



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique Et Populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
جامعة العربي التبسي - تبسة
Université Larbi Tebessi - Tébessa
معهد المناجم
Institut des Mines
قسم الإلكتروميكانيك
Département Electromécanique



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master

Filière : Génie Minier

Option : Electromécanique Minière

Contribution à l'étude de la ventilation d'une mine souterraine

Par

BENGUESMIA Abdallah et TARFA Hicham

Devant le jury :

RAIS Khaled	MCB	Président	Université Larbi Tebessi Tébessa
AOULMI Zoubir	MCA	Encadreur	Université Larbi Tebessi Tébessa
MOGHRANI Redwane	MAA	Examineur	Université Larbi Tebessi Tébessa

Promotion 2020-2021

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) حرفة هسكاد الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 487629 و الصادرة بتاريخ 2016/12/21

المسجل بمعهد المناجم قسم العلوم الجيولوجية

و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Contribution à l'étude de la ventilation
d'une mine souterraine

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

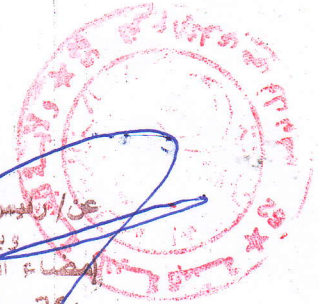
التاريخ: 2021/06/15

إمضاء المعني (ة)

[Signature]

15 جوان 2021

عن رئيس المجلس العلمي
بالتفويض من
إمضاء السيد عزوة جات
قريب عزوة جات



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) د. عسمة عبد الله الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 100449999 و الصادرة بتاريخ 2016-04-07

المسجل بمعهد المناجم - تبسة قسم الجيولوجيا

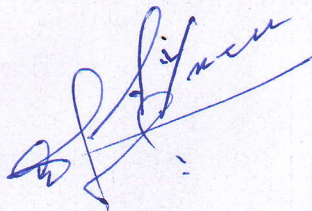
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

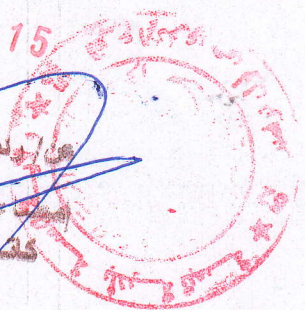
Contribution à l'étude de la Ventilation d'une mine Souterraine

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2021/06/15

إمضاء المعني (ة)



15 جوان 2021

مدير المعهد
المناجم - تبسة

Remerciement

Nous remercions beaucoup, et avant tout, le seul, le puissant et le grand Allah, pour la force et la puissance qui nous adonné tout au long de nos années d'étude.

Nous exprimons notre grande reconnaissance et nos vifs remerciements à notre encadreur Mr. AOULMI Zoubir pour la confiance qu'il nous témoigné en nous diriger tout au long de ce mémoire sa disponibilité ses encouragements et sa patience qui nous permis de finaliser ce modeste travail.

Nous tenons à remercier les enseignants de l'institut des mines qui ont participé à notre formation au cours de toutes nos années d'études.

Nous tenons à remercier également les membres de jury d'avoir accepté de juger notre présent travail.

Nous désirons très sincèrement remercier Monsieur AMIRECH Abdelkrim

Tous les travailleurs de la mine de Boukhadra Tébessa en particulier Mr. MEKAHLIA Abdelkader, Mr. CHEGUROUCH Nacer, Mr. LAKEHAL Farouq.

Enfin, nous remercions tous ceux qui nous ont soutenu et aider de près ou de loin pour la réalisation de ce travail



Dédicace

Je dédie ce travail

*A Mon très cher père, sans qui je ne serais pas arrivé à ce jour
avec ses sacrifices et sa veille sur mon éducation et économisant
tout mon argent,*

Tu es Belle

*A celle qui m'a donnée la vie et que ma vie n'est rien sans elle, à
ma tendre mère, qui m'a soutenu d'amour et de bonheur ; tout ce
que je suis, je le doit à elle.*

A mes chères sœurs

Chayma , Rahef

A mes adorables frères

Basem , Mohamed

A mon cher oncle

*G.Sadek, qui m'a soutenu à chaque étape de ma vie, je
n'oublierai jamais votre gentillesse, Merci Beaucoup.*

Mon cousin, ami et frère

G.Hafid, G.Jit

A tous mes amis les étudiants dans Tébessa.

A mon binôme TARFA Hichame.

A tous ceux qui m'aiment de près ou de loin.

B. ABDALLAH

Dédicace

Je dédie ce travail

*A Mon très cher père, qui me nourrit toujours de
ses sages conseils.*

*A celle qui ma donnée la vie et que ma vie n'est
rien sans elle, à ma tendre mère, qui m'a
soutenu d'amour et de bonheur ; tout ce que
je suis, je le doit à elle.*

*A mes chères sœurs : Yahia, Nasser, Slimen, Ahmed,
Kamel, Aicha, Nadjia, Aida, Malika.*

A Mon beau-frère ARIBI Hakim .

A tous mes amis les étudient dans Tébessa.

A mon binôm BENGASMIA Abdallah.

A tous ceux qui m'aiment de près ou de loin.

T HICHEM

Résumé:

La ventilation des mines souterraines comprend l'ensemble des procédés et moyens de renouvellement de l'air intérieur des chantiers et autres ouvrages souterrains en introduisant de l'air frais et en expulsant le flux d'air pollué (ou vicié) correspondant.

L'objectif essentiel de ce travail est de présenter une vue d'ensemble sur l'aéragé souterrain. Nous insistons sur la description générale de l'exploitation souterraine d'une part. Et d'autre part, nous présentons un aperçu sur la ventilation minière. De plus, nous entamons le calcul des besoins d'air dans le souterrain.

Mots clés : L'aéragé, mines souterraines, l'air neuf, l'air pollué, atmosphère des mine, quantité d'air.

Abstract:

The ventilation of underground mines includes all the processes and means for renewing the air inside construction sites and other underground structures by introducing fresh air and expelling the flow of polluted (or stale) air.

The main objective of this work is to present an overview of underground ventilation. We insist on the general description of underground mining on the one hand. And on the other hand, we present an overview on mining ventilation. In addition, we are starting to calculate the air requirements in the underground.

Keywords: Ventilation, underground mines, fresh air, polluted air, mine atmosphere, quantity of air.

ملخص:

تشمل تهوية المناجم تحت الأرض جميع العمليات والوسائل لتجديد الهواء داخل مواقع البناء وغيرها من الهياكل تحت الأرض عن طريق إدخال الهواء النقي وطرده الهواء الملوث. الهدف الرئيسي من هذا العمل هو تقديم لمحة عامة عن التهوية تحت الأرض. حيث قدمنا الوصف العام للتعدين تحت الأرض من جهة. ومن ناحية أخرى ، نقدم لمحة عامة عن تهوية التعدين. بالإضافة إلى ذلك ، بدأنا في حساب متطلبات الهواء في باطن الأرض.

الكلمات المفتاحية: تهوية ، مناجم تحت الأرض ، هواء نقي ، هواء ملوث ، الغلاف الجوي للمنجم ، كمية الهواء.

Sommaire

Remerciement

Dédicace

Sommaire

Liste des figures

Liste des tableaux

Résumé

Introduction générale

i

CHAPITRE I

Situation géographique et géologie de la région

I.1.Introduction	3
I.2.Situation Géographique.....	3
I.3.Historique la mine de BOUKHADRA.....	4
I.4.Géologie du gisement de Boukhadra	4
I.4.1.Trias.....	5
I.4.2.Le Crétacé	5
I.4.2.1.L’Aptien	5
I.4.2.2.L’Albien.....	5
I.4.2.3.Vraconien	5
I.4.2.4.Le Cénomaniens.....	5
I.4.2.5.Turonien.....	6
I.5.Tectonique.....	8
I.6.HYDROGEOLOGIE	8
I.6.1.HYDROLOGIE	8

I.7.Minéralisation du gisement du Boukhadra	9
I.7.1.Nature du minerai exploité.....	9
I.7.2.Caractéristiques de la minéralisation.....	9
I.8.La géomorphologie et les réserves du gisement.....	10
I.9.Description géo minières du minerai et des roches encaissante de la 4ème phase	12
I.9.1.Axe Principal	12
I.9.1.1.Minerai	12
I.9.1.2.La Roche encaissante	12
I.9.2.Axe Sud-Est.....	13
I.9.2.1.Minerai	13
I.9.2.2.La roche encaissante	13
I.9.2.3.Tectonique.....	13
I.9.3.Axe Nord	13
I.9.4.Les réserves géologiques	13
I.9.4.1.Les réserves récupérables de 4ème phase sur les trois niveaux et trois axes	14
I.9.4.2.Réserves exploitables de 4ème phase par coupes.....	14
I.10.Le programme 4ème étage année 2017 parait sur la coupe suivante.....	16
Conclusion.....	17

CHAPITRE II

Méthodes d'exploitations

II.1.INTRODUCTION	19
II.1.1.L'ouverture (découpage).....	19
II.1.1.1. Le choix de mode d'ouverture du gite	19
II.1.2.Travaux préparatoires.....	24
II.1.3.Dépilage.....	29
II.1.3.1.L'abattage	29

II.1.3.2.Déblocage et chargement du minerai	29
II.1.3.3.Traitement des vides créés par l'exploitation	29
II.2.Les méthodes d'exploitation	30
II.2.1.Exigence de la méthode d'exploitation	30
II.2.2.Choix de la méthode d'exploitation	30
II.2.3.Classification des méthodes d'exploitation	31
II.2.3.1.Selon L'U.R.S.S, AGOCHKOV (M),.....	31
II.2.3.2.Selon HARTMAN.....	31
II.2.4.1.Méthodes d'exploitations par chambres	33
II.2.4.2.Méthodes d'exploitations par chambres magasins.....	37
II.2.4.3.Méthodes d'exploitations par chambres remblayées	39
Conclusion.....	41

