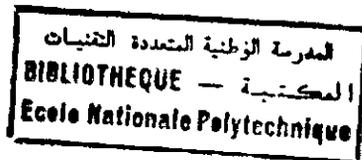


M0027/94A

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de L'Education Nationale
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER



MEMOIRE DE MAGISTER

Présenté Par : Lazouni Abdelhakim
Ingénieur d'Etat .Diplomé de L'E .N .P .A

CHOIX D'UNE METHODE OPTIMALE POUR L'EXPLOITATION D'UN GISEMENT DRESSANT

Cas du gisement de fer de la mine
de Boukhadra (Wilaya de Tébessa)

Soutenu le 20 AVRIL 1994 devant le jury composé de :

- | | | |
|-------------------|---------------------------------|--------------|
| S. GUERRAK | -Docteur D'Etat | - President |
| M. A BACHAR | -Docteur D'Etat (E N P A) | - Rapporteur |
| A. AIT YAHIA TENE | -Docteur es-Science (E N P A) | - Examineur |
| S. CHABOU | -Docteur (E N P A) | - Examineur |
| M. OULD HAMOU | -P.H.D (E N P A) | - Examineur |
| BENSLIMANE | -P. D. G. de L' E.N.FER PHOS | - Invité |
| HASBELLAOUI | -D.A.M Au Ministère des Mines | - Invité |

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de L'Education Nationale
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT GENIE MINIER



MEMOIRE DE MAGISTER

Présenté Par : Lazouni Abdelhakim
Ingénieur d'Etat .Diplomé de L'E .N .P .A

**CHOIX D'UNE METHODE
OPTIMALE POUR L'EXPLOITATION
D'UN GISEMENT DRESSANT**

Cas du gisement de fer de la mine
de BouKhadra (Wilaya de Tébessa)

Soutenu le 20 AVRIL 1994 devant le jury composé de :

S. GUERRAK	-Docteur D'Etat	- President
M. A BACHAR	-Docteur D'Etat (E N P A)	- Rapporteur
A. AIT YAHIATENE	-Docteur es-Science (E N P A)	- Examineur
S. CHABOU	-Docteur (E N P A)	- Examineur
M. OULD HAMOU	-PH.D (E N P A)	- Examineur
BENSLIMANE	-P. D. G. de L' E.N.FER PHOS	- Invité
HASBELLAOUI	-D.A.M Au Ministère des Mines	- Invité

Remerciements

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

Au terme de ce travail, je tiens à témoigner ma profonde gratitude à mon promoteur, **Dr Mohamed AGUIDB** maître de conférence à l'E.N.P.A, pour son suivi continu, durant toute la période de préparation du présent projet .

J'adresse mes remerciements à **MMrs**

- **AIT YAHIATEN** chef de département du Genie minier à l'E.N.P.A .
 - **BELLIROUNE.D** ingénieur des mines à l'EDEMINE .
 - **OUDJHANE .H** ingénieur géologue de l'EN Fer-Phos .
 - **KADI. N** ingénieur des mines à l'EN Fer- Phos ,
- pour leurs conseils, apports techniques et pédagogiques
pour que ce travail voit le jour .

Je tiens également à remercier l'ensemble du personnel :

- du département de G -Minier de l' E.N.P.A.
- de la bibliothèque de l'E.N.P.A.
- du centre de calcul de l'E.N.P.A et du H.C.E.R.
- du personnel de l'EN Fer-Phos unité de BouKhadra.
- enfin mes précieux collègues de graduation et de post-graduation au sein de l'E.N.P.A pour leurs aides.

J'exprime également ma reconnaissance à **Mr S.GUERRAK** d'avoir bien voulu accepter de présider le Jury .

Toute ma gratitude à **MMe** et **MMrs**

- Mr Med A.BACHAR Docteur d'etat (ENPA) .
- Mr A.YAHIATEN Docteur es-Science (ENPA).
- Mme S.CHABOU Docteu (ENPA) .
- Mr M. Ould Hamou PH D

d'avoir bien voulu faire partie du Jury qui jugera ce modeste travail .

DEDICACE

Je dédie le présent mémoire à :

Mes parents

Ma Femme

Mes soeurs

Mon frère

*ainsi qu'à mon ami Benaisa Med Fateh et toute sa famille
de même qu'à tous ceux qui me sont chers et ayant contribué de loin ou de près à la
réalisation de ce travail.*

Table de Matières

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
 BIBLIOTHEQUE — المكتبة
 Ecole Nationale Polytechnique

Introduction :	1
CHAPITRE I : Les méthodes de dépilage lors des gisements métallifères dressants	2
1-Section (A) : Présentation des principales méthodes selon leur classification	
1-1 Généralités.....	3
1-2 Les méthodes de dépilage par chambres vides.....	3
1-2-1 Les principales méthodes par traçage et soutirage.....	4
1-2-2 Sous-niveaux abattus.....	4
1-2-2-1 Principe du système des sous-niveaux abattus.....	4
1-3 La méthode de dépilage par chambre magasin.....	4
1-3-1 conditions d'application.....	5
1-3-2 Les variantes du système par chambre magasin.....	5
1-4 Méthode de dépilage par chambres remblayées.....	5
1-4-1 Matériaux de remblayage.....	5
1-4-2 Les variantes de la méthode par remblayage.....	6
2- Section (B) : Etude comparative entre méthodes et statistiques	7
2-1 Le rendement.....	7
2-1-1 Le rendement par méthodes.....	8
2-2 Taux de récupération.....	8
2-3 Dimensions des chambres par méthode.....	17
CHAPITRE II : Cas d'étude : Mine de fer de Boukhadra	24
1- Section (A) : Géologie	25
1-1 Généralités sur le gisement de fer de Boukhadra et situation géographique.....	25
1-2 Géologie régionale.....	25
1-3 Etude stratigraphique.....	25
1-4 Caractéristiques essentielles du gisement.....	31
1-4-a Type de gisement (génèse)	31
1-4-b Morphologie et structure.....	31
1-5 Minéralisation.....	31
1-5-1 Minéralisation principale.....	31
1-5-2 Minéralisations accessoires.....	31

2- Section (B) : Analyse des conditions technico-minières.....	33
2-1 Généralités.....	33
2-2 Analyse des conditions naturelles.....	33
2-3 Système d'exploitation appliqué dans la mine de Boukhadra.....	37
2-3-1 Processus d'exploitation.....	37
a - Travaux préparatoires.....	37
b - Travaux de découpage.....	37
c - Travaux d'abattage et de soutirage.....	39
2-3-2 Paramètres de travaux de foration et de tir.....	39
2-3-3 Les explosifs utilisés.....	39
2-3-4 Les accessoires.....	39
2-3-5 L'aérage.....	40
2-3-6 L'effectif réel.....	42
2-3-7 Problèmes rencontrés.....	42
2-3-8 Conclusion.....	43
 CHAPITRE III : Variante proposée.....	 44
 1- Section (A) : Description détaillée du système des sous-niveaux abattus par tranches verticales et sous-cavage du bloc avec fond incliné.....	 45
1-1 Généralités.....	45
1-2 Principes de la variante.....	45
1-3 Paramètres de construction du système d'exploitation.....	45
1-4 Travaux préparatoires.....	54
1-5 Travaux de découpage.....	54
1-6 Travaux d'extraction.....	54
1-6-1 La saignée de découpage.....	54
1-6-2 Sous-cavage du bloc.....	56
1-6-3 Travaux de forage et de tir.....	56
 2- Section (B) : Paramètres des travaux de foration et de tir.....	 57
2-1 Abattage du minerai par trous profonds.....	57
2-2 La ligne de moindre résistance.....	57
2-3 Quantité de minerai abattu par l'abattage d'une tranche de minerai.....	58
2-4 Rendement du minerai.....	58
2-5 Longueur totale des trous dans une tranche.....	58
2-6 Capacité d'explosif pour un mètre de trous.....	58

2-7 La charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche de minerai.....61

3- Section (C) : L'Aéragé.....65

3-1 Calcul de la quantité d'air nécessaire.....65

3-1-A Suivant l'effectif.....65

3-1-B La quantité d'air suivant les gaz d'échappements des moteurs diesel.....66

3-1-C La quantité d'air suivant la consommation d'explosif.....66

3-2 Régime d'aéragé intensif.....66

3-3 Régime d'aéragé normal.....67

3-4 Calcul du ventilateur principal.....68

3-4-1 La puissance du ventilateur principal.....69

3-5 l'Aéragé secondaire.....70

4- Section (D) : Organisation des travaux miniers lors de l'exploitation des
chambres et les indices techniques.....71

4-1 Organisation des travaux d'exploitation des chambres.....71

 Organisation des travaux de foration.....71

 Organisation des travaux de chargement des trous par l'explosif.....72

 Organisation des travaux de chargement et de transport du minerai abattu.....73

4-2 Les indices techniques.....76

CHAPITRE IV.....79

4- Appréciation économique.....80

- Généralités.....80

4-1 Le prix de revient.....80

4-1-A Le prix de revient de la variante appliquée.....80

 A-1 Le prix de revient.....80

 A-2 Matériaux.....82

 A-3 Energie.....84

 A-4 Amortissement.....85

 A-5 Entretien du matériel.....87

- Prix de revient.....87

4-1-B Le prix de revient de la variante proposée.....88

 B-1 Salaire.....88

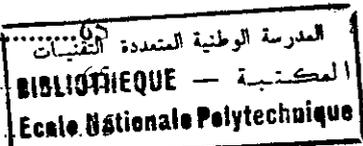
 B-2 Matériaux.....89

 B-3 Energie.....90

 B-4 Amortissement.....91

 B-5 Entretien.....92

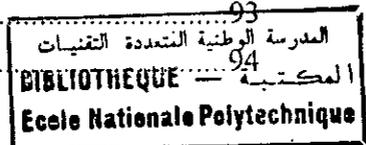
- Prix de revient.....92



Comparaison technico-économique.....93

- Comparaison technique.....93

- Comparaison économique.....94



Conclusion.....95

Bibliographie.....97

Annex 1.....100

Les caracteristiques techniques des engins et machines utilisés à la mine de
BouKhadra.....100

Annex 2.....102

Introduction

Le développement économique de l'Algérie repose sur un certain nombre de facteurs, parmi lesquels l'industrie minière occupe une place importante.

l'exploitation rationnelle, du point de vue économique et sécuritaire exigé la prise en considération des données naturelles objectives et l'utilisation de méthodes techniques et technologiques modernes.

L'Algérie, bien que dotée de nombreux gisements métallifères, exploite seulement quelques uns par des méthodes souterraines, c'est le cas notamment de :

- La mine d'El Abed (gisement de pb.Zn) exploitée par la méthode des chambres et piliers
- La mine de Kherzet Youcef (G. de pb. Zn) exploitée par la méthode des sous-niveaux.
- La mine de Boukhadra (G. de fer) exploitée par la méthode des sous-niveaux abattus en gradins droits par l'abattage des tranches verticales par longs trous.

Cependant l'expérience liée à l'exploitation de ces gisements métallifères par les méthodes souterraines est insuffisante et ne donne pas un éventail suffisant des méthodes utilisées et pouvant être l'objet d'études économiques comparatives.

Jusque là, les méthodes utilisées, bien que théoriquement correctes, demeurent discutables en pratique. En effet, l'exécution de ces projets a toujours été liée à des déviations; dans le cas de la mine de Boukhadra, on remarque le faible rendement de la mine qui n'atteint que 50% de la production projetée, découlant du non respect des paramètres du projet. Néanmoins le problème n'est pas seulement lié à l'exécution, mais au projet lui même car la méthode adoptée pour l'exploitation du gisement de fer de Boukhadra n'a pas été réellement fondée sur la base des données objectives, naturelles, techniques et technologiques.

La contribution à surmonter ces insuffisances, est l'objet du présent travail qui tente de se pencher sur le problème complexe, du choix d'une méthode rationnelle (ou d'une variante adéquate) d'exploitation du gisement de fer de Boukhadra en fonction des conditions naturelles, techniques et technologiques, tenant compte de l'expérience acquise dans le domaine de l'exploitation des gisement métallifères et dont les conditions naturelles s'apparentent à celle de la mine de BouKhadra .

CHAPITRE I

**Les méthodes de dépilage lors
des gisements métallifères
dressant .**

- 1- Section A: Présentation des
principales méthodes selon
leurs classifications .**
- 2- Section B: Etude comparative entre
les méthodes .**

1 - Section (A) : Présentation des principales méthodes selon leur classification :

1-1 Généralités

La pratique d'exploitation souterraine des gisements métallifères connaît de nombreuses méthodes de dépilage dont les quatre principales classes regroupant les différentes variantes de dépilage sont [01] :

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

L'utilisation de chaque méthode reste liée aux conditions géologiques et aux exigences techniques et technologiques. Dans ce cadre, notre étude ne se limitera qu'aux variantes applicables aux gisements métallifères dressants.

Toutefois la sélection de ces variantes tiendra compte des résultats de l'expérience acquise dans l'exploitation des mines analogues dans le monde et se basera sur les conditions naturelles et technico-minières d'exploitation du gisement de fer de BouKhadra .

Le choix rationnel de la méthode dépendra en définitif de l'étude comparative technico-économique des variantes sélectionnées.

1-2 Les méthodes de dépilage par chambres vides :

Les méthodes de dépilage par chambres vides consistent soit à conserver les vides créés par l'extraction du minerai utile sans traitement préalable (sans remblayage, ni foudroyage), c'est-à-dire sans aucun soutènement artificiel systématique, soit au contraire avec un soutènement systématique (boisé ou charpenté).[7]

Ces méthodes sont appliquées surtout dans le cas où la résistance des épontes est si grande par rapport à la poussée des terrains qu'elle permet d'abandonner des espaces vides sans traitement; ce cas là est observé le plus souvent dans des mines métallifères de type filonien en dressant .

L'utilisation des chambres vides connaît plusieurs variantes dans le cas des gisements métallifères dressants. On emploie très souvent les chambres vides par traçage et soutirage, du fait que cette variante assure une grande productivité de la mine et surtout que les diverses opérations d'exploitation s'exécutent dans de très bonnes conditions de sécurité.

1-2-1 Les principales méthodes par tracage et soutirage sont :

- Sous-niveaux abattus.
- Cheminées détruites.
- Chambres d'étage (abattage en masse).

L'application de l'une de ces méthodes lors de l'exploitation des gisements métallifères dressants dépend essentiellement des conditions naturelles du corps minier et des conditions technologiques dont dispose l'unité ou l'entreprise minière; parmi ces trois méthodes par chambre vide on preconise l'application des sous-niveaux abattus, car ce système d'exploitation peut vraisemblablement s'adapter aux conditions naturelles et technologiques de la mine de BouKhadra.

1-2-2 Sous-niveaux abattus :

Le système d'exploitation des sous-niveaux abattus est largement appliqué ailleurs notamment au Canada, en URSS, en Suède, car ce système assure une haute productivité due à la simultanéité des travaux de chargement et de foration, une possibilité de mécanisation des différentes opérations d'exploitation, la sécurité des ouvriers et de l'équipement minier, et enfin permet un recouvrement rapide des investissements pour les travaux préparatoires et de découpage.

1-2-2-1 Principe du système des sous-niveaux abattus :

Le principe du système de dépilage des sous-niveaux abattus est très simple : dès qu'on prépare la saignée de découpage qui permet d'avoir un espace de compensation et une surface libre, on procède à l'abattage des tranches verticales à partir des ouvrages creusés au minerai à de différents sous-niveaux que l'on appelle «Galerie de foration» en utilisant de longs trous soit en éventail, soit en parallèle; l'épaisseur des tranches en général varie entre (2 - 2,5 m) selon la nature du minerai, le diamètre du trou et la nature de l'explosif à utiliser. Ainsi ce système de dépilage permet :

- l'extraction d'une qualité importante de minerai pur, dont le coefficient d'extraction peut atteindre (85- 95 %), [08]

- réduction du niveau de salissure d'exploitation jusqu'à (3 - 8 %), [08]
ce qui augmente la valeur industrielle du minerai.

1-3 la méthode de dépilage par chambres magasins :

La méthode de dépilage par chambres magasins permet de soutirer une partie du minerai abattu de façon à avoir un espace nécessaire pour les travaux de forage pour l'abattage, donc un espace ayant des dimensions raisonnables; l'autre partie du minerai abattu servira de planche aux mineurs et en

même temps de soutènement du toit contre le mur; de ce fait le soutirage final de tout le minerai abattu ne sera effectué qu'après que tout le bloc soit abattu. [7]

1-3-1 Conditions d'application :

On emploie les systèmes par chambres magasins dans les cas suivants :

- Gisement dressant ayant un pendage d'au moins (55 - 60°) [08]
- Le minerai abattu ne doit pas se colmater, s'oxyder et s'enflammer, si non le soutirage sera impossible ou alors très difficile.
- Avoir une bonne tenue des épontes et du minerai, car toutes les opérations se passent sous le toit nu sans soutènement.

1-3-2 Les variantes des systèmes par chambres magasins :

- Chambre magasin avec abattage par trous de mines.
- Chambre magasin avec abattage par trous profonds.

1-4 Méthodes d'exploitation par chambres remblayées :

Les méthodes d'exploitation par chambres remblayées, dites aussi par tranches remblayées, consiste à traiter les vides créés par l'exploitation, donc immédiatement après l'abattage du minerai; ce dernier doit être évacué et remplacé par du remblai qui sert à maintenir les épontes; ainsi au fur et à mesure que le chantier avance, il en est de même pour le remblai.

On emploie cette méthode dans les cas suivants :

- Filon mince et fortement penté (subvertical).
- Bonne tenue du minerai.
- Faible tenue des épontes.
- Cas du minerai inflammable.
- Eviter l'affaissement du terrain.
- Gisement profond présentant un danger de coups de rochers.
- surtout dans le cas où le minerai est de valeur, et que l'on veut un maximum de récupération.

1-4-1 Matériaux de remblayage :

Les matériaux de remblayage utilisés en général sont les suivants :

- Les stériles obtenus lors des travaux préparatoires au rocher.
- Les roches stériles prélevées de l'une des épontes dans le cas des filons très minces.
- Les stériles des laveries et les scories des usines.
- Les remblais des carrières spécialement acheminées du jour au fond.

1-4-2 Les variantes de la méthode sont :

- Tranches horizontales montantes remblayées.
- Tranches horizontales montantes remblayées avec matériel automoteur.
- Tranches obliques remblayées.

2- Section (B): Etude comparative entre les méthodes :

Dans le but d'avoir quelques résultats statistiques sur les différentes méthodes d'exploitation des gisements dressants permettant d'avoir une étude comparative entre les chambres vides, les chambres magasins et les tranches remblayées, nous présentons ci-dessous le tableau N° (1-1), [16]-[17], donnant une classification par ordre alphabétique de compagnies minières, toutes canadiennes, la nature du minerai produit, le tonnage par jour, les coûts en \$/t et les méthodes principales utilisées.

N.B : on a cité que des données canadiennes, car c'est les seules dont on dispose .

Ces mines ont été réparties dans trois tableaux (1a, 1b, 1c) en fonction des méthodes utilisées avec des indications sur :

- Les dimensions de la chambre (longueur x largeur x hauteur).
- Le Pendage.
- Le % de récupération.
- Le % de dilution.
- Le rendement production par méthode.

Pour les tranches remblayées, une indication supplémentaire :

ch : indiquant que c'est la chambre qui est exploitée.

p : indiquant que c'est le pilier qui est exploité.

Ainsi c'est sur la base des résultats de la pratique d'exploitation des mines canadiennes pour les trois classes de méthodes présentées dans les trois tableaux (tab 1a, 1b, 1c) que l'étude comparative sera présentée. [16], [17]

2-1 Le rendement :

La pratique d'exploitation des mines souterraines a montré que le rendement que peut assurer une classe de méthodes d'exploitation des gisements métallifères dressants, dépend principalement des possibilités de la mécanisation des diverses opérations d'exploitation.

C'est pourquoi le rendement est d'autant plus élevé que la mécanisation l'est.

Pour comparer le rendement de chaque classe de méthodes nous présentons un graphique donnant le pourcentage cumulé des mines canadiennes en fonction de la productivité au fond par méthode. (fig 1-1).

2-1-1 Le rendement par méthode :

2-1-1-a Les chambres vides :

Selon les courbes de la fig n°(1-1), les chambres vides ont les rendements les plus élevés, en moyenne 54 t/h.p et variant entre 10 t/h.p et 130 t/h.p. Le rendement de la production lors du dépilage des chambres varie de 50 à 130 t/h.p et pour le dépilage des piliers, il varie de 10 à 50 t/h.p.

2-1-1-b Les chambres magasins :

Les chambres magasins ont un rendement moyen de 36 t/h.p variant de 10 à 95 t/h.p. On constate cependant que plus de 70% des mines ont un rendement compris entre 10 et 35 t/h.p, soit 22 t/h.p en moyenne.

Les rendements les plus élevés de l'ordre de 60 à 95 t/h.p correspondent à des méthodes par chambres magasins utilisant les techniques des chambres vides (foration à longs trous).

2-1-1-c Les tranches remblayées :

Les tranches remblayées ont un rendement moyen de 22 t/h.p et variant entre 5 t/h.p à plus de 60 t/h.p.

Là également, on constate que près de 80% des mines ont un rendement compris entre 5 et 30 t/h.p, soit un rendement moyen de l'ordre de 15 t/h.p.

Les rendements plus élevés correspondent soit à une technique par chambres vides remblayées ultérieurement, soit à des rendements de la foration et de abattage qui ne prennent pas en compte la mise en place du remblai.

Les rendements, en moyennes plus faibles pour la méthode sont la conséquence de la mise en place du remblai.

2-2 Taux de récupération et dilution :

Les valeurs moyennes sont de l'ordre de :

- 94% pour les taux de récupération
- 15% pour la dilution du minerai

Pour toutes méthodes confondues (cf. fig n° (1-1)).

Tab.(1.1) Classement alphabétique des Companies Minières Canadienne
exploitant des gisements metalliferes subvertaux.

N°	Compagnie	Mine	Produits	Minerai/jour	Coût \$/t	Méthode principale %
0	Agnico Eagle Mines Silver division	Temiskaming	Ag	200 t	---	Ch. Mag. (100%)
1	Agnico Eagle Mines	Gold division	Au - Ag	1000 t	8,5	Ch. Mag. (100%)
2	Algoma Steel Corp.	Mac Leod	Siderite	8000 t	---	Ch. Vide (100%)
3	Brunswick Mining and Smelting	N° 6	Pb - Zn Cu - Ag	800 t	---	T.M.R. (100%)
4	Brunswick Mining	N° 12	Pb - Zn Cu - Ag	8800 t	---	T.M.R. (100%)
5	Camflo Mines	Camflo	Au	1300 t	---	Ch. Vide (75%)
6	Campbell Chibougamau Mines	Henderson	Au - Cu Ag	650 t	19	T.M.R. (100%)
7		Cedar Bay	Au - Cu - Ag	165 t	23,5	T.M.R. (95%)
8	Campbell red Lake Mines		Au - Ag	800 t	---	Ch. Mag. (70%)
9	Canadaka Mine	Canadaka	Ag	100 t	---	Ch. Mag. (100%)
10	Cominco, HB					
11	Cominco	Con	Au - Ag	650 t	34,4	T.M.R. (100%)
12	East Malartic Mines	east Malartic	Au	1700 t	10,3	Ch. Vide (100%)
13	Eldorado Nuclear	Fay and fay Winze	U3 O8	1700 t	---	T.M.R. (35%)
14		Verna and Verna				T.M.R. (35%)
15	Falconbridge Copper	Opemiska div.	Cu - Ag - Au	2900 t	---	Ch. Vide (52%)
16	Falconbridge Nickel Mines	falconbridge	Ni - Cu	3000 t	---	T.M.R. (92%)
17		Lockerby	Ni - Cu	1100 t	---	Ch. Vide (65%)
18		North	Ni - Cu			T.M.R. (75%)
19		Strathcona	Ni - Cu	7500 t	---	T.M.R.
20	Heath Steel Mines	Heath Steel	Cu - Pb - Zn	3500 t	9,4	*Ch. Vide (100%)
21	Hudson Bay Mining	Anderson lake	Cu		26,3	Travaux préparat.
22		Centennial	Cu - Zn Au - Ag	1000 t	5,8	Travaux préparat.
23		Chisel Lake	Zn - Ag - Au	1000 t	24,1	Ch. Vide (70%)
24		Ghost Lake	Zn - Cu	200 t	42	Ch. Vide (100%)
25		Osborne Lake	Cu - Zn	750 t	22	Ch. Vide (40%) Ch. Mag (100%)
26		Stall Lake	Cu	1200 t	21,6	T.M.R. (80%)
27		White Lake	Cu - Zn	330 t	12	Ch. Mag
28	Inco Metals Co	Coleman	Cu - Ni	3300 t	---	T.M.R. Méca (95%)
29		Copper Cliff North	Cu - Ni	7000 t	---	Ch. Vide (100%)
30		Copper Cliff South	Cu - Ni	3300 t	---	Ch. Vide (80%)

Suite du tableau 1.1

N°	Compagnie	Mine	Produits	Minerai/jour	Coût \$/t	Méthode principale %
31		Crean Hill	Cu-Ni	4000 t	---	Ch. Vide. (84%)
32		Creighton N°3	Cu-Ni	4000 t	---	Ch. Vide (100%)
33		Creighton N°9	Cu-Ni	8000 t	---	T.M.R. (60%)
34		Frood	Cu-Ni	7400 t	---	S.N.F. (38%)
35		Garson	Cu-Ni	4300 t	---	T.M.R. (60%)
36		Levack Centrale	Cu-Ni	5000 t	---	T.D.SR. (79%)
37		Levack West	Cu-Ni	4100 t	---	T.M.R. (70%)
38		Little Stobie	Cu-Ni	3000 t	---	Ch. Vide. (70%)
39		Shebandowan	Cu-Zn	1500 t	---	T.M.R Méca(100%)
40		Stobie	Au-Ag Cu-Ni	14000 t	---	Ch.Vide (75%)
41	Kerr Addison Mines		Cu-Ag	700 t	42,4	T.M.R. Square Set, Ch.mag.
42						
43	Mattagami Lake Mines	46	Zn-Cu Au-Ag	2800 t	---	Ch-Vide. (100%)
44	Niobec Inc.	Geco division	Nb 205	1700 t	---	Ch.Vide. (100%)
45	Noranda Mines, Geco div.	Geco division	Cu-Zn-Ag	5000 t	---	Ch. Vide (100%)
46	Noranda Mines, Matagami div.	Matagami Lake	43		---	
47	Pamour Porcupine Mines	1ère division	Au	1700 t	---	Ch. Vide (70%)
48		3ème division	Au	500 t	17	T.M.R. (100%)
49		Schumacher div	Cu-Au-Ag	2900 t	7	Ch.Vide (75%)
50	Patino Mines, Copper Rand	Copper Rand	Cu-Au-Ag	1900 t	19	T.M.R (66%)
51	Placer Development	Craigmont	Cu-Fe	4700 t	---	S.L.C (85%)
52	Sheritt Gordon Mines	Fox Mine	Cu-Zn	3800 t	7,6	*Ch.Vide (100%)
53		Ruttan V/G	Cu-Zn	10000 t	---	*Ch.Vide (100%)
54	Sigma Mines		Au-Ag	1600 t	14,3	T.M.R. (42%)
55	Texas Gulf Canada	Kidd Creek Mines	Ag-Au-Si	4000 t	---	Ch. Vide (86%)
56	Union Minière and Mining Corp.	Theirry	Cu-Ni	4000 t	---	Ch.Vide (100%)
57	Wesforb Mines	Tasu	Fe-Cu	4000 t	---	Ch.Vide (100%)
58	Western Mine Ltd	Myra Creek	Cu-Zn-Au Ag-Pb-Cd	950 t	21,5	T.M.R. (88%)
59	Whitehorse Copper Mines	Little Chief	Cu-Au-Ag	2400 t	7,3	Ch. Vide (50%)

* avec remblayage postérieur à l'exploitation de la chambre ou du pilier.

. coût par tonne pour l'année 77 ou 78, sinon année 79 (ce coût est indicatif pour l'ensemble d'une mine).

Tableau (1-a) Méthodes par chambres vides

Mine	Chambre			Pendage	Dimensions des stots (m)			Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/tp
	Long.	Larg.	Haut.		Horiz.	Vert.	Transv.			
2	60	18	67	70°			24	97	10	389*
5	90	24	45					95	10	81,5
10	90	24	30	70°				100	20	95
12	90	10,8	78	76°				100	21	15,5
15	105	10,5		55°				95	30	35
17	12-36	11	46-63	85°			3,6-12	90	3/15	34/40
18	60	9	48	70°						
20	42	12 à 36	30 à 96	75°	21 à 30	18		85	10	50,7
22	48	36	60	70°						
23	30	15	60	65°			24	90	20	10
24	30	9	12 à 60	70°				90	20	11
25	30	9	30	70°		12		80	20	10
26	60	6	30	45°	12					
28	33	18	90	90°				100	18	105
29	60	17	60	88°		24		85	18	100
30	60	24	75	70°		12		95	15	80
31	42	15	60	85°			6	97,3	14,6	84
32	90	24	60	90°			24	98	4,5	10,4
33	60	12	51	65°				100	18,6	40
34	90	60	51					90	5	130
36	84	15	42					85	20	75
37	17	12	30	90°				100	10	100
38	37	30	60	70°				90	5	90
40	90	21	90	70°				86	11	120
42										
43	60	18	90	80°				90	15	32
44	45	24	90					100		50
45	19	21	120				36	100	10	
46	43									
47	57	15	54	75°				95	10	50
49	75	18	90	70°				100	15	22,5
50	105	7,5	90	65°				80	30	12,4

Méthodes par chambres vides

Mine	Chambre			Pendage	Dimensions des stots (m)			Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
	Long.	Larg.	Haut.		Horiz.	Vert.	Transv.			
52	30	18	60 à 120	70°		14		100	6	23
53	35	15 à 45	60	65 - 70°		15		90	15	25
55	45	18	90	90°			24	100	10	26
56	36	12	60	55°				100		
57	72-120	21 - 30	45	90°				100	10	90
58	105	24	15	45°				100	10	90
59	24	18	69	80°	15		18	86	19	48
Moy. des mines	58 = 28	19 = 10	62 = 23					94 = 6	15 = 7	54 = 37

* Cette valeur correspond au rendement foration + abattage.

