la minéralisation se trouve dans les roches liasiques, les conditions hydrogéologiques perturbent la bonne marche de l'exploitation. Au quartier Ain-Arko où on a constaté une augmentation de débit des venues d'eaux pour atteindre 55-70 m³/h, à cause de l'arrêt de l'exhaure du puits 6 au Maroc.

CHAPITRE III
METHODES D'EXPLOITATION ACTUELLE

III.1. CONDITION DU GISEMENT

Le pendage varie de 3 à 5°, donc c'est un gisement en plateaux.

La hauteur du recouvrement varie de 200 à 500 m.

La puissance de la minéralisation varie de 1 à 12 m. La puissance moyenne est de 3 m.

La longueur et la largeur du gîte sont respectivement 5200 m et 2100 m.

III.2. L'OSSATURE ET LES GRANDES VOIES DE ROULAGE

La mine est desservie par trois puits.

Le puits N° 3, de forme rectangulaire et de 10 m² de section, est situé au carreau de la mine à 500 m à l'Est de la frontière et donne accès au quartier Ain-Arko. Il est équipé d'une cage pour le transport du personnel et d'un skip pour le transport du minerai, et sert à l'entrée de l'air frais. La capacité d'extraction prévue pour cette année est de 230692 tonnes. Sa profondeur est de 280 m.

Le puits N° 4, de 10 m² de section, situé à 2,1 Km à l'Est du puits N° 3, dessert le quartier d'El-Abed et d'Alzi. Il sert à l'extraction du minerai provenant de ces deux quartiers ainsi qu'au transport du personnel et l'entrée de l'air frais. Sa capacité d'extraction pour l'année en cours est de 95920 tonnes et sa profondeur est de 320 m.

Le puits N° 5, prévu initialement pour l'extraction, est utilisé comme puits de sortie d'air à cause de sa mauvaise

exécution. Sa petite inclinaison par rapport à la verticale rend difficile le déplacement des récipients d'extraction (profondeur 440 m, section 20 m²).

Puits	P3	P4	P5
Cote au jour (m)	1276	1325	1496
Cote au fond (m)	1012	973	1058

Du puits N° 3, part le T.B. 1000 de direction générale Est-Ouest et qui représente la principale voie de roulage du quartier Ain-Arko. Sa longueur, qui est de 1400 m, lui permet de traverser la frontière marocaine et atteindre le puits N° 6, situé dans le territoire marocain. Il passe au Nord des chantiers Boucif et Salim.

A 250 m du puits N° 3, et à partir du T.B. 1000 plonge vers le Sud la galerie Brahim sur 300 m, puis se redresse vers l'Ouest en contournant les chantiers Salim et Badis et enfin se prolonge jusqu'au puits marocain. A l'Est du puits N° 3, le T.B. 1000 longe la bande minéralisé et aboutit au chantier Salah, situé dans le quartier Alzi.

Au niveau inférieur (963) du chantier Salah, débute le T.B. Amirouche qui est destiné au transport vers le puits N° 4 à l'Est et longe le quartier Alzi à l'Ouest .

Du puits N° 4, part vers le Sud la descenderie, longue de 100m qui tourne vers l'Ouest jusqu'à son intersection avec le T.B. Amirouche Ouest, vers le Nord Ouest le T.B. El-Abed long de 600 m. De l'extrémité de celui-ci, d'Est en Ouest, commence la descenderie Rachid qui aboutit au quartier d'El-Abed, sur une longueur de 700 m environ.

III.3. DECOUPAGE DU GISEMENT ET OSSATURE

Le gisement est divisé en trois quartiers:

- Ain-Arko la partie occidentale,
- Alzi au centre,
- El-Abed à l'Est (Cf. figure 4).

III.4. METHODE D'EXPLOITATION ET ORGANISATION DU TRAVAIL

III.4.1. Méthode d'exploitation

Les quartier d'exploitation est divisé en chantiers ou ouvrages et chaque ouvrage est partagé en blocs. l'accès aux blocs se fait de la manière suivante:

Exécution des travaux d'infrastructure qui consiste à creuser, à partir du puits, une galerie dans le stérile jusqu'à atteindre le bloc. Cette galerie, après l'avoir soutenu, deviendra une galerie de roulage.

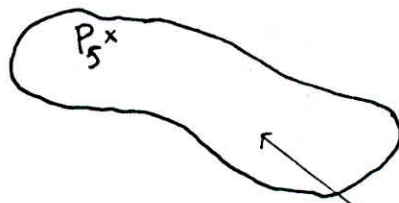
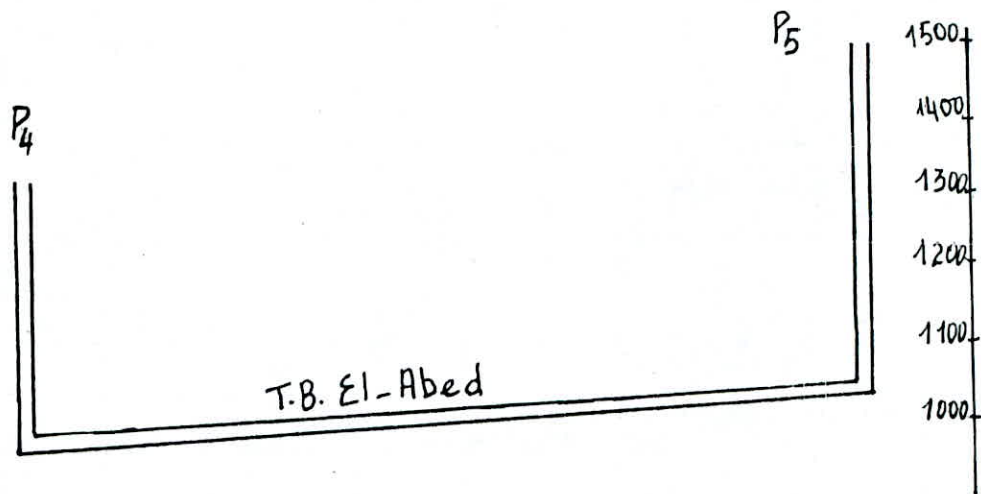
Les travaux de recherche: Une fois que le bloc est atteint on creuse une galerie le long de ce bloc appelée galerie principale.

Les travaux préparatoire consistent à tracer, à partir de la galerie principale, des galeries secondaires délimitants ainsi des panneaux de minerais de dimension 60 x 60 m (cas de Ain-Arko) ou 50 x 50 m (cas des quartiers El-Abed et Alzi), suivant la présence et la fréquence des failles.

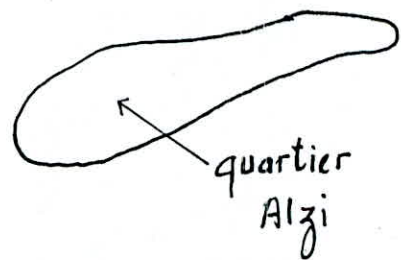
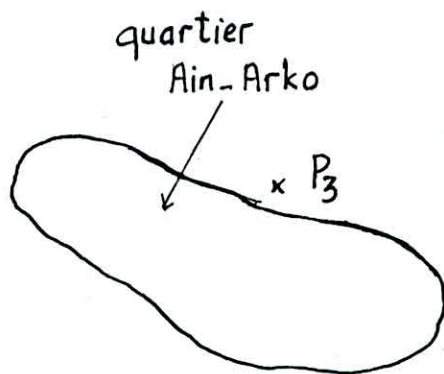
Après quoi, commencent les travaux d'abattage ou l'exploitation proprement dite des panneaux. Cette exploitation repose sur l'abattage par chambre avec abandon des piliers (Cf. figure 5). Au préalable on laisse un stot de protection de 12 m. La dimension des piliers dépend des conditions des terrains et de la richesse de la minéralisation. Ainsi, pour les minerais

Fig. 4: Ossature et découpage de la mine

Ech.: 1/100



quartier El-Abed $\times P_4$



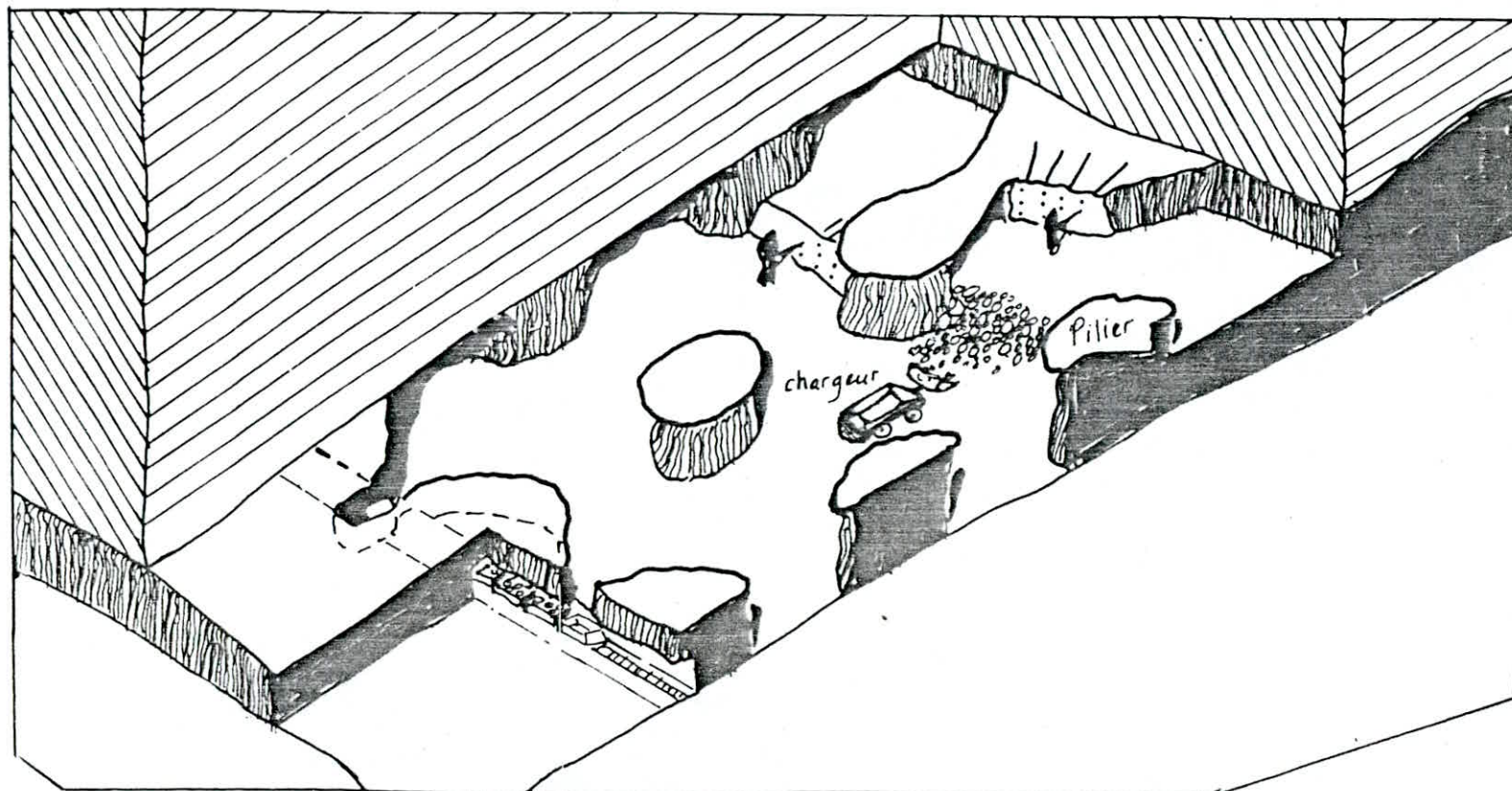


Fig.5: Schéma de la méthode d'exploitation

compacts des quartiers Ain-Arko et El-Abed, les piliers ont les dimensions 6x6 m et pour les minerais meubles de quartier Alzi on a les dimensions 4,5x4,5 m, la hauteur et largeur des chambres sont respectivement 3,5 m et 5 m (pour la circulation et la manoeuvre des engins).