CHAPITRE III

État actuel de l'exploitation dans la mine souterraine de Boukhadra

III.1.Introduction	43
III.2.Exploitation souterraine de la mine de Boukhadra	44
III.2.1.Les différentes phases constituent au corps Sud.....	44
III.2.2.Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra.....	46
III.2.3.Description de la méthode d'exploitation appliquée (sous niveau abattu)	48
III.2.4. L'état actuel des travaux préparatoires de la 3 ^{ème} et 4 ^{ème} phase	50
III.2.5.Les travaux d'abattage.....	51
III.2.5.1.L'abattage en éventail.....	57
III.2.5.2.Travaux de creusement	61
III.2.6.Sécurité	67

Sommaire

III.2.6.1. Introduction.....	67
III.2.6.2.Cause	67
III.2.6.3.Poussière	67
III.2.6.4.Bruit	68
III.2.6.5.Analyse des accidents de travail et des maladies professionnelles en général	68
III.2.7.1.Méthode Statistique	68
III.2.7.1.Taux de fréquence.....	68
III.2.7.2 Taux de gravité.....	69
III.2.7.3.Taux de danger.....	69
III.2.8.Méthode topographique.....	69
III.3.Préventions des accidents de travail et des maladies professionnelles	69
III.3.1.Lutte contre la poussière.....	70
III.3.2.Lutte contre le bruit	70
III.3.3.Lutte contre les vibrations	70
III.4.Sécurité de la mise en œuvre des explosifs	71
III.5.Sécurité dans le transport et le chargement	71
III.6.Lutte contre l'incendie.....	72
III.7.Conséquence des accidents	72
III.7.1.Responsabilité juridique	72
III.7.2.Conséquences économiques.....	73
Conclusion.....	73

CHAPITRE IV

ETUDE DE CIRCUIT D'AERAGE

INTRODUCTION	75
IV. Les paramètres de climat de la mine	75
IV.1. Atmosphère de la mine.....	75
IV.1.1. Parties principales de l'atmosphère	76
IV.1.2. Additions toxiques de l'atmosphère de la mine	77
IV.1.3. Addition explosible de l'atmosphère de la mine	77
IV.2. La température	79
IV.3. L'humidité.....	80
IV.4. Les poussières	80
IV.5. VENTILATION DES MINES.....	80
IV.5.1. Généralité	80
IV.5.2. Aérage naturelle.....	80
IV.5.3. Aérage artificiel.....	81
IV.6. CONCEPTS GÉNÉRAUX DE VENTILATIONS	81
IV.6.1. Ventilation soufflante	81
IV.6.2. Ventilation aspirante	82
IV.6.3. Combinaison des différentes solutions.....	84
IV.7. Schémas des différents types de ventilation existants	85
IV.7.1. Schéma centrale	85
IV.7.2. Schéma diagonale.....	85
IV.7.3. Ventilation combinée	86
IV.8. Classification du ventilateur	87
IV.8.1. Ventilateurs centrifuges	87
IV.8.2. Ventilateurs hélicoïdales	88

Sommaire

IV.9.Quantite d'air nécessaire pour aérer une mine souterraine.....	89
IV.9.1.2.Circulation de l'air dans la mines et résistance a la ventilation.....	90
IV.10.Calcul des besoins d'air dans la mine	94
IV.12.Proposition d'une solution pour résoudre le problème de fermeture des chantiers après le processus de tir.....	100
CONCLUSION.....	102
CONCLUSION GENERALE.....	104
BIBIOGRAPHIE	
ANNEXE	

CHAPITRE I

Situation géographique et géologie de la région

Figure I.1 :Localisation de la Région de Boukhadra.....	3
Figure I.2 :Interprétation géologique de djebel BOUKHADRA.....	6
Figure I.4 :Log stratigraphique du Djebel Boukhadra.....	8
Figure I.5 :Représente les quatre (04) corps minéralisés principaux du gisement de BOUKHADRA.....	11
Figure I.6 :Coupe verticale 07.....	16
Figure I.7 :Coupe verticale 09.	17
Figure I.8 :Coupe verticale 10	17

CHAPITRE II

Méthodes d'exploitations

Figure II.1 :Ouverture par galerie au jour et cheminée verticale.....	20
Figure II.2 :Ouverture par puits vertical et travers-banc de groupe.	21
Figure II.3 :Ouverture par puits incliné.....	22
Figure II.4 :Ouverture combinée des gites.	23
Figure II.5 :Division d'un champ minier en panneaux.	24
Figure II.6 :Division d'un champ minier en étages.	25
Figure II.7 :L'exploitation des blocs en chassant.....	27
Figure II.8 :L'exploitation des blocs en rabattant.	28
Figure II.9 :Sens de marche de l'exploitation dans un bloc.....	28
Figure II.10 :Le diagramme de Hartman pour le choix d'une méthode d'exploitation (Hartman 1987).	32

Liste de Figure

Figure II.11 :La technique d'exploitation par sous-niveaux abattus (modifié d'après Atlas Copco Rock Drills AB).	36
Figure II.12 :La technique d'exploitation par sous-niveaux abattus par charges concentrées (modifié d'après Atlas Copco Rock Drills AB).	37
Figure II.13 :La technique d'exploitation par chambres et piliers (modifié d'après Atlas)	39
Figure II.14 :La méthode d'exploitation par tranches montantes remblayées.....	41

CHAPITRE III

État actuel de l'exploitation dans la mine souterraine de Boukhadra

Figure III.1 :Projection verticale de la mine	45
Figure III.2 :Galerie de niveau 1045, les mines de fer de l'Est, BOUKHADRA, 2021(cliché personnel)	46
Figure III.3 :Plan Topographique des travaux d'ouvertures souterraine 4-ème phase (février 2021)	47
Figure III.4 :La méthode d'exploitation par sous niveaux abattus, mine souterraine deBoukhadra	49
Figure III.5 :Cartouche de Marmanite.....	52
Figure III.6 :Le sac d'Anfomile	54
Figure III.7 :cardeau détonant	55
Figure III.8 :Machine de chargement	57
Figure III.9 :Schéma de plan de tire par foration en éventail	58
Figure III.10 :Cartouche de TEMEX.....	62
Figure III.11 :Représentation des trous de bouchon, d'abattage, et de contour.....	63
Figure III.12 :Marteau perforateur	65
Figure III.13 :types de machine de foration on utilise un souterraine.....	66
Figure III.14 :Machine de foration (Mercury Lc)	66

CHAPITRE IV

ETUDE DE CIRCUIT D'AERAGE

Figure IV.1 :ventilation soufflante	81
Figure IV.2 :Ventilation aspirante	83
Figure IV.3 :Ventilation combinée	84
Figure IV.4 :Schémas d'aéragé central.....	85
Figure IV.5 :schéma d'aéragé diagonal.....	86
Figure IV.6 : schéma d'aéragé.....	86
Figure IV.7 :Ventilateur centrifuge	88
Figure IV.8 :Ventilateur hélicoïdale.....	89
Figure IV.9 :Circulation d'air entre deux points dans une galerie souterraine	91
Figure IV.10 :coude brusque	92
Figure IV.11 :coude arrondi	93
Figure IV.12 :Elargissement brusque.	93
Figure IV.13 :Dimension de la galerie ou le niveau 1045 axe nord.....	96
Figure IV.14 :Circuit d'air en série (Phase 4).	98
Figure IV.15 :Ventilateur ATLAS COPCO AVH90.....	101

CHAPITRE I

Situation géographique et géologie de la région

Tableau I.1 .Caractéristiques de la minéralisation	9
Tableau I.2. Réserves géologiques et exploitables de la mine de Boukhadra (Boukhadra au 2021).	12
Tableau I.3. Représentation des réserves récupérables de 4 ^{ème} phase	14
Tableau I.4. Réserves exploitables de 4 ^{ème} phase axe Nord.	14
Tableau I.5. Réserves exploitables de 4 ^{ème} phase axe Sud-Est.....	15

CHAPITRE III

Etat actuel de l'exploitation dans la mine souterraine de Boukhadra

Tableau III.1.Profondeurs moyennes et angle de pendage du gite exploité en souterraine.....	44
Tableau III.2. Les dimensions de la galerie principale du niveau 1045.	47
Tableau III.3. Les travaux préparatoires de 4 ^{ème} phase	50
Tableau III.4. Représentation des caractéristiques de la Marmanite 1,2 et 3.....	53
Tableau III.5. Dimensions de marmanite en cartouche.	53
Tableau III.6. Spécifications de cordeau détonant.	55
Tableau III.7. Les caractéristiques du détonateur électrique à microretard DMR.	56
Tableau III.8. Représentation des caractéristiques de l'explosif TEMEX	61
Tableau III.9. Dimension de l'explosif.	62
Tableau III.10. Les paramètres de plan de foration de Boukhadra.....	64
Tableau III.11.Les caractéristiques techniques du marteau perforateur.....	65

CHAPITRE IV

ETUDE DE CIRCUIT D'AERAGE

Tableau IV.1:Les principales normes de l'atmosphère d'une mine souterraine	78
Tableau IV.2.Vitesse de l'air nécessaire en fonction de la température	79
Tableau IV.3.Coefficient de pertede charge dans un coude brusque.	92
Tableau IV.4.Données pour le calcul des besoins d'air dans la Phase 4 niveau 1045	94
Tableau IV.5.Les débits d'air en (m³/min) nécessaire pour aérer la Phase 4 niveau 1045 de Boukhadra.	95
Tableau IV.6.Calcul de la dépression total de la phase 4 Niveau 1045.....	100

INTRODUCTION

GENERALE

INTRODUCTION GENERALE

L'aérage d'une mine sert à garantir, dans tous les galeries souterraines, un mouvement naturelle ou artificielle d'air dont le débit soit suffisant pour maintenir, partout où des ouvriers sont appelés à travailler ou à circuler, dans des conditions sanitaires et sécuritaire convenables. C'est ainsi qu'un bon aérage est indispensable: pour interdire la formation de mélanges détonants d'air et de méthane ; pour échapper les fumées toxiques produites par les tirs; pour refroidir l'atmosphère des chantiers où la température est élevée et y maintenir des conditions de travail supportables; pour abaisser la concentration des poussières chargés au cours de toutes les opérations d'exploitation.

Cependant, malgré le caractère banal de l'aérage, il y a pourtant des obstacles qui compliquent l'utilisation des ventilateurs : les conditions climatiques, environnementales, et l'espaces naturels confinés. Ainsi que les engins, tir et mineurs sous terre.