Tableau (1-b) Méthodes par chambres magasins

Mine	Chambre (en m)			Pendage	Dimensions des stots (m)			Profondeur	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
	Long.	Larg.	Haut.		Horiz.	Vert.	Transv.				
0	15	1,20	15	90°				95	10		
1	30	1,50	30	90°				95			
5	24	6	15					95	5	22,2	
8				65°					10	31,2	
9	30	1,80	18	90°				95	10	5	
10	90	12	30	70°				95	10	95	
15	60	3	45	60°				100	15	25	
23	30	12	30	75°							
25	30	9	30	70°		12					
27	60	1,50	60	85°						11,15	
31	24	9	60	85°				96,6	5,9	36	
41	60	9	65	85°				85	15	68	
47	60	3,60	54	90°				90	15	25	
50	53	3	45	65°				85	15	12,4	
54	75	4	90	80°				90	20	65,3	
Moy. 13	47 = 23	5,8 = 4	43 = 22,5					93 = 5	12 = 4	36 = 28	

Tableau (1-c) Présentation des paramètres relatifs à la méthode par tranches remblayées

Mine	M	P	Ch	P	Dimensions des stots (m)			Pendage	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
					Long.	Larg.	Haut.				
3	x		x		30	6	3,60	55°	95	20	27
4	x		x		à 450	à 18	4,80	à 80°	90	12	35
6	x		x		75	3	45	55°	100	15	9,2
7	x		x		3,8	1,2	45	75°	89	5	6,1
8	x		x	x				65°		10	17,2
11	x		x		60	4,5	60	60°			21
13	x		x		45	1,5 à 9	30	49°	85	70	18
14	x		x		45	1,5 à 9	30	0-70°	85	70	21
15	x		x		60	4,5	45	60°	100	10	15
16	x		x		80	6	50	75°	100	15	17,6
17	x			x	30-75	3,6-12	42-63	90°	100	9/15	11/20
18	x		x		45	12	50	75°			
19	x		x		60-75	12-15	38	15-80°	87	4,5	36
21	x		x	et x	60 et 12	6	60	68°	100	20	7,2
23	x		x		45	9	18	65°			
26	x		x		60	18	60	45°	100	15	7,6
	x			x	60	12	16	45°			
28	xMc		x		57	12	90	50°	95	13	58
30	x		x		60	12	75	65°	95	8	25
33	x		x		60	7,5	51	65°	94,5	8,5	30
34	x		x		45	7,5	45		95	6	30
35	x		x		37	7,5	57	70°	95	15	17,8
	xMc		x		144	15	51	70°	95	15	31,5
36	x		x		90	9	54		100	10	17
37	x		x		75	12	75	90°	100	10	48
38	x		x		150	12	60	80°	95	5	40
39	xMc		x		180	3-12	60		95		35
41	x		x		30	12	45	85°	90	10	13,7
48	x		x		60	6	60	70°	100	10	5
	x			x	23	6	60	70°	80	10	5

Tranches remblayées

Mine	M	P	Ch	P	Dimensions des stots (m)			Pendage	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
					Long.	Larg.	Haut.				
49	x			x	45	2,4	38	70°	100	5	8,1
50	x		x		105	6	45	65°	95	5	12,4
54	x		x		60	2,7	45	75°	95	10	17,7
58	x		x		60	3,6	45	0 - 90°			22
16		x	x		80	5,4	50	75°	100	12	12,6
28		xMc		x	57	6	90	50°			
30		x		x	12	24	75	70°	95	8	10
33		x		x	60	6	60	65°	96,8	15,5	20
34		x		x	45	4,5	60		100	18	12,5
36		x		x	60	6	48		100	15	14
40		xMc	x		90	9	60	70°	98	6	65
Moy.					72 = 69	8 = 4	50 = 19		95 = 5	14 = 15	22 = 14

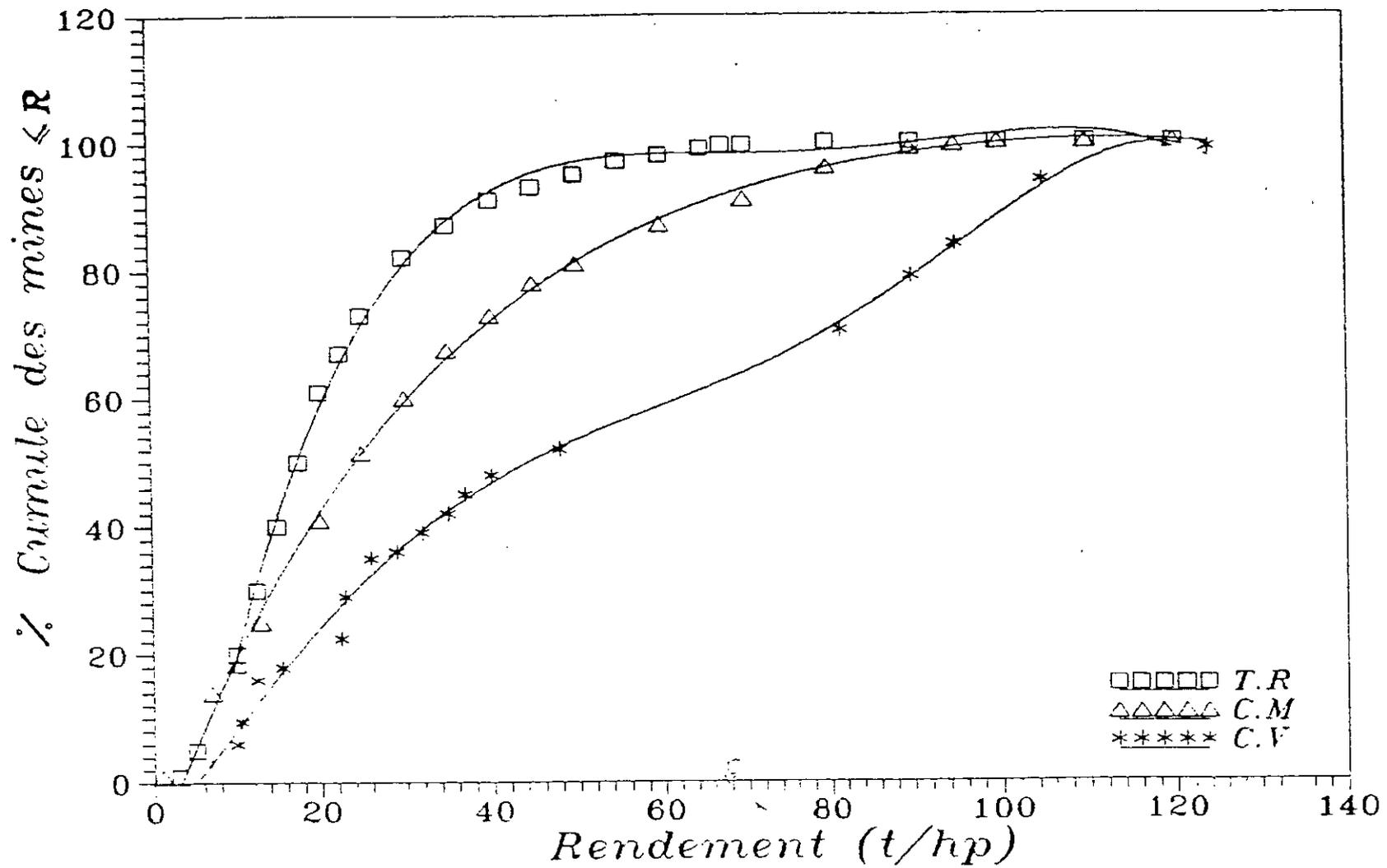


Fig (1-1) : Evolution du rendement en t/hp par methodes frequentes

Tableau (1-b) Méthodes par chambres magasins

Mine	Chambre (en m)			Pendage	Dimensions des stots (m)			Profondeur	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
	Long.	Larg.	Haut.		Horiz.	Vert.	Transv.				
0	15	1,20	15	90°				95	10		
1	30	1,50	30	90°				95			
5	24	6	15					95	5	22,2	
8				65°					10	31,2	
9	30	1,80	18	90°				95	10	5	
10	90	12	30	70°				95	10	95	
15	60	3	45	60°				100	15	25	
23	30	12	30	75°							
25	30	9	30	70°		12					
27	60	1,50	60	85°						11,15	
31	24	9	60	85°				96,6	5,9	36	
41	60	9	65	85°				85	15	68	
47	60	3,60	54	90°				90	15	25	
50	53	3	45	65°				85	15	12,4	
54	75	4	90	80°				90	20	65,3	
Moy.	47	5,8	43					93	12	36	
13	= 23	= 4	= 22,5					= 5	= 4	= 28	

Tableau (1-c) Présentation des paramètres relatifs à la méthode par tranches remblayées

Mine	M	P	Ch	P	Dimensions des stots (m)			Pendage	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
					Long.	Larg.	Haut.				
3	x		x		30	6	3,60	55°	95	20	27
4	x		x		à 450	à 18	4,80	à 80°	90	12	35
6	x		x		75	3	45	55°	100	15	9,2
7	x		x		3,8	1,2	45	75°	89	5	6,1
8	x		x	x				65°		10	17,2
11	x		x		60	4,5	60	60°			21
13	x		x		45	1,5 à 9	30	49°	85	70	18
14	x		x		45	1,5 à 9	30	0-70°	85	70	21
15	x		x		60	4,5	45	60°	100	10	15
16	x		x		80	6	50	75°	100	15	17,6
17	x			x	30-75	3,6-12	42-63	90°	100	9/15	11/20
18	x		x		45	12	50	75°			
19	x		x		60-75	12-15	38	15-80°	87	4,5	36
21	x		x	et x	60 et 12	6	60	68°	100	20	7,2
23	x		x		45	9	18	65°			
26	x		x		60	18	60	45°	100	15	7,6
	x			x	60	12	16	45°			
28	xMc		x		57	12	90	50°	95	13	58
30	x		x		60	12	75	65°	95	8	25
33	x		x		60	7,5	51	65°	94,5	8,5	30
34	x		x		45	7,5	45		95	6	30
35	x		x		37	7,5	57	70°	95	15	17,8
	xMc		x		144	15	51	70°	95	15	31,5
36	x		x		90	9	54		100	10	17
37	x		x		75	12	75	90°	100	10	48
38	x		x		150	12	60	80°	95	5	40
39	xMc		x		180	3-12	60		95		35
41	x		x		30	12	45	85°	90	10	13,7
48	x		x		60	6	60	70°	100	10	5
	x			x	23	6	60	70°	80	10	5

Tranches remblayées

Mine	M	P	Ch	P	Dimensions des stots (m)			Pendage	Récupération (%)	Dilution (%)	Rend. t/hp
					Long.	Larg.	Haut.				
49	x			x	45	2,4	38	70°	100	5	8,1
50	x		x		105	6	45	65°	95	5	12,4
54	x		x		60	2,7	45	75°	95	10	17,7
58	x		x		60	3,6	45	0 - 90°			22
16		x	x		80	5,4	50	75°	100	12	12,6
28		xMc		x	57	6	90	50°			
30		x		x	12	24	75	70°	95	8	10
33		x		x	60	6	60	65°	96,8	15,5	20
34		x		x	45	4,5	60		100	18	12,5
36		x		x	60	6	48		100	15	14
40		xMc	x		90	9	60	70°	98	6	65
Moy.					72 = 69	8 = 4	50 = 19		95 = 5	14 = 15	22 = 14

2-3 Dimensions des chambres :

Les normes que nous allons présenter concernant les dimensions des chambres ont été obtenues par le calcul statistique du pourcentage cumulé, en considérant un certain nombre de mines canadiennes citées dans le tab (1-1).

2-3-1 Longueur des chambres :

La longueur moyenne des chambres se situe pour toutes les méthodes confondues aux environs de 60 m fig (1-4).

On remarque cependant, que pour toutes les tranches remblayées, il est possible d'avoir des longueurs de chambres jusqu'à 200 m.

2-3-2 Hauteur des chambres :

La hauteur moyenne des chambres est de l'ordre de 50 m pour toutes les méthodes et varie entre 10 et 100 m fig (1-2).

2-3-3 Largeur des chambres :

La largeur des chambres est très variable suivant les méthodes.

a) Les chambres magasins ont des largeurs en moyenne de 6 m et variant entre 1 et 12 m. Les chambres magasins s'utilisent de préférence dans les filons minces et moyens. On peut avancer deux raisons à cela :

- la difficulté de la mécanisation.

- lorsqu'une grande ouverture est possible, on leur préfère les méthodes par chambres vides plus productives. fig(1-2).

b) Les chambres remblayées ont des largeurs en moyenne de 8 m qui varient entre 1 et 18 m. On remarque que cet intervalle est voisin de celui des chambres magasins, ce qui permet de penser que l'influence favorable du remblai sur la stabilité peut être une des raisons du choix; d'autre part, une mécanisation plus importante étant possible, un calcul de productivité aux grandes largeurs peut être favorable aux tranches remblayées. fig (1-2).

c) Les chambres vides ont des largeurs en moyenne de 20 m qui varient entre 6 et plus de 60 m selon que le corps minéralisé est d'une part en amas ou en filon épais et nécessite d'autre part une bonne tenue des épontes et du minerai. fig (1-2).

Tableau N°1.1: Longueur des chambres

Chambres vides : 12 m < L < 120 m

Longueur	12	17	19	24	30	33	35	36	37	42	45	48	57	60	72	75	84	90	105
Nombre cumulé	0,5	1,5	2,5	3,5	7,5	8,5	9,5	11	12	14	16	17	18	25	25,5	26,5	27,5	33,5	36,5
<u>Nb x 100</u> 37	1	4	7	9	20	23	26	30	32	38	43	46	49	68	69	72	74	91	99

L. moy. = 48,52 m

Chambres magasins : 15 < L < 90 m

Longueur	15	24	30	53	60	75	90
Nb cumulé	1	3	6	7	11	12	13
<u>Nb x 100</u> 13	8	23	46	54	85	92	100

L. moy. =

Chambres remblayées : 3,80 m < L < 450 m

Longueur	3,8	12	23	30	37	45	57	60	75	80	90	105	144	150	180	450
Nombre cumulé	1	1,5	3,5	6	7	14	16	27,5	30	34	36	37	38	39	40	41
<u>Nb x 100</u> 41	2	4	9	15	17	34	39	67	73	83	88	90	93	95	98	100

L. moy. =

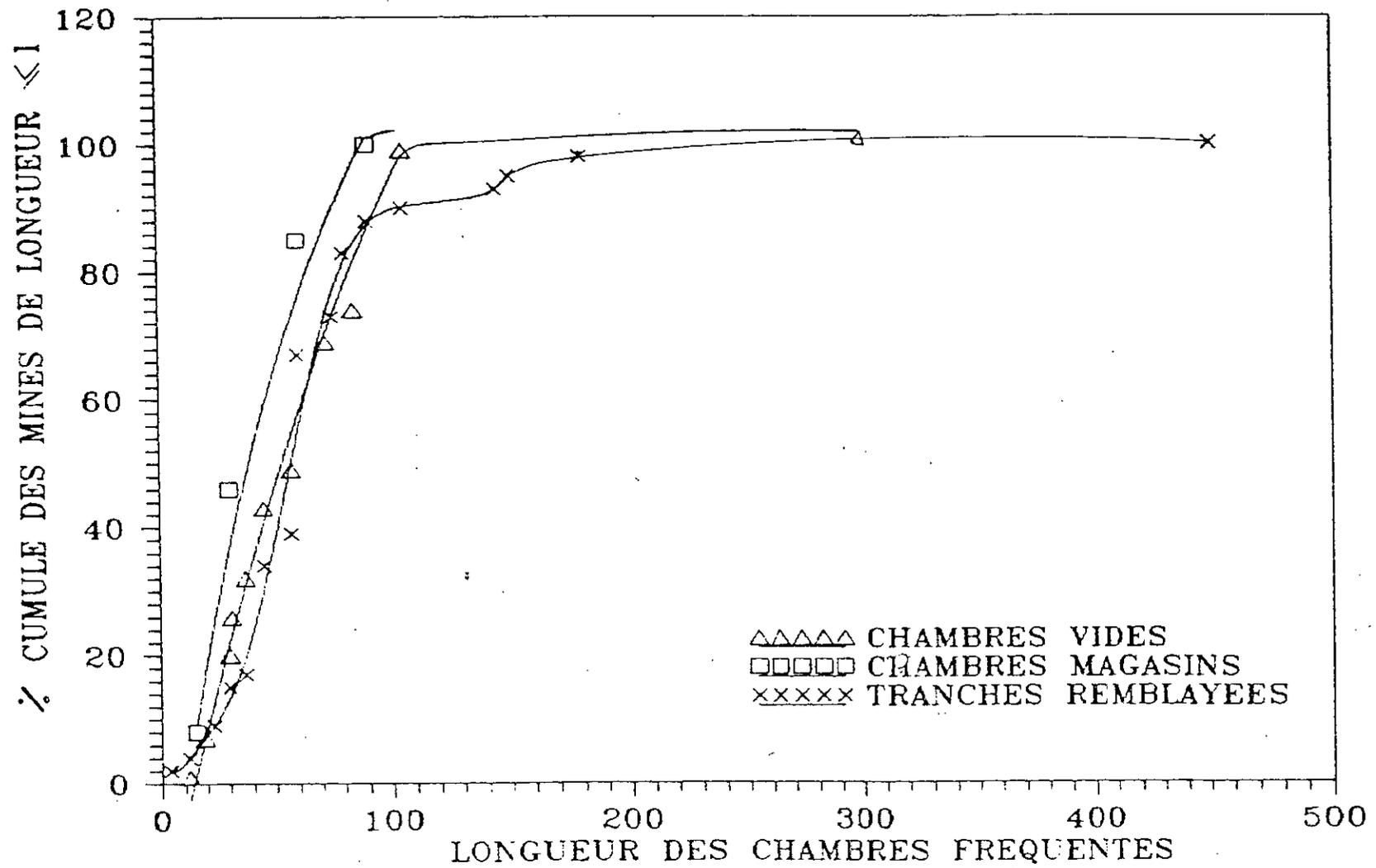


FIG 1- : LONGUEUR DE CHAMBRES FREQUENTES PAR METHODE

Tableau N° : Largeur des chambres / Méthode d'exploitation

Chambres vides : 6 m < l < 60 m

Largeur	6	7,5	9	11	12	15	17	18	21	24	30	36	45	60
Nombre cumulé	1	2	5	8	11,5	16	17	24	26,5	32,5	34	35,5	36	37
Nb x 100 37	3	5	14	22	31	43	46	65	72	88	92	96	97	100

Chambres magasins : 1,20 < l < 12 m

Largeur	1,2	1,5	1,8	3	3,6	4	6	9	12
Nb cumulé	1	2	3	5	6	7	11	12	13
Nb x 100 13	8	15	23	38	46	54	62	85	100

Chambres par tranches remblayées : 1,20 m < l < 12 m

Largeur	1,2	1,5	2,4	2,7	3	3,6	4,5	5,4	6	7,5	9	12	15	18
Nombre cumulé	1	2	3	4	5	5,5	10,5	11,5	20,5	23,5	27,5	37,5	39	41
Nb x 100 41	2	5	7	10	13	18	26	28	50	57	67	91	95	100

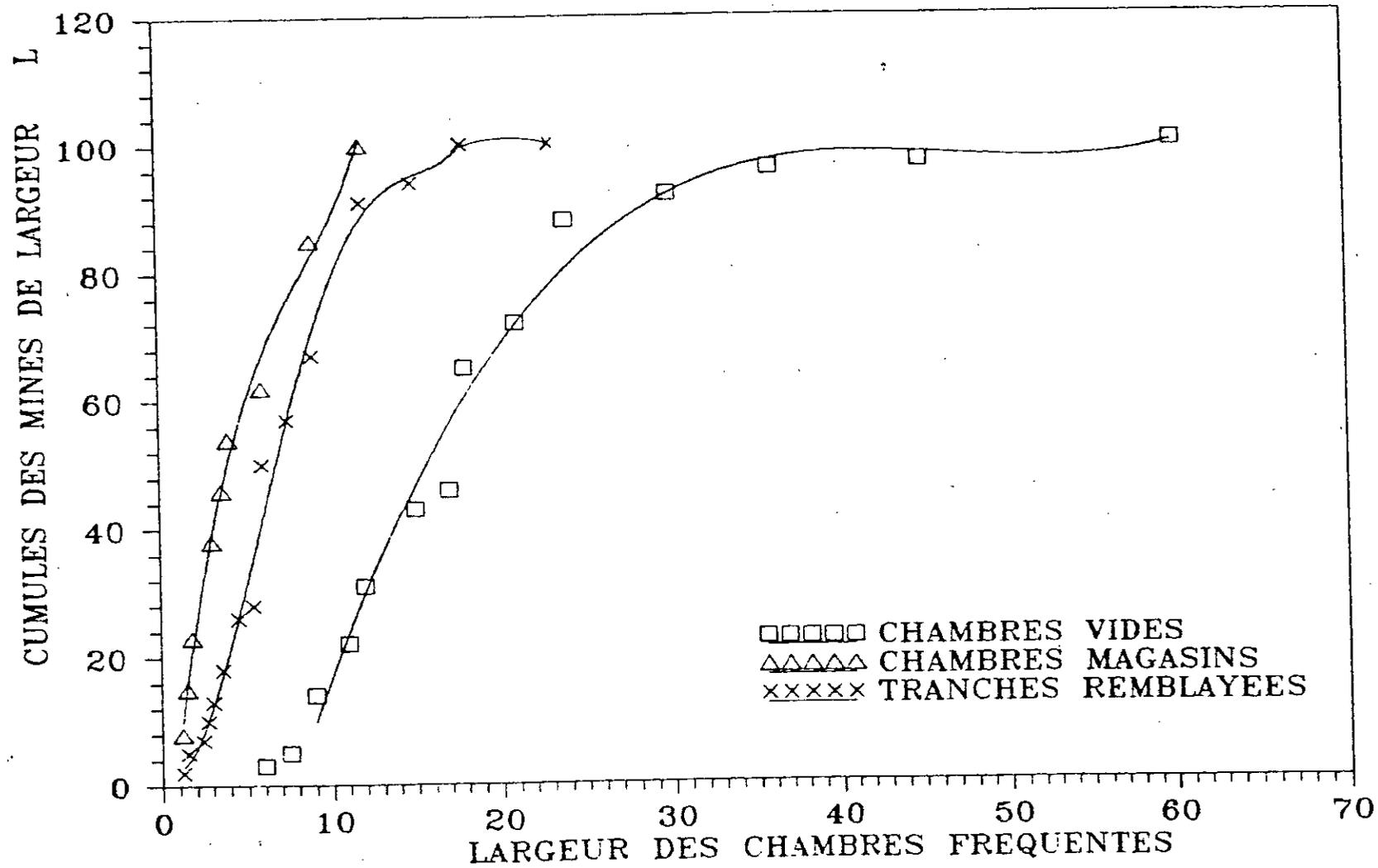


Tableau N° : Hauteur des chambres

Chambres vides : 12 m < H < 120 m

Hauteur	12	15	30	42	45	48	51	54	60	63	67	69	75	78	90	96	120
Nombre cumulé	0,5	1,5	6	7,5	9,5	10,5	12,5	13,5	22,5	23	24	25	26	27	34	34,5	36
<u>Nb x 100</u> 37	1	4	17	21	26	29	35	37	62	64	67	69	72	75	94	96	100

H. moy. = 59,70 m

Chambres magasins : 15 < H < 90 m

Hauteur	15	18	30	45	54	60	65	90
Nb cumulé	2	3	6	8	9	11	12	13
<u>Nb x 100</u> 13	15	23	46	62	69	85	92	100

Tranches remblayées : 3,6 m < H < 90 m

Hauteur	3,6	4,8	16	18	30	38	42	45	48	50	51	54	57	60	63	75	90
Nombre cumulé	1	2	3	4	6	8	8,5	16,5	17,5	20,5	22,5	23,5	24,5	35,5	36	39	41
<u>Nb x 100</u> 41	2	5	7	10	15	20	21	40	43	50	55	57	60	87	88	95	100

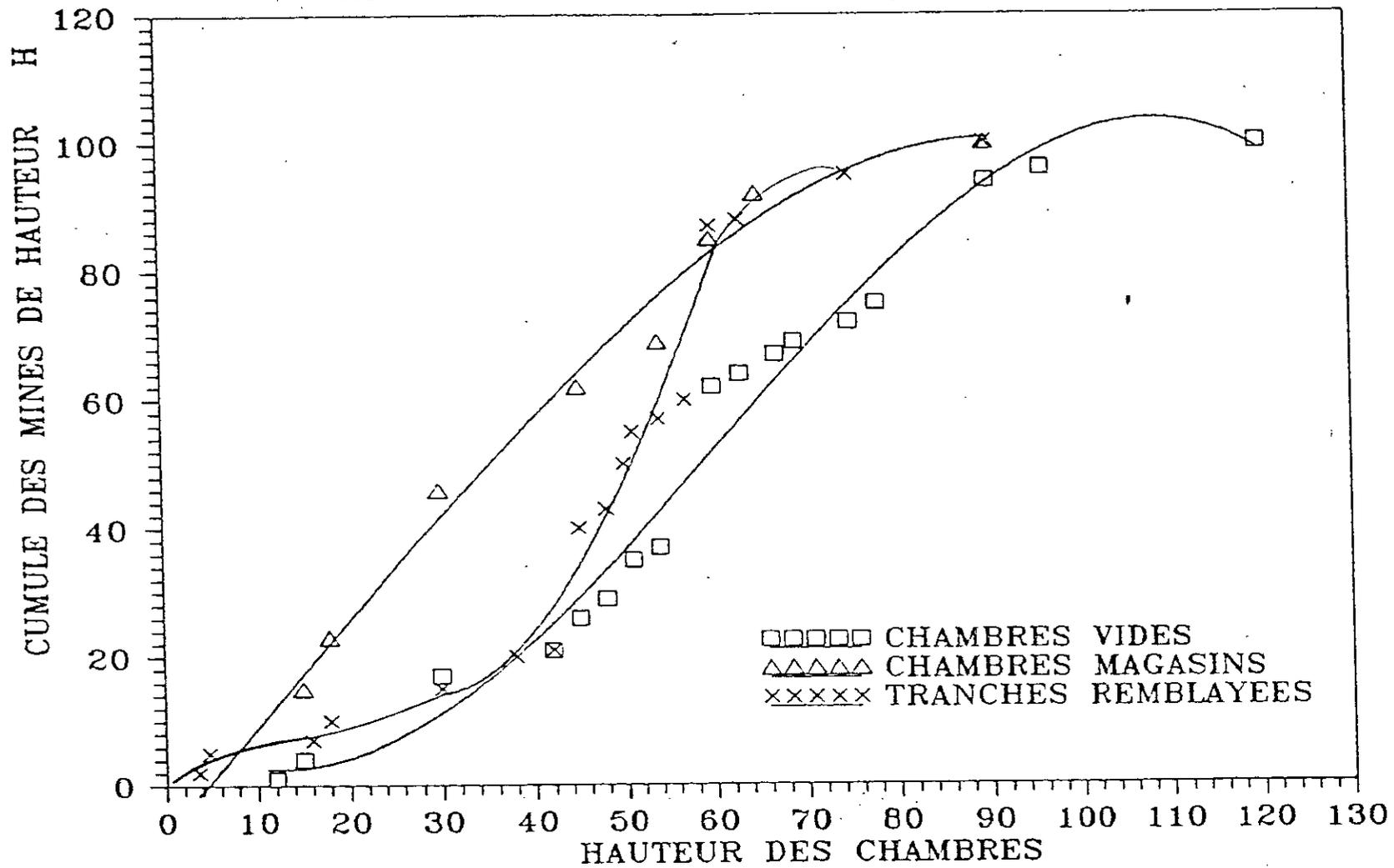


FIG 1- : HAUTEUR DE CHAMBRES FREQUENTES PAR METHODE

CHAPITRE II

**Cas d'Etude : Mine de fer de
BouKhadra .**

1- Section A: Géologie .

**2- Section B: Analyse des conditions
technico - minières .**

1- section (A) : géologie :

1-1 Généralités sur le gisement de fer de BouKhadra et situation géographique :

Le djebel BouKhadra est situé dans l'extrême partie orientale de l'Algérie, près de la frontière algéro-tunisienne entre 8° 01' et 8° 04' entre les parallèles 35° 40' et 35° 50' Nord en constituant à la frontière algéro-tunisienne la terminaison orientale de l'Atlas Saharien. C'est un massif dont les dimensions sont de 8km sur 3km. C'est un anticlinal orienté NE-SO d'allure relativement coffrée à ossature rigide et constitué de calcaire massif.

Il présente en son coeur dans la partie S.O un gisement important de fer semblable à celui de l'Ouenza.

Il s'agit du massif le plus élevé de la région; la cote du pic atteint 1463 m s'élevant au-dessus de la vallée de Morsott dont l'altitude avoisine 700 à 800 m.

Le djebel BouKhadra est situé à 44 km au Nord de la ville de Tebessa, 200 km au Sud d'Annaba, à 18 km de la frontière algéro-tunisienne et à 47 km au Sud de la mine de l'Ouenza (fig. 2-1).

1-2 Géologie régionale :

La géologie régionale du gisement de fer de Bou Khadra est caractérisée par des dômes calcaires, s'élevant au-dessus de plaines couvertes de dépôts continentaux. Ces dépôts ont un âge tertiaire. Le Trias apparaît toujours sous forme de diapires représentées par des affleurements de marnes et d'argiles versicolores et gypsifères ; le gisement se situe dans une gangue d'âge crétacé.