Après l'exploitation du panneau, on confirme les limites théoriques du bloc par une série de sondage fond.

L'inconvénient de cette méthode d'exploitation est le taux de perte excéssif enregistré, soit un taux moyen de 38% pour les catégorie B+C1 de la mine et pour les quartiers Alzi (45%), El-Abed (48%) et Ain-Arko (30%). Signalons que les réserves exploitables sont évaluées à 327208 tonnes en B+C1 pour la mine et que les teneurs exploitables sont estimées à 0,89% pour le Pb et 2,87% pour le Zn.

III.4.2. *Organisation du travail*

L'organisation dans un poste de travail s'effectue de la manière la plus classique à savoir:

- Purgeage (détachement des roches suspendues au toit),
- chargement du minerai,
- foration des trous,
- chargement des trous,
- tir.

Pour le chargement du minerai abattu dans le chantier vers la cheminée, on emploie des pelles chargeuses Eimco 912, Eimco 925 et le CT 2501 dans les quartiers Ain-Arko et El-Abed, tandis qu'à Alzi on utilise le scrapage en combinaison avec une pelle Eimco 912.

Le roulage fond s'effectue par des camions navettes EXPADUM

CB-4 et Schopf T-103 qui desservent, par les trémies, les convoyeurs à bande.

Le minerai se déplace le long du convoyeur à bande pour aboutir dans les trémies doseuses des puits 3 et 4. Le minerai est ensuite transporté par rame de wagons de capacité 3 tonnes. L'extraction du minerai se fait par skip d'environ 3 m³. une fois au jour, le minerai est transporté des puits vers la laverie par des camions DUMPERS de grandes capacités.

Caractéristiques des engins de chargement et de desserte:

Engins	Puissance (CV)	Volume (T)	Année de mise en marche
Eimco 925	180	7	1983
Eimco 912	76	2	1977
CT-2501	76	2	1988
SCHOPF T-103	90	7	1982
EXPADUM CB-4	132	12	1971

La foration des trous s'effectue à l'aide de marteau perforateur sur béquilles. On utilise des fleurets de $\phi 33$, L=1800 et $\phi 33$, L=2400.

Durée de foration d'un trou est de 2-3 mn pour les roches friables et 5 mn pour les roches dures.

La consommation spécifique en explosifs et en détonateurs retenue est:

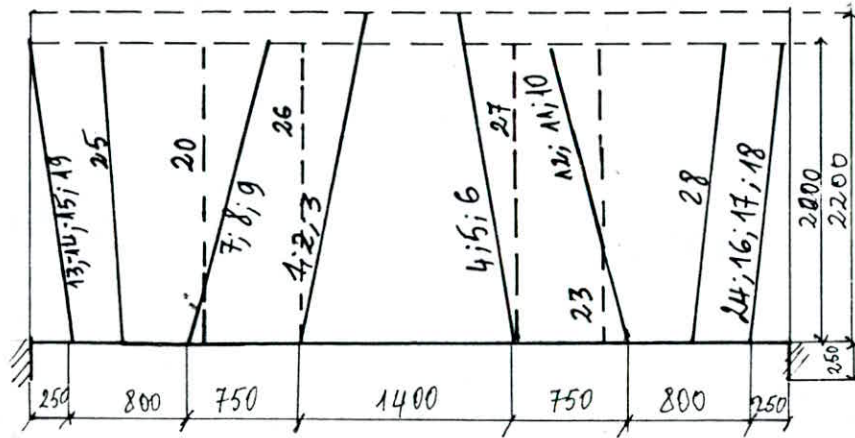
Quartier	Explosif (Kg/t)	Détonateurs (pièce/t)
Ain-Arko	0,45	0,55
Alzi	0,58	0,91
El-Abed	0,48	0,62
Infrastructure	0,45	0,55

Consommables en explosifs et substances

	El-Abed	Alzi	Ain-Arko	Infrast.	Total
Explosifs (Kg)	35000	45000	65000	22600	167600
Détanateurs (pièce)	42000	54000	78000	24860	198860

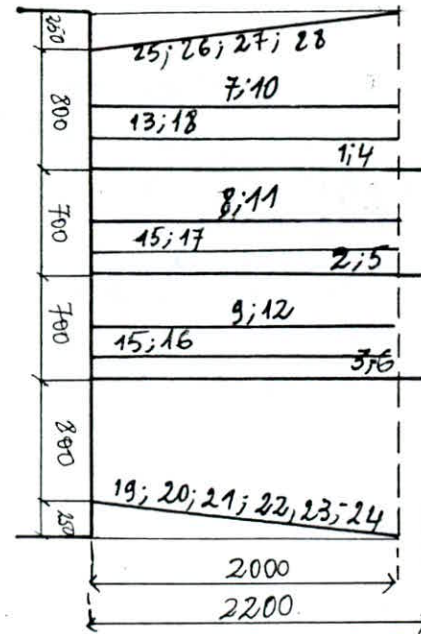
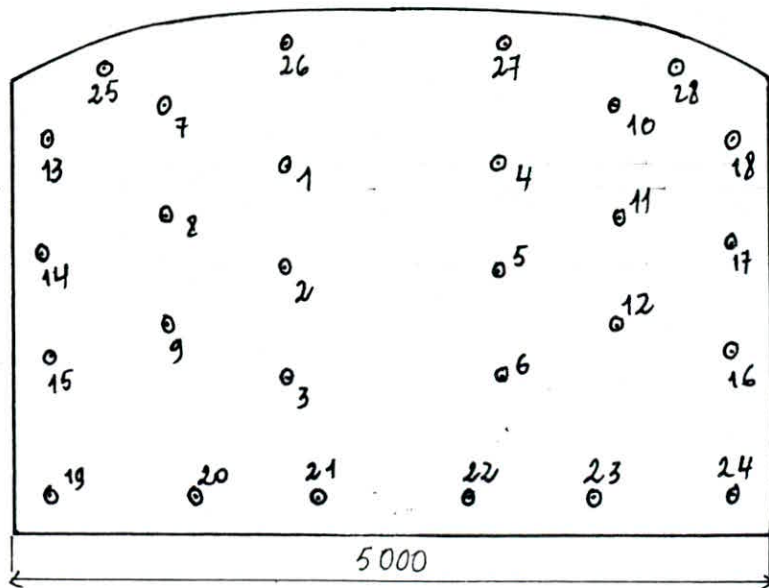
Les travaux de tir s'exécutent conformément au plan tir suivant (Cf. figure 6)

Fig.6 : Plan de tir quartier Ain-Arko

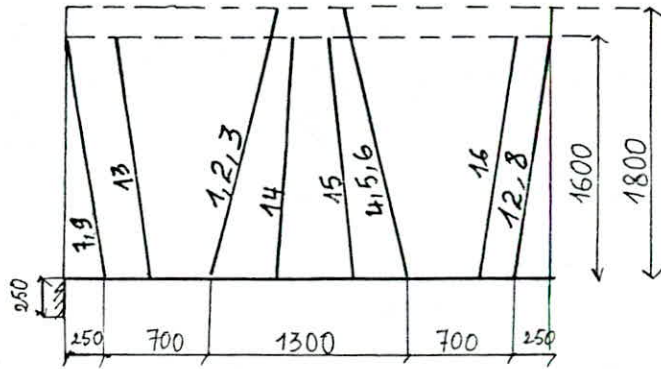


N° de trous de mine	N° de détos.	Nbre. de trous de mine	Nbre. de détos.	Nbre. d'exploit / 1 trou	total captif
1,2,3,4,5,6	1	6	6	1,6	9,6
8,9,11,12	3	4	4	1,6	6,4
7,10	5	2	2	1,6	3,2
13,14,15,16 17,18	7	6	6	1,4	8,4
19,20,21,22 23,24	9	6	6	1,4	8,4
25,26,27,28	11	4	4	1,2	4,8
Total	-	28	28	-	40,8

-24-

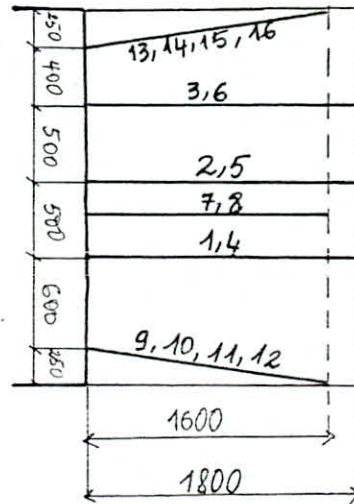
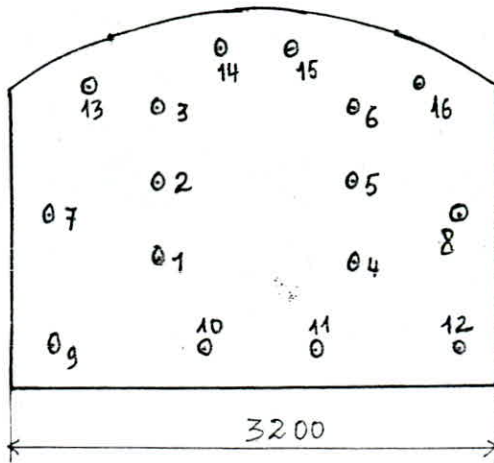


Plan de tir quartiers ALzi - El-Abed



N° de trou de mine	N° de détonateurs	Qté. de trous de mine	Qté. de détonateurs	Qté. d'explosifs dans un trou de mine (kg)	Qté. d'explosifs total (kg)
1,2,3,4,5,6	1	6	6	1,2	7,2
7,8	3	2	2	1,2	2,4
9,10,11,12	5	4	4	0,8	3,2
13,14,15,16	7	4	4	1,2	4,8
Total	-	16	16	-	17,6

-25-



Rendement mineur, engin et actions de la mine

	Alzi	El-Abed	Ain-Arko	Mine
programme annuel (t)	90000	70000	130000	290000
Nbre de jours ouvrables	230	230	230	230
rendement journalier (t)	395	305	565	1265
Nbre de mineurs en exploit.	12	12	11	35
Nbre de mineurs inscrits pour l'emploi	14	14	13	41
Rendement mineur (t/p)	35	27	51	36,1
Nbre de postes/an	460	460	460	460
production par poste (t)	162	152	283	597
= = = (m ³)	60	55	102	217
Rendement CT ou Eimco 912	55	55	108	
distance de chargement 50 m				
Rendement SCHOPF	56,5	29,5	37,8	
= CB-4	-	-	62,9	

Nombre nécessaire d'engins pour l'année 1990

	Alzi	El-Abed	Ain-Arko	Mine
pour déblocage de chantier				
Eimco 912	1	1	-	2
Eimco 925	-	-	1	1
pour chargement S/engin de transport				
Eimco 912	1	1	-	2
Eimco 925	-	-	1	1
Engin de dessert				
SCHOPF	2	2	1	5
CB-4	-	-	1	1
Nbre d'engins de charg ^t total				
= = de desserte =	2	2	2	6
	2	2	2	6

Avancement des travaux

Les travaux d'avancement sont axés principalement sur les galeries d'infrastructure, de recherche et préparatoire

	Alzi	El-Abed	Ain-Arko	Mine
Infrastructure	330 m/an (1,5 m/j)	800 m (3,5 m/j)	-	1130 m 5 m/j
Recherche	430 m/an (2 m/j)	500 m 2,5 m/j	520 m 2,5 m/j	1450 m 7 m/j
Préparatoire	285 m (1,25 m/j)	300 m 1,5 m/j	390 m 2m/j	175 m 4,75 m/j