L'objectif essentiel de ce mémoire est de présenter une vue d'ensemble sur la ventilation minière. Nous insistons, en premier lieu, sur la description générale de l'exploitation souterraine. Et d'autre part, nous présentons un aperçu le calcul de l'aérage au niveau de la mine de Boukhadra. De plus, nous entamons, dans un second le calcul du besoin d'air au niveau de la mine de Boukhadra.

Le présent travail est représenté en six chapitres. Dans un premier chapitre de cette étude nous présentons brièvement la situation géographique et géologique de la région. Dans le deuxième chapitre, nous présentons un aperçu global sur la partie minière (mode d'ouverture, méthode d'exploitation). Le troisième chapitre est consacré à l'Etat actuel de l'exploitation dans la mine souterraine de Boukhadra (Exploitation souterraine, Les travaux d'abattage, Aérage, Sécurité). Dans le quatrième chapitre nous nous intéressons à l'étude de circuit d'aérage et le calcul des besoins d'air pour la 4ème phase de la mine de Boukhadra.

Ce mémoire se termine par une conclusion générale qui englobe et résume ce travail.

CHAPITRE I :

Situation

géographique et

géologie de la

région

CHAPITRE I : Situation géographique et géologie de la région

I.1.Introduction

Les conditions géologiques et hydrogéologiques sont les facteurs qui déterminent la difficulté et le coût de la construction d'ouvrages souterrains et ont une grande influence sur le choix des méthodes d'excavation et des supports.

Cette section est consacrée à la situation géographique et à l'histoire des travaux géologiques et miniers liés au gisement de Boukhadra.

I.2.Situation Géographique

Le djebel de Boukhadra se situe sur l'atlas saharien, à l'Est Algérien. L'unité de Boukhadra se trouve à une altitude de 850 m, le point culminant du djebel est de 1463 mètres .La ville de Boukhadra fait partie de la willaya de Tébessa, elle se situe à 45Km au Nord-est de celle -ci, à 200Km au sud de la ville côtière d'Annaba, et à 18Km de la frontière Tunisienne.

Elle est reliée à Annaba par une voie ferrée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'El-Hadjar. Le climat est continental et sec, les températures varient entre 40°C en été et 0°C en hiver, la pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige. [1]

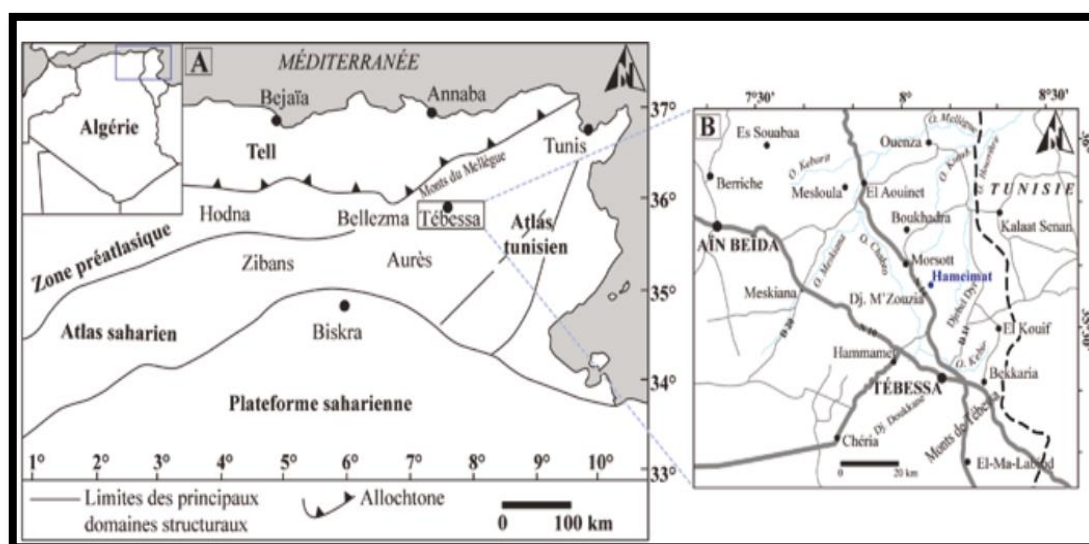


Figure I.1. Localisation de la Région de Boukhadra. [10]

I.3. Historique la mine de BOUKHADRA

L'exploitation minière de la mine de Boukhadra a commencé à l'époque romaine dans le but d'extraire du cuivre dans la zone du pic ; par la suite, l'industrie minière à travers la concession de Boukhadra [M. TADRO] s'est concentrée sur le zinc et d'autres poly métaux.

- Entre 1903 et 1906, la concession Mokta El Hadid réalisa les premiers travaux de recherche par galerie entre les niveaux 845 et 1225 ;

- De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société de l'Ouenza qui exploitait le gîte de Boukhadra. Cette dernière avait effectuée de la recherche systématique par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra ;

- Durant la période de 1967 à 1984 la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères de l'Ouenza et Boukhadra ;

- Après la restructuration des entreprises (1983-1984), c'était FEPHOS qui gérait, exploitait, et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existant sur le territoire national.

Depuis la date du 18/10/2001 et dans le cadre de partenariat avec l'étrangère holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec HADID OUENZA-BOUKHADRA filiale FERPHOS avec 70%.

Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par MITTAL STEEL TEBESSA.

Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par Arcelor MITTAL TEBESSA.

Le 09/10/2016 les mines de Fer d'Est.[1]

I.4. Géologie du gisement de Boukhadra

Comme Ouenza, le gisement de fer de Boukhara appartient à la même province métallo génique: la partie sud de la province est khenguet-El-Mauhad, la partie nord est Ouenza et la partie orientale est Djerissa.

Le Djebel Boukhara, appartenant à l'Atlas du Sahara, est caractérisé par une structure géologique de crête anti-inclinaison très simple le long de la direction N.E / S.O., qui se trouve à l'extrémité de la crête périphérique du N.E. Le cœur de la structure est représenté par des sédiments aptiens.

- Du point de vue litho-stratigraphique, la région de Boukhadra est constituée par des sédiments du mésozoïque tertiaire en partie du quaternaire.

- En dehors du trias évaporitique, les terrains qui affleurent dans l'Atlas saharien oriental sont caractérisés par des dépôts allant du crétacé inférieur au miocène.

[1]

I.4.1.Trias

Les gisements triasiques sont développés dans le sud-ouest et le sud-est; ils sont représentés par des marnes panachées, des cargneules et du calcaire et des fragments d'étape. Ces strates étaient en contact anormal ou incompatibles avec les sédiments du Crétacé (Aptien) après le phénomène de diapir.

Dans la carrière de Boukhadra (gisement ouest), le Trias a été exposé en couches 890-902 et 914.

I.4.2.Le Crétacé

Dans le profil du crétacé, nous retrouvons le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud, des calcaires récifaux construits, à organismes fossiles qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grès et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a :

I.4.2.1.L'Aptien : Les dépôts ou les sédiments aptiens de la région Boukhadra occupent des vastes surfaces. L'aptien se présente sous forme de deux faciès bien distincts :

- ✓ Faciès carbonaté (calcaire).
- ✓ Faciès terrigènes (marneux- gréseux- calcareux).

I.4.2.2.L'Albien. : La base et le sommet de l'albien sont surtout représentés par des marnes, la partie moyenne étant constituée dans une large mesure par des calcaires sublito graphiques.

I.4.2.3.Vraconien : La séquence est composée de minces lits de marnes avec intercalation d'argile marneuse noires et de calcaires marneux-argileux. La puissance maximale est de (470m).

I.4.2.4.Le Cénomaniens : Il s'agit d'une série de marnes gris ou verdâtres grises, avec par endroits des intercalations de calcaires.

I.4.2.5. Turonien : Les dépôts de cet âge s'observent dans la partie Ouest et Sud du domaine traité. Il s'agit surtout de calcaires épais et massif pélitique marneux dans la partie basale, avec de rares minces intercalations de marnes. La puissance est variable, décamétrique jusqu'aux quelques centaines de mètres.