Les gisements de fer de Bou Khadra et d'Ouenza, distants de 38 km présentent des situations géologiques analogues.

1-3 Etude stratigraphique : (fig. 2-4)

Le Trias :

Il est constitué par des marnes versicolores à gypse dans sa partie inférieure (à débris de roches carbonatées gréseuses ou argileuses). Dans sa partie supérieure, il est représenté par des argilités bariolées avec de nombreux débris de calcaires, grès et marnes. Ces formations triasiques sont en contact normal avec celles du Crétacé; cette séparation est due en grande partie au phénomène de diapirisme.

Le Crétacé :

Les dépôts crétacés sont répandus dans la région du gisement. Les terrains aptiens y prédominent; nous verrons plus en détail les niveaux aptiens et albiens.

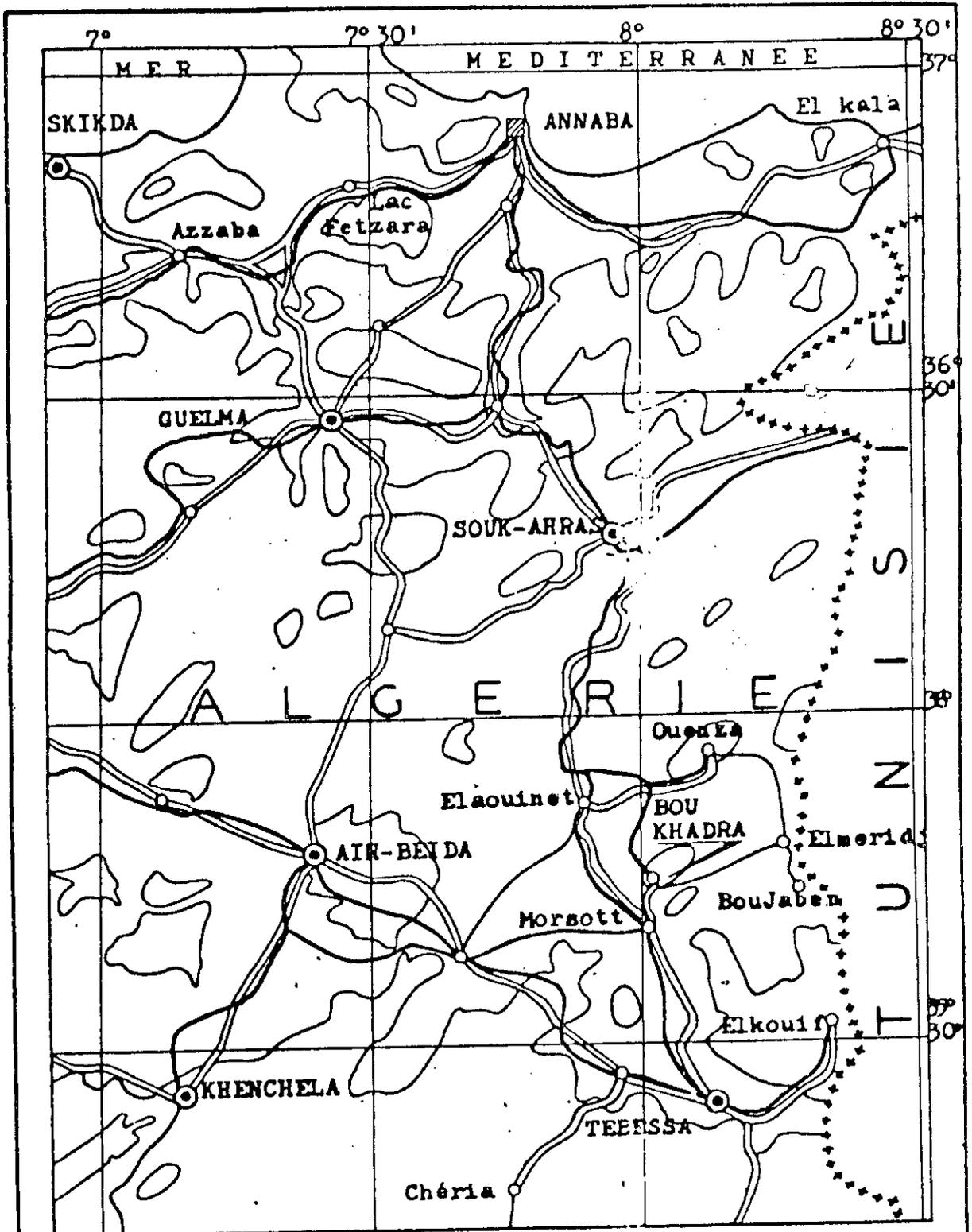


Fig-21 ; CARTE GEOGRAPHIQUE DU NORD-EST ALGERIEN ;
 ECHELLE : 1/1000.000° ;

LEGENDE :
 - ◻ , ◉ : Ville Importante
 - ○ : Petite Ville ;
 - = , — : Routes ;
 - — : Voie ferrée ;



L'aptien :

C'est la formation porteuse de la minéralisation du gîte de bou Khadra. Elle constitue l'ossature de l'anticlinal et présente les formations lithologiques suivantes :

1 - Une formation inférieure d'une épaisseur de 65 m, essentiellement détritique, à marne noire et jaune à la base, surmontée par des argiles silteuses et des grès quartziques fins. Une barre minéralisée d'hématite d'une épaisseur de 16 m termine cette formation.

2 - Une formation médiane d'une épaisseur de 200 m. Elle est en majorité carbonatée et est composée de trois membres (I. II. III).

Le membre I. a une épaisseur de 40 m; il est marno-calcaire et constitué à sa base par la marne jaune ou grise à nodules carbonates, avec quelques petits filons de fer de quelques mètres de puissance. Ces formations sont couvertes par des bancs calcaires à fossiles.

Le membre II. d'une épaisseur de 140 m, correspond à une importante sédimentation carbonatée. On note à la base la présence de grès ocre et de marnes grises ou jaunes. Juste au-dessus, on a des calcaires massifs à grains fins, à débris d'organismes (rudistes) qui forment le niveau porteur de minéralisation du gîte principal.

Le membre III. d'une épaisseur de 25 m, est composé de marno-calcaires gréseux.

La formation aptienne se termine par des grès, des marnes et des calcaires qui ne sont pas porteurs de minéralisation.

La puissance de la série aptienne varie de 600 à 700 m.

L'Albien : (formation supérieure)

C'est une formation grés-carbonatée avec une prédominance de carbonates au sommet.

Le Miocène :

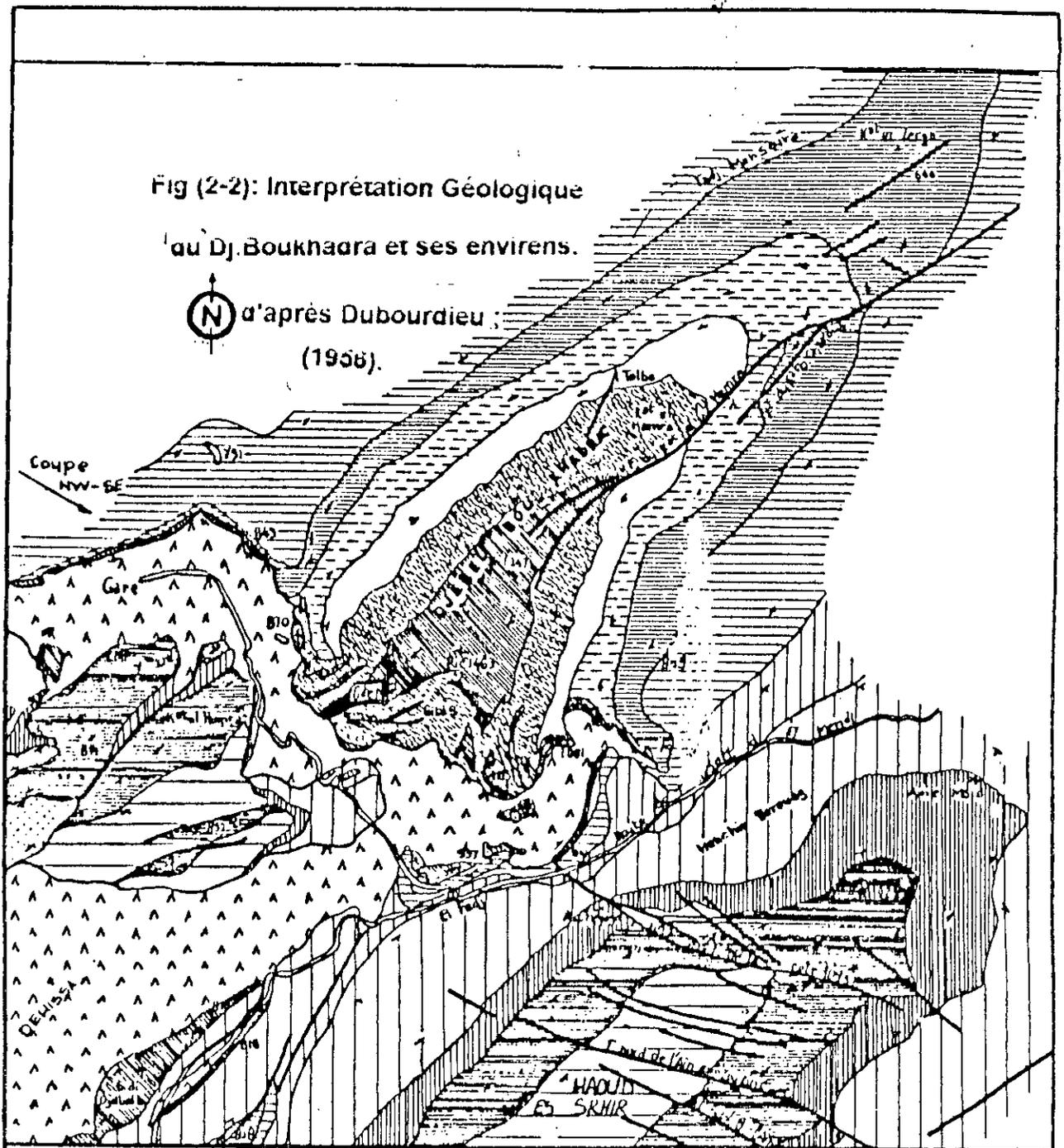
Le miocène est argileux-gréseux discordant sur l'ensemble.

Le Quaternaire :

Il est à noter la présence de dépôts quaternaires composés de matériel caillouteux : calcaire - grès- marnes et du fer associé à de la baryte. Ces dépôts quaternaires recouvrent les talus des montagnes et les parties basses du relief.

Fig (2-2): Interprétation Géologique
 du Dj. Boukhaara et ses environs.

N
 d'après Dubourdiou
 (1956).



Légende :

- | | |
|---|----------------------------------|
| Miocène . | Albien sup. et moyen . |
| complexe argileux du Turonien-santonien . | Albien inférieur . |
| Turonien (calcaires francs) | Zone de Clansayes . |
| Céno manien (calcaires) terminal . | Aptien (Marnes, Calc. et grès) . |
| Céno manien sup (marnes) . | Aptien (calcaires récifaux) . |
| Céno manien inférieur . | Triès . |
| Vraconnien . | Minerais de Fer . |

faille.
 contact anormal.

Ech : 0 1 2 3 km

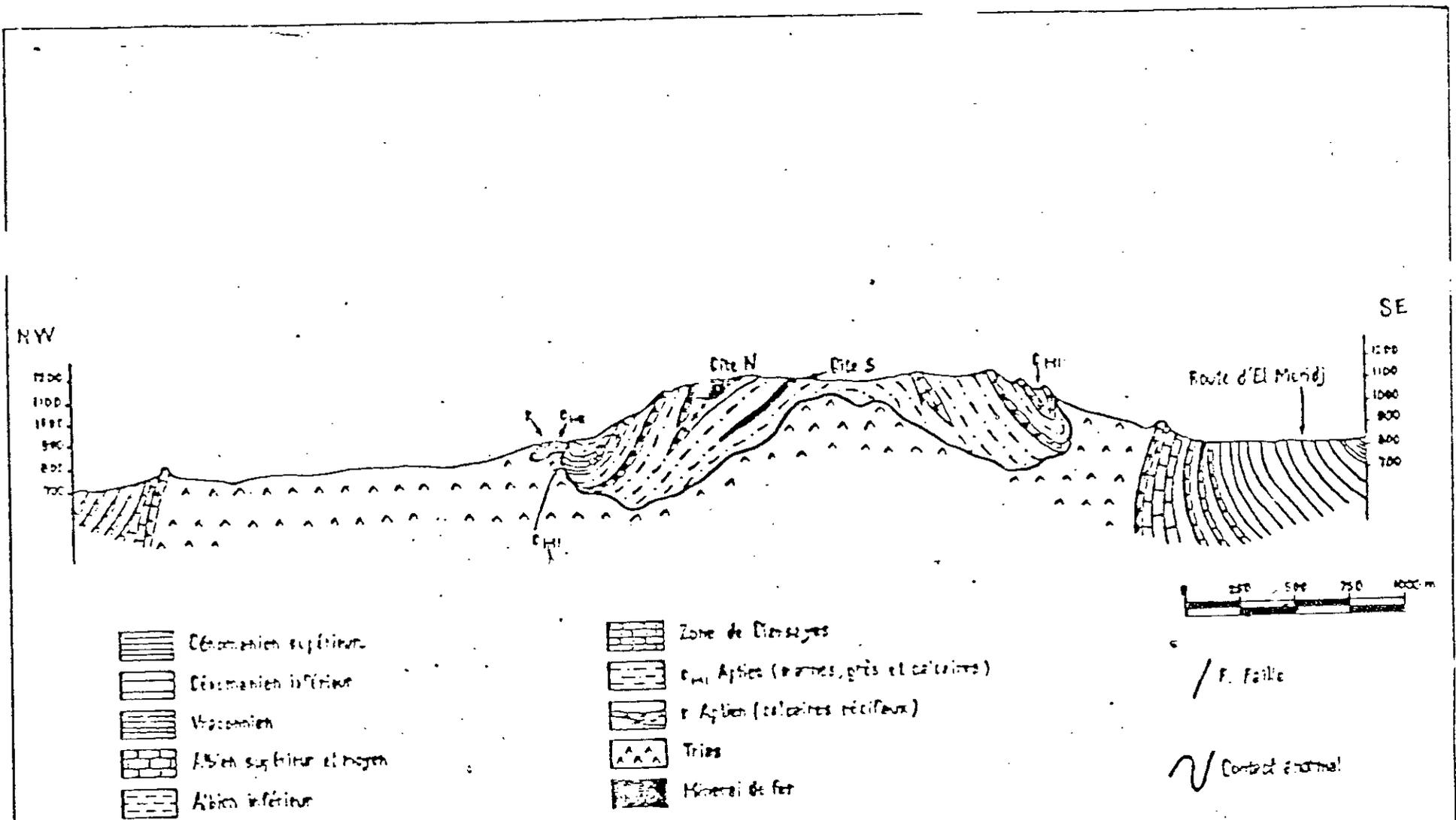


Fig (2-2) : Coupe transversale dans l'anticlinal du Boukhadra
d'après Dubourdieu ; (1956).

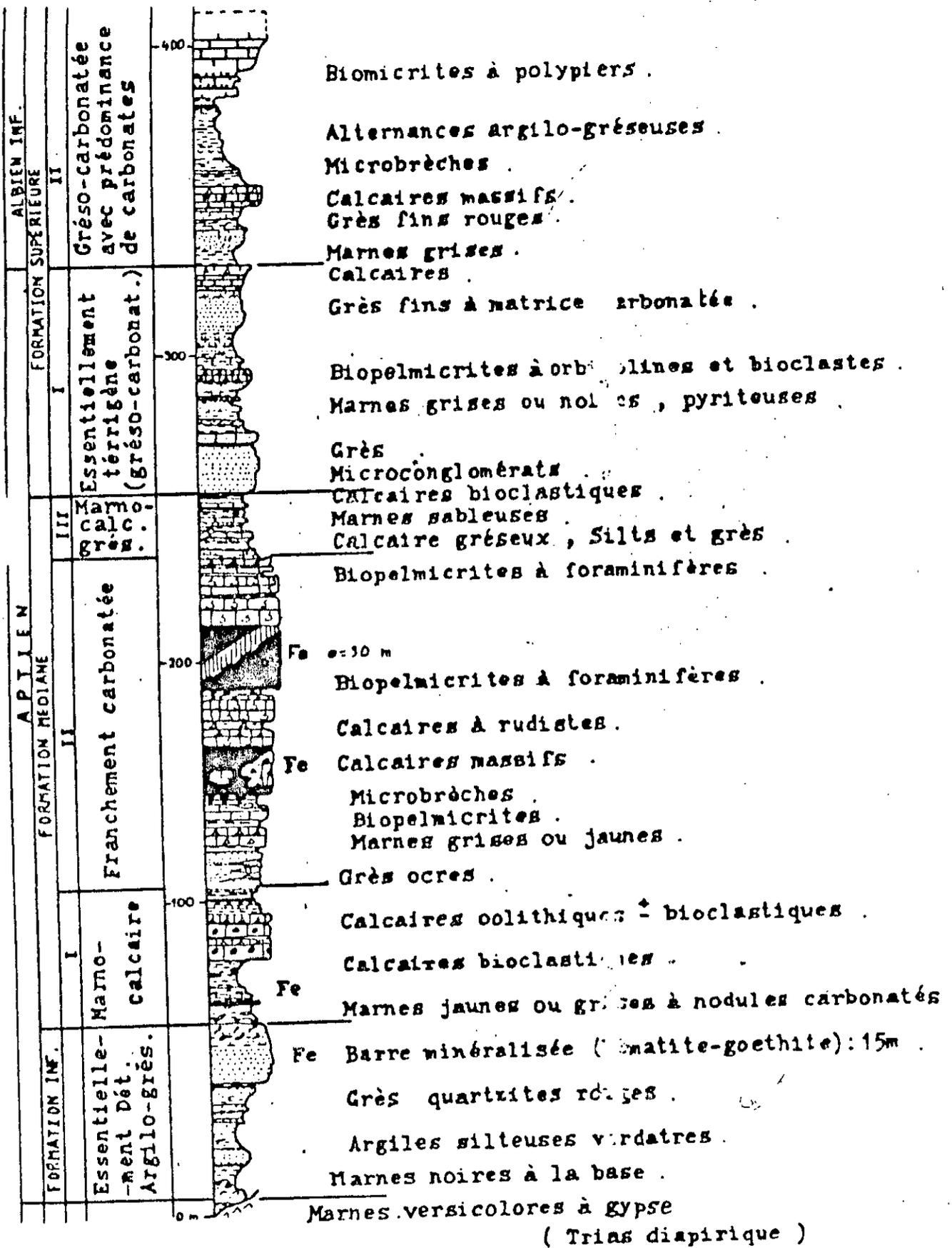


Fig (2-4) : Colonne stratigraphique du Dj. Boukhadra

d'après Ad. Nedjari et S. Nadjari (U.S.T.H.B) : 1988.

1-4 Caractéristiques essentielles du gisement :

a- Type du gisement [Génèsel] :

Le gisement de minerai de fer de Bou Khadra est un gisement qui se présente morphologiquement en carbonatées. C'est un minerai dit «de substitution», c'est-à-dire que le fer a remplacé molécule par molécule les calcaires d'âge aptien. C'est un type fortement oxydé (ou bilbao).

Les dépôts de fer sont représentés par de l'hématite, la goethite interstratifiées dans les calcaires; ils sont à l'origine de l'oxydation de la siderose située au-dessus du niveau hydrostatique.

b- Morphologie et structure :

Le gisement de fer de Bou Khadra se présente en amas et en filons; il s'agit d'un gisement à pendage vertical et subvertical que les mineurs appellent «dressants». Le gîte principal de Bou Khadra, de direction NE - SO et d'une longueur d'1 km, est représenté par de grandes et petites veines ($e = 25 - 30$ m) et d'un pendage de 65° NO qui se joignent dans la partie occidentale sous forme d'un amas de 250 à 300 m de longueur et 100 m de puissance; cet amas plonge sous les dépôts du Trias. Le gîte secondaire est un filon de plusieurs centaines de mètres de long, de direction NE - SO avec un pendage compris entre $50^\circ - 60^\circ$ vers l'Est et d'une épaisseur (puissance) d'une dizaine de mètres, en général.

1-5 Minéralisation :

1-5-1 La minéralisation principale :

Cette minéralisation ferrifère forme deux gîtes :

- Le gîte sud dans la formation inférieure.
- Le gîte nord dans la formation médiane.

Dans le gîte sud, le fer est sous forme d'hématite (Fe_2O_3) et de goethite concrétionnée.

Dans le gîte nord, on rencontre deux paragenèses :

- La première est constituée de sidérite blonde ou grise en cristaux, de pyrite et de quartz de néogène. Elle caractérise le minerai primaire situé sous le niveau hydrostatique.

- La seconde est constituée d'hématite cristallisée ou pulvérulente rouge à noire, de goethite concrétionnée brune et d'oxydes de manganèse. Cette paragenèse représente le minerai oxydé exploité actuellement.

1-5-2 Minéralisations accessoires :

Elle est polymétallique puisque constituée de galène, malachite, azurite, barytine et fluorine (rare).

Il existe 03 types de minerai de fer à Bou Khadra :

- Le minerai marchand.
- Le minerai barytique

- Le minerai siliceux.

Ces deux derniers sont stockés.

Le tableau n°(2-1) présente les analyses chimiques des différents types de minerai de fer.

[28]

tab n° (2-1)

Eléments	Marchand %	Barytique %	Siliceux %
Fe	59	65	48
SiO ₂	4	2,5	17,9
BaSO ₄	0,35	3,7	1,2
Mn	2,5	2,3	2,3
Cu	Traces	-	-
CaO	2,4	2,6	2,0
MgO	0,8	0,7	0,7
P	0,002	-	-
Al ₂ O ₃	0,9	1,85	2,5
SO ₃	-	-	0,1

Compte tenu de la production annuelle de l'année 1993, et de l'exploitation menée depuis 1990, nous pouvons estimer les réserves actuelles à 40 millions de tonnes, on se basant sur les réserves évaluées en 1975 par la compagnie canadienne "The Ralph.Mc.parson.Company Engineers.Constructor" à 51 millions de tonnes .

2- Section (B) : Analyse des conditions technico-minières :

2-1 Généralités :

La réunion technique qui s'est déroulée à Miliana du 01 au 03 Mars 1983 avait proposé d'essayer deux systèmes d'exploitation à savoir :

- les sous-niveaux foudroyés et les chambres d'étage.

Les résultats de l'application de ces deux systèmes d'exploitation au cours de la période initiale permettront de choisir une variante optimale du système d'exploitation, ainsi que de déterminer précisément les paramètres de construction et ses indices technico-économiques .

En effet, au début de l'année 1990 les travaux d'exploitation commençaient avec la mise en application du système des sous-niveaux foudroyés avec soutirage frontal en suivant la variante adoptée par l'académie des sciences et recherches minières («Skachinsky» URSS), en modifiant la variante suédoise.[27]

La variante de l'académie «soviétique» est basée sur les données expérimentales des mines de fer telles «Kivoï-Rog» mine de R-Luxembourg et «Altaï» mine de Chercheguemy [27].

Après une année d'exploitation, il s'est avéré que ce système d'exploitation, n'est pas conforme aux conditions naturelles de la mine car :

- la production annuelle est réduite, seulement 50% de la quantité projetée.

- Aucun foudroyage, comme il était prévu, ne s'est manifesté après les travaux d'abattage et de soutirage, ni du toit ni du mur. La roche encaissante qui est du calcaire demeure stable et dure. Cela prouve que la direction technique, en prenant la décision d'essayer ce système ne disposait pas suffisamment de données géomécaniques.

Compte tenu des raisons évoquées ci dessus, la direction de la mine de Bou Khadra, décida d'appliquer le deuxième système au début de l'année 1991 tout en modifiant sa forme et son contenu en gradins droits par l'abattage des tranches verticales et soutirage frontal.

2-2 Analyse des conditions naturelles :

Les travaux d'exploitation ont débuté au nord de la veine sud du corps minéralisé entre les niveaux 1225 et 1285 m jusqu'à 1300 m .

L'analyse des conditions naturelles de cette zone a montré que :

- tout au long de la veine sud constituée d'hématite, la direction est presque méridionale et sa longueur atteint au moins 580 m .

- pendage du gisement vers l'est sous un angle de 70° mais aux endroits de flexion ce pendage évolue à l'inverse.

- la longueur en direction du pendage est de 350 m .

- la puissance moyenne du corps minier est de 15 m et varie de (3-5) jusqu'à (20-35) m.

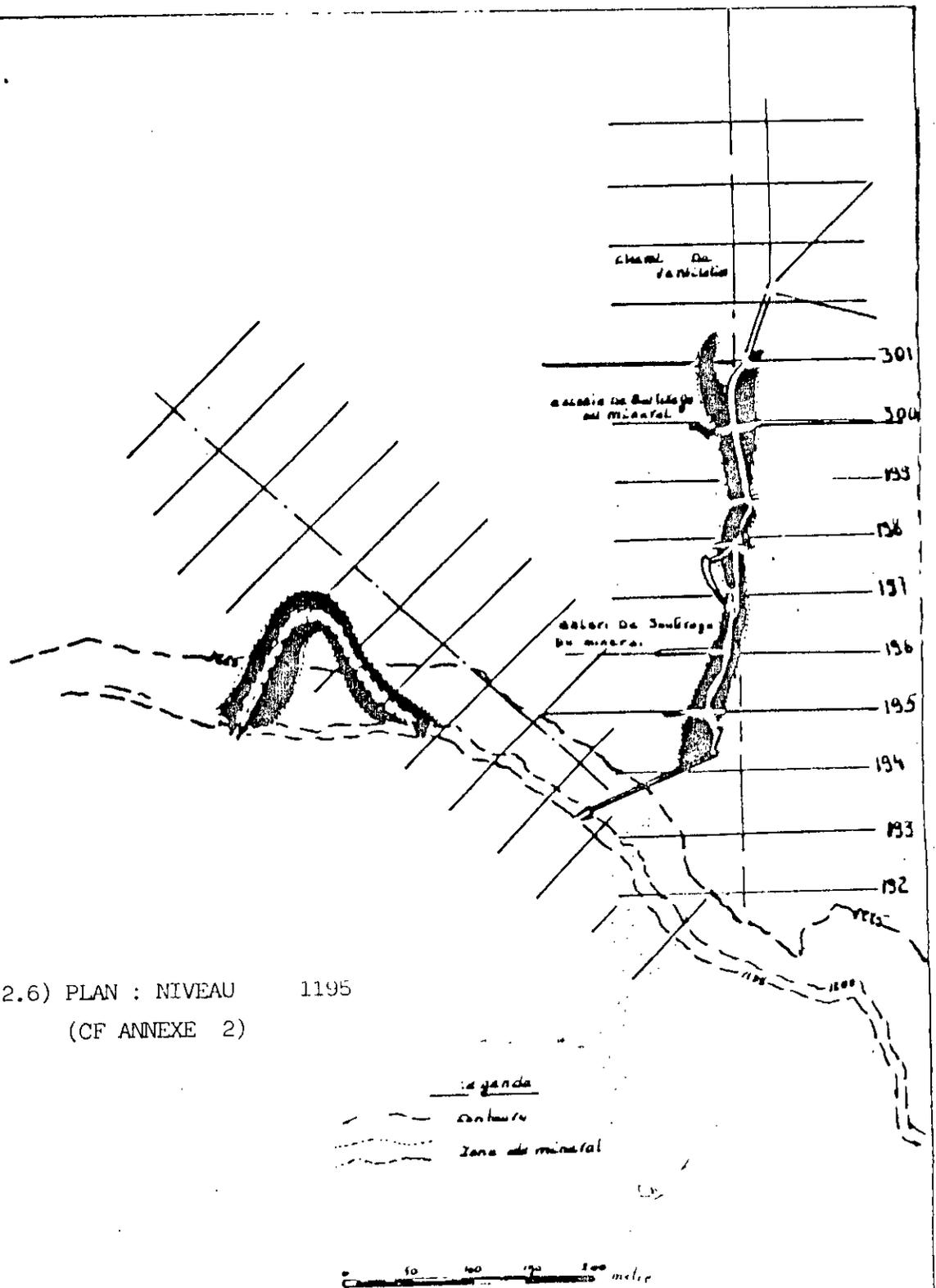


FIG (2.6) PLAN : NIVEAU 1195
 (CF ANNEXE 2)

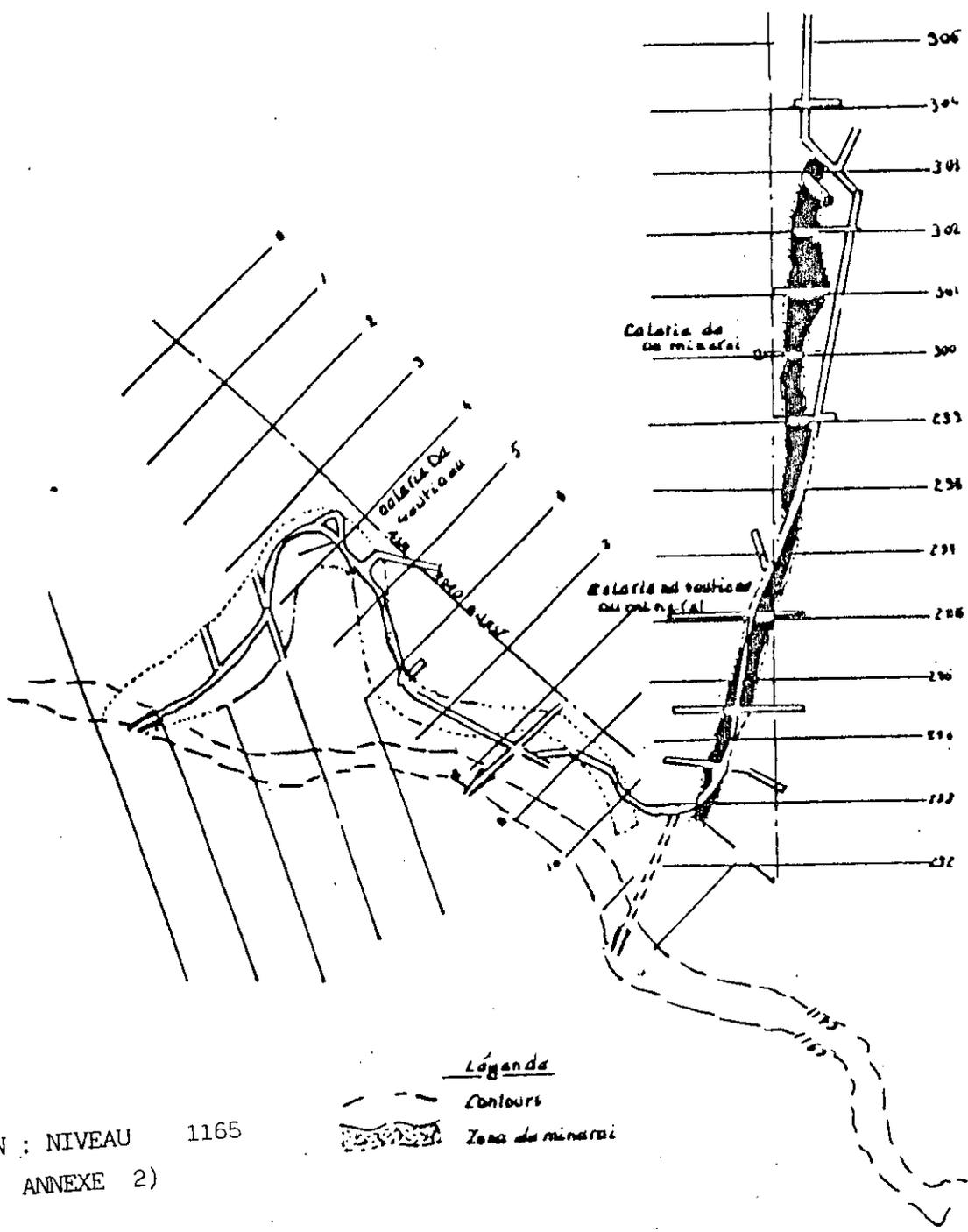


FIG (2.7) PLAN : NIVEAU 1165
(CF ANNEXE 2)

- la teneur du minerai en fer > 40 % jusqu'à 52 % .
- la densité du minerai en moyenne = 2,7 t/m³
- les roches encaissantes sont, en grande partie les calcaires durs et stables, avec une dureté selon l'échelle de Pr Protodiackonov $f = 6$ et l'on remarque par endroits l'existence de:
 - Marnes grises foncées : roches intermédiaires des calcaires aux argilités assez denses. $f = 4-6$.
 - Marnes jaunes stratiformes : meubles, instables, presque toujours disjonctives et broyées où $f = 3$.