Section des excavations

	Section (m ²)		
	El-Abed	Alzi	Ain-Arko
recherche	10	8	10
préparatoire	10	10	10
Abattage	10	10	12

III.5. GEOTECHNIQUE

III.5.1. Type de minerai

D'après les propriétés physico-mécaniques, on a deux types de minerais

- Minerais meubles (dureté 4 d'après l'échelle de Protodiakonov) associés au 3^e niveau liasique.
Le coefficient de foisonnement varie de 1,4 à 1,6.
Ils se trouvent au toit du lias et sont recouverts par les marnes instables du Callovien. Le mur des corps de minerai est stable constitué de dolomies compactes ou de schistes.
Ce type de minerai est développé sur les chantiers Alzi et El-Abed et dans la zone minéralisée Nord, ils se présentent en petites lentilles peu puissantes inférieure ou égale à 1,50 m. On les retrouve pas à Ain-Arko.
- Minerais compacts (dureté 7 sur l'échelle de Protodiakonov) se logent dans les dolomies massives du 2^e niveau liasique.
Le coefficient de foisonnement varie de 1,3 à 1,5.
Le mur et le toit des corps de minerais sont formés de dolomies stables. Dans les zones faillées le toit est instable.
Les minerais de ce type sont répandus dans tous les chantiers

sauf à Alzi. Sur El-Abed et dans la zone minéralisée Nord, ils sont recouverts localement par les minerais meubles du premier type

Résistance à la compression $R_c = 400-700 \text{ Kgf/cm}^2$

Résistance à la traction $R_t = \frac{R_c}{10} \quad R_t = 40-70 \text{ Kgf/cm}^2$

Angle de frottement interne $\text{tg } \varphi = \frac{R_c - R_t}{R_c + R_t} \quad \text{tg } \varphi = 0,82$
 $\Rightarrow \varphi = 39,35^\circ$

Poids Volumique du minerai $\gamma_m = 2,8 \text{ t/m}^3$

Poids Volumique du stérile $\gamma_s = 2,6 \text{ t/m}^3$

III.5.2. Pression des terrains

La pression dans le massif vierge et autour des ouvrages sont dûes au champ gravitationnel. La pression des terrains se manifeste sous forme de la poussée latérale sur soutènement.

Calcul de la contrainte verticale

$P_z = H \cdot \gamma$ on prend $H = H_{\text{moy}} = 350 \text{ m}$; $\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$

$$P_z = \frac{350 \times 2600}{10^4} \quad P_z = 91 \text{ Kgf/m}^2 \quad P_z = 9,1 \text{ MPa}$$

Calcul de la contrainte horizontale

$$P_x = P_y = \lambda P_z \quad \text{avec } \lambda = \frac{\mu}{1 - \mu} \quad \text{où}$$

λ : Coefficient de la poussée latérale

μ : Coefficient de Poisson

$$P_x = P_y = \frac{0,3}{1-0,3} \times 9,1 \quad P_x = P_y = 3,9 \text{ Mpa}$$

III.5.3. Nature des épontes et des parois

III.5.3.1. Condition du mur immédiat

Mur stable en général car il est constitué de gros bancs de dolomies compactes, couvrant une épaisseur d'au moins 10 m, situées dans la partie inférieure du 2^e niveau liasique.

III.5.3.2. Condition du toit des parois

La stabilité est déterminée par la formule structurale de la stabilité

$$K_c = \frac{\sigma_{zmax}}{P_z} \quad \Leftrightarrow \quad K_c \cdot \gamma \cdot H = \sigma_{zmax}$$

on compare σ_{zmax} et la résistance de la roche

pour le toit $K_{c2} \cdot \gamma \cdot H$ et $m \cdot \sqrt{t}$

pour les parois $K_{c1} \cdot \gamma \cdot H$ et $m \cdot \sqrt{c}$ où

m : Coefficient tenant compte de la perte de la résistance de la roche en fonction de l'humidité. Les roches sont sèches on prendra $m = 0,8$.

K_c : Coefficient de la concentration des contraintes qui dépend de la forme de l'excavation.

K_{c1} : Coefficient de la concentration des contraintes dans les parois de l'excavation $K_{c1} = 2-3,5$

K_{c2} : Coefficient de la concentration des contraintes dans le toit $K_{c2} = 0,2-1$

σ_c : Résistance à la compression

σ_r : Résistance à la traction

- γ : Poids volumique du recouvrement $\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$
 H : Profondeur de l'excavation $H = 350 \text{ m}$
 λ : Coefficient de la poussée latérale $\lambda = 1$

Pour le toit $R_r = \sigma_r \cdot m = 0,8 \times 60 = 48 \text{ Kgf/cm}^2$

$$\sigma_{z\max} = Kc_2 \cdot H = \frac{0,5 \times 2600 \times 350}{10^4} = 45,5 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$\frac{R_r}{\sigma_{z\max}} = \frac{48}{45,5} = 1,05$$

La résistance de la roche dans le toit est supérieure à la contrainte maximale alors on peut dire que le toit est stable.

Pour les parois

$$R_c = m \cdot \sigma_c = 0,8 \times 600 = 480 \text{ Kgf/cm}^2 \quad R_c = 480 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{z\max} = Kc_1 \cdot \gamma \cdot \lambda \cdot H = \frac{3,5 \times 1 \times 350 \times 2600}{10^4}$$

$$\sigma_{z\max} = 318,5 \text{ Kgf/cm}^2 \quad R_c > \sigma_{z\max}$$

La résistance des roches dans les parois est supérieure à la contrainte verticale maximale alors les parois sont stables

CHAPITRE IV

TRAITEMENT DU MINERAI

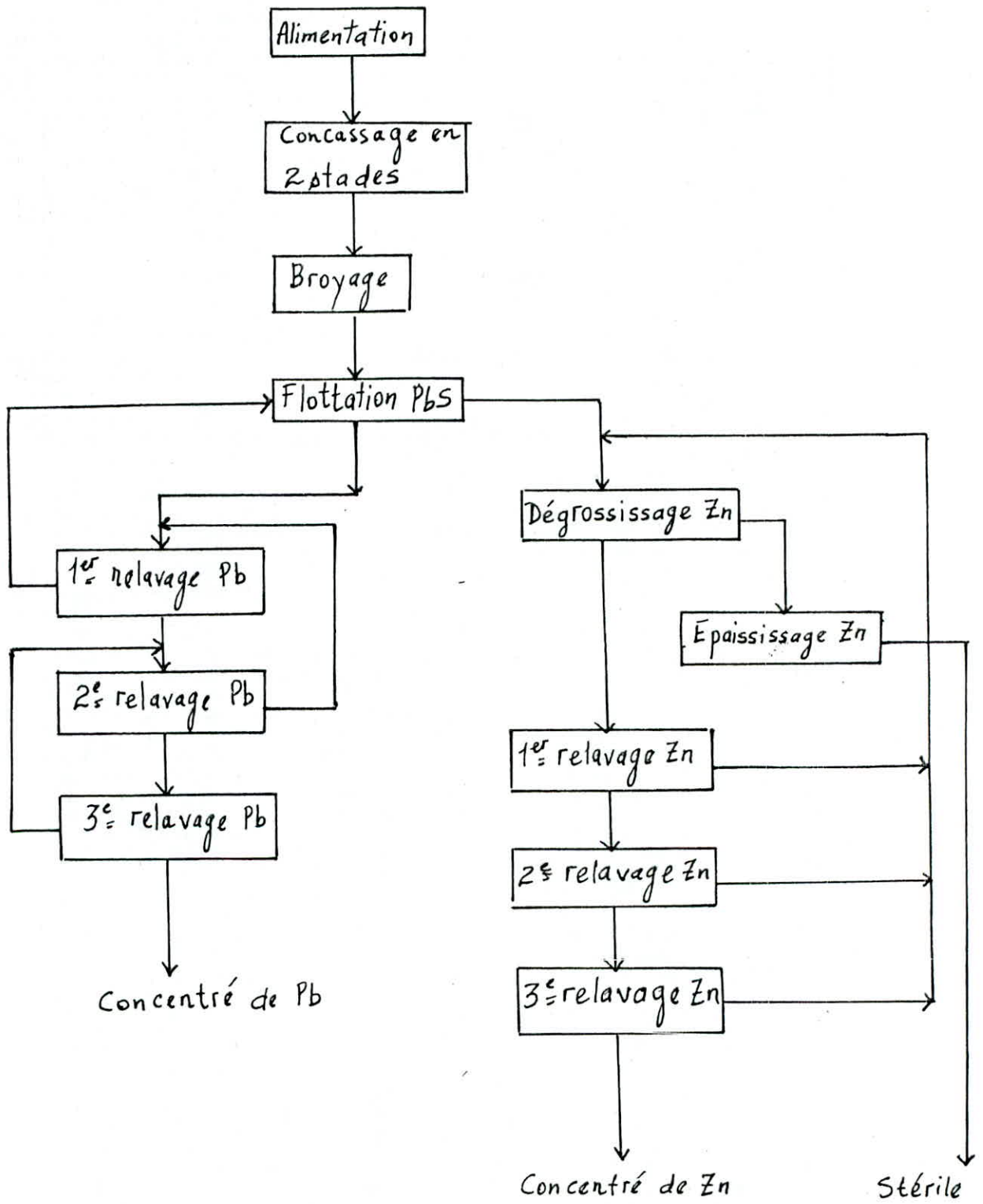
La production de tout-venant pour l'année 1990 s'élève à 290000 tonnes avec des teneurs 0,79% en Pb et 2,58% de Zn. Tenant compte des paramètres géologiques du tout-venant et technologique des installations de traitement, la production en concentré s'élèvera à 12936 tonnes de zinc titrant 53,50% et 3055 tonnes de plomb titrant 60%.

La laverie du complexe minier d'El-Abbed traite actuellement les minerais sulfurés provenant des différents gîtes selon le schéma porté sur la figure 7.

Le minerai extrait de la mine subit un concassage en deux stades qui le réduit à 20 mm environ puis un broyage jusqu'à une dimension 0,074 mm. Une flottation sélective permet d'obtenir deux concentrés.

- Un concentré de plomb destiné à l'exportation
- Un concentré de zinc destiné à un traitement hydrométallurgique. Ce traitement consiste en un grillage oxydant puis une attaque sulfurique. Les solutions obtenues sont ensuite soumises à une électrolyse à l'usine de Ghazaouet.

Fig. 7 Schéma de traitement de l'usine d'El-Abed



CHAPITRE V

AERAGE

L'un des inconvénients de la méthode d'exploitation par chambres et piliers est la ventilation difficile, car on travaille constamment en cul de sac.

Dans les chantiers d'abttage le température atteint les 37°C et la teneur de l'oxygène tombe jusqu'à 16%.

L'élévation de la température implique obligatoirement une réduction de la productivité de l'ouvrier, d'autant plus marquée qu'il s'agit de travaux lourds, en même temps qu'une réduction de ses facultés générales (adresse, attention) défavorable à la sécurité. On doit déjà considérer comme spécialement chauds les chantiers où la température atteint 28°C. Que dire alors des chantiers de la mine d'El-Abed?

l'entrée de l'air s'effectue par les puits 3 et 4 et l'air vicié sort par le puits 5.

Le schéma actuel d'aérage, ainsi que les deux ventilateurs principaux 1300 HDMS, placés en parallèles et installés au fond du puit 5, avec les quatres ventilateurs auxilliaires type 1300 et 1400 MDM, ne répondent plus aux besoins des ouvriers en air frais. Ainsi donc un révision du schéma d'aérage s'impose.