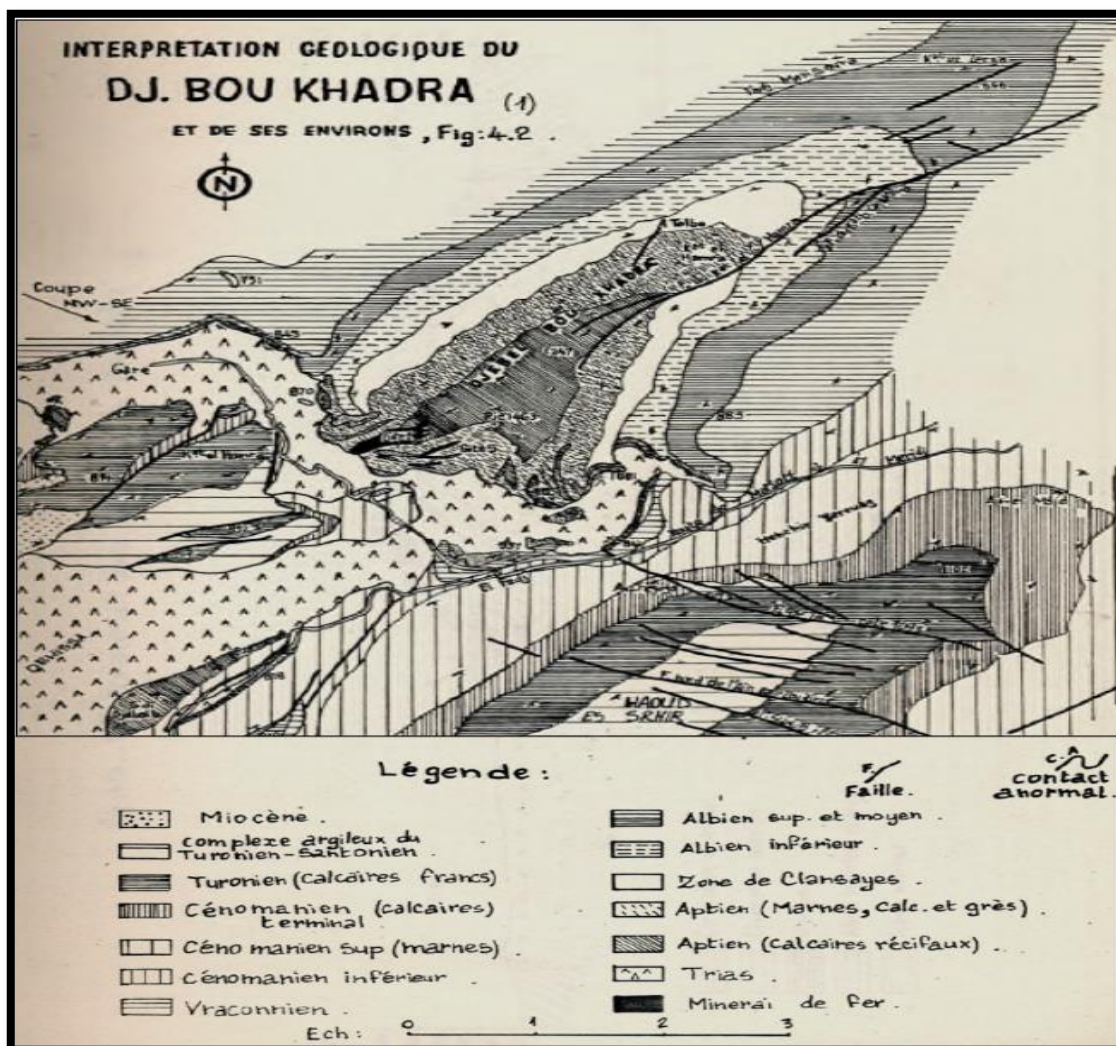


Figure I.2: Interprétation géologique de djebel BOUKHADRA. [12]

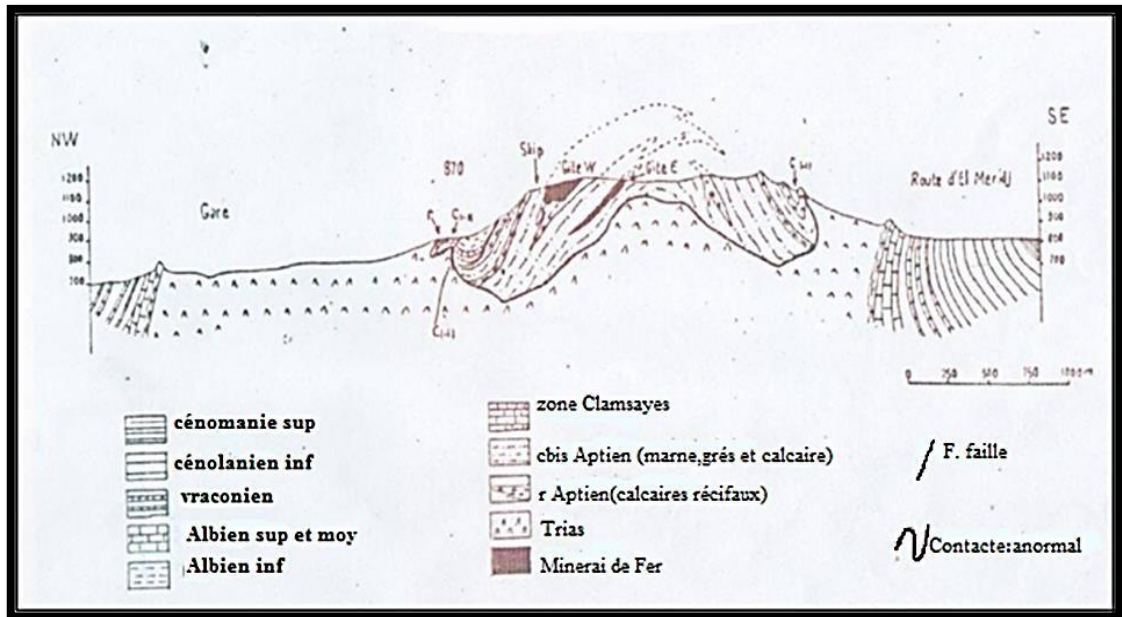


Figure I.3. Coupe transversale dans l'anticlinale du Boukhadra (D'après G.Dubourdieu, 1956). [1]

Stratigraphie		Profil lithologique	Pui en (m)	Caractere lithologique
Albien	Superieur		200	Marne grise avec des interlits de calcaires argileux noirs
	Moyen		130	Marne gris noir avec intercalation de calcaire argileux
	Inferieur		150	Marnes jaune avec incercalation de calcaire argileux et gresieux
Zone de Clansayesien			90	Marnes grises avec des minces interlits de calcaire gresieux
Aptien			200	Marnes avec interlits de calcaire marneux Calcaire micritiques à milloles et rudistes Marnes et calcaires à Orbitolines
Trias			50	Marnes bariolés à gypse

Pui : Puissance
 Minerai de Fer

Figure I.4. Log stratigraphique du Djebel Boukhadra. [10]

I.5. Tectonique

La région de Boukhadra est marquée par deux phases tectoniques ; la phase de plissement et la phase de tectonique cassante. Dans la structure anticlinale de Boukhadra, on observe deux grandes dislocations tectoniques :

- La 1^{ère} se prolonge presque parallèlement à l'axe de l'anticlinal à partir du pic vers la terminaison périclinale.
- La 2^{ème} zone de dislocation tectonique de direction WNW-ESE coupe la structure dans sa partie centrale en deux parts, l'amplitude de cette dislocation peut arriver jusqu'à 1000 mètres.
- D'autres failles, sans importance majeure sont à signaler.

Le diapirisme : Triasique avait une contribution principale dans la formation de la structure du djebel Boukhadra.

I.6. HYDROGEOLOGIE

D'après les études hydrogéologiques il n'y a aucune nappe aquifère en eau potable dans la région minière de Boukhadra mais il existe une nappe aquifère d'eau non potable qui est caractérisée par un niveau hydrostatique égal à 818m. Selon le relief la géomorphologie, deux sources apparaissent en surface dans le niveau 977m, une source à débit faible (Ain Zazie) qui aide à combler le manque d'eau rencontré auprès la population. Dans le niveau Amont 926m, un mince filet d'eau apparaît entre les marnes cette eau est récupérée par une citerne pour l'arrosage de la piste ainsi dans les forages.

I.6.1. HYDROLOGIE

Selon la géologie on ne peut pas parler d'oueds, ou de réseau hydrographique proprement dit, mais on remarque des talwegs secs pendant une longue période de l'année et à faible écoulement, leurs captages sont pratiquement impossibles à cause de la topographie et leurs faibles quantités.

I.7. Minéralisation du gisement du Boukhadra

I.7.1. Nature du minerai exploité

- Le minerai exploité est le fer sous forme d'oxyde de fer montré par l'hématite rouge (Fe_2O_3) présente en abondance dans ce gisement avec une teneur moyenne de 54% de fer.

- Le gisement est de forme ventriculaire, dont la genèse est hydrothermale ou sédimentaire, d'une longueur de 900 à 2200m et d'une puissance variant de 10 à 15m.

I.7.2. Caractéristiques de la minéralisation

La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite. Minerai est de l'hématite de formule chimique Fe_2O_3 et de densité $d = 2.7$ La teneur en Fer varie de 51 à 54 %.

Tableau I.1 .Caractéristiques de la minéralisation. [1]

Les éléments chimiques	La teneur
SiO₂	6 -9 %
CaO	3.5 -8 %
Mn	2.0 - 3 %
MgO	0.2 - 0.40 %
S	0.04 - 0.10 %
Cu	Trace
P	0.002 - 0.01 %
Pb	0.005 - 0.02 %
Zn	0.01 %
H₂O	2 - 6 %
Na₂O + K₂O	0.05 - 0.3 %
Al₂O₃	0.5 - 0.8 %
P.F	6 - 10 %.

I.8. La géomorphologie et les réserves du gisement

Le gisement ferrugineux de Boukhadra, appartenant au domaine de l'Atlas saharien est localisé dans le massif montagneux de Djebel Boukhadra, caractérisé par une structure anticlinale très simple de direction NE-SO avec une terminaison périclinale au NE.

Le Djebel Boukhadra s'étend sur une longueur de 7 à 8 Km et une largeur variant de 3 à 5 Km, suivant une direction NE-SO. Les côtes absolues dans les limites de la concession minière variant de 750m au pied de la montagne à 1463m au point culminant, localisé au niveau du pic de Boukhadra. Globalement le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux et les petites veines de moindre importance :

- Corps principal ;
- Corps Nord ;
- Corps Médian ;
- Corps Sud ; et les petites veines de moindre importance.