2-3 Système d'exploitation appliqué dans la mine de Boukhadra :

Le système d'exploitation appliqué actuellement dans la mine de Boukhadra est celui des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales en gradins droits et soutirage frontal.

Ce système est largement appliqué dans les mines étrangères ayant des conditions analogues à celles de la mine de Boukhadra , du fait que ce système :

- n'exige pas une main d'oeuvre très spécialisée.
- permet la mécanisation des différents processus d'exploitation.
- permet la simplicité des travaux préparatoires, d'abattage et de soutirage.
- assure de la sécurité des ouvriers et des équipements miniers .

2-3-1 Processus d'exploitation :

a- Travaux préparatoires :

Les travaux préparatoires consistent à réaliser un certain nombre d'ouvrages destinés au roulage du minerai, au passage du personnel et à l'aération de la mine d'une section nette de 9,6m². Pour cela, la mine a réalisé à de différents niveaux (1225 - 1255 et 1285 m) des ouvrages aux rochers (calcaire) du côté du mur et d'autre part, afin de permettre le déplacement des engins automoteurs de foration et de chargement du minerai abattu d'un niveau à l'autre, il a été creusé un ouvrage incliné de forme hélicoïdale reliant les sous-niveaux 1225 et 1255 et ainsi que les sous-niveaux 1255 et 1285 (creusés au rocher.)

b- Travaux de découpage :

Les travaux de découpage consistent à réaliser des ouvrages nécessaires pour le dépilage à savoir :

- Galeries de foration au minerai en chaque sous-niveau, plus des recoupes reliant les galeries au rocher aux galeries au minerai et dont la distance entre les axes varie de 7 à 10m.
- Cheminées de découpage d'une section nette 4 m²

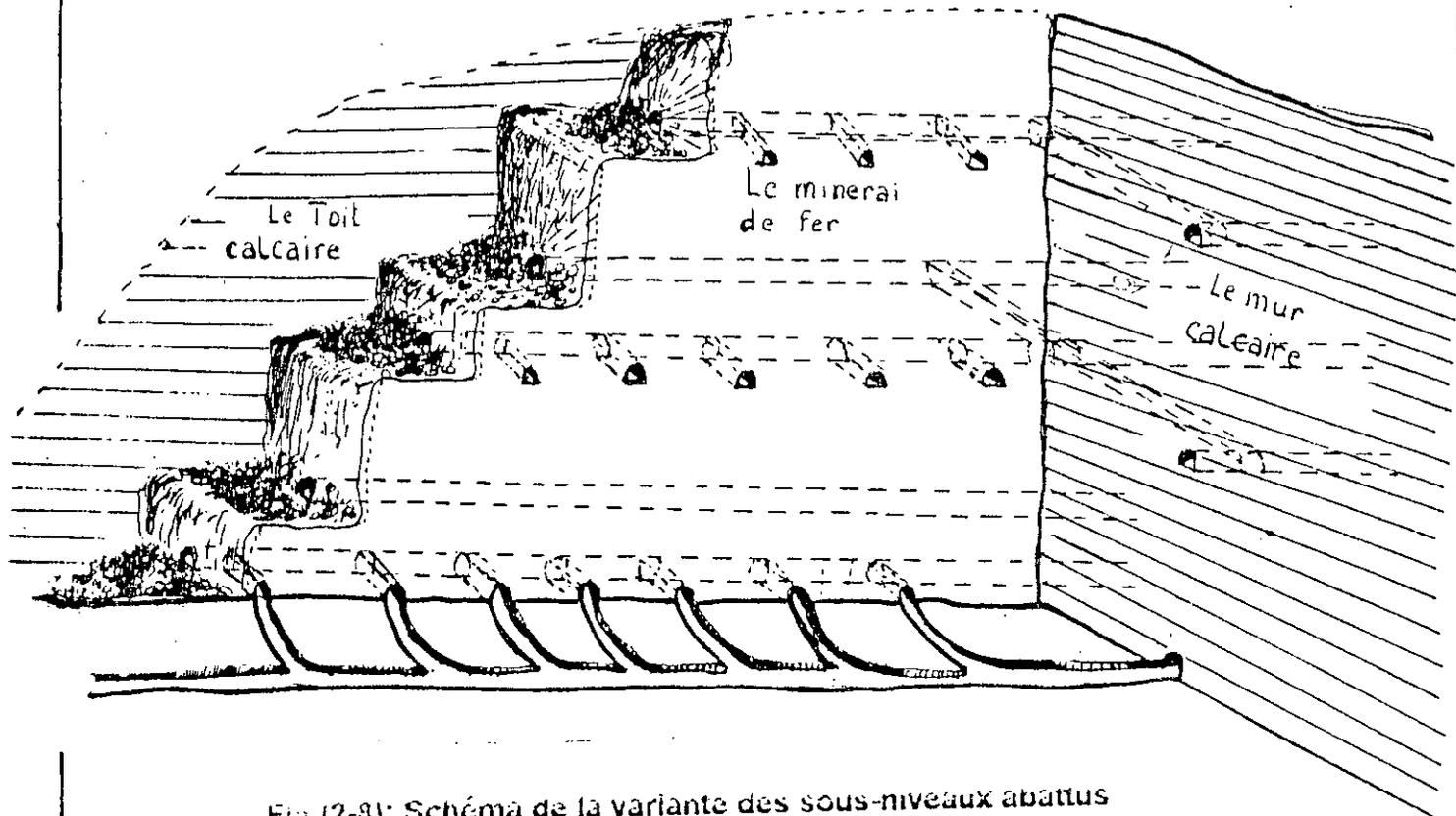


Fig (2-8): Schéma de la variante des sous-niveaux abattus
en gradin droit et soutirage frontal.

e: 1/1000

c- Travaux d'abattage et de soutirage :

Pour l'exécution des travaux d'abattage et de soutirage on procède par étapes. La première consiste à élargir la cheminée de découpage jusqu'aux limites en puissance du corps minéralisé pour obtenir la saignée de découpage, qui permet d'avoir une surface libre.

En deuxième étape, à partir des ouvrages de foration creusés au minerai, on fore de longs trous en éventails, ce qui permet de réaliser l'abattage des tranches verticales de deux mètres d'épaisseur, en commençant par l'abattage des tranches du sous-niveau le plus haut puis celles du plus bas et ainsi on obtient des gradins droits.

Le soutirage du minerai abattu s'effectue au front de chaque sous-niveau par des pelles automotrices du type ESMCO 925 LMD; la capacité du godet est de 3,8 m³ (soit 06 tonnes).

A partir du front, ces engins chargent le minerai abattu et le transportent jusqu'aux cheminées de chute, d'où il sera acheminé vers le niveau de base 1225m (niveau de roulage), et de là, par le même type d'engin, vers l'extérieur de la mine, d'où il sera transporté sur des camions du type Euclide R50 et R35 vers le concasseur .

2-3-2 Paramètres de travaux de foration et de tir :

- Pour l'abattage des tranches verticales du minerai, on utilise de longs trous en éventail, dont le diamètre des trous est de 65 mm.

- la ligne de moindre résistance $w = 2$ m .

- l'engin de foration, jumbo Atlas- Copco du type «promec 564 » est capable de forer des trous dans toutes les directions et peut réaliser 60-70m/poste en utilisant :

* des tiges de 1,2 m de longueur et de 32 mm de diamètre .

* des couronnes de 65 mm de diamètre .

2-3-3 Les explosifs utilisés :

- l'explosif déflagrant : l'enfomile en vrac d'une densité de 0,85 gr/cm³

- l'explosif amorce : la marmanite 3 en cartouche, de 50 mm de diamètre et de densité égale à 1 gr/cm³.

La consommation spécifique d'explosif est de 260 gr/t, et parfois plus.

2-3-4 Les accessoires :

- l'exploseur à dynamo.

- fil électrique.

- cordeau détonnant pour l'amorçage postérieur.

- détonateur micro-retard «D.M.R», relié au fil électrique pour l'amorçage antérieur.

- pour le chargement des longs trous en explosif on utilise une machine de chargement du type Nonel.

Nous présentons ci-après un schéma type pour l'abattage du minerai au niveau 1236 m au nord de la veine sud du corps mineralisé .

tab n° (2-2) Les paramètres techniques du plan de tir de la variante appliquée .

	Numéro des trous	Longueur (m)	Inclinaison (°)
Quantité d'explosif pour l'abattage de la tranche	1	3,5	125
	2	5,0	105
	3	8,0	87
Explosif déflagrant enfomile Q ₁ = 425 kg	4	13,5	75
	5	14,5	67
	6	15,5	60
L'explosif d'amorçage Q ₂ = 30 kg	7	16,5	53
	8	18,5	47
Cordeau détonant 1 cord = 165 m	10	11,0	33
	11	7,5	22
D.M.R. 13 amorces	12	5,5	08
	13	4,0	00
Total		140,00	

2-3-5 L'aérage :

Pour l'aérage de la mine de Bou Khadra, il existe un ventilateur primaire du type «Berly Davison» de 60 m³/s de débit, placé au niveau principal d'aérage, 1165 m, comme le prévoyait le projet établi par la SONAREM (1980) mais ce dernier n'a jamais été utilisé, parce qu'on estime que la ventilation naturelle due aux ouvrages à flanc de coteau est suffisante.

Par contre, près des chantiers d'abattage, on utilise des ventilateurs auxiliaires de type 64 HM avec les paramètres suivants :

- vitesse de rotation 2940 tr/mn
- moteur électrique (Leroy Somer)
- débit 6 m/s
- pression: 100 (mm.c.e)
- puissance : 15 kw

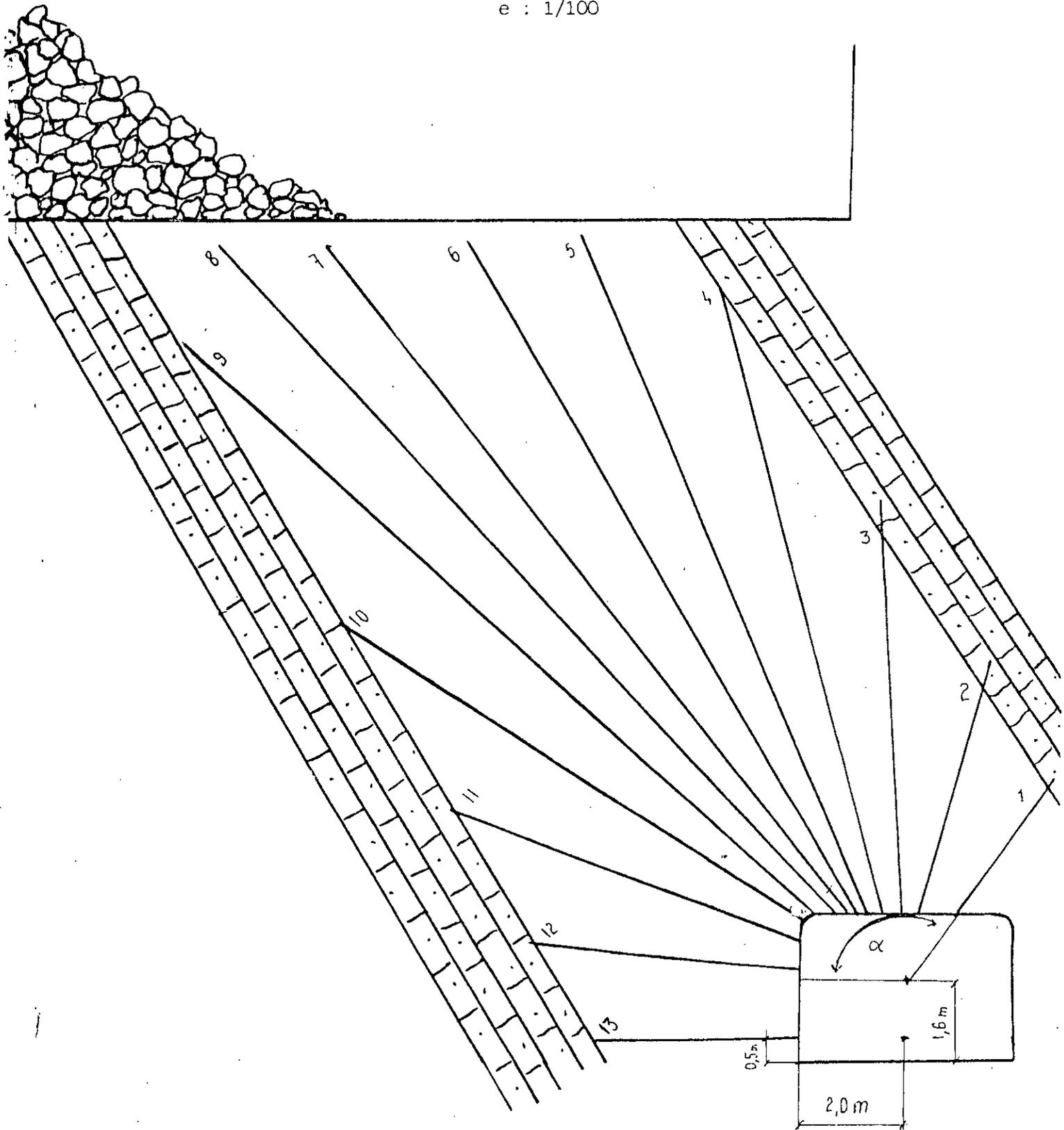


Fig 2.90
Schema des paramètres du plan de tir
pour l'abatage d'une tranche.

2-3-6 L'effectif réel :

L'effectif réel de la mine de Bou Khadra est composé de 60 personnes.

- 01 Chef de division.
- 03 Ingénieurs mines.
- 01 Chef de poste principal.
- 02 Chefs de poste.
- 01 T.S mine.
- 18 Mineurs.
- 06 Manoeuvres.
- 02 Conducteurs loco.
- 06 Pelleurs.
- 02 boute feu.

maintenance fond :

- 01 Chef de section.
- 02 Chef d'équipe.
- 06 Mecaniciens.
- 02 Electriciens.
- 02 Ouvriers spécialisés.

4- Problèmes rencontrés :

Bien que l'unité de la mine de Bou Khadra ait changé radicalement le système d'exploitation, ce dernier n'arrive toujours pas à satisfaire la demande de l'entreprise car la production annuelle reste assez faible devant la demande exigée et projetée. En effet, pour les deux dernières années 1991 et 1992 l'unité de Bou Khadra n'a réussi à produire que 120 ou 130 mille tonnes par an au lieu de 200000t/an prévues par l'entreprise.

Ce problème d'importance capitale pour l'entreprise ne peut être mieux cerné ou solutionné qu'après une étude et une analyse minutieuse des possibilités théoriques d'utilisation des autres méthodes ou variantes et leur comparaison technico-économique rationnelle, permettant d'augmenter la productivité, de réduire le plus possible le taux de salissage et les pertes et garantir la sécurité des ouvriers tout en réduisant surtout le prix de revient de la tonne de minerai extraite.

5- Conclusion :

En se basant sur les conditions d'application des systèmes d'exploitation des gisements métallifères dressants, sur les résultats de l'expérience de la pratique d'exploitation des mines analogues à l'étranger, sur les résultats de l'analyse des conditions technico-minières des deux systèmes d'exploitation que l'on a essayé à la mine de Bou Khadra à savoir :

- système des sous-niveaux foudroyés avec soutirage frontal
- système des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales en gradins par longs trous.

Il est évident que le premier système est catégoriquement hors usage et que son application ne peut en aucun cas être adéquate. Par contre le second système demeure toujours discutable bien qu'il ne réponde pas à la demande de l'entreprise concernant la production annuelle ; ce qui nous laisse à penser que la solution du problème réside plutôt dans l'optimisation de ce système en apportant quelques modifications aux conditions d'application des variantes techniques. Une étude comparative des conditions technico-économiques des variantes proposées et de celles utilisées nous permettra de choisir le système le plus adéquat.

CHAPITRE III

Variante proposée

- 1- Section A: Description détaillée du système d'exploitation des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales avec sous-cavage du bloc et fond incliné .**
- 2- Section B: Paramètres des travaux de foration et de tir .**
- 3- Section C: L'Aérage .**
- 4- Section D: Organisation des travaux miniers lors de l'exploitation des chambres et les indices techniques.**

1- Section (A): Description détaillée du système d'exploitation des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales :

1-1 Généralités :

Dans le cas des gisements métallifères dressants, présentant une bonne tenue des éponges et du minerai, l'utilisation des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales par de longs trous, s'avère souvent très efficace comme système d'exploitation du fait que ce système permet d'avoir :

- une grande productivité du travail.
- haute sécurité lors des travaux miniers .
- très bonne qualité des minerais marchands du fait que la salissure ne dépasse pas les

5 - 8% [2]

- possibilité de mécaniser tous les processus d'exploitation , ce qui permet de réduire le temps d'exécution des différents travaux miniers .

1-2 Principe de la variante:

Le principe de la variante que l'on propose est basé sur deux critères, le premier concerne le mode d'abattage du minerai, le second concerne le soutirage .

- L'abattage du minerai sera réalisé à partir des ouvrages de sous-niveau creusés au minerai par de longs trous en éventail fermé, ce qui permet de réduire le nombre de gradins par conséquent augmenter la quantité de minerai abattu par l'abattage d'une tranche de minerai .

- Le soutirage du minerai abattu s'effectuera à partir des recoupes de soutirage creusées au niveau de base reliant la galerie de roulage et la galerie de sous-cavage, donc pour cette raison on doit réaliser le sous-cavage, du bloc avec un fond incliné du côté du toit afin de faciliter le soutirage du minerai, et permet d'avoir un espace de compensation . fig n° (3-1)

1-3 Paramètres de construction du système d'exploitation

1-3-1 La hauteur d'étage :

Dans le cas des systèmes d'exploitation en sous-niveaux abattus ou foudroyés, la hauteur d'étage est généralement comprise entre 30 - 80m.

Pour le cas du gisement de fer de Boukhadra on peut prendre la hauteur d'étage égale à 60 m, vu que cette hauteur correspond aux anciens niveaux des ouvrages de prospection que l'on cite 1165-1225-1285m.

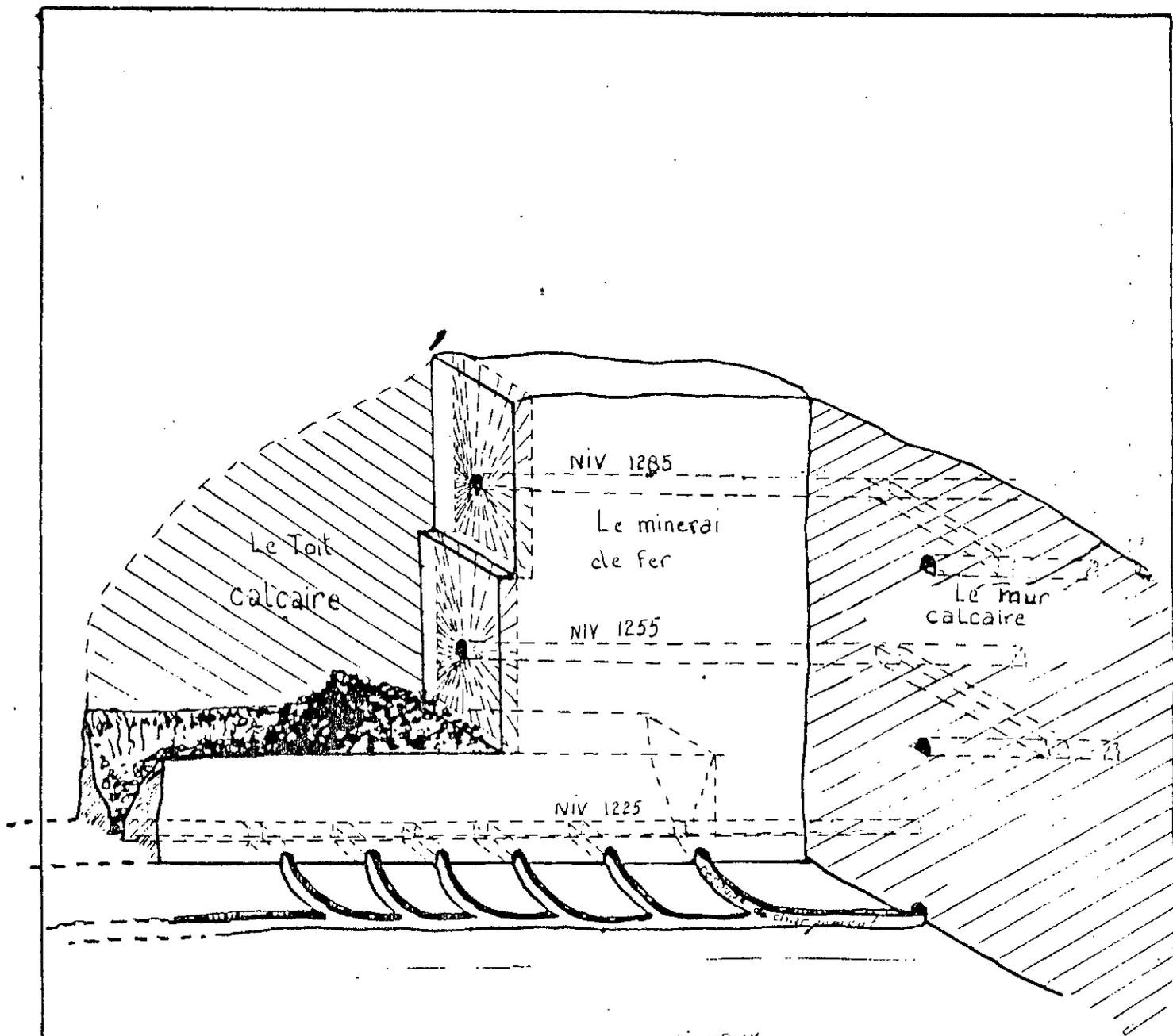


Fig (3-1): Schema de la variante des sous-niveaux

abatus avec soucavage du bloc et fond incliné.

e: 1/1000

1-3-2 La hauteur des sous-étages :

les ouvrages de sous-étages ou (de sous-niveaux), ce sont des galeries creusées dans le minerai destinées pour la foration des long trous, dans des mines analogues la hauteur des sous-étages est comprise entre 25 - 30m, pour notre cas on prendra 30m, ce qui permet de considérer l'ouvrage du niveau 1225m comme un ouvrage de sous-niveaux .

En général, le choix de la hauteur des sous-étages est basé sur les conditions naturelles du gisement et sur les conditions technologiques .

1-3-3 La largeur des chambres de défilage :

Le choix de la largeur de la chambre de défilage dépend de trois principaux facteurs que l'on cite :

- degré de stabilité des épontes .
- surface de limites extrêmes de découverture de la couronne .
- surface de limite extrême du toit du corps minéralisé dans la chambre .

Dans ce contexte nous en présentons des valeurs basées sur l'expérience de la pratique d'exploitation des gisements de fer à l'étranger et dont les conditions géomécaniques sont analogues a celles de la mine de Boukhadra [27]

tab n°(3-1) : Les principaux facteurs dont dépend le choix des dimensions du bloc

Elément du bloc	surface de découverture ; m ²	
	minerai et des roches stables	minerai et des roches très stables
couronne	600 - 1000	1000 - 1800
toit	2000 - 2500	2500 - 3000

Selon les conditions naturelles de la mine de Boukhadra caractérisées par la stabilité des minerais et des roches encaissantes, et d'une puissance moyenne du gite de 15m et d'un angle de pendage de 60°, on estime que la longueur de la chambre en direction peut varier de la façon suivante :

- en tenant compte de la stabilité de la couronne.....30 - 50m
- en tenant compte de la stabilité du toit du corp minéralisé.....35 - 45m

Donc pour des raisons de sécurité et de stabilité de la mine, il est recommandé de prendre une largeur de chambre selon les limites inférieures du découverture, en se basant surtout sur la stabilité des roches du toit, et par conséquent on choisit une largeur de chambre souvent comprise entre 30 - 50m .

1-3-4 L'épaisseur de la couronne :

L'étude de la cinématique du déplacement des morceaux du minerai lors de l'abattage de la couronne a permis de trouver une forme rationnelle de la couronne (inclinée) afin d'assurer la chute normale du minerai de la couronne abattue .

La pratique d'exploitation des mines analogues telle (Kriivoï .rog) en URSS prouve que lors de l'abattage de la couronne inclinée, la majeure partie du minerai (60 - 70%) de la couronne atteindra le fond sans être mélangé avec les roches stériles .

Voir schéma n°(3-2)

Donc selon l'expérience, si la puissance du corps du minier varie de 20 à 30m, l'épaisseur de la couronne peut être admise de l'ordre de 8 à 10 m respectivement .

1-3-5 La largeur du pilier entre chambres :

On calcule la largeur du pilier entre chambres d'après la formule du professeur Boricenvo, pour les corps miniers dressants et semi-dressants, en se basant sur les charges de pression des roches sur le pilier entre chambres qui dépendent du toit du volume du prisme de glissement des roches du toit du corps minier . Pour les calculs on admet le fait que toute la charge de pression tombe uniquement sur le pilier entre chambres sans tenir compte des charges partielles agissant sur la couronne et les roches foudroyées dans les chambres voisines .

fig n°(3-3) [27]

- Le poids d'un prisme de déplacement reporté a 1m de la longueur de la gite en direction Q.

$$Q = Q_1 + Q_2$$

$$Q_1 = (H - h) \cdot B \cdot l \cdot d$$

H : Profondeur de la mine..... H = 350 m

h : hauteur d'étage..... h = 60 m

B : hauteur du prisme de déplacement..... B = 72,5 m

d : densité du calcair..... d = 2,8 t/m³

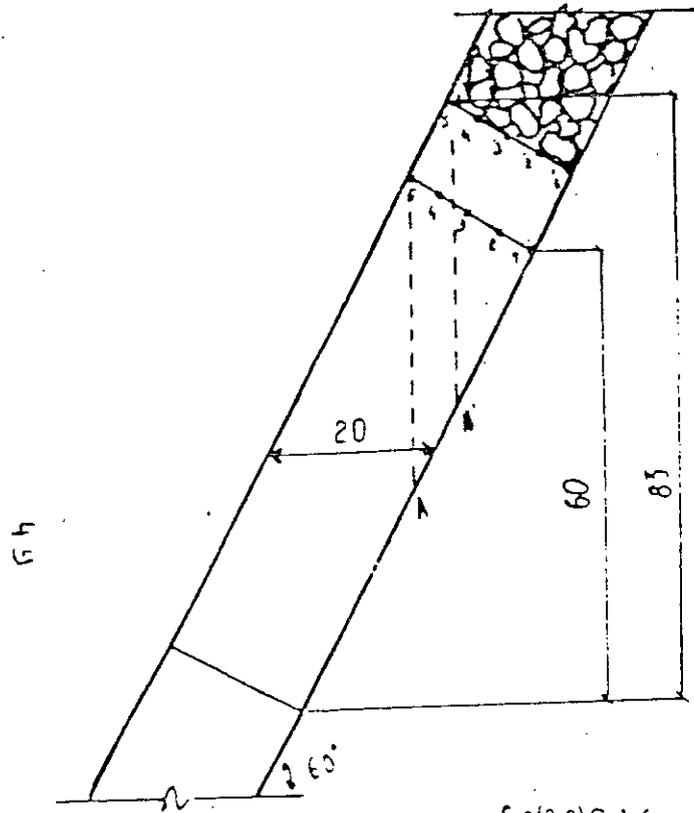
$$Q_1 = (350 - 60) \cdot 72,5 \cdot 1 \cdot 2,8$$

$$Q_1 = 58870 \text{ t}$$

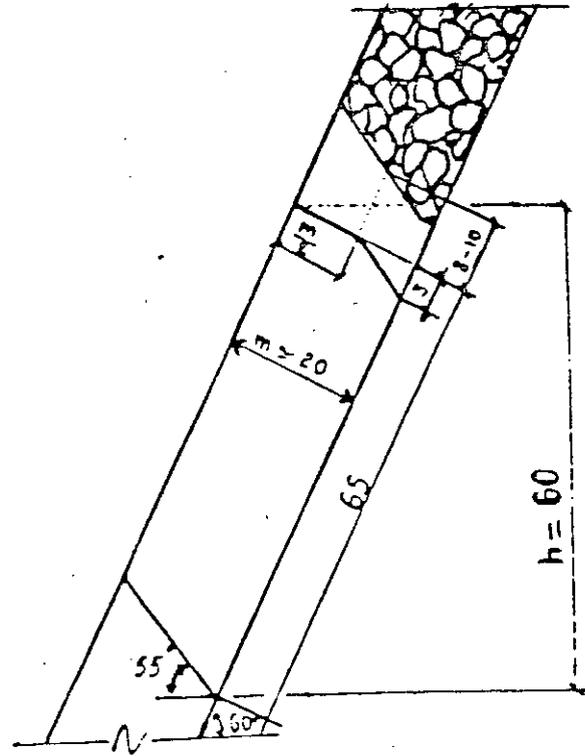
$$Q_2 = 0,5 \frac{(L \cdot \sin 30) \cdot B \cdot l \cdot d}{\sin 75}$$

$$Q_2 = 0,5 \frac{(75 \cdot 0,5) \cdot 72,5 \cdot 2,8}{0,96}$$

a) Disposition ordinaire du pilier de couronne inclinée



b) Disposition rationnelle du pilier de couronne inclinée



fig(3-2) Schéma de calcul de la cinématique d'écoulement des blocs de minerai abattus dans le pilier de couronne inclinée

tab (3.2.a) Contour inférieur du pilier de couronne.