CHAPITRE VI
METHODES D'EXPLOITATION
ENVISAGES POUR LA RECUPERATION DES PILIERS

VI.1. METHODE D'EXPLOITATION PAR TRACAGE ET DEPILAGE

Principe de la méthode:

Le principe de l'exploitation des gisements par traçage et dépilage, après avoir découpé ce gisement à grande maille de reconnaissance, et après l'avoir tracé en chambres et piliers, à exploiter les piliers au maximum jusqu'à provoquer le foudroyage des bancs de toit.

VI.1.1. Description des différents stades de l'exploitation

Pour cela on choisit l'un des blocs que la direction de la mine prévoit d'ouvrir.

1^{er} stade: Découpage ou reconnaissance

On trace un réseau de galeries principales et secondaires, on découpe alors des panneaux qui ont la forme de bande de 100 m de large et environ 600 m de long (figure 8).

A partir de système de galeries principales, sera lancé un découpage de reconnaissance, à la maille de 36x54 m (entr'axe de galeries). Ce découpage se développera en chassant.

2^e stade: Traçage des chambres

A partir des galeries secondaires, on trace des galeries parallèles appelées "chambres", "traçages" ou chantiers" (figure 9).

En marche de croisière, ces traçages se dirigent vers les

Fig. 8: Découpage

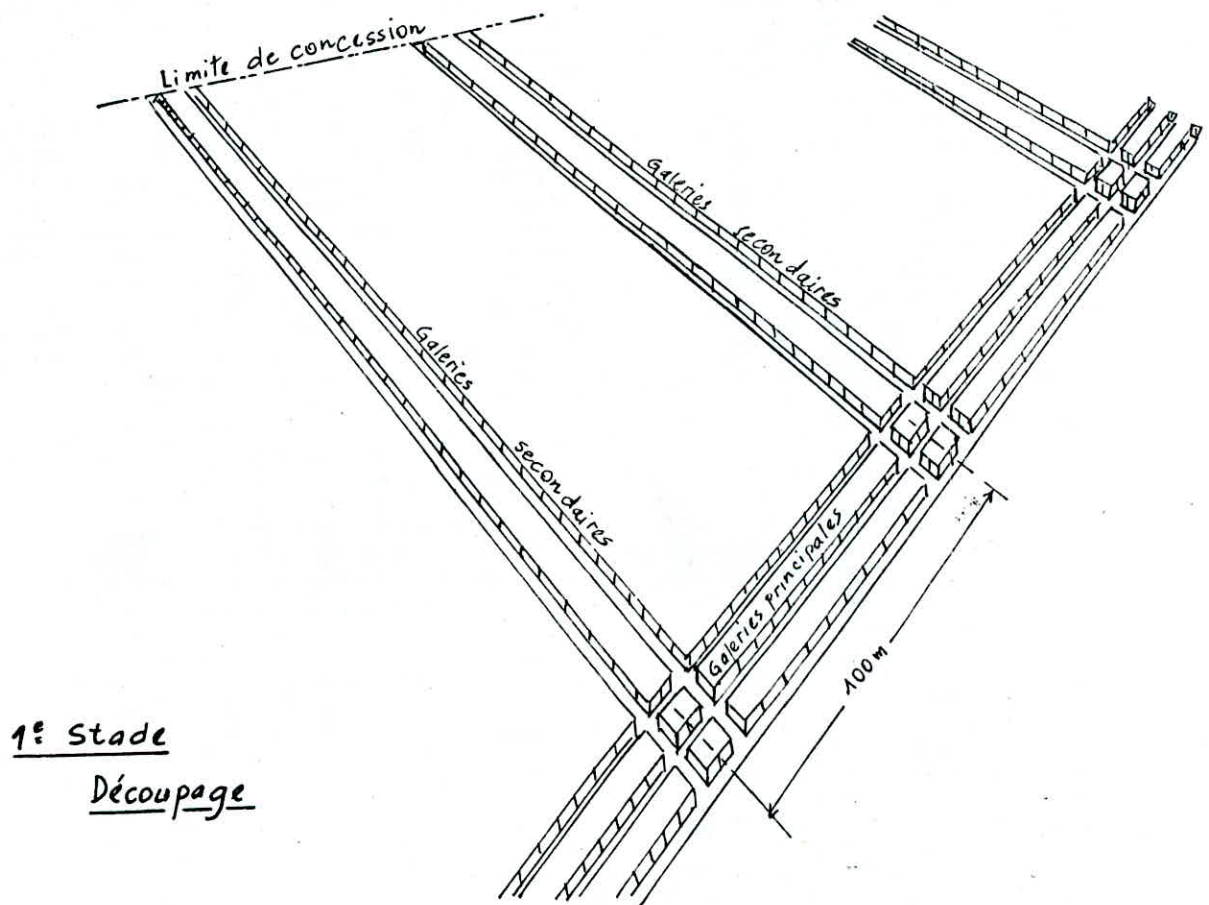
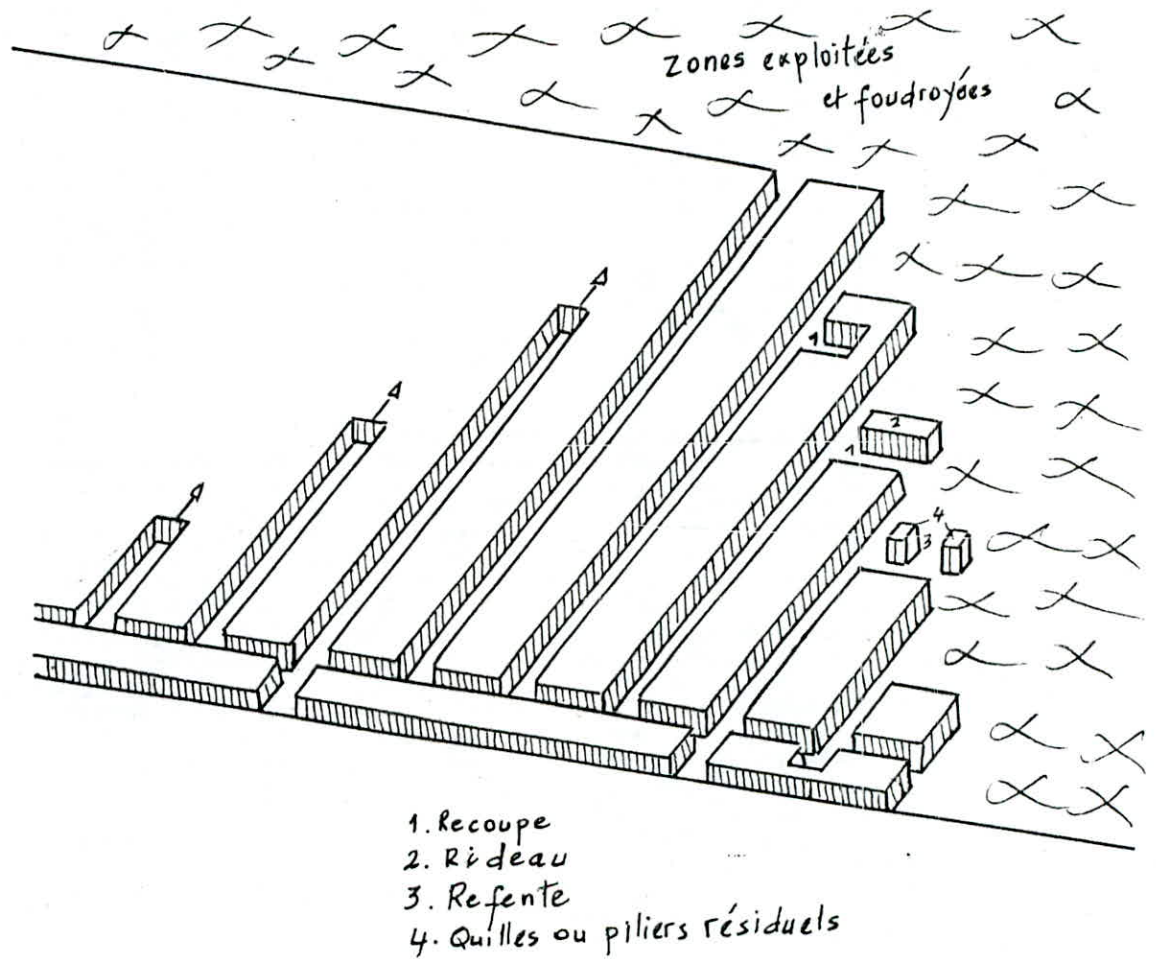


Fig. 9 : Traçage et Dépilage



3^e Stade

Dépilage

vieux travaux foudroyés.

Ces traçages, qui ont une largeur de 5 m et leur entr'axe est de 18 m environ, sont séparés entre eux par du minerai laissé en place, qui constitue des piliers long de 31m x 49m.

3^e stade: Dépilage

Une fois le traçage terminé, c'est-à-dire lorsqu'il est arrivé au niveau de la limite d'exploitation, on procède au dépilage (figure 9) du pilier long.

Pour cela, partant de la limite d'exploitation, on procède successivement aux opérations suivantes:

- Creusement d'une galerie appelée "recoupe" (marquée 1 sur la figure 9) qui entraîne la création, côté limite d'exploitation, d'un "rideau" de minerai (marqué 2)
- Percement du rideau par une refente (marquée 3) qui laisse subsister 2 "piliers résiduels" ou "quilles" (marqué 4)

Ces piliers résiduels sont amaigris autant que faire se peut, puis "torpillés" à l'explosif afin d'obtenir un foudroyage rapide et régulier des bancs du toit.

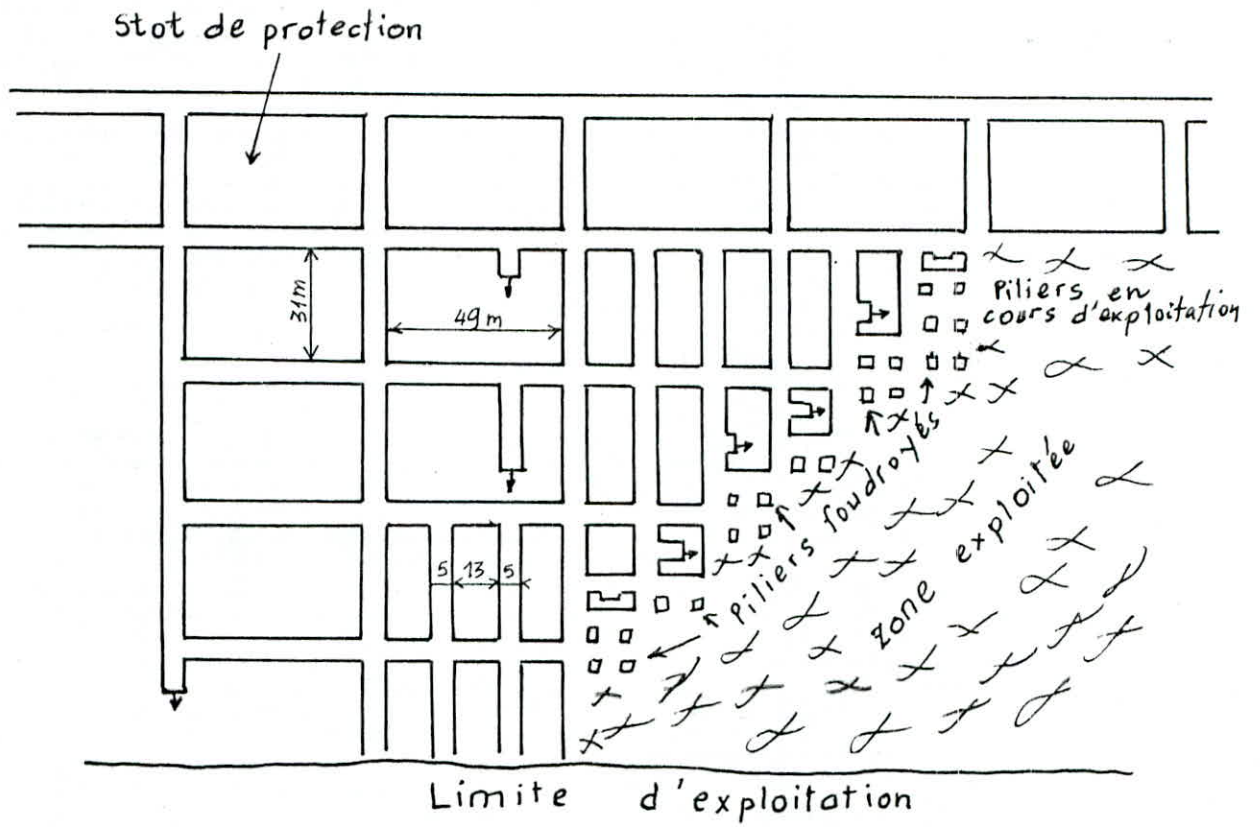
L'ensemble d'exploitation d'une recoupe et d'un rideau est appelé "tranche" ou également "chambre de dépilage".