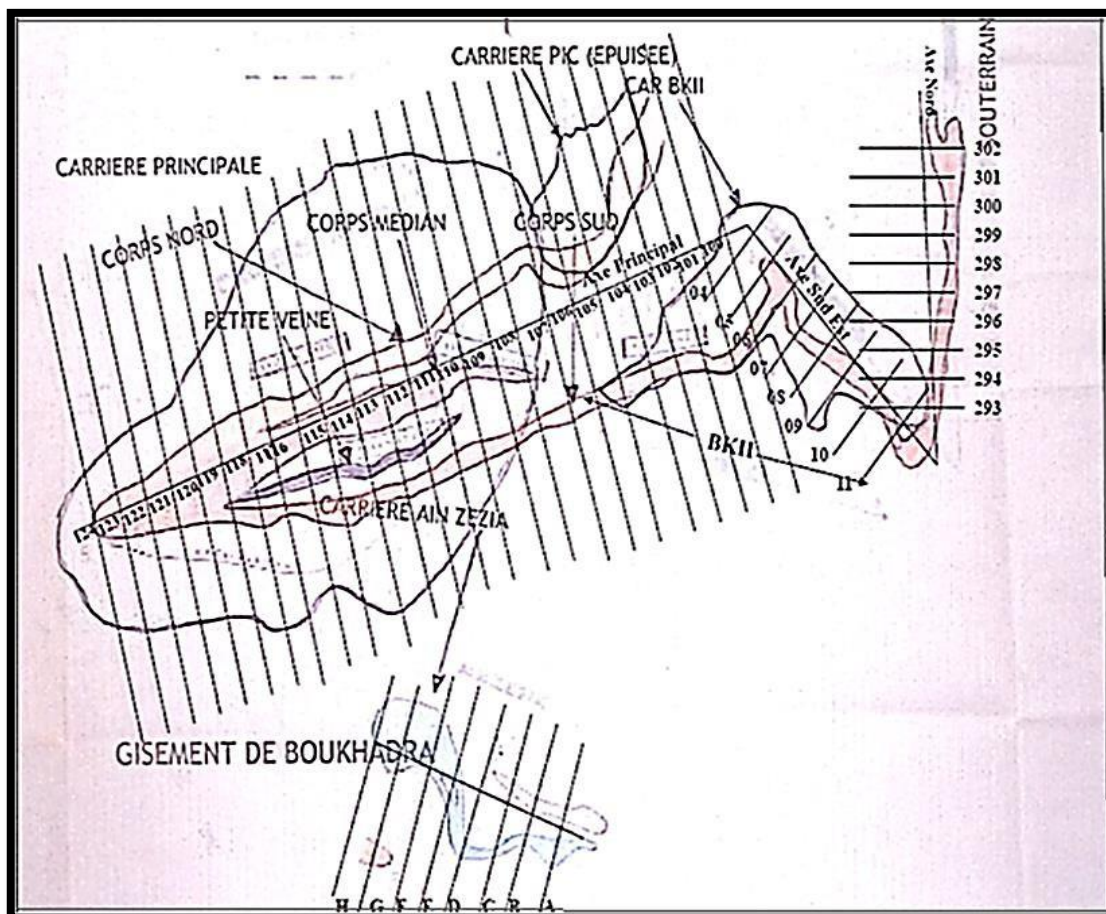


Figure I.5. Représente les quatre (04) corps minéralisés principaux du gisement de BOUKHADRA. [1]

Selon la première estimation des réserves réalisées en 1981 par la D.E.D basée sur les résultats de prospection, les réserves géologiques globales sont évaluées à 50 millions de Tonnes en catégories B, C1, C2.

Les réserves exploitables de la mine arrêtées au 30/06/2006 sont de l'ordre de 46 204 400 de Tonnes dont 15 millions seront extraites par ciel ouvert et 32 millions par le souterrain.

Tableau I.2. Réserves géologiques et exploitables de la mine de Boukhadra(Boukhadra au 2021).

Sites et quartiers	Réserves géo (T)		Réserves exp (T)		Observation
	Tonnage	Fe %	Tonnage	Fe %	
Total ciel ouvert	12901106	53,30	11723490	52,31	
Total souterrain	33336356	55,76	30835456	55,34	
Total de la mine	46237462	55,08	42558946	54,48	En catégorie B+C ₁ +C ₂
Total de la mine	55487762	/	51809246	/	En catégorie+C ₁ +C ₂ +P

I.9.Description géo minières du minerai et des roches encaissante de la 4^{ème} phase

I.9.1.Axe Principal

I.9.1.1.Minerai

Dans cet axe du gisement, la minéralisation apparait sur les trois corps (Sud, Médian et Nord).

La partie Ouest de gisement limité par le contour final de la carrière principale, autrement dit que l'exploitation souterraine est prévue à partir de la coupe 108 à 100. Le filon a une puissance moyenne supérieure à 30 m avec un l'angle de pendage moyen de 54°.

I.9.1.2.La Roche encaissante

L'analyse des informations implantées sur le plan de niveau 1045 montre que mur du corps Sud est encaissé principalement dans les marnes jaunes dont la puissance est importante (40-65m) entre les coupes 112 et 107, au-delà de la coupe 107 la couche de marne commence à rétrécir jusqu'à sa disparition sur la coupe 102.

Dans le toit Les roches encaissantes sont composées principalement par des calcaire marneux d'une puissance varie de 40 à 80m entre les coupes 112 et 106. Cette couche est séparée par une couche de marnes jaunes à partir de la coupes 108 d'une puissance moyenne de 05m et parfois même plus.

I.9.2.Axe Sud-Est

I.9.2.1.Mineral

L'analyse des informations implantées sur le plan de niveau 1045, montre que les travaux de recherche en été réalisés uniquement sur une partie de l'axe Sud-Est, le filon a un même angle de pendage et de puissance que ceux de la partie du filon située sur l'axe principal, l'unique exception dans ces conditions est celle de discontinuité du corps (disparition dans deux parties sur la coupe 5 et même entre les coupes 6 et 7), cette situation est très délicate car il est très difficile de prévoir un schéma souple pour la récupération de ces réserves.

I.9.2.2.La roche encaissante

Aucune information n'est disponible pour les roches encaissantes dans cette partie de gisement.

I.9.2.3.Tectonique

La tectonique est importante, elle est caractérisée par un système de failles intenses.

I.9.3.Axe Nord

Voir l'annexe (A). [2]

I.9.4.Les réserves géologiques

Les travaux de recherche dans la 4^{ème} phase est réalisé par des ouvrages miniers souterrains et des sondages, ils sont arrêtés au niveau 1045 sur les axes principaux (108-100) et Sud-Est (04-11), et le niveau 1105 sur l'axe Nord.

Cette phase est limitée entre les côtes des niveaux 1045 et 1105 ; englobe des réserves géologiques estimées à 6023100T de teneur moyenne en fer de 54,72%. A partir des données de prospection géologiques disponibles, ces réserves sont étendues sur les trois axes, rangées en catégorie B, pour les réserves situées sur l'axe principal et Sud-Est, et en catégorie C1 pour celle situées sur l'axe Nord.

I.9.4.1. Les réserves récupérables de 4^{ème} phase sur les trois niveaux et trois axes

Tableau I.3. Représentation des réserves récupérables de 4^{ème} phase. [2]

NIVEAUX	1105/1085	1085/1065	1065/1045	TOTAL		
AXES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	Fe %	SiO ₂ %
AXE NORD	563867	521133	542500	1627500	51,53	9,34
AXE Sud-Est	612067	587200	599633	1798900	55,61	7,78
AXE PRINCIPAL	822867	888267	855567	2566700	56,30	4,98
	1998800	1996600	1997700	5993100	54,80	7,00

I.9.4.2. Réserves exploitables de 4^{ème} phase par coupes

Les réserves récupérables sont représentées sur les tableaux suivants :

Tableau I.4. Réserves exploitables de 4^{ème} phase axe Nord. [2]

Axe Nord						
COUPES	1105/1085	1085/1065	1065/1045	TOTAL		
	RESERVES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	Fe %	SiO ₂ %
11-292	55333	58333	56833	170500	48,92	15,14
292-293	29733	33733	31733	95200	47,36	18,40
293-294	46667	41333	44000	132000	45,06	20,61
294-295	49933	41333	45633	136900	47,64	11,15
295-296	20533	33733	27133	81400	48,41	10,81
296-297	23733	31600	27667	83000	50,27	14,74
297-298	46733	41867	44300	132900	52,60	6,91

Situation géographique et géologie de la région

298-299	49667	47267	48467	145400	53,80	4,77
299-300	57133	55333	56233	168700	58,37	2,20
300-301	37800	45333	41567	124700	58,87	1,31
301-302	37000	32400	34700	104100	50,03	10,49
302-303	61533	37267	49400	148200	50,72	7,93
303-304	48067	21600	34833	104500	54,68	0,93
TOTAL	563867	521133	542500	1627500	51,53	9,34

Tableau I.5. Réserves exploitables de 4^{ème} phase axe Sud-Est. [2]

Axe Sud-Est						
COUPES	1105/1085	1085/1065	1065/1045	TOTAL		
	RESERVES	RESERVES	RESERVES	RESERVES	Fe %	SiO ₂ %
4-5	89667	64533	77100	231300	57,28	4,60
5-6	71800	69667	70733	212200	56,16	4,94
6-7	74800	88267	81533	244600	56,87	6,35
7-8	120133	118800	119467	358400	56,06	8,27
8-9	118267	119067	118667	356000	55,38	9,29
9-10	81533	75600	78567	235700	54,01	10,07
10-11	55867	51267	53567	160700	52,39	10,47
TOTAL	612067	587200	599633	1798900	55,61	7,78

I.10. Le programme 4^{ème} étage année 2017 parait sur la coupesuivante

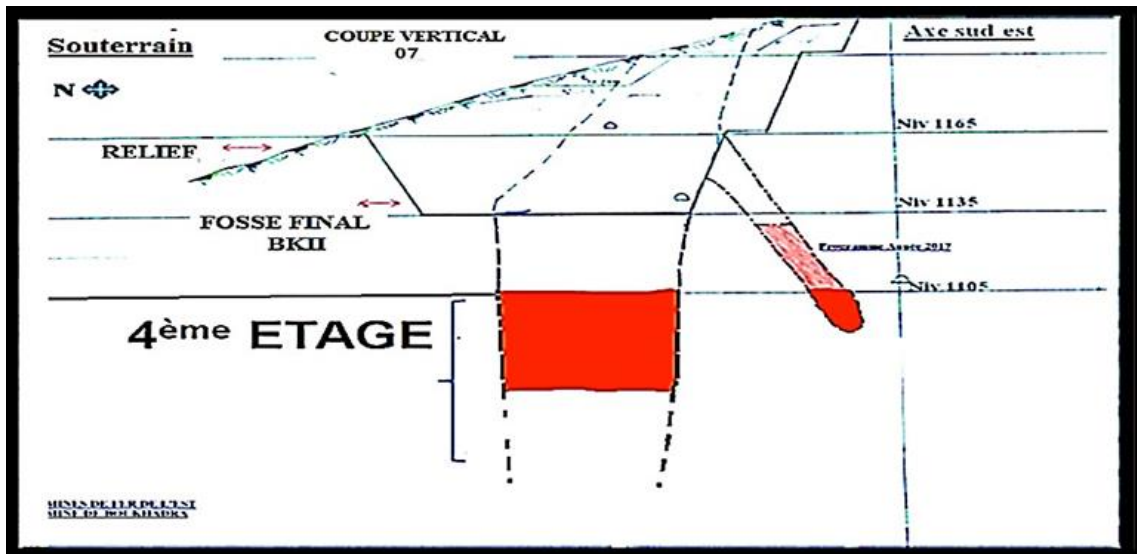


Figure I.6. Coupe verticale 07. [2]