N° de point de repère	l	t	l	t	T
1	0	0	70	5,0	5,0
2	10	1,43	63,3	2,8	4,23
3	20	2,02	62,6	2,05	4,07
4	30	2,48	44	1,54	4,02
5	40	2,86	35	1,11	3,97

tab (3.2.b) Contour supérieur du pilier de couronne

N° de point de repère	l	t'	l'	t'	T
1'	0	0	93	5,76	5,76
2'	10	1,43	84,9	3,54	4,97
3'	20	2,02	75,6	2,75	4,77
4'	30	2,48	67,0	2,18	4,66
5'	40	2,86	58,2	1,75	4,59

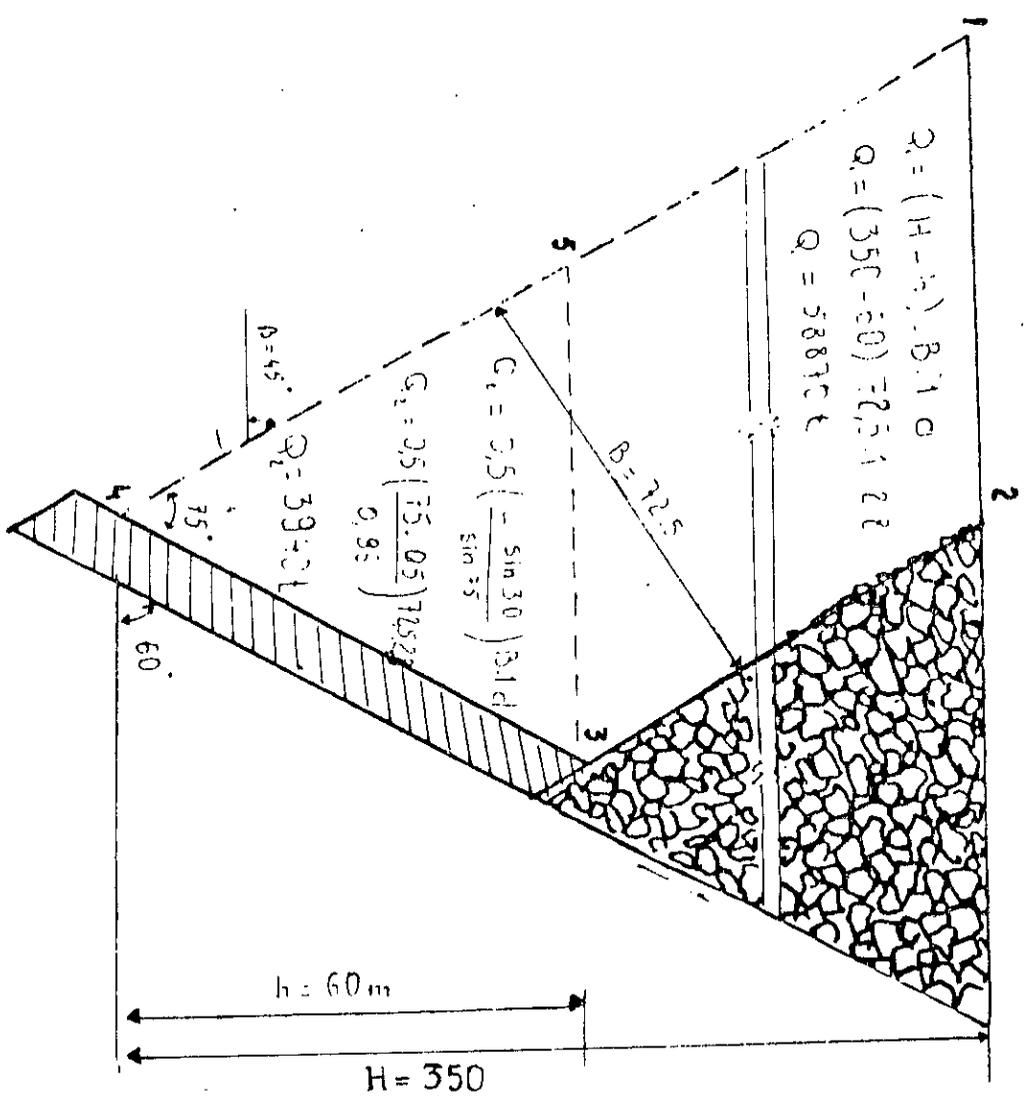
Légende :

l, l' hauteur de la chute libre jusqu'au mur , m.

l, l' longueur du glissement le long du mur , m.

t, t' temps du glissement le long du mur T, S

T, T' temps total du déplacement , S.



Fig(3-3) Schéma de calcul des piliers entre charnières d'après S. ECHICERMI.

$$Q_2 = 3940 \text{ t}$$

$$Q = 58870 + 3940$$

$$Q = 62810 \text{ t}$$

d'où

La largeur du pilier pour une largeur de chambre de 30 m

$$L = 6,28 \text{ m} \quad [27]$$

Dans le cas où la largeur de chambre est de 35m on trouve que

$$L = 7,33 \text{ m}$$

on admet une valeur de 10 mètre pour plus de sécurité .

Ainsi on récapitule les résultats obtenus lors du calcul des paramètres de construction du système d'exploitation des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales par de longs trous en éventails complets (fermé), dans le tableau ci-dessus tab n°(3-3)

Tab n°(3-3) Les paramètres de construction du bloc d' abattage .

Paramètre du système	Symbole	Type de roches encaissantes	
		Calcaire stable	Schistes de stabilité moyenne
Hauteur d'étage	H	60	60
Hauteur de sous-étage	h	30	30
Longueur du bloc	L	90	80
Largeur de chambre	l	35	30
Longueur de chambre	l'	58	58
Largeur de pilier	a	10	10
Epaisseur de la couronne	N	8 - 10	8 - 10

Sur la base des données du tableau ci-dessus on déterminera les différentes réserves de minerai (réserve récupérable du bloc ou des éléments du bloc) pour un corps minier ayant comme valeur moyenne de puissance et de pendage respectivement $m = 15\text{m}$, $\beta = 60^\circ$; tel est le cas du gisement de fer de Boukhadra .

Voir tab n°(3-4) de réserve récupérable.

Tab n° (3-4)

Paramètres du système	Symbole	Unité	Type de roches encaissantes	
			Calcaire stable	Schiste de stabilité moy
Volume des réserves de chambre	$V'_{ch} = 2l.l'.m$	m3	60900	62200
Volume total des réserves des piliers	$V'_{p} = 2(l+N).a.m$	m3	18600	
Volume de la couronne	$V'_{c} = L.N.m$	m3	10800	
Volume des réserves dans le fond du bloc	$V'_{b} = \frac{2m.N}{2}.l$	m3	4200	
Volume total des réserves du bloc	$V' = \Sigma V'$	m3	94500	
Tonnage total des réserves du bloc ($\gamma = 2,7 \text{ t/m}^3$)	$V'.\gamma = V$	t	255150	
Pour les éléments du bloc		t		
Réserves de chambres	$V_{ch} = V'_{ch}.\gamma$	t	164430	
Réserves de piliers	$V_{p} = V'_{p}.\gamma$	t	50220	
Réserve de couronne	$V_{c} = V'_{c}.\gamma$	t	29160	
fond du bloc	$V_{b} = V'_{b}.\gamma$	t	11940	

Selon les résultats obtenus dans le tableau ci-dessus on remarque que les réserves réparties dans les piliers, la couronne, et le fond du bloc, constituent environ 35% des réserves du bloc; en outre on est obligé de récupérer ces réserves après l'exploitation des réserves de chambre.

Chaque système d'exploitation en souterrain passe par trois principales étapes suivant :

- les travaux préparatoires du bloc .
- les travaux de découpage du bloc .
- les travaux d'exploitation du minerai .

1-4 Les travaux préparatoires :

Les travaux préparatoires consistent à réaliser un certain nombre d'ouvrages miniers nécessaires à la préparation d'extraction du minerai abattu de la partie découverte du corps minier ; parmi ces ouvrages on cite :

- galeries de roulage de section à terre nue $9,2m^2$ creusée au roche du côté du mur et une recoupe principale de même section .
- galeries de ventilation de $S_{TN} = 9,2m^2$ et une recoupe d'aéragé .
- cheminées du bloc .
- ouvrages de prospection en exploitation .

1-5 Les travaux de découpage :

C'est un ensemble d'ouvrages, généralement creusés dans le minerai, nécessaires pour la réalisation du défilage : Ce sont essentiellement des galeries de foration en sous-niveaux de section a terre vue $S_{TN} = 4m^2$ qui permettront de réaliser la saignée de découpage et ainsi avoir un espace de compensation, et une surface libre nécessaire lors de l'abattage des tranches verticales .

1-6 Les travaux d'extraction :

Les travaux d'extraction consistent à réaliser les ouvrages suivants :

- la saignée de découpage .
- sous-cavage du bloc .
- travaux de forage et de tri .

1-6-1 La saignée de découpage :

Les étapes entreprises lors de la construction de la saignée de découpage sont les suivantes .
(cf. fig n°(3-4))

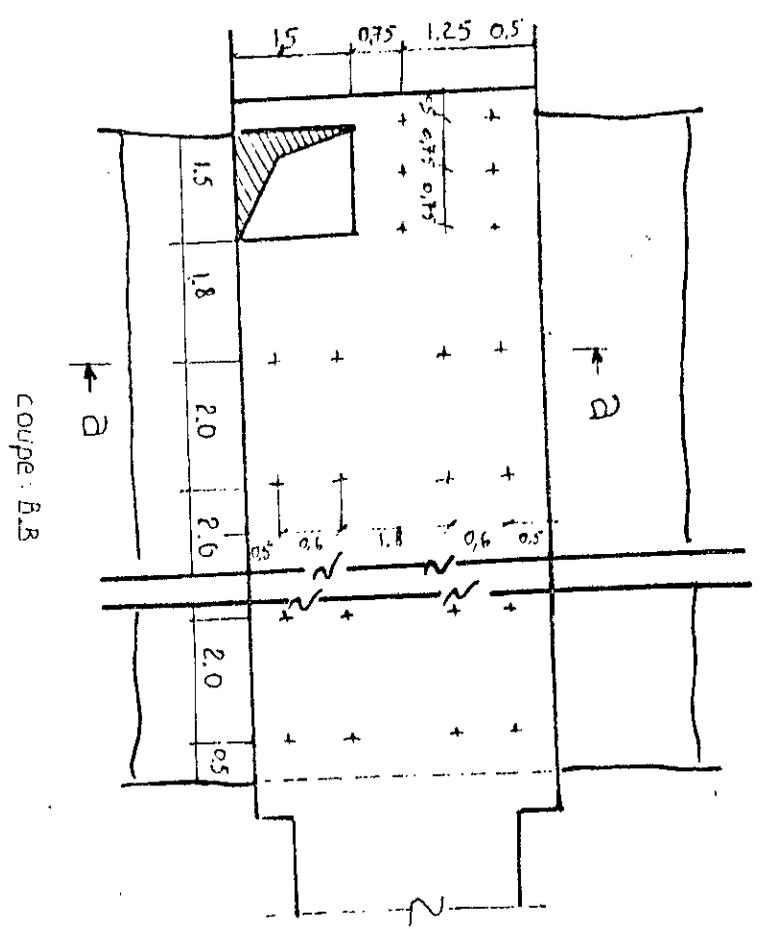
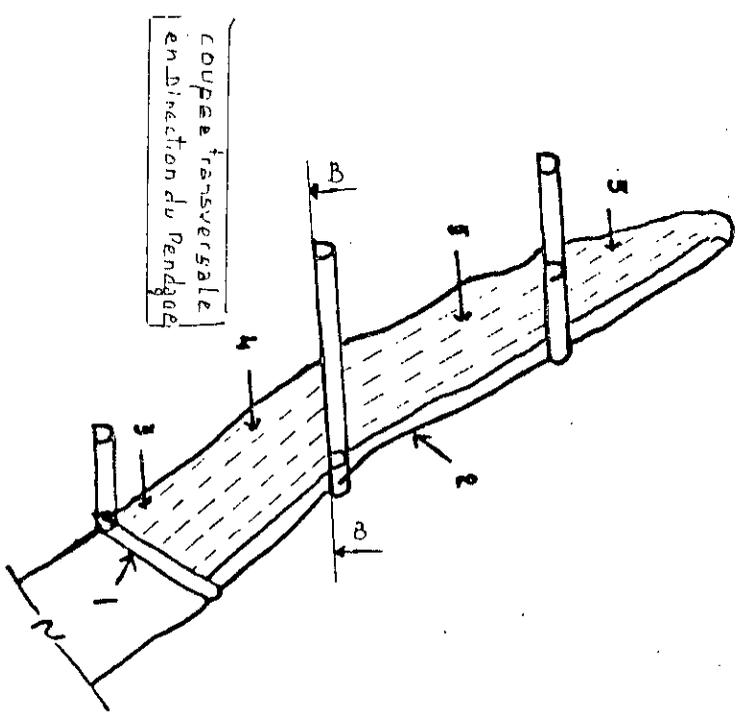
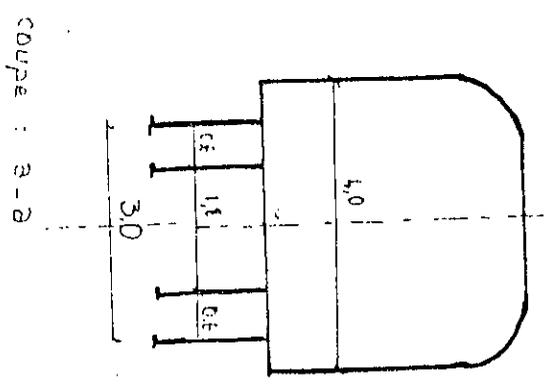
- creusement d'un ouvrage incliné au niveau du soutirage (1) de 3m de largeur et 2m de hauteur, incliné à 55° ; un ouvrage qui doit aboutir jusqu'aux roches du toit du corps minier afin de former ultérieurement le fond du bloc .

- au 2^{EME} stade on creuse une cheminée passant à partir de l'ouvrage incliné jusqu'au niveau du 1^{ER} sous-étage (2) ; la liaison entre cette cheminée et l'ouvrage de sous-étage est assurée par jonction de découpage de 4m de largeur .

- Le 3^{EME} stade consiste à prolonger cette cheminée jusqu'à la couronne et de la même manière précédente on relie cette cheminée avec la galerie de 2^{EME} sous-étage .

- Le 4^{EME} stade, on organise la ventilation, en réalisant le sous-cavage de la chambre (3) par de longs trous en éventails forés à partir de l'ouvrage de sous-cavage, puis l'élargissement de la cheminée de découpage (4) du 1^{ER} sous-étage puis après, celle du 2^{EME} sous-étage .

L'élargissement de la cheminée de découpage .(cf fig n°(3-4)) .



Fig(3-4) Schéma de disposition et emplacement des trous foration lors de la réalisation d'une saignée de découpage.

2- Section (B): Paramètres des travaux de foration et de tir :

2-1 L'abattage du minerai par trous profonds :

Le système d'exploitation des sous-niveaux abattus exige l'utilisation des longs trous vu la hauteur des sous-niveaux .

Pour notre cas d'étude «gisement de fer de Boukhadra», il est recommandé d'utiliser des longs trous en éventails et non pas en parallèles vu les conditions naturelles du gisement de fer de Boukhadra qui se caractérisent par des variations de la puissance, du changement du pendage jusqu'à l'inverse par endroit, des étranglements locaux ; en outre, les longs trous en éventails peuvent suivre chaque changement ou irrégularité du corps minéralisé, ce qui permet de réduire le salissage et les pertes et ainsi de réduire le volume des travaux de découpage .

Les paramètres des travaux de foration et de tir dans le cas des longs trous en éventails se déterminent par les formules ci-dessus :

2-2 La ligne de moindre résistance W: [8]

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot K_{ch}}{q \cdot m \cdot \lambda}} \quad (3-1)$$

d : diamètre des trous : 0,065m

Δ : densité d'explosif ; kg/m³ (pour notre cas la densité de l'enfomile est D = 850 kg/m³)

k_{ch} : degré de chargement des trous $k_{ch}=0,7-0,85$

m: distance relative entre les trous que l'on détermine par la relation sur la fig n°(3-6) avec l la largeur moyenne des trous

H_{ch} : la mi-hauteur du front d'abattage $H_{ch} = 15m$

B_{ch} : la largeur du front d'abattage $B_{ch} = 17,32m$

hg : la hauteur de l'ouvrage de foration $hg = 2,7m$

bg : la largeur de l'ouvrage de foration $dg = 2,7m$

ce qui donne l = 13,46 et selon la relation sur la fig n°(3-6)

m = f(l) on trouve que m = 0,61m

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

$$\lambda = \frac{S}{S + 0,5 \cdot a_{CONV} \cdot \sum l_{CONV}} \quad (3-2)$$

S : surface du front d'abattage $S = h_{ch} \cdot B_{ch}$

$$S = 519,6\text{m}^2$$

a_{CONV} : la distance moyenne conventionnelle entre les trous en éventail que l'on détermine d'après la fig n°(3-5) $a_{\text{CONV}} = f(F)$.

dans le cas où $F=6$ on trouve que $a_{\text{CONV}} = 1,65\text{m}$

Σl_{CONT} : la longueur des trous de contour $\Sigma l_{\text{CONT}} = 14,5\text{m}$ dans ce cas on trouve $y = 0,91$.

2-3 la quantité de minerai abattu par l'abattage d'une tranche de minerai :

$$V_c = (S - S_0) \cdot W \cdot \gamma \quad ; \quad \text{t} \quad (3-3)$$

S : section du front d'abattage égale à 450m^2

S_0 : section de l'ouvrage de foration égale à $7,2\text{m}^2$

γ : densité du minerai égale à $2,7\text{t/m}^3$

W : la ligne de moindre résistance égale à $2,5\text{m}$

d'où

$$V_c = 2989 \text{ t}$$

2-4 La quantité de minerai abattu par 1 mètre de trou ou (rendement du minerai):

$$\delta = m \cdot W^2 \cdot \gamma \cdot \lambda \quad ; \quad \text{t/m} \quad (3-4)$$

d'où

$$\delta = 9,86\text{t/m}$$

2-5 La longueur totale des trous dans une tranche, m:

$$\Sigma l_{\text{TR}} = \frac{V_c}{\delta} \quad (3-5)$$

d'où $\Sigma l_{\text{TR}} = 319,32\text{m}$

2-6 La capacité d'explosif pour 1 mètre de trou :

$$Q_1 = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot k_{\text{CH}} \cdot \Delta}{4} \quad ; \quad (\text{KG/M}) \quad (3-6)$$

$$Q_1 = 0,785 \cdot (0,065)^2 \cdot 885 \cdot 0,85$$

$$Q_1 = 2,39 ; \quad (\text{kg/m})$$

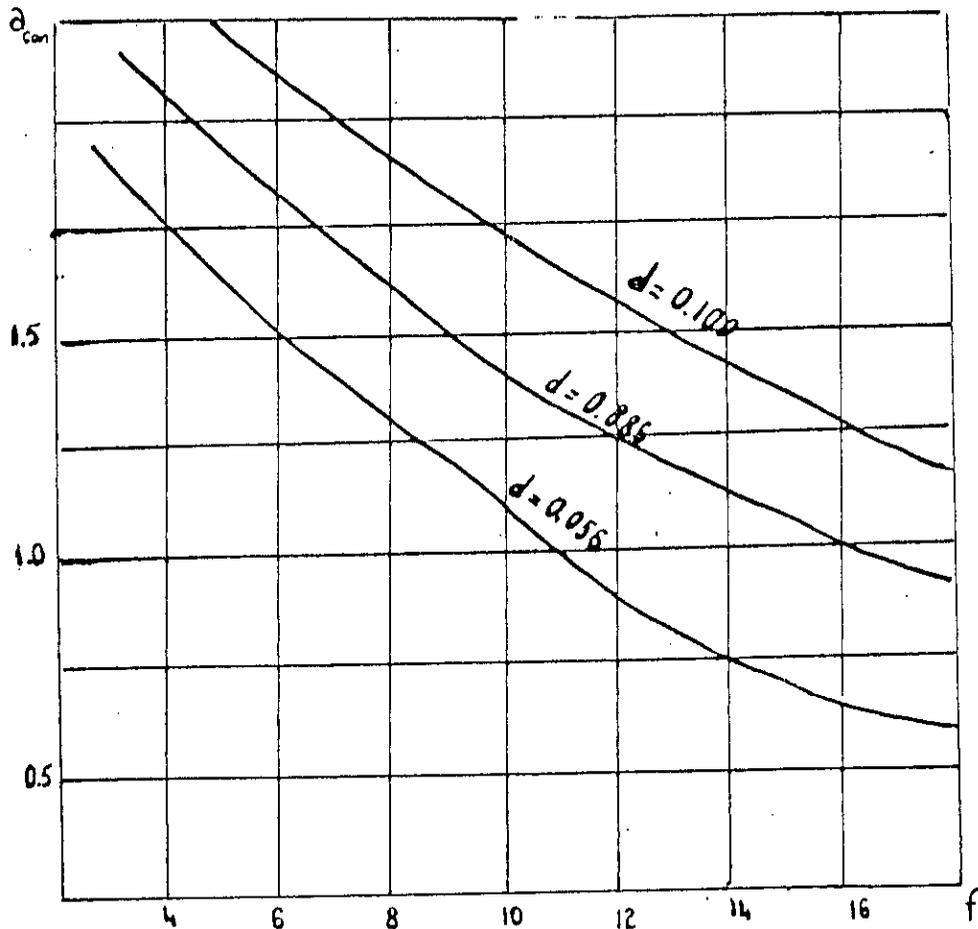
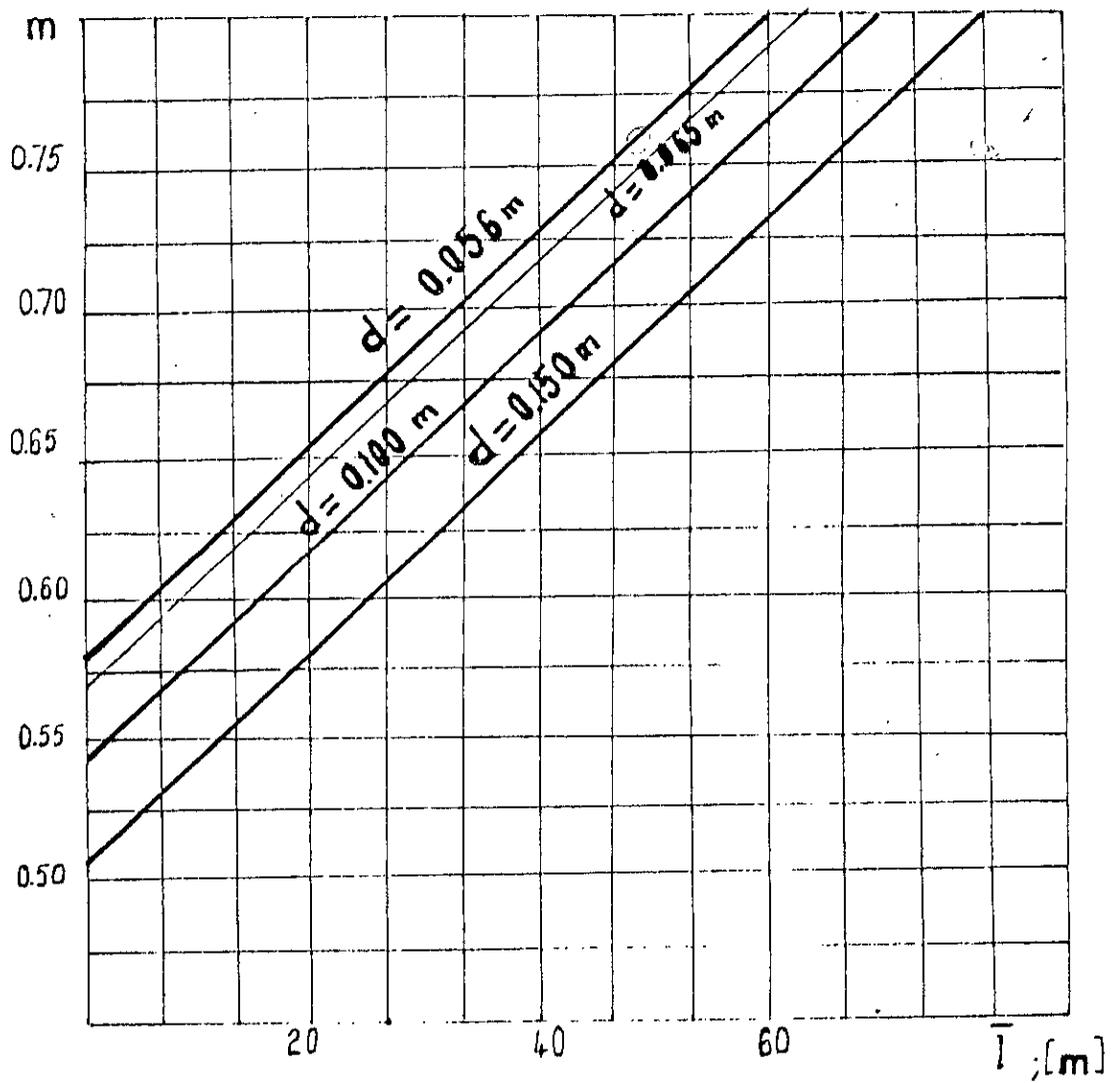


Fig 3-5 DISTANCE MOYENNE CONVENTIONNELLE ENTRE LES TROUS EN FONCTION DE LA DURETE DE LA ROCHE ET DU DIAMETRE DU TROU.



Fig(3-6) LA DISTANCE RELATIVE ENTRE LES TROUS PROFONDS
 EN FONCTION DE LA DURETE DU MINERAL ET DU DIAMETRE
 DU TROUS

2-7 La charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche :

$$Q = Q_1 \cdot \Sigma l'_{TR} \quad ;(\text{kg})$$

$\Sigma l'_{TR}$: la longueur totale des charges ou des parties chargées en explosif le long des trous profonds

$$- \Sigma l'_{TR} = \sum_{i=1}^N (l_{TRI} - l_{BI}) \quad ;(\text{m}) : \quad (3-7)$$

l_{TR} : longueur du trou profond

l_B : longueur du bourage en éventail . $l_B > W$ cas des trous en éventail

Donc on détermine $\Sigma l'_{TR}$ par la méthode graphique ; en outre la construction graphique de l'assortiment des trous nous permet d'avoir des résultats plus précis concernant la longueur totale des trous Σl_{TR} .