Les piliers de 31 m x 49 m sont réduits, par traçage, en piliers de 13 m x 31 m. Lorsqu'un nombre suffisant de traçages aurait été fait, on procédera au dépilage des piliers unitaires de 13x31 m.

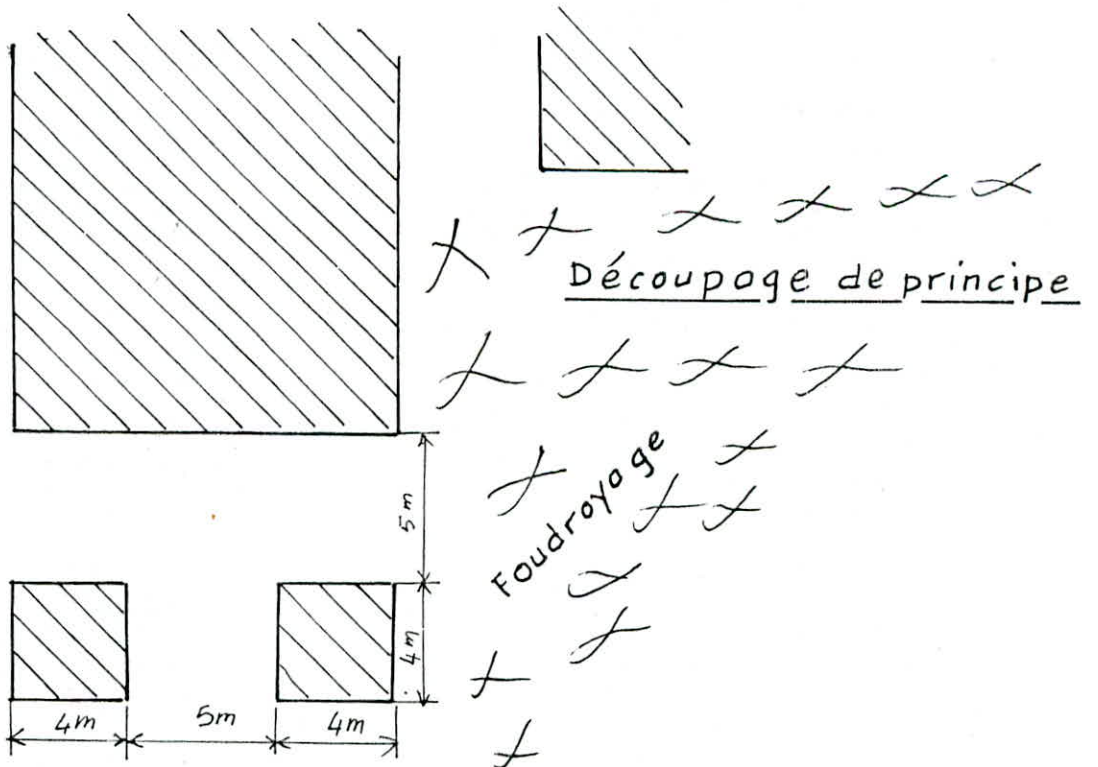
Ce dépilage se fera par série de plusieurs piliers (6 par exemple) avec un front décalé (voir figure 10).

A l'approche des galeries principales, on laissera un stot de protection, qui pourra être exploité plus tard, lorsque la

Fig. 10 : Géométrie des découpages



Ech.: 1/2000



Ech.: 1/250

galerie n'aura plus d'utilité.

Pour le boulonnage du toit, on emploie l'ancrage réparti.

L'opération de torpillage du pilier se fait dans l'ordre suivant: (Cf. figure 11)

- Boulonnage du toit
- Foration des trous de mine et tir du pilier
- Chargement du minerai abattu.

Il faut remarquer que pour toutes les exploitations par foudroyage: pour éviter des surcontraintes locales trop importantes, il faut que le foudroyage soit, le plus possible, aligné. Cette remarque a une influence sur la programmation des dépilages dans un même panneau.

Il est indispensable de coordonner le dépilage des piliers avec les traçages et les découpages du quartier, de manière à toujours avoir du gisement prêt suffisamment en avance, mais en évitant d'exposer les travaux trop tôt aux phénomènes de pression de terrain.

VI.1.2. Calcul du prix de revient de la méthode par traçage et dépilage

Coût de foration d'un trou:

Coût de la main d'oeuvre

Salaire du foreur 3320 DA/mois	150 DA/j
--------------------------------	----------

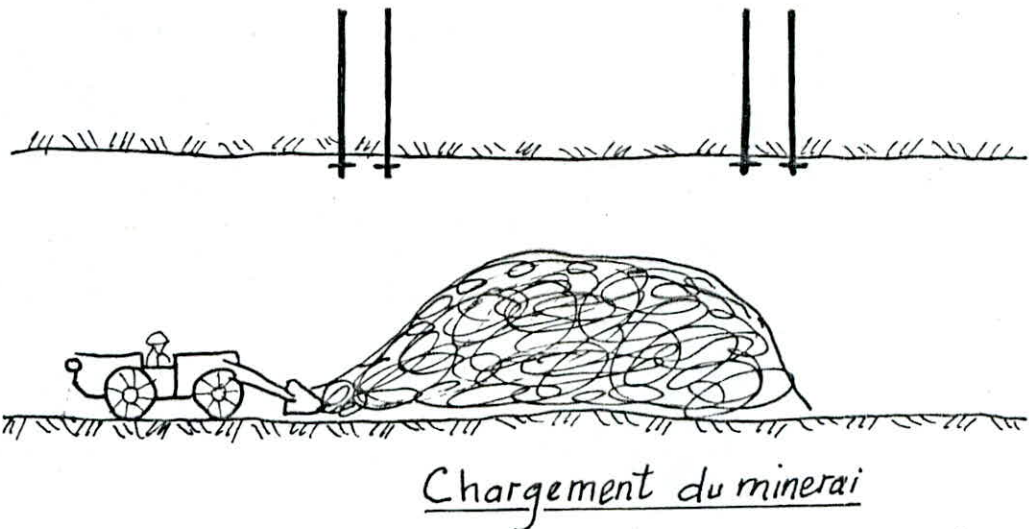
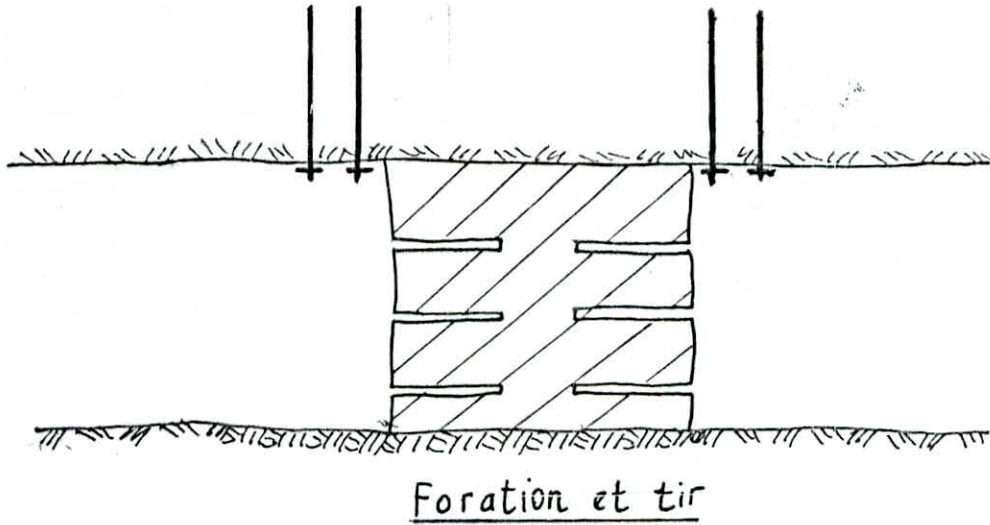
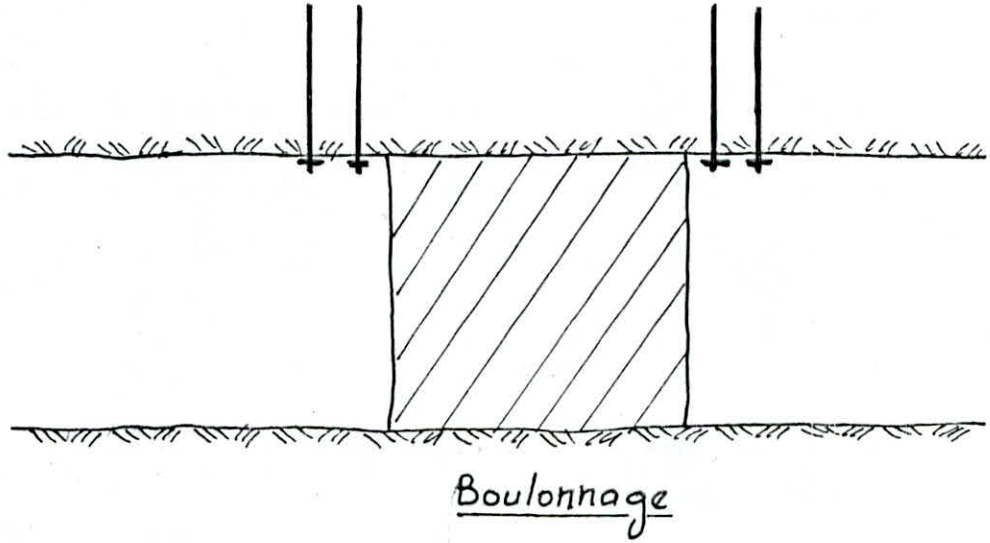
Salaire d'aide foreur 2850 DA/mois	130 DA/j
------------------------------------	----------

Total	280 DA/j
-------	----------

Coût d'énergie + les fournitures est 280 DA

Au total 560 DA pour la foration de 20 trous en moyenne par poste

Fig.11: Foudroyage d'un pilier



Ech. : 1/100

D'où le coût de foration d'un trou est 280 DA

Coût d'un boulon rendu sur la mine	250 DA
Coût de montage d'un boulon	280 DA

Récapitulation:

Coût de foration d'un trou	28 DA
Coût d'un boulon	250 DA
Coût de montage d'un boulon	28 DA

Total	306 DA

Le Coût d'un boulon est 306 DA, pour les 12 boulons ancrés dans le toit autour d'un pilier est:

$$306 \times 12 = 3672 \text{ DA}$$

Le tonnage d'un pilier de dimension (4 x 4 x 3,5 m) et de densité 2,8 est 156,8 tonnes

D'où le prix de revient à la tonne est:

23,50 DA/t

$$(3672/156,8)$$

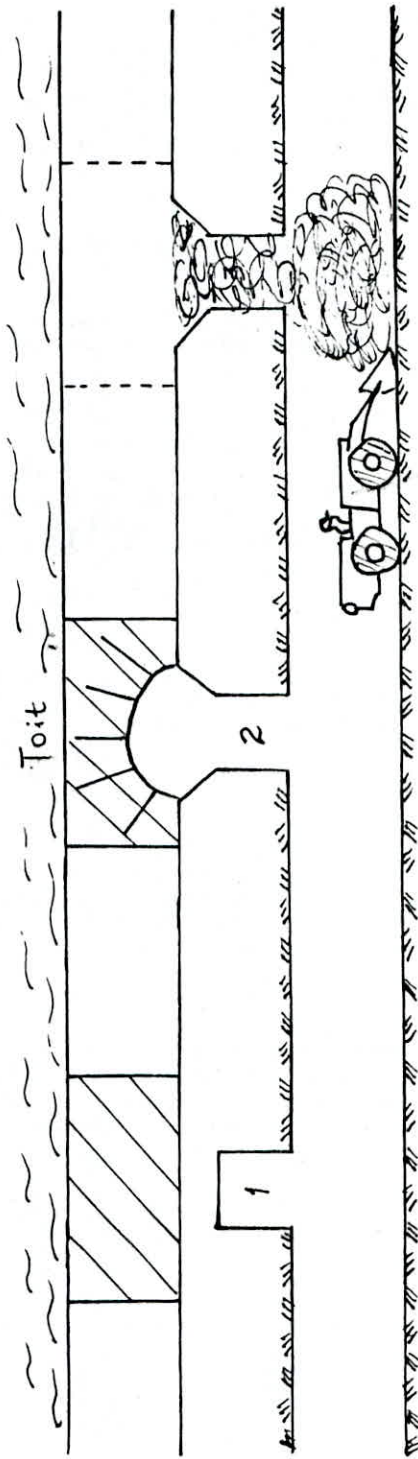
VI.2. CREUSEMENT D'UNE INFRASTRUCTURE DANS LE MUR ET ACCES AUX PILIERS PAR CHEMINEES

VI.2.1. Description de la méthode

Cette méthode d'exploitation comprend deux phases (voir figure 12).

- 1) Creusement dans le mur, suivant l'axe des alignements de piliers, de galeries de section 3,50x3,00 m. On laisse une planche d'au moins 3 m d'épaisseur en couronne de ces galeries sous l'ancienne exploitation. Ces galeries sont creusées dans une dolomie compacte.

Fig. n° 12 : Méthode de récupération des piliers par cheminées de soutirage



Mur

1. Creusement de la cheminée
2. Foration des trous de mine
3. Abattage et chargement

Ech. : 1/100

2) En rabattant on creuse, à l'aplomb de chaque pilier, une cheminée verticale de 3 m de hauteur et de 3,5x3,5 m de section. On procède à l'abattage du pilier en deux volées et en creusant des trous de mine en éventail. On peut alors escompter qu'une partie du pilier effondré se trouvant à l'aplomb de cette cheminée pourra être soutirée grâce à son écoulement propre.

Le chargement s'effectue à l'aide de chargeuses-transporteuses.

Cependant cette méthode présente quelques inconvénients ou difficultés qui sont:

- a) Le creusement des cheminées, outre la difficulté inhérente au positionnement exact de celles-ci, nécessitera des techniques de mise en oeuvre qui ne seront de sécurité que si le percement est réalisé en un seul minage.
- b) Nous aurons à creuser des galeries dans des parties stériles mais les roches extraites dans ces parties ne seront pas mélangées au minerai et ne seront donc pas envoyées en laverie.
- c) Par contre les roches abattues lors du creusement de la cheminée seront très difficilement séparables du minerai qui va les surmonter. On aboutira donc à une diminution de la teneur du tout venant envoyé en laverie.

La méthode est techniquement envisageable malgré les nombreuses difficultés qui peuvent surgir lors de la mise en oeuvre.

Le taux de récupération des piliers lors du soutirage est égal à 80%, mais le taux réel risque de varier en fonction de nombreux paramètres:

- Le positionnement de la cheminée de soutirage: la cheminée doit être implantée correctement à l'aplomb du centre du pilier à récupérer.
- L'état d'écrasement du pilier: l'écrasement du pilier doit être suffisant pour éviter tout risque d'obstruction de la cheminée. La dilution du minerai du pilier écrasé était susceptible de s'écouler facilement au travers d'une ouverture de 3,5 x 3,5 m et que la séparation avec les stériles serait suffisamment franche pour ne pas polluer le minerai.

VI.2.2. Calcul du prix de revient quartier pour la méthode de soutirage par cheminées

Cette estimation repose sur les hypothèses suivantes:

- La productivité du personnel est identique à celle pratiquée actuellement.
- Les matériels utilisés sont du même type que ceux actuellement en service.

Volume des travaux nécessaires à la récupération d'un pilier:

La récupération d'un pilier nécessite:

- Le creusement des galeries au stérile sous les piliers:
6 m de galerie sous le pilier, 6 m de galerie sous les chambres adjacentes et 0,6 m de descenderie.

Soit au total 12,6 m

La section de la galerie: 3,5 m x 3 m

La densité des roches stériles: 2,6

D'où tonnage abattu 344 tonnes (12,6x3,5x3x2,6)

- Le creusement d'une cheminée verticale sous le pilier:

La section: 3,5x3,5 m; la hauteur: 3 m

Soit un tonnage de 96 tonnes (3,5x3,5x3x2,6)

- Le soutirage du pilier:

La section: 6x6 m; la hauteur moyenne: 3,5 m, la densité 2,8. Nous admettons que le taux de récupération d'un pilier est 80%.

Soit un tonnage de 282 tonnes de minerai (6x6x3,5x2,8x0,8)

Donc, pour récupérer un pilier il faut abattre 440 tonnes de roches stériles et soutirer 282 tonnes de minerai.

Calcul du prix de revient prévisionnel:

Coût de la main d'oeuvre:

Personnel travaillant dans un poste.

- Un conducteur de chargeuse	3540 DA/mois
- Un foreur	3320 DA/mois
- Un aide foreur	2850 DA/mois

Total 9710 DA/mois

soit 422 DA/jour (9710/22)

Pour les travaux d'abattage on a:

La section de la galerie: 12 m²; la longueur du trou: 12m, le coefficient d'utilisation du trou: 0,8 et le poids volumique 2,8 t/m³.

Alors le tonnage de minerai abattu est:

53,76 t/hp (12x2x0,8x2,8)

D'où le coût de la main d'oeuvre:

7,85 DA/t.I.V (422/53,76)

Coût des consommables:

Pour récupérer un pilier, il a fallu extraire 440 tonnes de stériles et 282 tonnes de minerai. Soit un total de 722 tonnes.

La consommation spécifique d'explosif est de 0,5 Kg/t avec un prix de 29,50 DA/Kg.

La consommation spécifique en détonateur est de 0,5 pièces/t avec un prix de 10,75 DA/pièce.

Le coût de consommables à la tonne de tout-venant est (20,12 DA/tonnes) $([29,50 + 10,75]/2)$

Le coût total des consommables sera donc: 14526,64 DA
(20,12 x 722), soit 51,52 DA/(t.T.V) $(14526,64/282)$

Récapitulation:

- Coût de la main d'oeuvre 7,85 DA/t
- Coût des consommables 51,52 DA/t

Soit un coût total de 59,37 DA/t

VI.3. CHAMBRES VIDES ET PILIERS EN BETON

Cette méthode consiste à mettre en place des piliers en béton au lieu de laisser le minerai sous forme de piliers. Elle nous permet de réaliser un bon taux de défrusement.

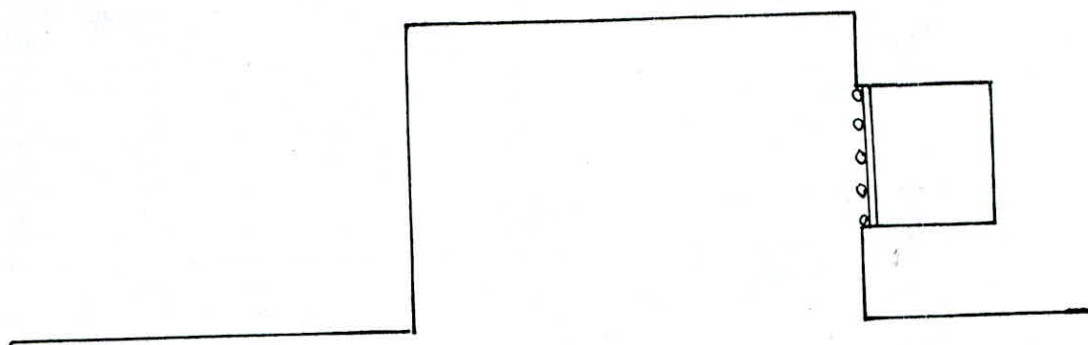
VI.3.1. Principe de la méthode

Elle se déroule en trois phases explicité par la figure 13.

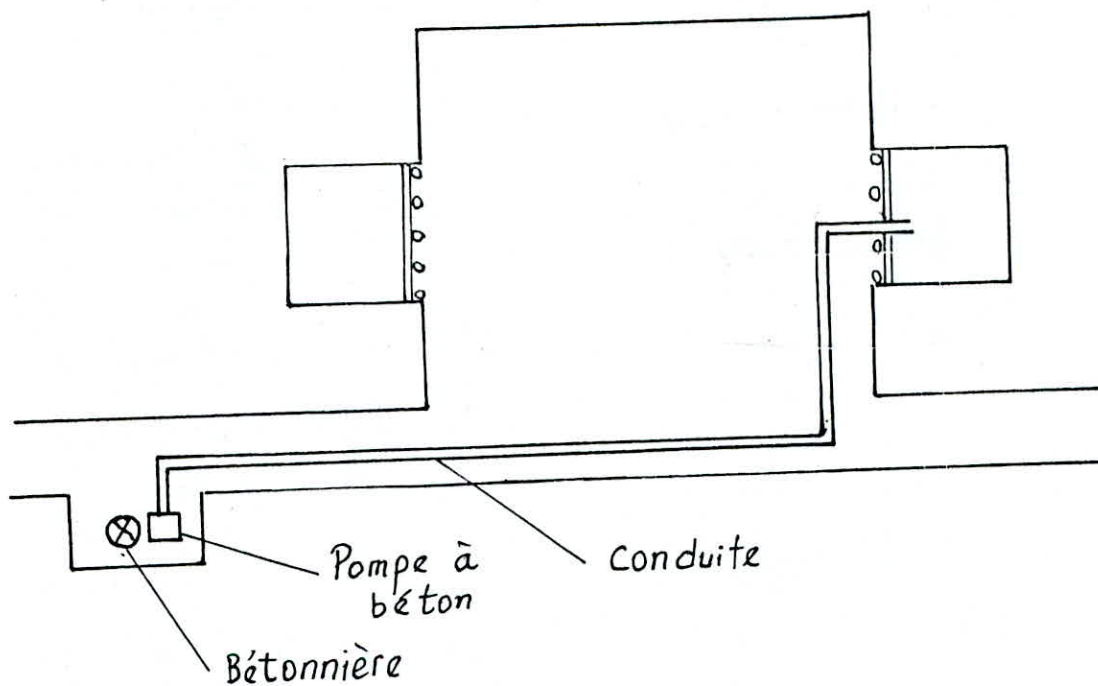
1^{ere} phase:

Une fois que le panneau est délimiter, on procède aux opérations suivante:

- on trace une recoupe, à partir de la galerie secondaire, de 12 m de large



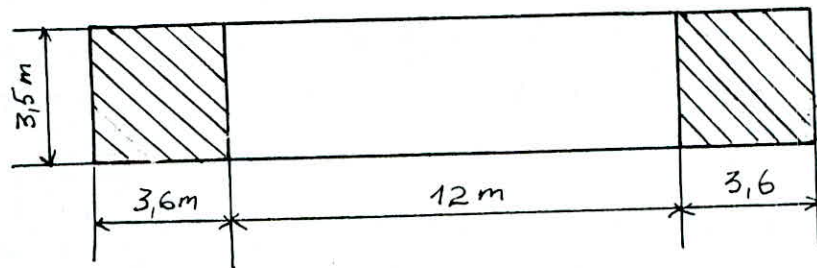
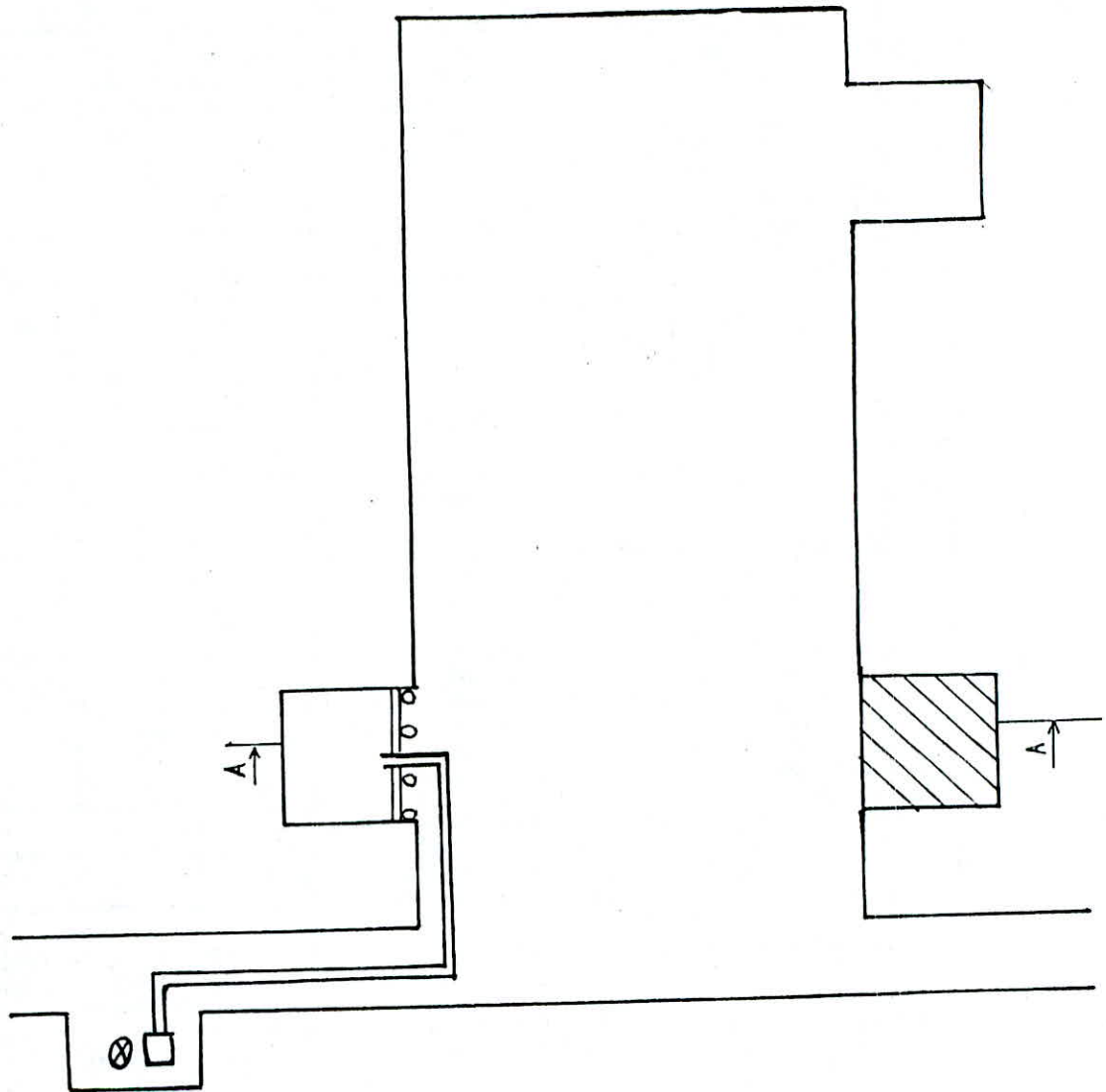
1^{er} phase



2^e phase

Fig. n°13: Description de la méthode des piliers
en béton

Echelle : 1/200



coupe A-A

Ech. : 1/200

- on ouvre une caméra ou chambre (marqué 1 sur la figure 13)
- on place le coffrage.

2^{ème} phase:

- Avancement de la recoupe en profondeur
- ouverture d'une caméra (2)
- coulée de béton dans la caméra (1)
- installation du coffrage dans la caméra (2)

3^{ème} phase:

- Creusement d'une caméra (3)
- coulée de béton dans la caméra (3).

VI.3.2. *Dimensionnement des piliers et des chambres*

Calcul de la résistance à la compression ultime de béton R_{cb} :

Le gisement est caractérisé par une fracturation marquée d'orientation variable, c'est la raison pour laquelle on a choisi le modèle de l'aire tributaire pour calculer la résistance à la compression du pilier en béton.

Les piliers sont dimensionner selon le principe suivant:

chaque pilier doit supporter une colonne de terrain sus-jacent de section $(a + 1) (b + 1)$, ce qui n'est possible que si la résistance à la compression est supérieure ou égale au poids de la colonne de terrain sus-jacent supporté.

Soit sous forme mathématique:

$$\gamma .H (a + 1) (b + 1) < R_{cb} (a.b) \quad (1)$$

où: γ - poids volumique du recouvrement

H - hauteur moyenne du recouvrement

a - largeur du pilier

b - longueur du pilier

R_{cb} - résistance à la compression du pilier en béton

A partir de (1), on aura $R_{cb} \geq [\gamma H (a + 1) \times (b + 1)] / (a \cdot b)$ (2)

En utilisant le taux de défruitement où la proportion des vides (τ),

en remplaçant $[(a + 1) (b + 1)] / (a \cdot b)$ dans (2) par $(1 - \tau)$, on aura la relation finale:

$$R_{cb} \geq \gamma H / (1 - \tau)$$

où: $\gamma = 2600 \text{ Kg/m}^3$, $H = 350 \text{ m}$ et $\tau = 30\%$

$$R_{cb} = 2600 \times 350 / [(1 - 0,3) \times 10^4] \quad R_{cb} = 130 \text{ Kg/cm}^2$$

ou $R_{cb} = 130 \text{ bars}$

en prenant une chambre de 12 m de large, alors le pilier a pour largeur 3,6 m

Volume du béton:

La production journalière est de 1265 tonnes, ce qui correspond à un volume de 451 m³ de minerai (1265/2,8)

Le volume de béton par jour est 135 m³ (451 x 30%)

Le volume de béton par poste est de 70 m³ (135/2)

D'où finalement le volume de béton par heure 8,75 m³ (70/8)

Donc pour avoir les 8,75 m³/h, notre choix de bétonnière est porté sur l'ATLAS 441 (bétonnière mécanique à tambour basculant) de fabrication locale, ayant un débit horaire de 10 m³/h.

VI.3.3 Préparation du béton

Le béton s'obtient en mélangeant des granulats (sables, agrégats), du ciment comme liant hydraulique et de l'eau.

Le sable est repris à la digue. La composition granulométrique du sable est d'une grande importance pour la qualité du béton. Les sables destinés aux mélanges des bétons

doivent être composés des grains dans la grosseur est comprise entre 0,14 et 5 mm pour assurer un volume minimal des vides; moins le volume des vides dans le sable est grand, moins il faut de ciment pour obtenir un béton compact.

Comme agrégats, on utilisera les pierres de roches stériles abattues lors des travaux d'infrastructure. Leur grosseure n'a pas une grande importance étant donné qu'on remplit un grand vide (chambre de 3,6 x 3,6 x 3,5 m).

Comme ciment on utilisera le ciment portland artificiel (CPA 325) qui contient au moins 97% de clinker, le reste étant du filler. Ce type de ciment est largement utilisé et est le liant le plus important qui assure des exigences présentées envers les béton (résistance mécanique, non gélivité, stabilité, imperméabilité à l'eau).

L'eau de gâchage ou de malaxage ne doit pas contenir plus de 2700 mg/l de sulfate estimé en SO_4 et plus de 5000 mg/l d'autres sels, le pH doit être supérieur à 4.

Dosage du béton:

La composition du béton c'est-à-dire la quantité du ciment, d'eau, de sable, et d'agrégats, est tout d'abord établie approximativement par calcul, ensuite elle est précisée par la méthode des essais de dosages expérimentaux de mélange de béton.

Le calcul de la composition du béton se pratique dans l'ordre suivant:

on définit le rapport ciment-eau (C/E), qui assure l'obtention d'un béton de résistance requise, on détermine la dépense nécessaire de ciment, ensuite des agrégats et de sable; on vérifie la fluidité (la consistance) du mélange de béton, leur

écart par rapport aux données fixées par le projet.

La définition du rapport ciment-eau (C/E) se fait suivant l'expression:

$$R_{cb} = A R_{cc} [(C/E) - 0,5] \quad (1) \quad \text{pour } C/E > 2,5$$

où R_{cb} : résistance à la compression du béton $R_{cb} = 130$ bars

R_{cc} : résistance à la compression du ciment $R_{cc} = 325$ bars

A: coefficient qui dépend des propriétés et la qualité des matériaux utilisés. $A = 0,55$ pour le gravier de grande fraction.

Pour 1 m³ de béton il nous faut:

- 0,3 tonnes de ciment
- 0,65 m³ d'agréats
- 0,35 m³ de sable

$$(1) \Leftrightarrow E = C / \{ [R_{cb} / (A \cdot R_{cc})] + 0,5 \}$$

$$E = 300 / \{ [130 / (0,55 \times 325)] + 0,5 \} \quad E \approx 255,25 \text{ l}$$

Le malaxage s'effectue au fond par la bétonnière ATLAS 441 installée dans une caméra près du chantier.

La variante qui consiste à installer la bétonnière au jour est écartée. Le transport du béton depuis le puits jusqu'au chantier nécessitera une grande dépense en conduites et rendra difficile le nettoyage de ces derniers. Aussi, le relief montagneux ne facilite pas le déplacement de la sondeuse et que le forrage des trous, servant de conduite depuis la surface jusqu'au quartier d'exploitation, est très coûteux.

Coffrages:

Ils sont constitués par des barrages en bois, madriers et planches. Le madrier a pour longueur 0,8 m et pour largeur 0,3m, la planche a pour longueur 0,7 m et pour épaisseur 0,05 m.

On utilisera le coffrage sectionné qui sera employé vingt fois (Cf. figure 14).

Mise en place du béton:

Le béton est ensuite mis en place par l'intermédiaire d'une pompe à béton mobile et des conduites de 200 mm de diamètre (Cf. figure 13)

Le béton est coulé en cinq tranches de façon à ne pas surcharger les coffrages.

Cette opération nécessite un personnel composé de deux ouvriers qui font la préparation du béton et de deux autres, un boiseur et un aide boiseur, qui s'occupent du montage des coffrage et la mise en place du béton.

VI.3.4. Calcul du prix de revient technique de la méthode des piliers en béton

La production annuelle est de 290000 tonnes ou 103571 m³ de minerai.