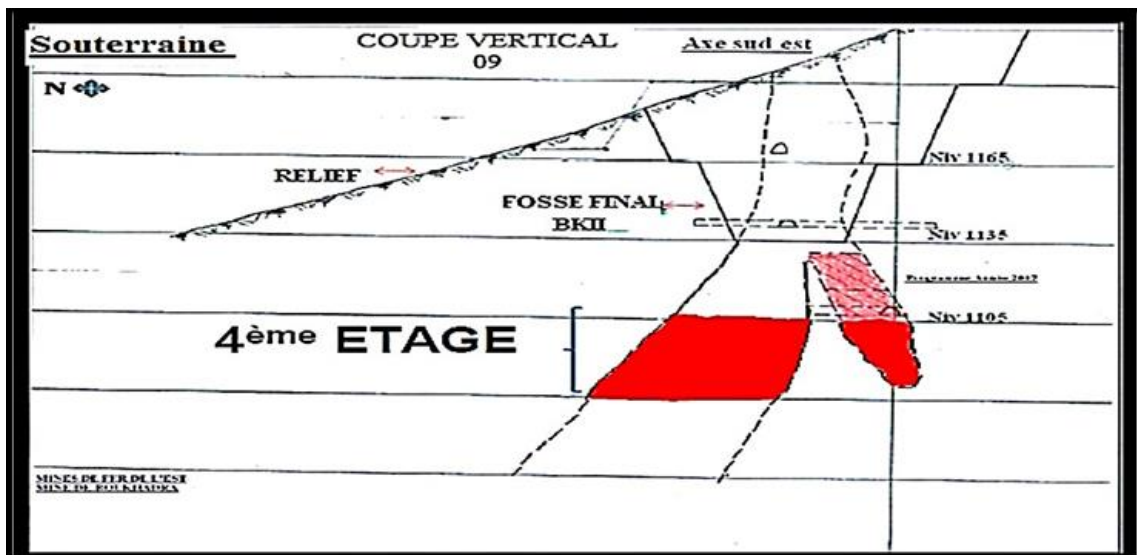


Figure I.7. Coupe verticale 09. [2]

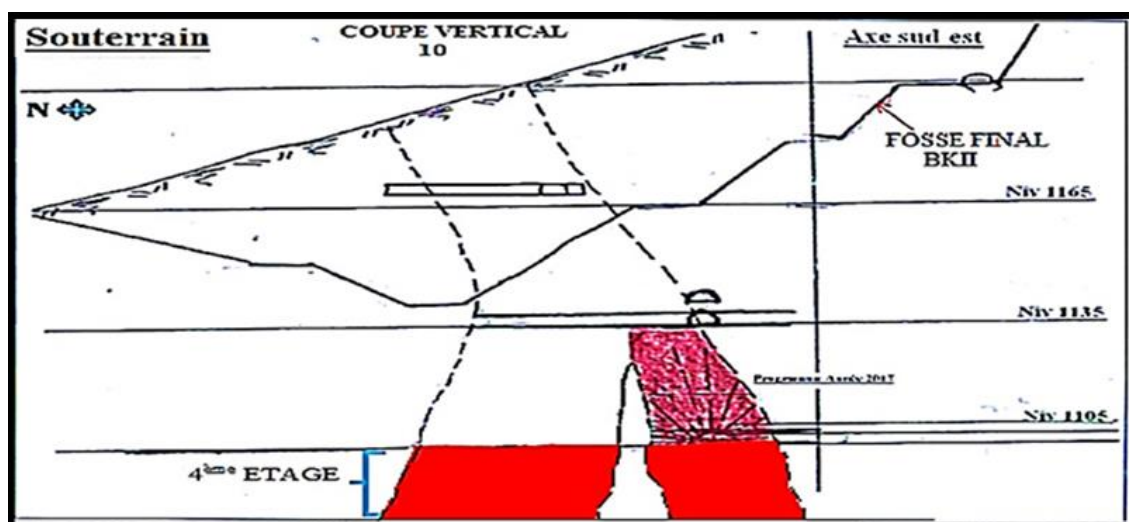


Figure I.8. Coupe verticale 10 [2].

Conclusion

Le gisement de fer de BOUKHADRA, comme celui d'OUENZA, se situe sur les parties axiales des grandes structures locales d'allure horst anticlinal orientées N.E/S.O. Les roches encaissantes sont de type carbonatées, caractérisées par des calcaires récifaux massifs ou en bancs ce qui concorde avec l'avis de DUBOURDIEU qui avait identifié la préférence que montraient les gîtes ferrifères à se loger dans les calcaires récifaux de l'Aptien qui constituent les cœurs des plis anticlinaux.

La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite. La texture du minerai est finement poreuse ou concrétionnée géode. Comparativement aux Gisements d'OUENZA, le minerai de BOUKHADRA est d'une qualité supérieure, riche en fer (55-56%) et moins siliceux ($\text{SiO}_2=5\%$).

CHAPITRE II :
Méthodes
d'exploitations

CHAPITRE II : Méthodes d'exploitations

II.1.INTRODUCTION

L'exploitation souterraine se réalise par trois étapes essentielles dans n'importe quelle méthode d'exploitation et qui sont respectivement le découpage, travaux préparatoires et le dépilage.

II.1.1.L'ouverture (découpage)

On appelle ouverture du champ minier le développement du réseau des ouvrages donnant l'accès au gisement à partir du jour et assurant la possibilité de réaliser le creusement des ouvrages préparatoires et la communication entre le jour et les travaux miniers[5]. Dans tous les cas l'ouverture doit obligatoirement assurer :

- Une entrée d'air ;
 - Une sortie d'air dans la mine ;
 - Des voies de transport pour l'extraction du produit, du personnel et du matériel.
- [3]

II.1.1.1. Le choix de mode d'ouverture du gite

Lors de l'exploitation des gisements dans le sous-sol, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture optimal à la suite de la création des conditions les plus efficaces de l'exploitation, du transport, du creusement des ouvrages miniers. Généralement l'ouverture d'un gisement dépend des facteurs dont les principaux sont :

- Topographie du champ minier ;
- Nature des minerais et des stériles ;
- Conditions d'alimentation en énergie, eau et transport ;
- Mode de préparation et de l'exploitation ;
- Condition économique ;
- Sécurité du travail et environnement ;
- Les schémas d'aérage et d'exhaure. [6]

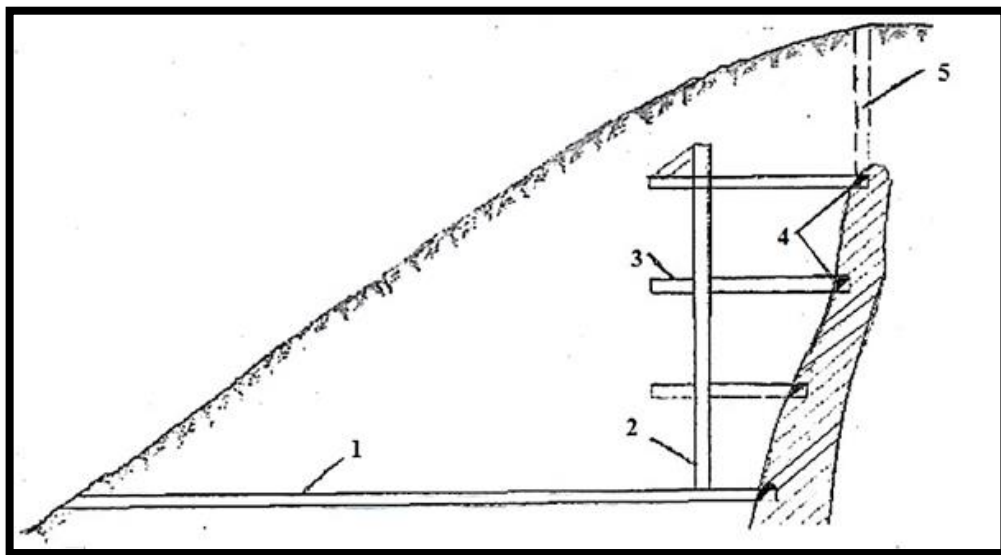
On classe les modes d'ouvertures suivant le type des ouvrages miniers principaux donnant l'accès au gisement et qui sont :

- Ouverture par galerie au jour ;
- Ouverture par puits vertical ;
- Ouverture par puits incliné ;
- Ouverture combinée.

Ces modes doivent finalement assurer, la sécurité des travaux, les frais d'exploitation minimaux et le degré d'utilisation des réserves du gisement maximal. [6]

A) Ouverture par galerie au jour

On emploie ce mode d'ouverture dans le cas des gisements à relief montagneux.

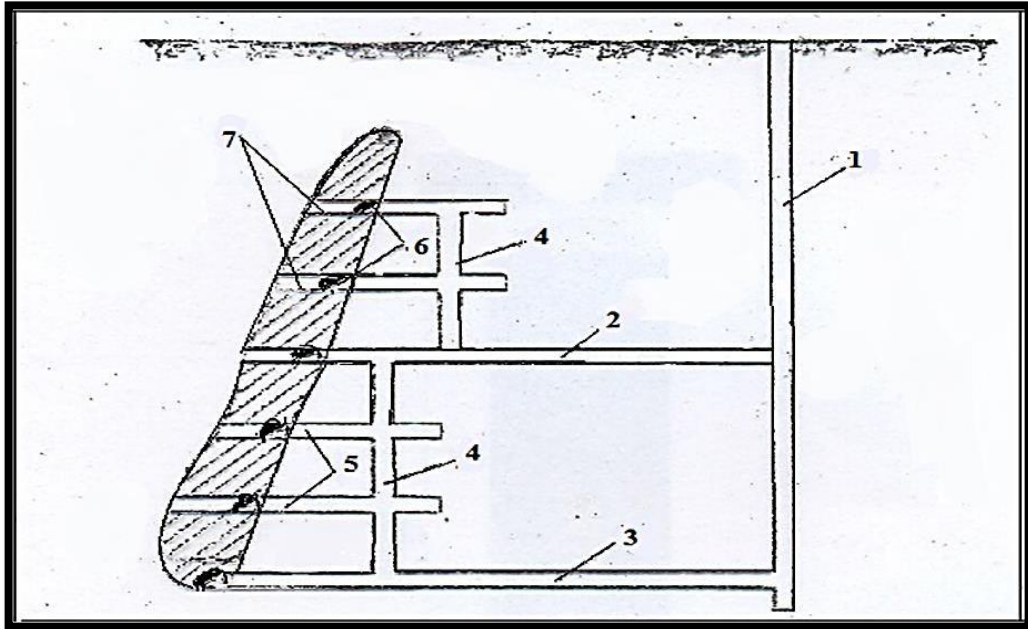


1. Galerie au jour, 2. Cheminée verticale, 3. Travers banc d'étage,
4. Galerie d'étage, 5. Fouille de ventilation.

Figure II.1. Ouverture par galerie au jour et cheminée verticale.[6]

B) Ouverture par puits vertical

Ce mode d'ouverture est le plus répandu dans le monde. On l'utilise pour l'exploitation des gisements plats, inclinés et dressants. [3]



1. Puits d'extraction (puits principal) ; 2,3 Travers bancs de groupes ; 4. Cheminée ; 5. Travers bancs étage ; 6. Galeries ; 7. Recoupes.