- la quantité de minerai abattu par 1m de trou (rendement du minerai)
- la consommation spécifique d'explosif

Pour pouvoir faire la construction graphique de l'assortiment des trous, il faut déterminer :

- la distance moyenne entre les extrémités des trous en éventails [8]

$$- a_{EXT} = (1 - 1,4) \cdot W \quad (3-8)$$

on trouve $a_{EXT MAX} = 3,5\text{m}$

$$a_{EXT MIN} = 2,5\text{m}$$

$$a_{EXT MOY} = 3\text{m}$$

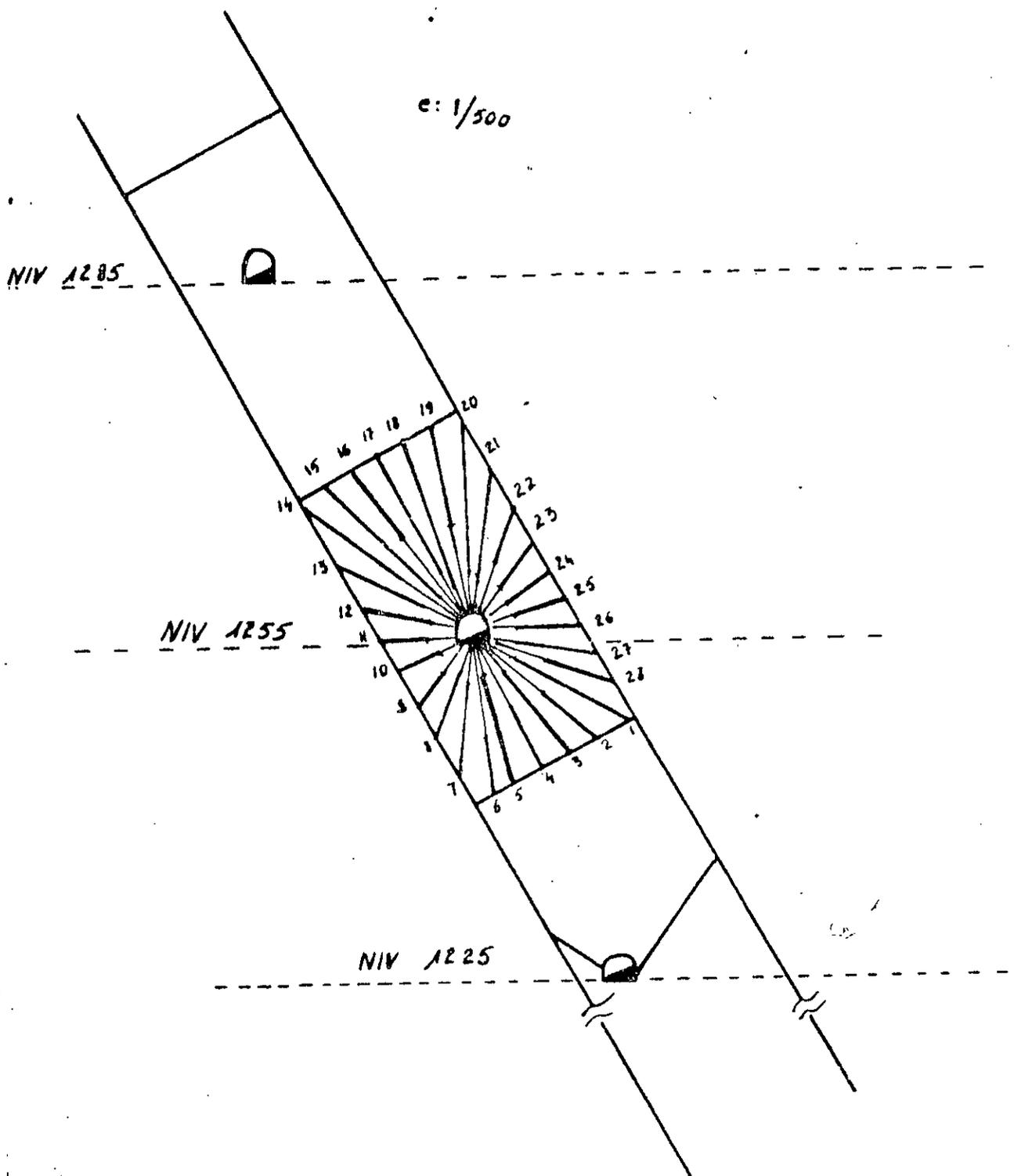
La distance minimale entre les charges d'explosif [8]

$$- a_{CH} = (0,4 - 0,5) \cdot W \quad (3-9)$$

$$a_{CH} > 1,25\text{m}$$

Afin de déterminer la longueur totale des trous et de la quantité totale d'explosif en g/t on a élaboré un schéma dans lequel on a considéré des valeurs moyennes de puissance et de pendage pour le cas du gisement de fer de Boukhadra qui sont respectivement 15m, 60°. Fig (3-7).

Fig n(3-7) schéma de calcul de la consommation spécifique d'explosif.



Détermination de la longueur totale des longs trous, et de la quantité totale d'explosif ainsi que la consommation spécifique d'explosif précisé par la méthode graphique .

tab (3-5)

N°	Ltr	Ltr.ch [m]
01	13,5	11
02	12	05
03	12,5	8,5
04	11,5	05
05	12	9,5
06	12	05
07	11,5	8,5
08	8,5	6,5
09	6,5	3,5
10	5,5	3,5
11	6,5	04
12	08	06
13	11	08
14	16	10
total	150	94

N°	Ltr	Ltr.ch [m]
15	15	13,5
16	15	07
17	15	11
18	15	03
19	15,5	8,5
20	16	13
21	11,5	09
22	09	4,5
23	07	4,5
24	6,5	04
25	6,5	4,5
26	7,5	05
27	8,5	6,5
28	10,5	06
total	305,6	204

- Ainsi on trouve la longueur totale des trous
- Longueur totale de la partie chargée du trou
- Le rendement du minerai t/m
- La quantité totale d'explosif
- La consommation spécifique d'explosif

$$\begin{aligned} \Sigma Ltr &= 305,5 \text{ m} \\ \Sigma Ltr.ch &= 204 \text{ m} \\ &= 9,8 \text{ t/m} \\ Q &= 487,56 \text{ kg} \\ q &= 0,16 \text{ kg/t} \sim 160 \text{ g/t} . \end{aligned}$$

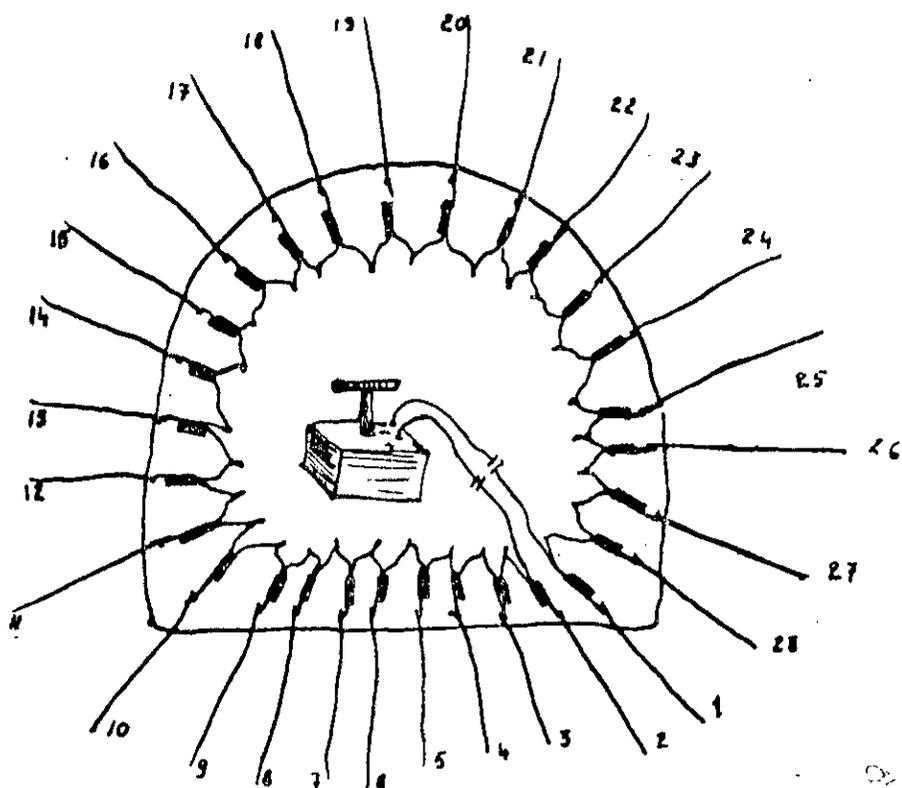


FIG: 3-8 SCHEMA DE TIR PROPOSE

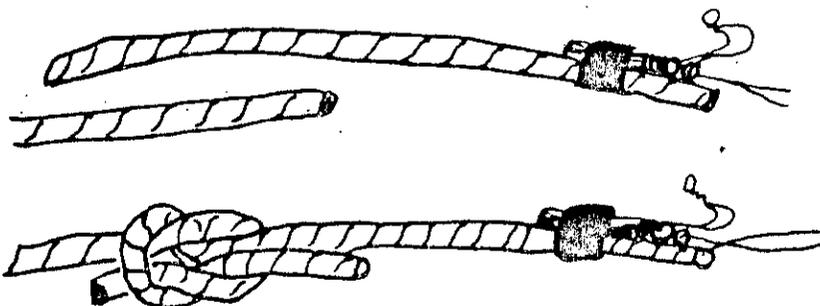


FIG: 3-9 AMORCAGE TANGENTIEL D'UN CORDEAU
 DETONANT PAR DETONATEUR ELECTRIQUE

3- Section (c) :

3 - L'AERAGE :

L'aération des mines souterraines est indispensable pour l'amélioration des conditions de travail et pour la sécurité des mineurs et ceci ne peut se réaliser que si l'on envoie une quantité importante d'air pur nécessaire à la respiration des mineurs et suffisant à la dilution des différents gaz nocifs dégagés par les travaux de tir et les différents engins miniers .

Selon les normes d'aération cette quantité d'air envoyée doit avoir une teneur en O₂ non inférieure à 20% et celle en gaz carbonique non supérieure à 0,5% .

Schéma d'aération de la mine :

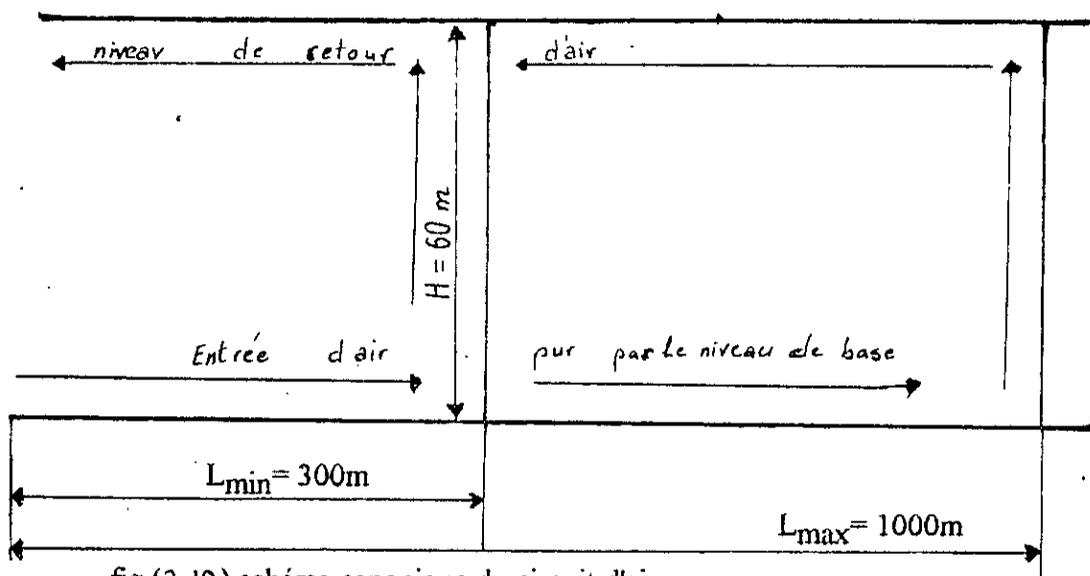


fig (3-10) schéma canonique du circuit d'air

3-1 Calcul de la quantité d'air nécessaire :

3-1-A suivant l'effectif :

$$Q_{ef} = Z \cdot n \cdot N_f \quad ; \quad m^3 / s \quad (3-10)$$

Z : coef qui tient compte des fuites et des réserves ; $Z = 1,4$

N_f : norme nécessaire pour une personne ; $N_f = 6,3 \text{ m}^3/\text{min}$

n : effectifs présents en même temps $n = 10$

$$Q_{ef} = 1,4 \cdot 10 \cdot 6,3 = 88,2 \text{ m}^3 / s$$

3-1-B La quantité d'air suivant les gaz d'échappement des moteurs diésel :

$$Q_m = q \cdot N \quad (3-11)$$

q : norme d'air nécessaire par 1 cv \Leftrightarrow 5 m³/cv [26]

N : puissance totale par poste .

$$N = n \cdot N_{ef}$$

N_{ef} : puissance effective du moteur d'une chargeuse transporteuse

$$N_{ef} = K_u \cdot K_p \cdot N_c$$

K_u : coef qui tient compte du travail du moteur $K_u = 0,5$

K_p : coef de poste de travail de la chargeuse $K_p = 0,5$

N_c : puissance du moteur de la chargeuse $N_c = 185 \text{ cv}$

d'où $N_{ef} = 0,5 \cdot 0,5 \cdot 185 = 46,25 \text{ cv}$

d'où la puissance totale par poste N

$$N = n \cdot N_{ef}$$

n : nombre de chargeuse transporteuse = 3

$$N = 3 \cdot 46,25 = 138,75 \text{ cv}$$

d'où $Q_m = 5 \cdot 138,75 = 693,75 \text{ m}^3/\text{min} = 11,56 \text{ m}^3/\text{s}$

3-1-C La quantité d'air suivant la consommation d'explosif :

$$Q_t = \frac{12,5 \cdot B \cdot c \cdot r}{T} \quad (3-12)$$

B : quantité d'explosif tirée au cours d'un cycle $B = 487,56 \text{ kg}$

c : concentration admissible des gaz nocifs $c = 0,04$ [26]

T : temps d'aéragé $T = 20 \text{ min}$

r : coef de réserve $r = 1,4$

$$\text{d'où } Q_t = \frac{12,5 \cdot 487,56 \cdot 0,04 \cdot 1,4}{20} = 17,06 \text{ m}^3/\text{min}$$

3-2 Régime d'aéragé intensif :

Le régime d'aéragé intensif a pour but, l'évacuation du gaz dans toutes les galeries de la mine remplies par les gaz causés par le tir (trous profonds) .

$$Q_{ext} = Z \cdot 40,5 \cdot A_e \cdot V \quad ; \text{ m}^3/\text{min} \quad (3-13)$$

t : temps d'aérage

$$t = 20 \text{ min}$$

A_e : consommation d'explosif éventuelle en kg

$$A_e = KA \quad [33]$$

K : coef qui tient compte du dégagement réel dans la galerie et qui dépend de la méthode $K = 1$

V : volume des galeries saturées en gaz

$$V = V_v + 0,9A_e$$

A : consommation réelle d'explosif

$$A = 487,56 \text{ kg}$$

d'où $A_e = 487,56 \text{ kg}$

V_v : volume des galeries avec l'air vicié, c'est à dire le volume des galeries du bloc à la surface .

$$V_{v.\max} = 1000 \cdot 9,6 + 4 \cdot 60 + 1000 \cdot 9,6 = 19440 \text{ m}^3$$

$$V_{v.\min} = 300 \cdot 9,6 + 4 \cdot 60 + 300 \cdot 9,6 = 5000 \text{ m}^3$$

$$V_{\max} = V_{v.\max} + 0,9 A_e = 19440 + 0,9 \cdot 487,56 = 19878,80 \text{ m}^3$$

$$V_{\min} = V_{v.\min} + 0,9 A_e = 5000 + 0,9 \cdot 487,56 = 5488,46 \text{ m}^3$$

$$Q_{\max} = \frac{1,5 \cdot 40,5 \cdot 487,56 \cdot 19440}{20} = 9351,43 \text{ m}^3/\text{min} = 155,8 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$Q_{\min} = \frac{1,5 \cdot 40,5 \cdot 487,56 \cdot 5000}{20} = 4742,58 \text{ m}^3/\text{min} = 79,04 \text{ m}^3/\text{s}$$

3-3 Régime d'aérage normal :

$$Q_n = \frac{40,5 \cdot m \cdot Z \cdot A_c \cdot W_v}{t} \text{ m}^3/\text{min} \quad [26] \quad (3-14)$$

m : nombre de galeries en activité dans le bloc de soutirage $m = 2$

A_c : consommation d'explosif conditionnelle .

$$A_c = A_1 + A_2$$

A_1 : charge réelle d'explosif tirée chaque fois hors du débitage secondaire

$$A_1 = 0,5 \cdot 1 \text{ kg}$$

A_2 : charge conditionnelle correspondant au dégagement des gaz du minerai

$$A_2 = \frac{2,7 \cdot P_j \cdot t \cdot W_r}{\gamma_f \cdot t_s \cdot B_a} \quad [26] \quad (3-15)$$

P_j : poids du minerai soutiré au cours de 24h
 W_r : volume relatif du vide dans le minerai abattu
 t : temps d'aéragé
 γ_f : poids volumétrique du minerai foisonné
 t_s : durée de soutirage du minerai

$P_j = 1000t$
 $W_j = 0,3 - 0,4$
 $t = 10 \text{ min}$
 $\gamma_f = 2,2 \text{ t/m}^3$
 $t_s = 14h$

$$A_2 = \frac{2,7 \cdot 1000 \cdot 10 \cdot 0,4}{2,2 \cdot 0,04 \cdot (14 \cdot 60)} = 146,1 \text{ kg}$$

$$A_c = 1 + 146,1 = 147,1 \text{ kg}$$

B_a : dégagement des gaz à la suite du tir de 1 kg d'explosif $B_a = 0,04 \text{ m}^3/\text{kg}$

W_v : volume de la galerie du bloc de soutirage

$$W_v = L \cdot S \qquad W_v = 30 \cdot 7,2 = 216 \text{ m}^3$$

d'où

$$Q_n = 40,5 \cdot 2 \cdot 1,5 \cdot 216 \cdot 147,1 = 2165,02 \text{ m}^3/\text{min} = 36,08 \text{ m}^3/\text{s}$$

3-4 Calcul du ventilateur principal :

La hauteur manométrique H du ventilateur principal est donnée par la relation suivante :

$$H = R_t \cdot Q_t^2 - h \qquad (3 - 16)$$

h : La différence de pression causée par l'aéragé naturel

$$h = \frac{0,45 \cdot \Delta Z \cdot \Delta T}{100} \qquad (3 - 17)$$

ΔZ : est la différence de côte en (m) entre la galerie la plus basse et celle du retour d'air au jour

$$\Delta Z = 300 \text{ m}$$

ΔT : différence de température entre fond et jour, ($^{\circ}\text{C}$)

$$\Delta T = 6^{\circ}\text{C}$$

$$\text{d'où } h = \frac{0,45 \cdot 300 \cdot 6}{100} = 8,1 \text{ kg/m}^2$$

R : la résistance aéraulique du circuit est déterminée par la relation suivante :

$$R = \frac{a \cdot L \cdot P}{S^3} \qquad (3 - 18)$$

- a : coef qui caractérise la resistance des parois
 L : longueur de la galerie à la surface d'air
 P : périmètre de la section d'une galerie
 S : section transversale d'une galerie

La resistance totale de la mine pour le bloc considéré est donnée par le tableau ci-dessous .

Ouvrages	α 10^{-4}	L ; [m]		P . [m]	S ³ [M ⁶]	R	
		L _{min}	L _{max}			R _{min}	R _{max}
galerie de roulage(1-2) 1225(m)	21	300	1000	14	912,67	0,0094	0,032
galerie de foration 1255(m)	21	300	1000	10,8	373,24	0,018	0,060
galerie d'aerage 1285(m)	21	300	1000	14	912,67	0,0096	0,032
cheminée	18	30	60	16	64	0,013	0,027
cheminée	18	30	60	16	64	0,013	0,027

d'ou la hauteur manometrique H

$$H = 0,778 \cdot (36,08)^2 - 8,1 = 223,6 \text{ mm H}_2\text{O}$$

3-4-1 La puissance du ventilateur principal :

$$P_v = \frac{H \cdot Q_n}{75 \cdot N} \quad (3 - 19)$$

N : rendement du ventilateur

$$N = 0,7$$

$$P_v = \frac{261 \cdot 38,9}{75 \cdot 0,7} = 153,68 \text{ cv} \Leftrightarrow 114,075 \text{ kw}$$

Le ventilateur existant à la mine de Boukhadra est du type Berry Davidson 1700 HDM.G2 son débit est de $60 \text{ m}^3/\text{s}$ et d'une puissance de 194 kw donc il est possible de l'utiliser avec 58,80 % de son régime (près de 60 %)

3-5 Aérage secondaire :

Près des chantiers de foration et ainsi qu'aux endroits de soutirage on prévoit l'installation des ventilateurs secondaires dont le débit d'air est donné par la relation suivante

$$Q = \frac{K \cdot S \cdot (L - d)}{t} \quad \text{m}^3/\text{min} \quad (3 - 20)$$

K : coef de dilution du CO dans l'air

$$K = 3$$

S : section de la galerie

$$S = 7,2 \text{ m}^2$$

L : longueur de la galerie

$$L = 30 \text{ m}$$

d : distance entre le front et le bout de canard

$$d = 10 \text{ m}$$

t : durée d'aérage

$$t = 20 \text{ min}$$

$$Q = \frac{3 \cdot 7,2 \cdot (80 - 10)}{20 \cdot 60} = 1,26 \text{ m}^3/\text{s}$$

Le diamètre du canard étant égal à

$$D = 300 \text{ mm}$$

et la dépression correspondante à Q et D étant égale à $h' = 3,17 \text{ min H}_2\text{O}/\text{min}$

la longueur du canard nécessaire étant 150m .

donc la puissance du ventilateur est égale à :

$$P_v = \frac{Q \cdot h' \cdot l}{75 \cdot N} \quad (3 - 21)$$
$$P_v = \frac{1,26 \cdot 3,17 \cdot 150}{75 \cdot 0,7} = 11,412 \text{ cv}$$

Les ventilateurs existant à la mine de Boukhadra sont du type Berry Davidson 64HM de $6 \text{ m}^3/\text{s}$ de débit et 20 kw de puissance ce qui correspond au calcul .

Section (D)

4. Organisation des travaux miniers lors de l'exploitation des chambres et les indices techniques :

La pratique d'exécution des projets d'exploitation a montré que les résultats ne peuvent être satisfaisants que si les différents travaux d'exploitation sont soumis à une organisation bien déterminée, et ce, quelles qu'en soient les conditions de travail (naturelles, techniques, technologiques).

Pour optimiser les différents paramètres d'exploitation; c'est à dire réduire les différents coûts occasionnés par les diverses étapes d'exploitation et donc réduire le prix de revient de la tonne de minerai marchand, l'étude d'organisation pour les principaux processus d'exploitation s'avère primordiale et indispensable .

4-1 Organisation des travaux d'exploitation des chambres :

4-1A Organisation des travaux de forage : [8]

On calcule le temps pour le forage des trous de mine ou des trous profonds dans un rang (dans une tranche, ou dans un chantier) par la relation suivante

$$t_{\text{FOR}} = \frac{\Sigma l_{\text{TR}} \cdot n_{\text{RANG}}}{N_{\text{FOR}} \cdot n_{\text{PERF}}} \quad (3 - 22)$$

Σl_{TR} : longueur totale des trous dans une rangée (tranche) (m)

Σl_{TR} : 299 m

n_{RANG} : nombre de rangées dans une tranche .

$n_{\text{RANG}} = 1$

N_{FOR} : norme de rendement de travail d'une machine de foration .

$N_{\text{FOR}} = 70 \text{ m/p}$ (cas de la machine Promec T564)

n_{PERF} : nombre de perforateurs de machine de forage .

lors de l'organisation cyclique du travail, le temps de forage des trous doit être égale à celui de soutirage et évacuation du minerai; autrement dit, le rendement de l'équipe de forage exprimée en t/p doit être égale au rendement de soutirage et d'évacuation du minerai donc [8]

$$\frac{n_{\text{FOR}} \cdot \delta \cdot \eta_{\text{EXT}} \cdot \eta_{\text{PER}}}{1 - r_{\text{CH}}} = n_{\text{TR}} \cdot N_{\text{TR}} \quad (3 - 23)$$

δ : rendement du minerai

$\delta = 9,8 \text{ t/p}$

η_{EXT} : coef d'extraction du minerai lors d'exploitation des chambres .

$\eta_{\text{EXT}} = (90 - 85)\%$ [2]

r_{CH} : coef de dilution lors d'exploitation des chambres .

$$r_{CH} = 0,3 - 0,5 \quad [7]$$

N_{TR} : norme de rendement des machines de chargement et transport ; pour notre cas, les machines de chargement sont du type EIMCO 925 LMD et dont la capacité du godet est $3,8m^3$

$N_{TR} = 550 \text{ t/p}$ pour une distance limite d'un cycle de 200m

n_{TR} : nombre de machines de chargement et transport

$$n = \frac{1,25 \cdot A'}{K \cdot N_{TR}} \quad (3 - 24)$$

A' : production de la mine par poste $A' = 400 \text{ t/p}$

K : coef de disponibilité $K = 0,8$

ainsi on trouve le nombre de machines de chargement et transport

$$n_{TR} = 1 \text{ machine}$$

et ainsi on peut déterminer le nombre de machines de forage par la relation suivante

$$n_{PER} = \frac{(1 - r_{CU}) \cdot N_{TR} \cdot n_{TR}}{N_{FOR} \cdot \delta \cdot \eta_{EXT}} \quad (3 - 25)$$

$$n_{PER} = 1 \text{ machine}$$

D'après les calculs, le nombre de machines de foration est égal a «1», une machine, mais du fait que l'on a deux sous-niveaux et qu'à chaque sous-niveau il faut forer des trous en éventails complets, alors, il nous faut deux machines de foration des trous (jumbo) qui peuvent travailler simultanément et un troisième en réserve, et que chaque jumbo doit être deservi par deux ouvriers ; (01 mecanicien et un aide mecanicien) .

D'où le temps de foration d'une tranche

$$t_{FOR} = 4,27 \quad [p]$$

Les dépenses de travail pour la foration des trous profonds en éventails .

$$T_{FOR} = t_{FOR} \cdot n_{PER} \cdot n_{OUV.F} \quad (3 - 26)$$

n_{PER} : nombre de machines de foration (perforateur) = 2

$n_{OUV.F}$: nombre d'ouvriers deservant une machine de foration = 2

d'où

$$T_{FOR} = 17,08 \quad [hp]$$

les dépenses spécifique du travail de foration

$$T'_{FOR} = \frac{T_{FOR}}{V_C \cdot n_{RANG}}$$

$$T'_{FOR} = 5,7 \cdot 10 \text{ h.p/t}$$

le rendement de travail d'un foreur

$$P_{FOR} = \frac{1}{T'_{FOR}} \quad P_{FOR} = 175 \text{ t/hp}$$

4-b Organisation des travaux miniers lors des chargements des trous par l'explosif : [8]

La durée de chargement des trous profonds avec machine spéciale et tir

$$t_{CT} = \frac{60 \cdot K_{EXP} \cdot Q_{EXP}}{N_{M,EXP} \cdot n_{M,EXP} \cdot K_{U,P} \cdot t_{POST}} \quad (3-27)$$

K_{EXP} : coefficient tenant compte des dépenses de travail pour la livraison des explosifs dans un chantier. [8]

$$K_{EXP} = 1,5 - 3$$

pour notre cas on prend $K_{EXP} = 3$ la valeur maximale pour des raisons de sécurité.

Q_{EXP} : la charge totale d'explosif $Q_{EXP} = 487,56 \text{ kg}$

$N_{M,EXP}$: rendement technique d'une machine à charger (kg/h)

pour notre cas la machine est de type «nônel» selon l'unité de BouKhadra

$$N_{M,EXP} = 1000 \text{ kg/h}$$

$n_{M,EXP}$: nombre de machines à charger l'explosif

$$n_{M,EXP} = 1$$

$K_{U,P}$: coefficient tenant compte du temps pour le chargement et le tir dans la durée totale du poste ; [8]

($K_{U,P} = (0,2 - 0,4)$) on prend $K_{U,P} = 0,4$

t_{POST} : durée d'un poste de travail $8h = 480mn$

d'où : $t_{CT} = 0,45 \text{ [p]}$

Les dépenses de travail lors du chargement et tir :

$$T_{CT} = t_{CT} \cdot n_{OUV,EXP} \quad (3-28)$$

$$t_{CT} = 0,45 \text{ p}$$

$$n_{OUV,EXP} = 4$$

$$T_{CT} = 0,45 \times 4 = 1,8 \text{ h.p}$$

$$T_{CT} = 1,8 \text{ [h.p]}$$

Les dépenses spécifiques du travail :

$$T'_{CT} = \frac{T_{CT}}{V_c \cdot n_{RANG}} \quad (3 - 29)$$

$$T'_{CT} = 6,02 \cdot 10^{-4} \text{ (h.p/t)}$$

Le rendement de travail d'un boutefeu :

$$P_{CT} = \frac{1}{T'_{CT}} \quad (3 - 30)$$

$$P_{CT} = 1660,55 \text{ t/h.p}$$

4 | -c Organisation des travaux miniers lors du chargement et transport du minerai : [8]

La durée de chargement et transport du minerai

$$t_{CH,TR} = \frac{V_c \cdot n_{RANG} \cdot n_{CH}}{N_{TR} \cdot n_{TR} \cdot (1 - r_{CH})} \quad (3 - 31)$$

V_c : quantité de minerai abattue lors de l'abattage d'une tranche

$$V_c = 2989$$

n_{RANG} : nombre de rangées dans une tranche abattue

$$n_{RANG} = 1$$

n_{CH} : coefficient d'extraction lors de l'exploitation de la chambre

$$n_{CH} = 85\%$$

r_{CH} : coefficient de dilution lors de l'exploitation de la chambre

$$r_{CH} = 5\%$$

N_{TR} : norme de rendement de la machine de chargement

$$N_{TR} = 550 \text{ t/p}$$

n_{TR} : nombre de machines de chargement et transport (pièces)

$$n_{TR} = 2 \text{ machines}$$

donc $t_{CH,TR} = 4,86 \text{ [p]}$

Les dépenses de travail pour l'évacuation du minerai abattu

$$T_{CH,TR} = t_{CH,TR} \cdot n_{OUV} \quad (3 - 32)$$

n_{OUV} : nombre d'ouvriers déservant des complexes ou machines de chargement et transport.

$$n_{OUV} = 1$$

$$T_{CH,TR} = 4,86 \cdot 1 = 4,86 \text{ h.p/t}$$

Les dépenses spécifiques du travail de chargement et transport

$$T'_{TRAN} = \frac{T_{TRAN}}{V_c \cdot n_{RANG}} \quad (3 - 33)$$

les opérations \ la durée	1er JOUR		2em JOUR		3em JOUR	
	1er POSTE	2em POSTE	1er POSTE	2em POSTE	1er POSTE	2em POSTE
foration	$t_{for} = 4,27; P$		$T_{for} = 17,08 h.P$			
chargement des trous en explosifs et tir					$t_{ch} = 0,45 P$ $T_{ch} = 1,80 h.P$	
ventilation					$t_v = 0,07 P$	
inspection et purgeage					$t_{ins} = 0,07 P$	
chargement du minerai abattu et transport	$t_{ch.t} = 4,86, P$		$T_{ch.t} = 4,86 hP$			

Tab 3-6 Cyclogramme d'exploitation d'une tranche de minerai.

$$T''_{CH,TR} = 1,62 \cdot 10^{-3} \text{ h.p/t}$$

d'où le rendement du travail d'un ouvrier pour le chargement et transport

$$P_{CH,TR} = \frac{1}{T''}$$

$$P_{CH,TR} = 615,02 \text{ t/h.p}$$

Sur la base des calculs du temps de forage, du chargement des trous en explosif et du tir, de l'évacuation du minerai etc... On élabore le cyclogramme de l'exploitation d'une tranche et on détermine ainsi le temps d'exécution d'un cycle dans le chantier.