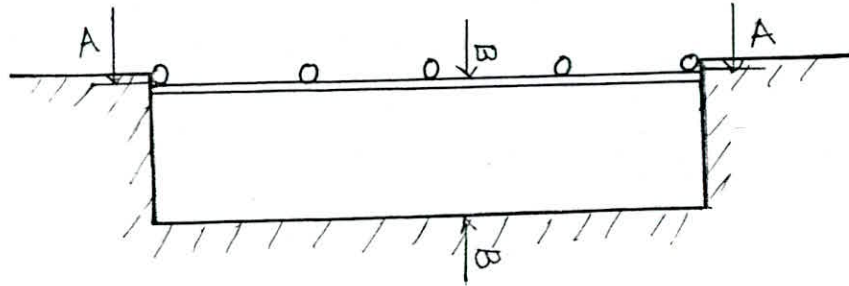
Le tonnage de minerai abattu et remplacé par les piliers en béton est 103571 x 30%, soit 31071 m³, donc il faut 31071 m³ de béton.

Investissements:

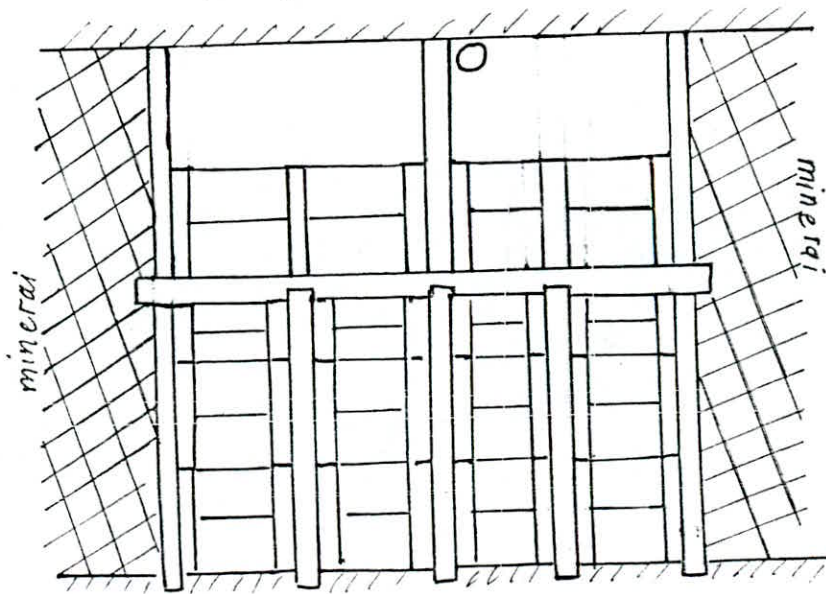
bétonnière	44000 DA
pompe à béton	300000 DA
tuyauterie	31000 DA
<hr/>	
Total	375000 DA

La durée d'amortissement est de 10 ans, ce qui donne un

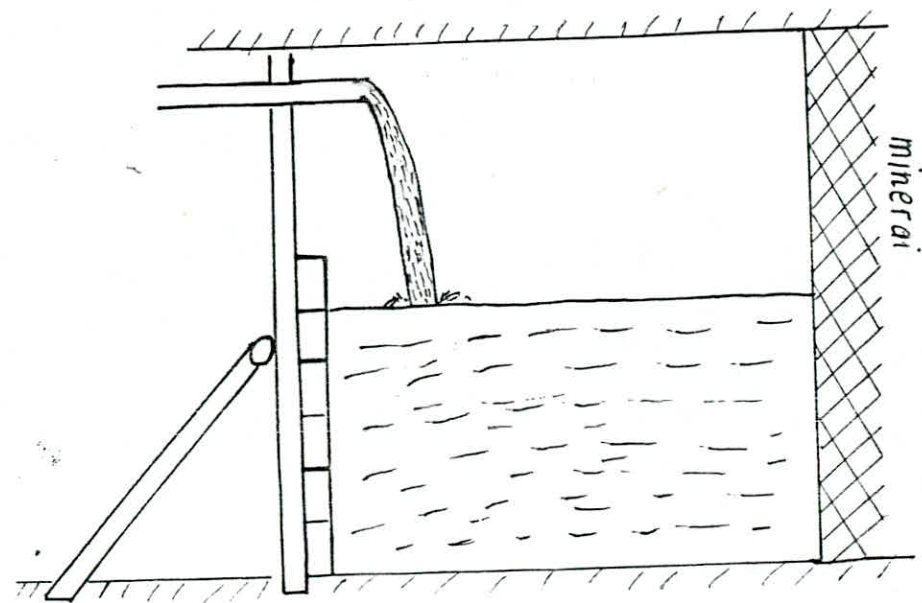
Fig.14 : Coffrage et bétonnage



Coupe A-A



Coupe B-B



Ech.: 1/50

amortissement de 37500 DA/an

Consommation en énergie électrique:

La puissance total de la bétonnière et de la pompe est 16 Ch
ou 12 Kw.

La consommation annuelle est $12 \times 1 \times 8 \times 2 \times 230$, soit
44160 Kwh.

D'où le coût d'énergie est de 22080 DA ($44160 \times 0,5$ DA/Kwh).

Amortissement 37500 DA/an

énergie 22088 DA/an

divers 11044 DA/an

entretien 18500 DA/an

Total 89132 DA/an

soit 2,86 DA/m³ (89132/31071)

Coût de la main d'oeuvre:

Le salaire moyen d'un ouvrier tourne autour de 3000 DA/mois
soit 36000 DA/an (3000x12 mois).

Les quatres ouvriers recevront 144000 DA
soit 4,65 DA/m³ (144000/31071).

Préparation du béton:

Ciment (0,3 tonnes x 425 DA/t) 127,5 DA/m³

granulat + sable 5 DA/m³

l'eau 10 DA/m³

divers 15 DA/m³

Total 157,5 DA/m³

Coût de coffrage:

On utilise cinq planches de 0,7 m de long par une section de coffrage, ce qui donne 25 planches pour les 5 sections.

Soit $25 \times 0,7 = 17,5$ ml (mètre linéaire)

L'épaisseur de la planche est 0,05 m

La longueur du madrier est de 0,3 m, sa largeur de 0,8 m. Le nombre nécessaire de madriers pour coffrer une chambre, de section verticale $3,5 \times 3,6$ m, est 48 madriers.

Entre 2 planches il faut 12 madriers ($3,5/0,3$)

Entre 5 planches il en faut 48 (12×4)

soit $48 \times 0,8 = 38,4$ ml.

Au total nous aurons besoin de 60 ml environ.

A raison de 60 DA/ml, le coût de coffrage est de 3600 DA.

Le coffrage sectionné est utilisé vingt fois, donc pour une utilisation le coût de coffrage devient 180 DA/ml.

Pour un pilier il faut $45,36$ m³ de béton ($3,5 \times 3,6 \times 3,6$)
d'où le prix du coffrage par m³ de béton est:

$$\underline{3,96 \text{ DA/m}^3} \quad (180/45,36).$$

Récapitulation:

Amortissement + Énergie + Entretien	2,86 DA/m ³
Main d'œuvre	4,65 DA/m ³
Préparation du béton	157,50 DA/m ³
Coffrages	3,96 DA/m ³

Total 168,97 DA/m³

d'où le prix de revient technique du m³ de béton 168,97 DA/m³

Tonnage du tout-venant abattu

$$12 \times 3,6 \times 3,5 = 151,2 \text{ m}^3$$

$$\text{soit en tonnes } 151,2 \times 2,8 = 423,36 \text{ tonnes}$$

Le prix de revient de la méthode rapportée à la tonne de tout-venant est:

$$(168,97 \times 45,36) / 423,36$$

soit

18,1 DA/t.T.V

Calcul de la valeur du bimétal par m³ de minerai

La méthode d'exploitation actuellement appliquée à la mine d'El-Abed se caractérise par le taux de perte excessif qui varie entre 30 et 50%.

Les cours de plomb et de zinc relevés du bulletin de la bourse de Londres du 5 mars 1990 sont:

pour le plomb 459 £/tonne, soit 780,3 \$/tonne (1 \$ = 1,7 £)
pour le zinc 1396 \$/tonne.

Les teneurs de plomb et de zinc sont respectivement de 0,8% et 2,6%. Pour 1 m³ de minerai de poids spécifique 2,8 t/m³, on récupère:

pour le plomb $1 \times 2,8 \times 0,8\% = 0,0224$ tonnes, soit 22,4 Kg
pour le zinc $1 \times 2,8 \times 2,6\% = 0,0728$ tonnes, soit 72,8 Kg.

Nous estimons le taux de perte lors du traitement du minerai à 20%, alors les poids des métaux sont:

pour le plomb $22,4 \times 80\% = 17,92$ Kg
pour le zinc $72,8 \times 80\% = 58,24$ Kg.

La valeur du bimétal par m³ de minerai

pour le plomb $17,92 \times \frac{780,3}{1000} = 13,98$ \$

pour le zinc $58,24 \times \frac{1396}{1000} = 81,30$ \$

Au total la valeur du bimétal par m³ de minerai est: 95,28 \$.

De cette valeur il faut soustraire le coût de traitement et d'extraction métallurgique qui est estimé à 50% de la valeur du bimétal.

Soit finalement la valeur du bimétal par m³ de minerai:

47,64 \$.

1 m³ de béton coûte 168,97 DA, soit 21,12 \$.

En faisant une comparaison entre les deux valeurs, nous constatons que la valeur du bimétal est largement supérieure (deux fois) au coût du m³ de béton.

CONCLUSION

La comparaison du prix de revient des trois variantes de récupération des piliers nous donne le résultat suivant:

Piliers en béton	18,1 DA/t
Soutirage par cheminée	59,37 DA/t
Le dépilage précédé du boulonnage	23,50 DA/t

D'après cette comparaison, nous proposons de mettre en oeuvre la méthode d'exploitation par chambres vides et piliers en béton.

Cette méthode outre son prix de revient bas, l'équipement que nécessite celle-ci est disponible à la mine. Elle permet d'améliorer la sécurité de travail, en réalisant des piliers de béton qui supportent les terrain sus-jacents et ramène le taux des pertes à 2% seulement.

L'opération du bétonnage peut se prêter à des améliorations sur plusieurs plans à savoir:

- remplacement du ciment par d'autres liants moins chers tels que la cendre, l'anhydrite, la pyrrhotine, etc...
- mécanisation de bétonnage et de coffrage
- automatisation de la préparation et la mise en place du béton.

Nous recommandons d'organiser un quartier d'essai où l'on vérifie nos calculs théoriques avant d'envisager l'extension de la méthode.

Enfin, nous rappelons que la réussite de la méthode d'exploitation nécessite une progression rapide et régulière du front. Ceci implique que la gestion des services généraux de la mine, (approvisionnement, entretien, énergie, aérage, transport, etc.) soit fiable.

BIBLIOGRAPHIE

A. ZAGOSKINE,

Rapport sur les travaux de recherche géologique exécutés sur le gisement de Plomb-Zinc d'El-Abed de 1967 à 1972. SONAREM.

A. KOMAR,

Matériaux et éléments de construction. Ed. Mir, Moscou (1978).

P. CHARON,

Calcul des ouvrages en béton armé suivant les règles de BAEL 1983.

Théorie et applications. Ed. Eyrolles, 3^e édition (1986).

CdF ingénierie,

Rapport: Méthode d'exploitation par chambres et piliers foudroyés (juin 1980).

M. CHAIBI et D. WINTER,

La récupération de piliers abandonnés. Application à la mine de Largentière, France (1975).

CdF ingénierie,

Rapport: étude de reprise des piliers abandonnés de la zone de Badis (mine d'El-Abed), (1980).

N. BELANTEUR,

Analyse de l'influence

Analyse de l'influence des facteurs naturels et des paramètres d'exploitation sur le comportement des terrains dans la méthode d'exploitation pour chambres et piliers (Mémoire de fin d'étude juin 1989).