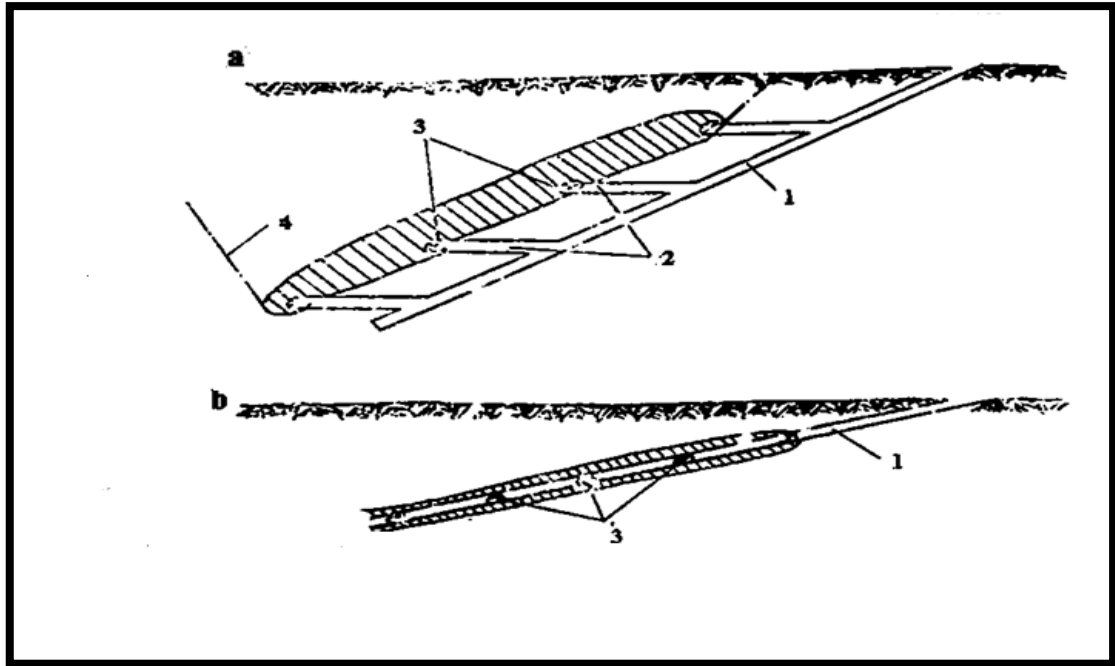
Figure II.2. Ouverture par puits vertical et travers-banc de groupe.[6]

C) Ouverture par puits incliné

Les puits inclinés sont appliqués aux gisements avec une pente comprise entre 18° et 35° , mais sous certaines réserves et peuvent être utilisés exceptionnellement dans d'autres conditions. [6]

Suivant la nature de gisement il y a trois (3) modes d'ouvertures qui sont possibles :

- Par puits incliné placé dans le gisement ;
- Par puits incliné creusé au mur de gisement ;
- Par puits incliné disposé dans les roches de recouvrement. [3]



1. Puits incliné ; 2. Travers-bancs d'étage ; 3. Galerie ; 4. Limite de la zone d'affaissement.

Figure II.3. Ouverture par puits inclinés.[3]

Le schéma (**Figure II.3.b**) peut être appliqué pour le gisement mince, mal prospecté, peu profond, et ayant des affleurements.

❖ **Les avantages :**

- Ce schéma d'ouverture permet de supprimer les travers-bancs ;
- Permet d'accélérer la mise en marche dans la mine ;
- Permet d'extraire une certaine quantité de minerai lors du creusement du puits;
- Permet de continuer l'étude de gisement.

❖ **Les inconvénients :**

- Abandon de pilier de protection ;
- Difficulté d'entretien du puits ;

Dans le deuxième mode on creuse le puits incliné au mur de gisement lorsque ce dernier est puissant et parmi les avantages de ce mode :

- Permet d'éviter les pertes considérables du minerai dans des larges piliers de protection ;

Facilite l'entretien de puits (voir la figure ci-dessus **Figure II.3.a**) ;

- Par rapport au puits vertical, les puits inclinés permettent de suivre le gisement au mur et de réduire le creusement des travers-bancs ;

- Le troisième mode d'ouverture appliqué au gisement plat de faible profondeur. [3]

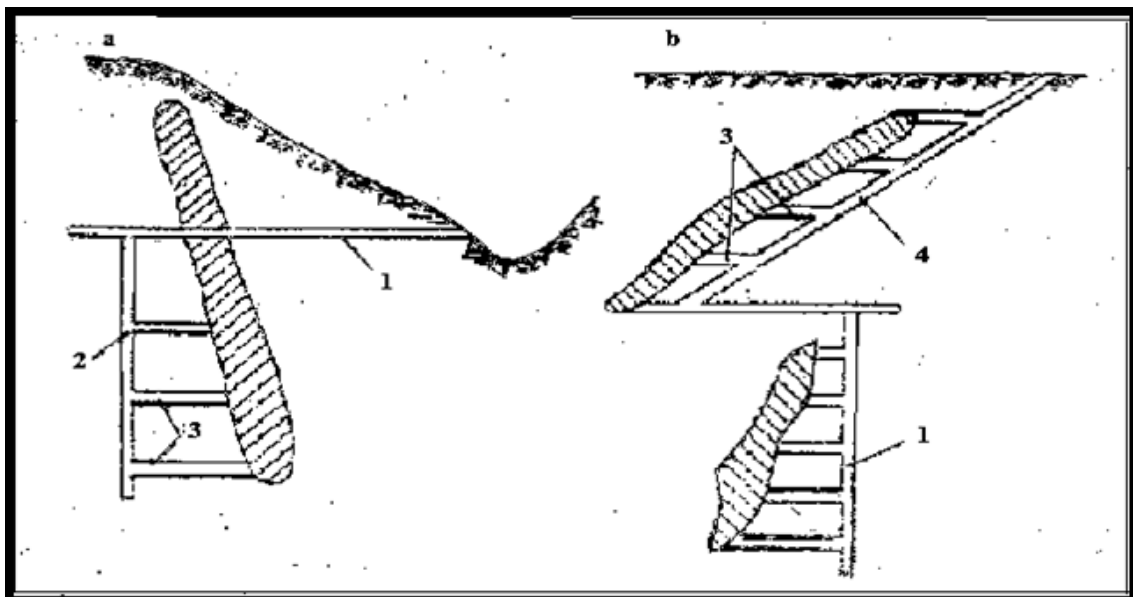
D) Ouverture combinée des gites

Elle est dite combinée lorsque le découpage des parties supérieures de gisement se fait à l'aide d'un ouvrage principal et la partie plus profonde par un autre ouvrage principal (voir la figure ci-dessous).

Ce mode d'ouverture est utilisé dans les cas suivants :

- L'exploitation de gisement profond ;
- Variation de l'angle de pendage de gite.

Il a pour but de l'accroissement du rendement des installations d'extraction, la réduction de la longueur des travers-bancs ou des galeries au jour. [3]



. Ouverture par galerie au jour et puits intérieur ; b. Ouverture par puits incliné débouchant au jour et puits verticale intérieur ; 1.Galerie au jour ; 2. Puits verticale intérieur ; 3. Travers-banc ; 4.Puits incliné débouchant;

Figure II.4. Ouverture combinée des gites. [6]

II.1.2.Travaux préparatoires :

Ce sont les travaux destinés à partager le gisement ouvert en quartier ou en élément : étage, bloc, panneau...etc.

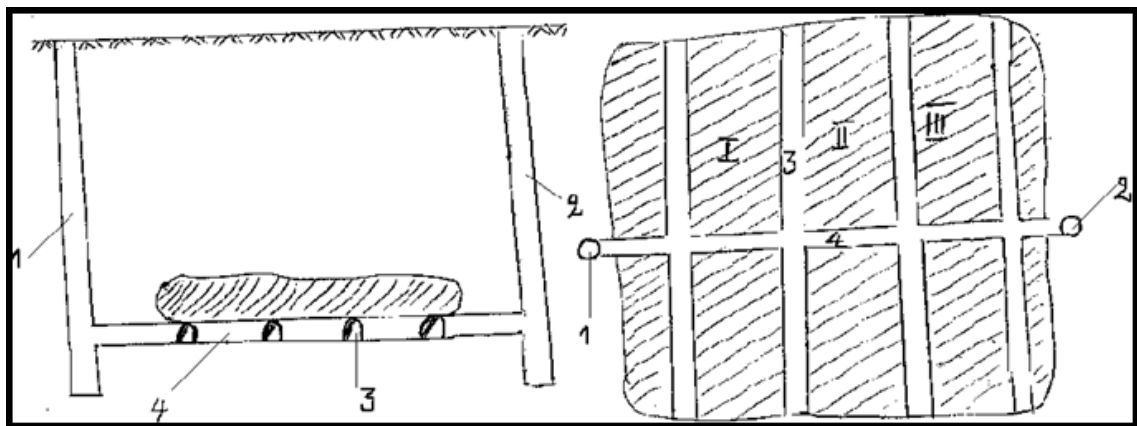
a) Préparation de champ minier

On appelle un champ minier le gisement ou une partie du gisement délimité en longueur, en largeur et en profondeur pour l'exploitation par une seule mine.