4-2 Les indices techniques de l'exploitation des chambres : [8]

1- le nombre de cycles nécessaires pour l'extraction de la chambre $n_{CY,CH}$

$V_{IND,CH}$: réserves industrielles de la chambre ; (t)

$$V_{IND,CH} = 85050 \text{ t}$$

V_C : quantité de minerai abattu par l'abattage d'une tranche = 3037,5 t

n_{RANG} : nombre de rangées pour une tranche $n_{RANG} = 28$

- la durée d'exploitation d'une chambre

$$t_{CH} = \frac{t_{CY} \cdot n_{CY}}{Nj} \quad (3 - 34)$$

t_{CY} : temps d'exécution d'un cycle; (jours); voir le cyclogramme d'exécution d'une tranche .

$$t_{CY} = 5,48 \text{ p} = 2,74 \text{ j}$$

n_{CY} : nombre de cycles nécessaires pour l'extraction de la chambre

$$n_{CY} = 28$$

le nombre de jours ouvrables par mois. (jours) :

$$Nj = 21 \text{ j}$$

ainsi on trouve la durée d'exploitation d'une chambre :

$$t_{CH} = 3,65 \text{ mois}$$

Les dépenses totales de travail de l'exploitation de la chambre :

$$\Sigma T_{CH} = (T_{FOR} + T_{CT} + T_B + T_{CH,TR}) \cdot 1,2 \quad (3 - 35)$$

T_{FOR} : dépenses de travail pour la foration .

T_{CT} : dépenses de travail pour le chargement des trous en explosif et tir

T_B : dépenses de travail pour le boulonnage = 0

$T_{CH,TR}$: dépenses de travail pour le chargement et transport du minerai abattu

1,2 : coef de réserve .

$$\Sigma T_{CH} = (17,48 + 1,82 + 0 + 4,86) \cdot 1,2$$

$$\Sigma T_{CH} = 29, \text{ h.p}$$

d'où la production mensuelle du bloc en période d'exploitation de chambre :

$$P_{BL} = \frac{V_{MARCH}}{T_{CH}} \quad (3 - 36)$$

V_{MARCH} : réserve marchande d'une chambre ; (t)

$$V_{MARCH} = \frac{V_{IND} \cdot \eta_{CH}}{1 - r_{CH}} \quad (3 - 37)$$

V_{INDCH} : 83689,2 t

η_{CH} : coefficient d'extraction lors de l'exploitation des chambres .

$\eta_{CH} = 85 \%$

r_{CH} : coefficient de dilution.

$r_{CH} = 5 \%$

d'où $V_{MARCH} = 74880 \text{ t}$

et ainsi on trouve

$$P_{BL} = \frac{74880}{3,75} = 20974,78 \text{ t/mois}$$

Les dépenses spécifiques du travail lors de l'exploitation des chambres

$$T_{CH} = \frac{\Sigma T_{CH}}{V'_{MARCH}} \quad (3 - 38)$$

V'_{MARCH} : réserves marchandes contenues dans une tranche de minerai à abattre,

$$V'_{MARCH} = \frac{V_C \cdot \eta_{CH}}{1 - r}$$

$$V'_{MARCH} = 2674,37 \text{ t}$$

d'où $T_{CH} = 1,08 \cdot 10^{-2} \text{ (h.p/t)}$

Ainsi le rendement de travail d'un ouvrier lors de l'exploitation de la chambre

$$P_{CH} = \frac{1}{T_{CH}} \quad (3 - 39)$$

$$P_{CH} = 92,21 \text{ (t/h.p)}$$

Afin de réduire la durée d'exploitation des blocs, assurer une bonne fragmentation de la masse minière, ainsi que de conserver des ouvrages miniers du niveau de roulage après les travaux de tir, le projet de l'ex. SONAREM [27] avait recommandé une méthode «bilatérale» pour l'exploitation des chambres; c'est à dire à partir du centre du bloc vers ces flanes, en utilisant de longs trous en éventails dirigés sur la chambre de compensation .

Cette méthode d'abattage permet de dégager successivement les roches du toit et du mur tout en augmentant la surface de dégagement de la couronne, et par conséquent, d'éviter le risque d'un foudroyage prématuré du toit et de la couronne sur la chambre .

L'utilisation des longs trous à petit diamètre est très important lors de l'abattage, car les différents essais dans les mines étrangères ont permis d'avoir une bonne qualité de la masse abattue, ce qui facilite les travaux d'extraction et réduit également les différentes dépenses occasionnées par les travaux d'extraction de la masse abattue.

Le diamètre utilisé à l'étranger tel (URSS, Canada, Suede...etc...) varie entre 50 et 80 mm [27]; pour notre cas on recommande l'utilisation des trous de diamètre de 65 mm.

Dans le but de réduire la durée de chargement des trous profonds en explosif il est recommandé de mécaniser cette opération par l'utilisation des machines spéciales de chargement telle que «Noneb» et dans ce cas là l'explosif à utilisé doit être granulé par exemple «l'enfomile» qui est un explosif déflagrant.

Pour l'explosif amorcé, la marmanite 3050 en cartouche.

Les principaux paramètres de travaux de forage et de tir des trous en éventails sont cités dans le tableau tab (3-7) .

tab (3-7) Les paramètres de travaux de forage et de tir .

Les paramètres	Les valeurs
- Epaisseur de la couche à abattre	2,5m
- Distance entre les bouts des trous	
maximale	3,5m
minimale	2,5m
moyenne	3m
- Quantité d'explosif par 1m. l de trous	2,39 kg
- rendement du minerai par mètre de trous	9,8 t/m
lors de l'exploitation des réserves de chambres.	
- consommation spécifique d'explosif par	160 g/t
tonne de minerai lors d'exploitation des	
réserves de chambres .	

CHAPITRE IV

Appreciation économique

- Le prix de revient de la
tonne de minerai .

A - La variante appliquée .

B - La variante proposée .

Comparaison technico-
économique des deux
variantes .

4- Appreciation technico - économique :

Généralités :

Le choix définitif d'une méthode d'exploitation rationnelle dépend essentiellement de l'étude comparative technico-économique entre les méthodes retenues sous certains critères (naturels, techniques, et technologiques), pour cette comparaison nous allons prendre en considération :

- * L'investissement .
- Frais variables .
- Frais fixes.
- * Prix de revient .

Dans ce contexte nous ne développerons que le prix de revient de la tonne de minerai, au chantier pour deux variantes (la variante appliquée et la variante proposée) afin d'apprécier la variante la plus économique.

Le projet étant lancé, l'étude de l'investissement n'est donc pas nécessaire dans notre cas.

4-1 Le prix de revient :

Le prix de revient représente les coûts occasionnés par l'extraction d'une tonne de minerai on l'exprime par la relation suivante :

$$P_r = \frac{D}{P_a} \quad (\text{DA/t})$$

D : Les dépenses annuelles en (DA) .

P_a : Production annuelle en (tonne) .

Ces dépenses comportent :

- Salaire .
- Matériaux .
- Energie .
- Amortissement .
- entretien

4-1-A Prix de revient de la variante appliquée :

A-1 Le salaire :

Lors du calcul de la part du salaire qui revient au prix de revient de la tonne de minerai, on a tenu compte du salaire moyen applicable à l'ensemble du personnel de la mine lié directement à la production, car on a pas pu réunir les salaires de chaque ouvrier selon sa fonction lors du défilage. Ainsi le salaire moyen par mois est de 8005,31 DA/mois, d'où le salaire moyen par jour S_{MOY}

$$S_{\text{MOY}} = \frac{S_{\text{NET}}}{N_j} \quad S_{\text{MOY}} = \frac{8005,31}{21}$$

N_j : nombre de jours ouvrable par mois (21jours) .

$$S_{MOY} = 381,20 \text{ DA/jours .}$$

A-1-1 Salaire à la foration :

$$S_{FOR} = T_{FOR} \cdot S_{MOY} \cdot a$$

T_{FOR} : dépenses de travail pour la foration . $T_{FOR} = 8 \text{ h.p}$

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

$$S_{FOR} = 3812 \text{ DA/tranche .}$$

A-1-2 Salaire pour le chargement des trous et tir :

$$S_{CT} = T_{CT} \cdot S_{MOY} \cdot K_u \quad \text{DA/tranche}$$

T_{CT} : les dépenses de travail pour le chargement des trous en explosif et tir .

$$T_{CT} = 1,60 \text{ h.p}$$

K_u : coef tenant compte des travaux auxiliaires (transport, préparation, amorçage, et connection) ; $K_u = 3$ [8]

$$S_{CT} = 1829,76 \text{ DA/tranche .}$$

A-1-3 Salaire pour le chargement et transport du minerai vers la surface :

$$S_{CH.TR} = T_{CH.TR} \cdot S_{MOY} \quad \text{DA/tranche .}$$

$T_{CH.TR}$: dépenses de travail pour le chargement et transport

$$T_{CH.TR} = 4,12 \text{ h.p}$$

$$S_{CH.TR} = 1570,54 \text{ DA/tranche .}$$

A-1-4 le salaire totale S_T

$$S_T = S_{FOR} + S_{CT} + S_{CH.TR}$$

$$S_T = 9042,06 \text{ DA/ tranche}$$

A-1-5 le prix de revient selon le salaire :

$$P_s = \frac{S_T}{V_c} ; \text{DA/t} \quad P_s = \frac{9042,06}{972,26}$$

$$P_s = 9,30 \text{ DA/t}$$

A-2 Matériaux:

Les matériaux consommés par l'abattage d'une tranche de minerai est par tonne ainsi que le calcul des dépenses sont donnés au tableau ci-dessous .

tab (4-1)

consommation	unité	formules de calcul	consommation par		prix uni- aire DA	dépenses en DA par	
			tranche	tonne		tranche	tonne
Explosif «Anfomile»	Kg	graphique fig (2-10) p 40	425	0,25	12,00	5100,00	3,12
Explosif «Marmanite3»	Kg	$Q_A = 0,05 \cdot Q_{EXP}$	25	0,025	37,00	927,00	0,925
Cordeau déto- nant 12 gr	m	$L_{COR} = n_C \cdot L \cdot k$	168	0,172	10,00	1680,00	1,72
Detonateur «D.M.R»	pièce	$C_D = k_D \cdot N_D$	15	0,015	20,00	300,00	0,30
Tige de foration	pièce	$C'_T \cdot n_T \cdot P'$	pièces	$7,86 \cdot 10^{-4}$	3788,88	2803,77	2,90
Taillant	pièce	$C'_T \cdot l \cdot P''$	pièces	$7,2 \cdot 10^{-5}$	4958,01	342,10	0,35
Carburant (gasoil)	l	$C'_{CAR} =$ ***	1	0,66	3,00	5924,50	1,98
Huile et graisse	l	$C_{HIG} = 0,6 \cdot C_{CAR}$	1	0,396	28,00	10777,20	11,08
Total						23854,57	22,49

Le tableau ci-dessous, tab(4-2) nous donne les valeurs des paramètres et indices techniques utilisés lors du calcul des consommations en matériaux.

tab (4-2)

Symbole	Designation des symboles	Unité	Valeurs
n_C	nombre de cordeau par trou	-	1
L	longueur totale des trous	m	140
K	coef de reserve	-	1,2
N_D	nombre de trous	-	13
K_D	coef de reserve	-	1,1
S	rendement du minerai	t/m	6,94
P'	La production réalisée sur 3000m	t	20820
L_T	longueur maximale de trou	m	18,5
l'_T	longueur d'une tige	m	1,2

*** - consommation de tige de foration :**

On utilise des tiges de 1,2 m de longueur raccordées entre elles par filtage cônica, en fonction de la dureté de la roche on détermine la longueur maximale que peut réaliser une tige (c'est à dire sa durée de vie).

Pour notre cas $f = 6-8$ selon l'échelle de Protodiackonov, la longueur maximale que peut forer une tige est de $L_{MAX} = 3000$ m

la production réalisée sur 3000 m de trou forer est de :

$$P' = L_{MAX} \cdot S$$

$$P' = 3000 \cdot 6,94 = 20820 \text{ t}$$

- la longueur de l'ensemble des tiges racordées est égale a la longueur maximale des trous

$$L_T = L_{TR MAX} = 18,5 \text{ m}$$

- le nombre de tiges :

$$n_T = \frac{L_T}{l'_T} \quad \text{où } l'_T : \text{longueur d'une tige} = 1,2 \text{ m}$$

$$n_T = 16 \text{ pièces}$$

- consommation de tige par tonne de minerai .

$$C'_T = \frac{n_T}{P'} = \frac{16}{20820} = 7,86 \cdot 10^{-4} \text{ pièces/t.}$$

**** - consommation de taillants :**

Il est de même pour les taillants

la durée de vie d'un taillant est de l'ordre de 2000 m

la production réalisée sur 2000 m c'est à dire $L_{MAX} = 2000$ m

$$P'' = L_{MAX} \cdot S = 2000 \cdot 6,94 = 13880 \text{ t}$$

- d'où la consommation de taillant par tonne :

$$C'_{TR} = \frac{1}{P''}$$

$$C'_{TR} = \frac{1}{13880} = 7,2 \cdot 10^{-5} \text{ pièces / tonne}$$

***** - consommation de carburant (diesel):**

On détermine la consommation spécifique de carburant par la relation suivante:

$$C_{CAR} = q \cdot p \cdot Ku \cdot Tp \cdot Np \cdot Nj \quad \text{l/an} \quad [5]$$

cas des chageuses EIMCO 925 LHD

p: puissance effective des moteurs	$p = 140 \text{ kw}$
q: consommation spécifique	$q = 0,22 \text{ (l/kwh)}$
Ku: coef d'utilisation de l'engin	$Ku = 0,75 \text{ (selon l'unité)}$
Nj: nombre de jours ouvrable par an	$Nj = 250 \text{ j}$
Tp: la durée d'un poste	$Tp = 8 \text{ h}$

selon les données ci dessus on trouve que :

$$C_{CAR} = 92400 \text{ l/an}$$

la consommation de carburant par tonne de minerai

$$C'_{CAR} = \frac{C_{CAR}}{P_{AN}} = \frac{2 \cdot 92400}{140.000}$$

$$C'_{CAR} = 0,66 \text{ l/t.}$$

A-3 Energie:

Les dépenses en énergie (électrique ou pneumatique), sont souvent très élevées, et ce est due soit à la consommation abusive en énergie soit à l'usure de l'équipement miniers utilisé .

A-3 -1 L'énergie pneumatique :

à la mine de BouKhadra l'énergie pneumatique est consommée par les machines de foration des trous profonds et par les machines de chargement des trous profonds en explosif granulé "Anfomile" (cf tab (4 -3)).

A-3-2 L'énergie électrique :

De même pour l'énergie électrique cette dernière est consommée par des ventilateurs secondaires du type Berry Davidson - 64HM (cf tab (4 - 3)).

NB: Les caractéristiques techniques : (cf Annexe .1)

Le calcul de la consommation en énergie électrique et pneumatique ainsi que les dépenses en énergie est donné par le tableau ci-dessous tab (4-3)

tab (4-3)

Energie	unité	formule de calcul	consommation par		prix unitaire	depenses en DA		
			tranche	tonne		tranche	tonne	
p n e u m a t i q u e	foration	m	$Q_{AIR} = \frac{n_{PER} \cdot q_{AIR} \cdot t_F \cdot k_1 \cdot k_2}{V_C}$ $Q_{AIR} = \frac{1.0.02.838.32.1.2.1.2}{972,26}$	12094,91	12,44	0,87	10522,57	10,82
	chargement des trous	m	$Q'_{AIR} = \frac{q \cdot k_1 \cdot t_{CH} \cdot n_{CHEXP}}{V_C}$ $Q'_{AIR} = \frac{16.1.1.192.1}{972,26}$	3315,40	3,47	0,87	2884,40	3,02
Electrique	kwh	$q_{EL} = \frac{P \cdot k_U \cdot N_f \cdot N_p \cdot T_p}{P_{AN}}$ $q_{EL} = \frac{20.0.06.250.2.8}{140.000}$	33,35	34,3.10 ⁻³	7,28	242,78	0,25	
Total						13099,76	14,09	

A-4 Amortissement :

On calcule la somme des amortissement annuels des équipements par la relation :

$$Sa = Pa \cdot a \cdot n \quad [33]$$

Pa : Frais d'acquisition de l'équipement (DA)

a : norme d'amortissement (%)

n : nombre de machines

Le tableau ci-dessous tab (4-4) nous permet de calculer la somme annuelle d'amortissement des équipements

tab (4-4)

Machines	année d'acquisition	nombre	prix(DA)		norme %	somme annuelle d'amortissement (DA/an)
			unitaire	totale		
Foreuse promec T.564	86	03	200.000	600.000	10	60.000
chargeuse emico 925 LHD	86	03	920.363,61	2.761.090,83	20	558218,00
ventilateur 64 HM	86	05	129.264,26	646.321,30	20	193.896,39
compresseur «Atelier francois»	88	04	—	850.000,00	10	85.000,00
Exploseur (815)	—	02	27.059,00	54.118,00	25	13.529,50
chargeuse trou»Nonel»	87	02	140.000,00	280.000,00	25	70.000,00
Total				5.191.530,13		974.643,89

La part des coûts fixe par tonne de minerai :

$$D_{AM} = \frac{S_A}{P_A}$$

P_A : production annuelle $P_A = 140.000$ t/an

d'où
$$D_{AM} = \frac{974643,89}{140.000}$$

$$D_{AM} = 6,96 \text{ DA/t}$$

A-5 Entretien du materiel :

pour l'entretien du materiel on prévoit une moyenne penderée pour l'ensemble du materiel de 10% du coût total de ce dernier .

$$D_{ENT} = 0,1 \cdot 5.191.530,13$$

- Depense d'entretien a la tonne

$$D'_E = \frac{D_{ENT}}{P_{AN}} \quad D'_E = \frac{519.153,01}{140.000} = 3,70 \text{ DA/t}$$

- Prix de revient :

on regroupe les résultats obtenus dans le tableau ci-dessous pour determiner finalement le prix de revient approximatif de la variante appliquée

tab (4-5) calcul de prix de revient

Designation	Depenses en DA par	
	tranche	tonne
salaires y compris charges sociales	9042,02	9,30
Materiaux	21992,52	22,62
Energie électrique	243,06	0,25
Energie pneumatique	13456,07	13,84
Amortissement	6766,93	6,96
Entretien	3597,36	3,70
Total	55097,97	56,67

Ainsi selon le tableau ci dessus tab (4-5) on trouve que le prix de revient approximatif de la tonne de minerai selon la variante appliquée est égale à 56,67 DA/t .

4-1-B Le prix de revient de la variante proposée :

Afin d'apprécier le prix de revient prévisionnel de la variante proposée pour pouvoir le comparer avec celui de la variante appliquée, on considèrera les mêmes éléments utilisés lors du calcul de prix de revient de la variante appliquée à la mine de BouKhadja.

B-1 Le salaire :

B-1-1 Le salaire à la foration :

$$S_F = T_{FOR} \cdot S_{MOY} \cdot a$$

T_{FOR} : dépenses de travail pour la foration . $T_{FOR} = 17,08$ h.p

S_{MOY} : salaire moyen $S_{MOY} = 381,20$ DA/j

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

$$S_{FOR} = 8134,60 \text{ DA/tranche}$$

B-1-2 Salaire pour le chargement des trous et tir :

$$S_{CT} = T_{CT} \cdot S \cdot K_u \quad \text{DA / tranche}$$

T_{CT} : les dépenses de travail pour le chargement des trous en explosif et le tir .

$$T_{CT} = 1,82 \text{ h.p}$$

K_u : coef tenant compte des travaux auxiliaires (transport, préparation, amorçage, et connection) ; $K_u = 3$

$$S_{CT} = 2081,35 \text{ DA/tranche}$$

B-1-3 Salaire pour le chargement et transport du minerai :

$$S_{CH,TR} = T_{CH,TR} \cdot S_{MOY} \quad S_{CH,TR} = 4,86 \cdot 381,20$$

$$S_{CH,TR} = 1852,63 \text{ DA/tr}$$

B-1-4 le salaire totale S_T

$$S_T = S_F + S_{CH,TR} + S_{CT}$$

$$S_T = 12068,75 \text{ DA/ tranche}$$

Ainsi on trouve le prix de revient de la tonne de minerai selon le salaire

$$P_s = \frac{S_T}{V_c} \quad P_s = \frac{12068,75}{2989} \quad P_s = 4,03 \text{ DA/tonne.}$$

B-2 Les Matériaux :

Le tableau ci-dessous tab (4-6) nous donne les quantités de consommables par tranche et par tonne de minerai, ainsi que les dépenses .

N.B : pour le calcul des consommations on a utilisé les même formules présentées au tableau tab (4-1) .

Consommation	Unité	Consommation par		Prix Unitaire DA	Depenses en DA par	
		Tranche	Tonne		Tranche	Tonne
Explosif "Anfomile"	Kg	487	0,16	12,00	5844,00	1,92
Explosif Marmanite2	Kg	24	$8,02 \cdot 10^{-3}$	37,00	888,00	0,29
Fil electique	m	50	$16,72 \cdot 10^{-3}$	2,48	124,00	0,041
Cordeau (12gr)	m	359	0,12	10,00	3590,00	1,20
Detonateur (DMR)	pièce	31	$10,37 \cdot 10^{-3}$	20,00	620,00	0,20
Tige de foration	pièce	14	$4,76 \cdot 10^{-4}$	3788,88	53044,32	1,80
Taillant	pièce	0,16	$5,1 \cdot 10^{-5}$	4958,01	793,28	0,25
Gasoil	l	1374,94	0,46	3,00	4124,82	1,38
Huile et Graisse	l	807,03	0,27	28,00	22596,84	7,56
Total						14,64

Le tableau ci-dessous tab(4-7) nous donne les valeurs des paramètres et indices techniques utilisés lors du calcul des consommations en matériaux . tab (4-7)

Symbole	Designation des symboles	Unité	Valeurs
n_c	nombre de cordeau par trou	-	1
L	longueur totale des trous	m	305,5
K	coef de reserve	-	1,2
N_D	nombre de trous	-	2,8
K_D	coef de reserve	-	1,1
S	rendement du minerai	t/m	9,8
P'	La production réalisée sur 3000m	t	29400
L_T	longueur maximale de trou	m	16
l'_T	longueur d'une tige	m	1,2

B-3 Energie:

Pour le calcul des dépenses en énergie pneumatique et électrique on a pris les mêmes engins et machines que ceux pris lors du calcul de la consommation en énergie pour les variantes appliquées .

tab (4-8) ; Calcul de consommations et de dépenses en DA .

Energie		unité	consommation par		prix unitaire	depenses en DA	
			tranche	tonne		tranche	tonne
p n e u m a t i q u e	pour la foration	m3	26333,09	8,81	0,87	22909,78	7,66
	pour le chargement des trous	m3	3796,03	1,27	0,87	3302,54	1,10
	Electrique	kwh	71,73	0,024	7,28	522,19	0,17
Total						26734,51	8,93

B-4 Amortissement :

Lors du calcul de la somme des amortissements annuels des équipements on a pris les même engins et équipements miniers pour cette raison le calcul sera le même (cf tab(4-4))

D'ou la somme annuelle des amortissements S_A

$$S_A = 974643,89 \text{ DA/an}$$

ainsi on calcul la part des coûts fixes par tonne

$$D_{AM} = \frac{S_A}{P_A}$$

$$D_{AM} = \frac{974643,89}{200.000}$$

$$D_{AM} = 4,87 \text{ DA/t}$$

B-5 Les depenses d'entretien a la tonne :

$$D'_{ENT} = \frac{519153,013}{200.000}$$

$$D'_{ENT} = 2,59 \text{ DA/t}$$

- Le prix de revient previsionnel de la tonne de minerai

Designation	Depenses en DA par	
	Tranche	Tonne
Salaire	12045,67	4,03
Materiaux	43758,96	14,64
Energie pneumatique	26212,33	8,76
Energie électrique	522,19	0,17
Amortissement	14556,43	4,87
Entretien	7741,51	2,59
Total	104837,09	35,06

Comparaison technico-économique :

La Comparaison technico-économique entre la variante appliquée et la variante proposée et la dernière étape traitée par le projet, permet de justifier le choix de la méthode ou de la variante d'exploitation la plus correcte, une méthode qui peut répondre aux exigences de l'entreprise minière, à savoir : (quantité du minerai extrait, avec un minimum de dépenses et une grande sécurité lors des travaux miniers).

A cet effet, on a sélectionné les principaux critères qui influent directement ou indirectement sur les éléments cités ci-dessus pour l'étude comparative technico-économique .

Comparaison technique :

Afin que la comparaison technique entre les deux variantes soit très claire et facile à commenter, on a dressé un tableau retraçant les principaux résultats obtenus lors de l'application de chaque variante (appliquée, proposée) tab (4-8) .

tab (4-8)

Les criteres techniques	La variante	
	Appliquée	Proposée
La foration	Longs trous en éventail	Longs trous en éventail complet
Capacité d'explosif par 1 mètre de trou	3,03 kg/t	2,39 kg/t
Consommation spécifique d'exploitation	0,26 kg/t	0,16 kg/t
Rendement du minerai	6,94 t/m	9,81 t/m
Quantité du minerai abattue par l'abattage d'une tranche	972 t	2989 t
Production annuelle de travaux foration et chargement du minerai abattu	130-140 mille t/an successivement	200-245 mille t/an
Soutirage du minerai abattu	frontal à chaque sous-niveau	à des recoupes de chargement du niveau de base

Selon les résultats du tableau ci-dessus tab (4-8), on remarque clairement que la variante proposée peut améliorer la production annuelle de la mine de BouKhadra et répondre à la demande de l'entreprise minière qui est de l'ordre de 200.000 t/an .

Ce résultat est possible par le fait qu'on peut augmenter le rendement du minerai de 6,94 t/m actuel jusqu'à 9,81 t/m et réduire la durée d'un cycle d'exploitation par la simultanéité des travaux de foration et de chargement du minerai abattu, en récupérant une quantité importante de minerai, vu le volume considérable de la tranche à abattre et le mode de soutirage .

Un autre point important consiste en la réduction de la consommation spécifique d'explosif de 260 g/t actuelle jusqu'à 160 g/t . A ce stade on fait remarquer que la consommation spécifique d'explosif dans les mines étrangères utilisant les sous-niveaux abattus est de l'ordre de 130-180 g/t . [27]

Comparaison économique :

Le choix définitif d'une variante d'exploitation parmi tant d'autre variante, ne peut être possible que si cette dernière est plus économique que les autres variantes, dans ce cadre on a établi un tableau qui permet de comparer les différents coûts occasionnés par l'exploitation d'une tonne de minerai pour cela on a considéré les éléments suivants :

Le salaire, matériaux, énergie, amortissement, entretien .

Critères économique	Dépenses en DA par tonne de minerai	
	Variante appliquée	Variante proposée
- Salaire	9,30	4,03
- Matériaux	22,50	14,64
- Energie électrique	0,25	0,17
- Energie pneumatique	13,84	8,76
- Amortissement	6,96	4,87
- Entretien	3,70	2,59
- Prix de revient de la tonne de minerai	56,67	35,06

Prix de revient de la variante appliquée $P_1 = 56,67$ DA/t

Prix de revient de la variante proposée $P_2 = 35,06$ DA/t

CONCLUSION

Conclusion

Le choix d'un système ou de variante rationnelle d'exploitation d'un gisement métallifère dressant demeure souvent très complexe, vu le nombre de critères technique, technologique et économique à considérer.

Pour les raisons évoquées ci-dessus, ainsi que pour le bon déroulement du projet, notre étude s'est basée sur les critères suivants :

- Les résultats de la pratique d'exploitation des mines étrangères, pour que l'on puisse nous fixer des objectifs correspondant aux normes internationales .
- Une analyse des conditions technico-minières afin de bien connaître le gisement, les conditions naturelles, et surtout de bien cerner les problèmes dont souffre la mine, pour pouvoir proposer les solutions rationnelles; en effet le problème principale de la mine de BouKhadra est le faible rendement annuel, c'est à dire que la mine n'arrive pas à satisfaire les besoins de l'entreprise en fer, la production annuelle assurée par la méthode actuelle demeurant toujours insuffisante .

Cependant, avec la variante que l'on propose on peut non seulement améliorer la production annuelle en assurant une production de 200 à 245 mille t/an, mais aussi réduire les coûts occasionnés par les différentes étapes de défilage, car le prix de revient de la tonne de minerai selon la variante appliquée est de 56,67 DA alors que pour la variante proposée il est de l'ordre de 35,06 DA soit une différence de 21,61 DA .

Pour arriver à ces résultats, on a carrément changé le mode d'abattage du minerai, en utilisant de long trous en éventail complet, ce qui a permis d'augmenter le volume du minerai abattu par l'abattage d'une tranche de minerai, ainsi que le rendement du minerai.

La quantité de minerai abattu par un mètre de trou passe donc de 6,94 à 9,81 t/m . Il faut signaler que ce résultat est très important, car augmenter le rendement du minerai veut dire réduire les coûts à la foration .

Afin d'optimiser la quantité d'explosif pour l'abattage, on a proposé un schéma de tir qui permet de réduire la consommation spécifique d'explosif de 0,26 kg/t (cas de la variante appliquée) à 0,16 kg/t (cas de la variante proposée) .

Afin de compléter ce travail on a effectué une étude de l'organisation des différentes étapes de défilage, car toute méthode ne peut être rationnelle que si l'on tient compte d'une manière correcte des facteurs temps, matériels, et humains .

En définitif, nous pensons que, le système d'exploitation le plus correct, capable de satisfaire les exigences de l'entreprise minière, ne peut être que celui des sous-niveaux abattus par l'abattage des tranches verticales avec sous-cavage du bloc et fond incliné .

BIBLIOGRAPHIE :

Les ouvrages :

- [1] VIDAL. V 1962 Exploitation minières. Dunod ed Paris 1962.
- [2] BOKY. B 1968 Exploitation des gisements métallifères.
- [3] CALZIA. 1969 Les substances explosives et leurs nuisances. Dunod ed Paris 1969.
- [4] ERMANE. K 1971 Précis de foration des roches. Dunod ed Paris 1971.
- [5] GABAY. A - ZEMP. J 1971
Les engins mécaniques du chantier. Spec. Losanne. Bordas
ed Paris 1971
- [6] CHRISTIAN. 1977 Pratique des explosifs, Eyrolles 1977.
- [7] CHIBKA. N 1980 Exploitation des gisements métallifères, université de Annaba .
OPU 1980
- [8] STEPANOV. V- OURALOV. V
FEOKTISTOV. V- LIACHENKO. P 1981
Exploitation des gisements des minerais utiles. section ingénieur
université de Annaba 1981
- [9] KIKO. V. I 1982 Construction des souterrains, université de Annaba 1982.
- [10] OUADI. M- ASSENOV. I 1993
Machines minières. partie I machines de forage. OPU 1993.

Revue et catalogues :

- [11] SINON. M 1965 Annal des mines (mines et siderurgie, Atome) sept 1965. p26/27.
- [12] BRUNSWICK. T- RENSTON. J 1971
Penarroya. deux exemples de cut and fill mécanisés. note mines.
Dec 1971. p 71/77.
- [13] TINCELIN. E 1972 Revue de l'industrie minerale. la mine de fer de Serge
Aout- Sept 1972
- [14] PIGUET. M 1975 Evolution des méthodes d'exploitation dans les mines du
commisariat à l'énergie Atomique. annal des mines . Mai 1975. p 1/7
- [15] HUMBERT. E 1978 Aspect et limite de la mécanisation dans les exploitations
souterraines de COGEMA. Revue de l'industrie minerale- mine-
Avril 1978 p34/44.
- [16] ROTHE. M 1979 Reference manual and Bayer's guide. Revue de Canadian mining
journal . 1979.
- [17] ROTHE. M 1980 Reference manual and Bayer's guide. Revue de Canadian mining
journal . 1980.
- [18] SAGHAFI. H 1980 Cardona- Spain's sublevel open stope potash mine. Revue de world
mining Mai 1980. p 48/50 .

- [19] KRUTSSO. S 1980 San francisco del oro-aims for higher productivity world mining. Oct 1980. p 50/53
- [20] CALLOT. F 1980 The evolution of cut and fill mining. technique at the Inco limited levach. Area mines. p 63/74.
- [21] RONSTON. J 1981 The evolution of mining methods at Brunswick mining and smelting. Bulletin . Jan 1980 p 50/53 .
- [22] BENANI. H 1981 Falconbridge introduces advanced technologie to deep mining CIM Jan 1981 p 75/83 .
- [23] ATLAS COPCO 1980
Mining and construction methods. guide to : underground mining, methods and application 1980 p 89 .
- [24] DELAUNAY. H 1983
Monographie d'exploitation des mines souterraines. Revue de l'industrie minerale. Documents S. I . M Ta3. Fev 1983.
- [25] ATLAS COPCO 1983
Manuel de creusement de roches : theories et techniques. Sandwick Coromant 1983 .
- [26] LANGEVIN. X 1987 Formules et coef pour les calculs pratiques d'aerage dans une mine. R . I . M . Aout - Sept 1987.
- [27] TALBI. J 1991 Calcul d'aerage par Ordinateur . Institut d'hygiène des mines Hasselt Belgique 1991.

Projets d'entreprises :

- [28] RALPH. M 1975 Etude de faisabilité pour l'expension de l'exploitation du minerai de fer de l'Ouenza et BouKhadra .The Ralph. Mc Parson Company Engineers Constructors . Parson Jurden Division . Pasadena California 1975 .
- [29] MIKHEEV. G - KOUZNETZOV. Y
POSTOLIT. V- TCHEPRASSOV. B
CHALACHOV. G - BAKOUCHE. M
CRINENIKO. V 1983
Projet d'exploitation du gisement de fer de BouKhadra. (les systèmes d'essai d'exploitation de la première tranche).SONAREM 1983

Projets et thèses de fin d'étude:

- [30] KERICA. 1973 Traitement de minerai de fer Barytique de BouKhadra. ENPA 1973
- [31] TINCELIN. E - MORDOS. R
WEIL. E 1977 Reflexion sur les méthodes d'exploitation en dressant E.N.S.M.P. Jan 1977

- [32] ABARRO. M - AZIZ. A 1979
Etude comparative des méthodes d'exploitation envisagable à la mine de Bleida (sud Maroc) . E.N.S.M.P. Jui 1979 .
- [33] LABIADH. M 1981 Etude des méthodes d'exploitation-souterraines. Rapport d'option E.N.S.M.P Jui 1981 .
- [34] ROTH. M 1982 Contribution a l'étude de la stabilité des exploitations en gisement verticaux et subverticaux E.N.S.M.P. C.M.I 1982 .
- [35] BELLIROUNE. H 1983
Exploitation du gisement de fer de la mine de BouKhadra par la méthode en serrage . université de Annaba 1983 .
- [36] BACH. TOBDJI 1990
Contribution a l'étude géotechniquesur la stabilité des talus dans les mines a ciel ouvert . Exemple d'etude la mine de BouKhadra . E.N.P.A Juin 1990.
- [37] MEROUANE. H 1990
Recuperation des piliers de la mine d'El Abed. E.N.P.A Juin 1990 .
- [38] SOUALMIA. M. L 1991
Ammelioration de l'aérage de la mine d'El Abed. E.N.P.A. Juin 1991

ANNEXE 1

Les Caracteristiques techniques des engins utilisés à la mine de BouKhadra :

- Machine de foration des trous profonds :

+ Jumbo . Atlas-copco de type promec T564 équipe d'un marteau perforateur BBC 120F .

- Consommation spécifique d'air comprimé $q_{AIR} = 10,02 \text{ m}^3/\text{min}$
- Vitesse de foration $V_f = 167 \text{ m}^3/\text{min}$

- Machine de chargement des trous profonds en explosif "Nonel":

La consommation spécifique d'air comprimé

$$q_{AIR} = 16 \text{ m}^3/\text{min}$$

Le rendement technique de chargement (d'après les données de l'unité de BouKhadra)

$$N_{M.EXP} = 1000 \text{ kg/h}$$

- Compresseur :

Les caracteristiques techniques qu'on a pris sont ceux d'un compresseur similaire de la firme "Atlas-copco" du type G.R-75 .10

- La puissance électrique 75 W
- La pression 10 bars
- Le débit $10,38 \text{ m}^3/\text{min}$

Lors du calcul des communication en air comprimé pour l'énergie pneumatique; on a utilisé des coefficients de réserve .

- pour les machines de foration .

K_1 = coefficient de réserve tenant compte des fuites dans les conduites pour notre cas on l'a pris . $K_1 = 1,2$

K_2 = coefficient tenant compte de l'usure, on l'a pris $K_2 = 1,2$

- pour le cas de machine de chargement des trous en explosif on a pris le coef

$$K = 1,1$$

- Ventilateur :

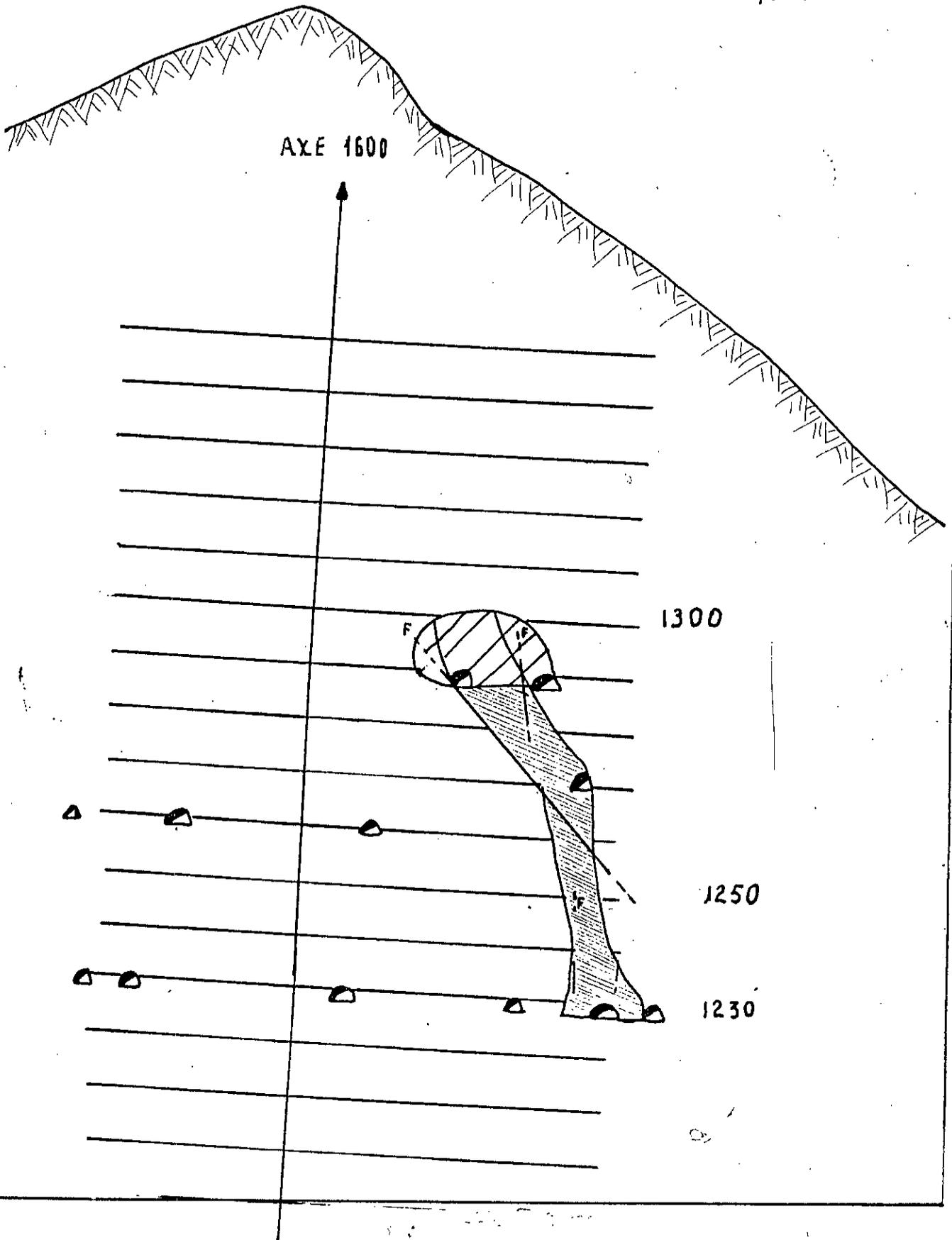
L'énergie électrique est consommée par les ventilateurs secondaires du type (Berry Davidson - 64 HM)

- P : La puissance effective des moteurs $P = 20 \text{ KW}$
- K_U : coef d'utilisation $K_U = 0,06$

ANNEXE 2

Coupe 300

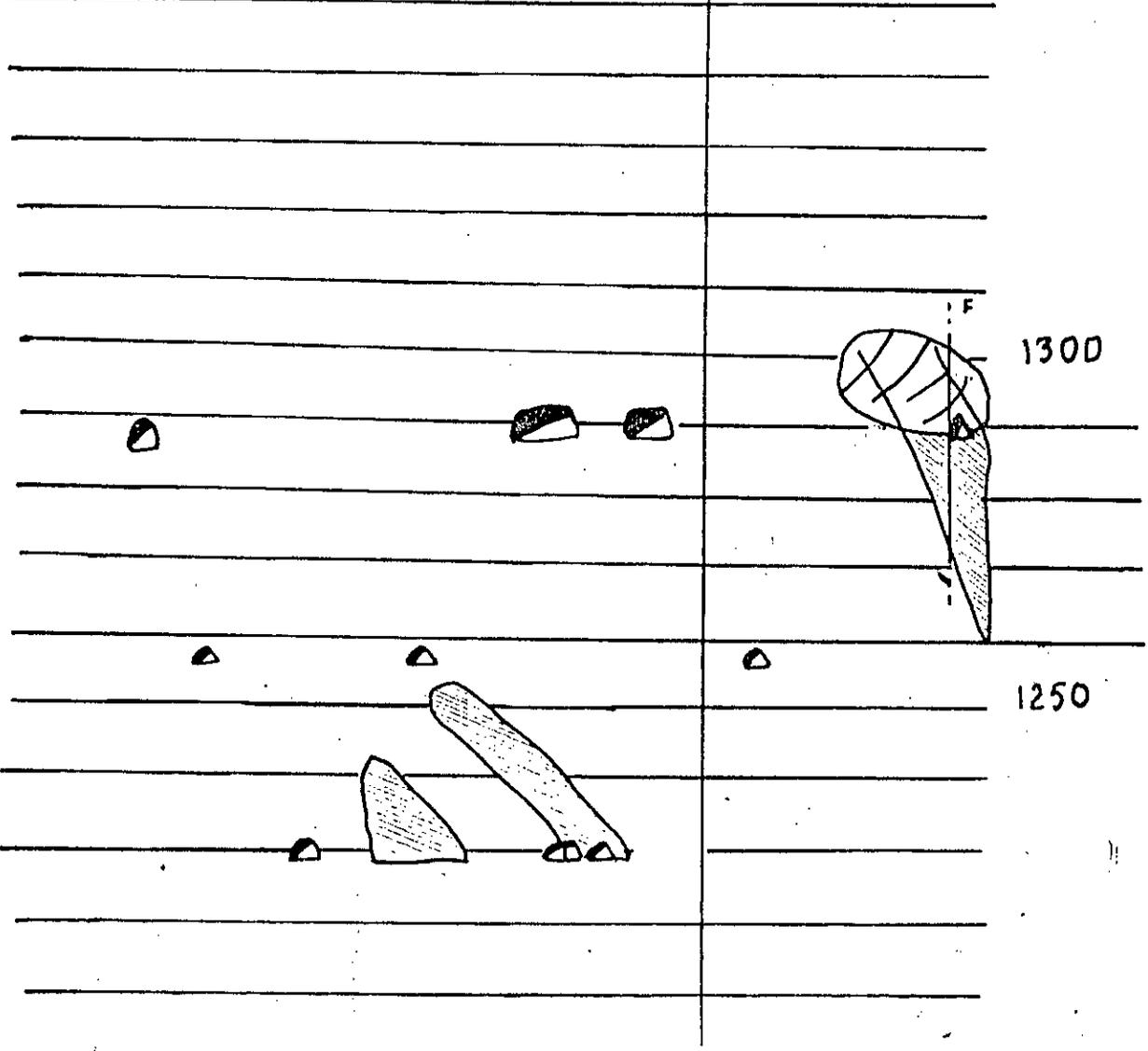
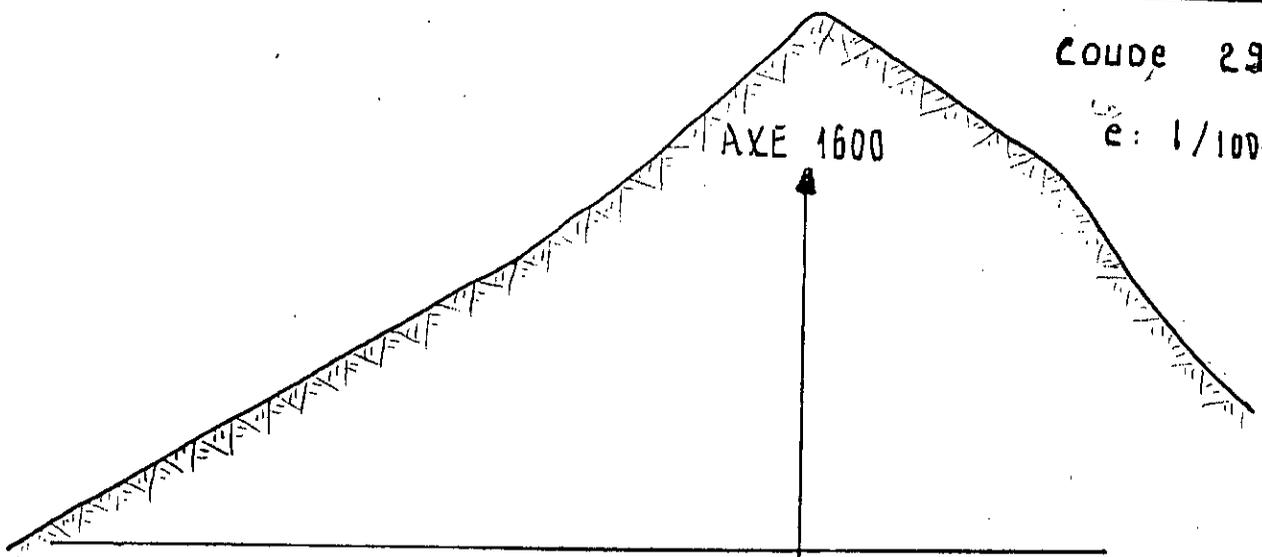
e 1/1000



COUDE 299

e: 1/1000

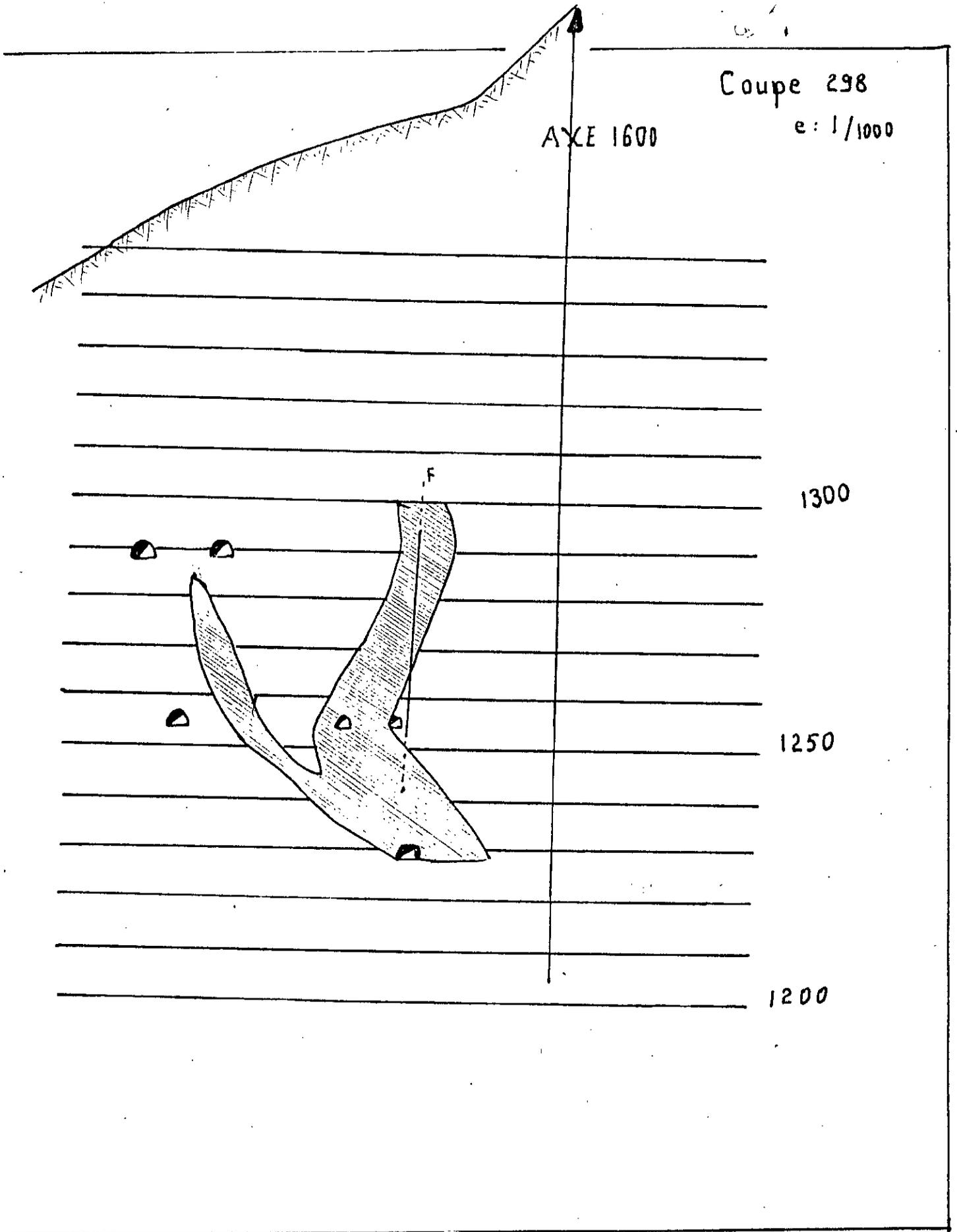
AXE 1600



Coupe 298

e: 1/1000

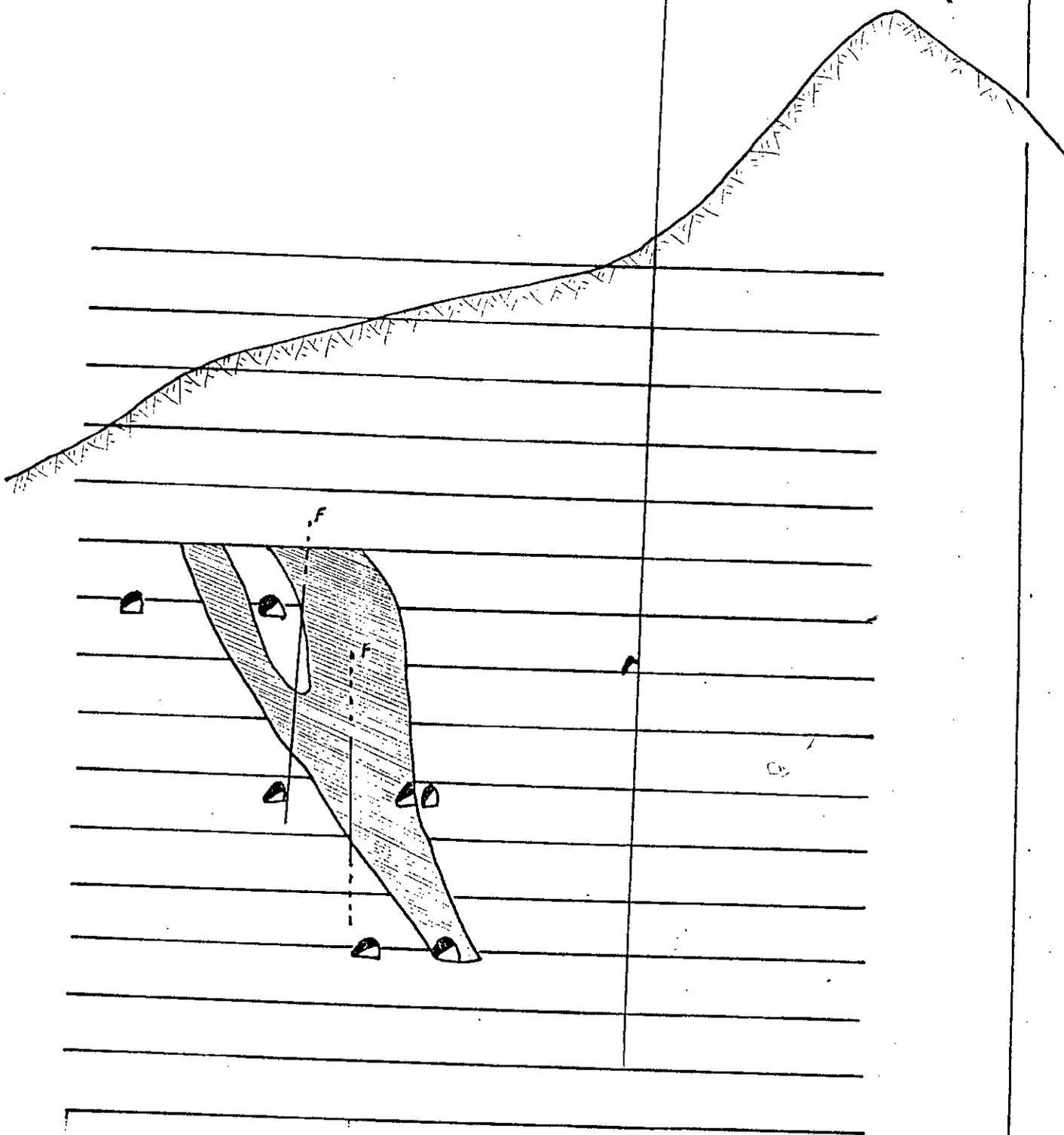
AXE 1600



Coupe 297

AXE 1600

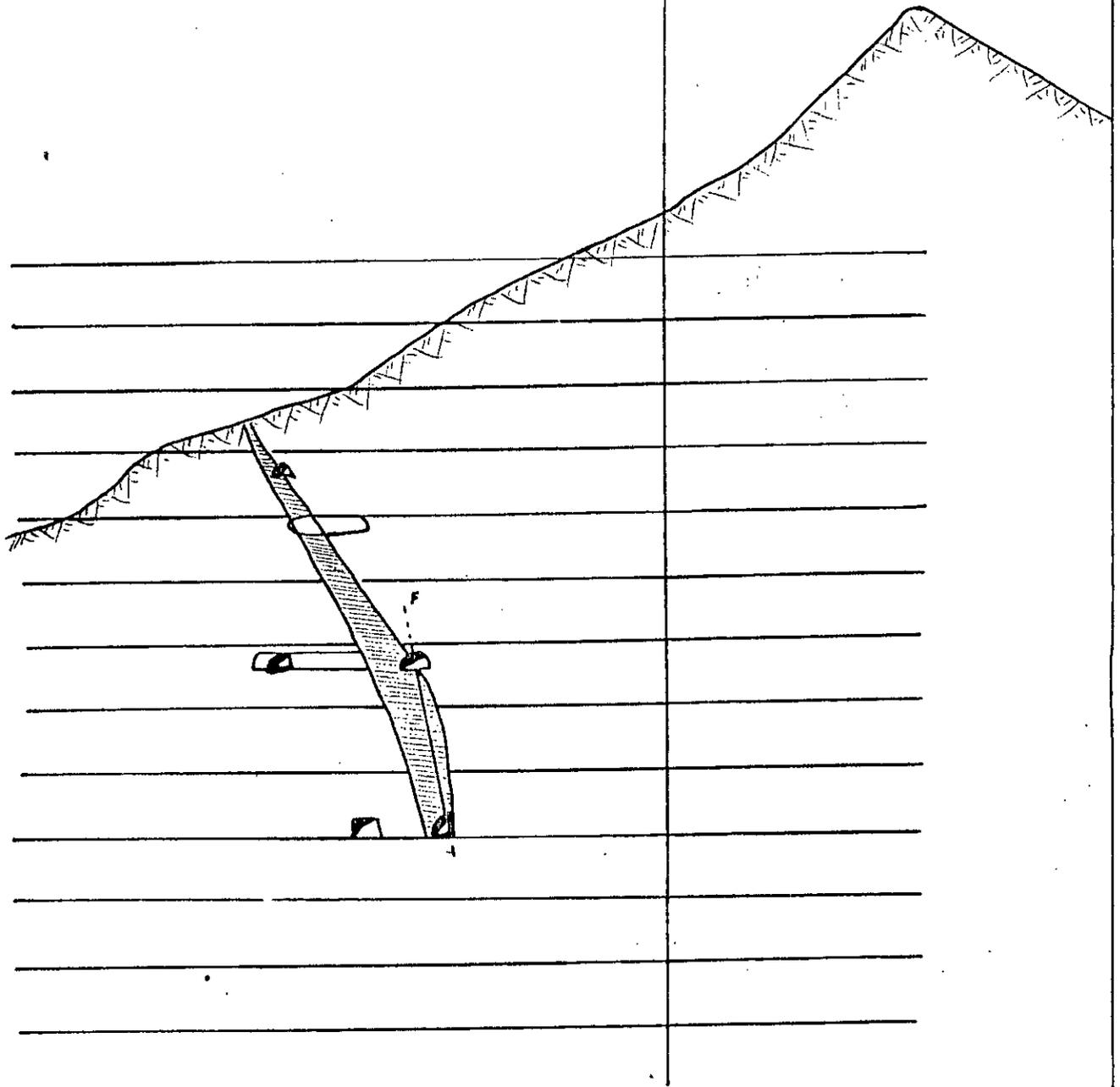
c: 1/1000



AXE 1600

Coupe 296

e : 1/1000



Coupe 294

e: 1/1000

AXE 1600