La préparation du champ minier consiste au creusement des excavations minières le divisant en parties pour leur dépilage, ces excavations minières servent au transport du minerai, des stériles, des matériels et permettent la circulation du personnel et de l'air.

Suivant les conditions minières, les ouvrages préparatoires peuvent être horizontaux, verticaux ou inclinés, ces ouvrages sont des galeries, des recoupes, des cheminées ...etc.

Les gisements plats et peu inclinés sont divisés en panneaux (voir la **Figure II.5**) tandis que ceux qui sont dressants et inclinés sont divisés en étages (voir la **Figure II.6**). [6]



1-Puits principal ; 2- Puits auxiliaire ; 3-Galerie de panneau ; 4- Galerie principale ;

I .II .III : Panneaux

Figure II.5. Division d'un champ minier en panneaux. [6]

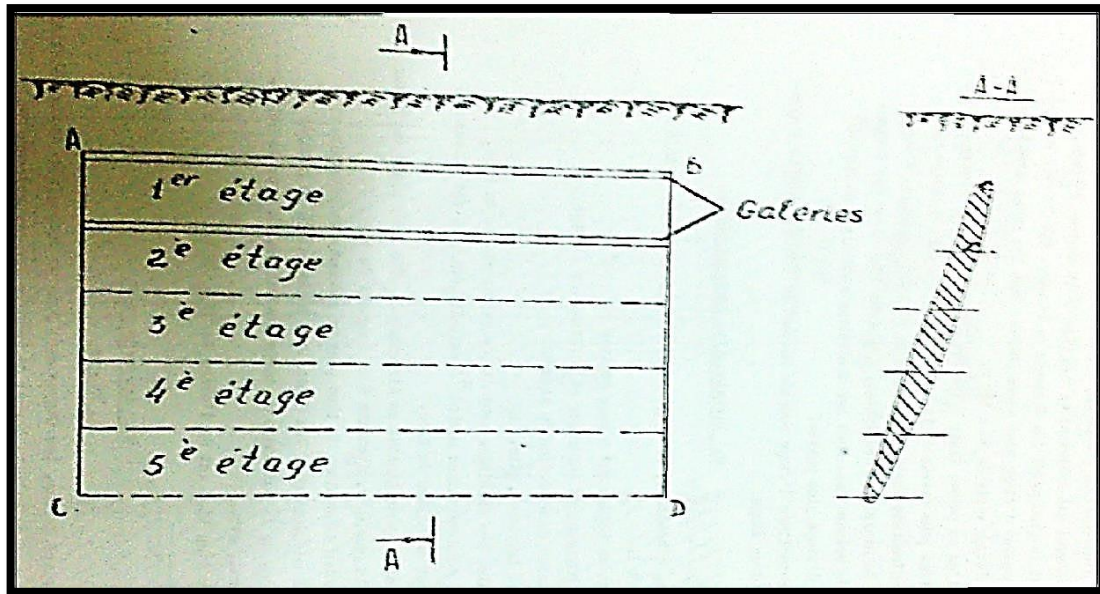


Figure II.6. Division d'un champ minier en étages. [3]

b- L'étage

Définition : l'étage est une tranche du gisement comprise entre deux plans horizontaux, la distance entre ces deux plans appelée hauteur d'étage.

La hauteur d'un étage est variable suivant la nature de gisement et tient compte de certaines considérations techniques et économiques.

Les facteurs qui influent sur le choix de la hauteur d'étage sont :

- Propriétés du minerai et des roches encaissantes ;
- Dimensions, pendage et degré de prospection du gisement ;
- Méthode d'exploitation adoptée ;
- Durée nécessaire pour l'ouverture, la préparation et l'épuisement de l'étage ;
- Le coût de creusement des ouvrages ;
- Coût de levage et d'exhaure ;
- Variation du coût des travaux de dépilage en fonction de l'augmentation de la hauteur d'étage. [3]

c. Ordre de prise de l'étage

Il y'a deux ordres : en descendant ou en montant.

❖ En descendant

Dans la plus part des cas les étages sont pris en descendant, c'est-à-dire du hautvers le bas, cette relation est la meilleur pour les causes suivantes :

- Volume réduit des investissements primaires pour l'ouverture du gisement ;
- Facilité de l'ouverture des parties moins profondes du gisement ;
- Possibilité d'emploi les méthodes avec foudroyage du toit ;
- Possibilité de développer les travaux de dépilage dans un délai court. [6]

✓ Les Inconvénients

- Impossible de faire une prospection détaillée et de faire un as séchage préalable ;
- Augmentation de la pression des terrains.

❖ En montant

Du bas vers le haut.

✓ Dans les cas particuliers où les terrains renferment de l'eau : fleuve souterrain, nappes aquifères, il est nécessaire de drainer en vue de rendre l'exploitation plus sécuritaire et plus facile. On utilise dans ce cas l'ordre d'épuisement des étages en montant.

✓ Les avantages

- Possibilité de faire un as séchage au préalable ;
- Diminution de pression de terrain.

✓ Les Inconvénients

- Grand investissement pour l'entretien des ouvrages d'ouverture ;
- Impossible d'utiliser le foudroyage. [6]

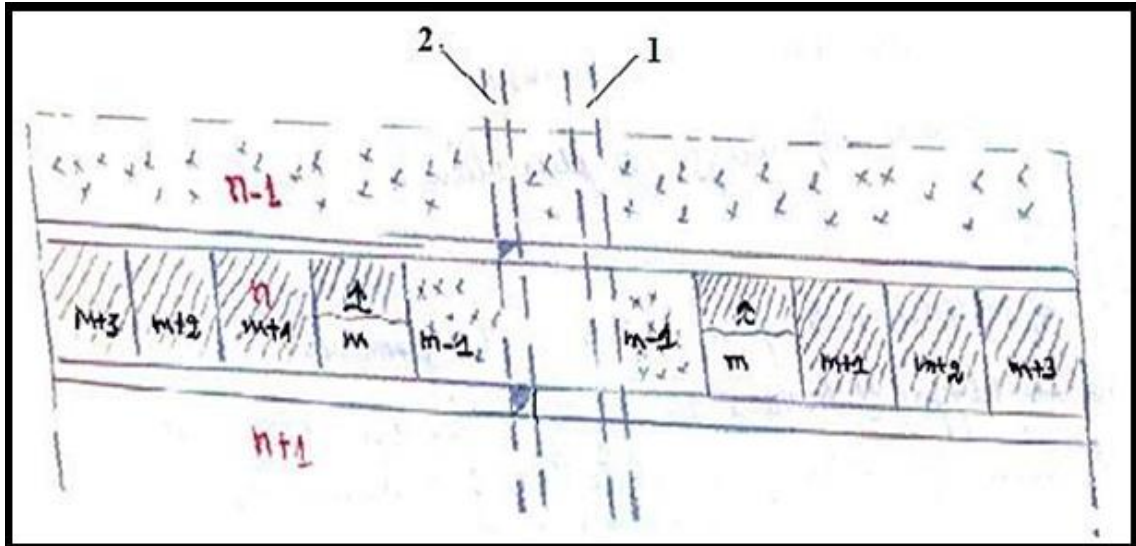
d. L'ordre de l'exploitation dans un étage

L'exploitation de l'étage commence par sa division en bloc et la préparation par des ouvrages qui peuvent assurer l'extraction du minerai dans le bloc. Ces ouvrages sont les cheminées de bloc, cheminée de soutirage, entonnoirs, galerie de sous-niveau, coupure ... [7]

Méthodes d'exploitations

L'exploitation des blocs dans un étage dépend des conditions techniques et minières, de la méthode d'exploitation, et on distingue l'exploitation des blocs en chassant, en rabattant et combinée.

Lors de l'exploitation en chassant, on abat successivement des blocs à partir du puits d'extraction jusqu'aux limites latérales du champ minier [Voir la **Figure II.7**]. [3]



$m-1 ; m ; m+1 ; m+2 ; m+3$: succession de l'attaque de l'exploitation des blocs

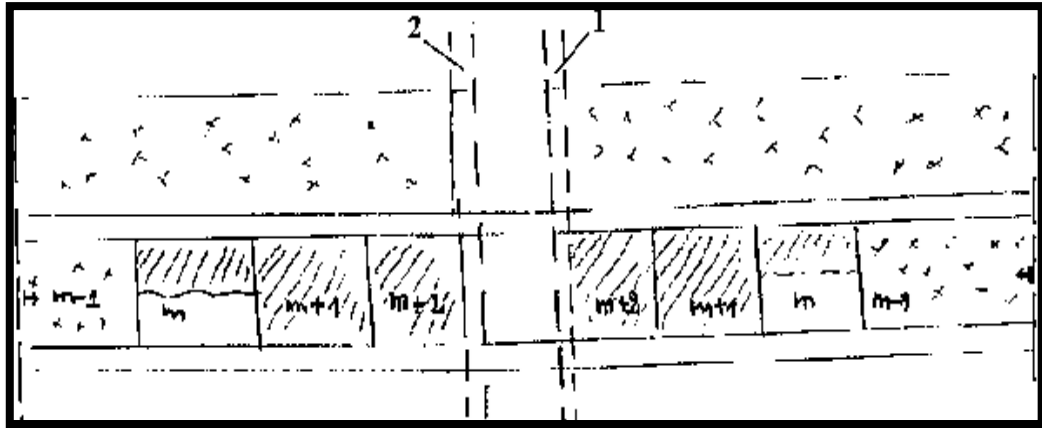
1 ; 2 : emplacement du puits d'extraction

Figure II.7. L'exploitation des blocs en chassant. [6]

L'application de l'exploitation en chassant est rationnelle dans les conditions suivantes :

- ✓ Gisement de grande étendue ;
- ✓ Tenue du minerai et des roches encaissantes assez bonne ;
- ✓ Préparation au rocher.

Lorsque l'exploitation en rabattant, on rapproche à partir l'extrémité de champ minier de plus en plus vers les puits d'extraction (voir la **Figure II.8**). [6]



$m-1$; m ; $m+1$; $m+2$: succession de l'attaque de l'exploitation des blocs 1 ;

2 : emplacement du puits d'extraction

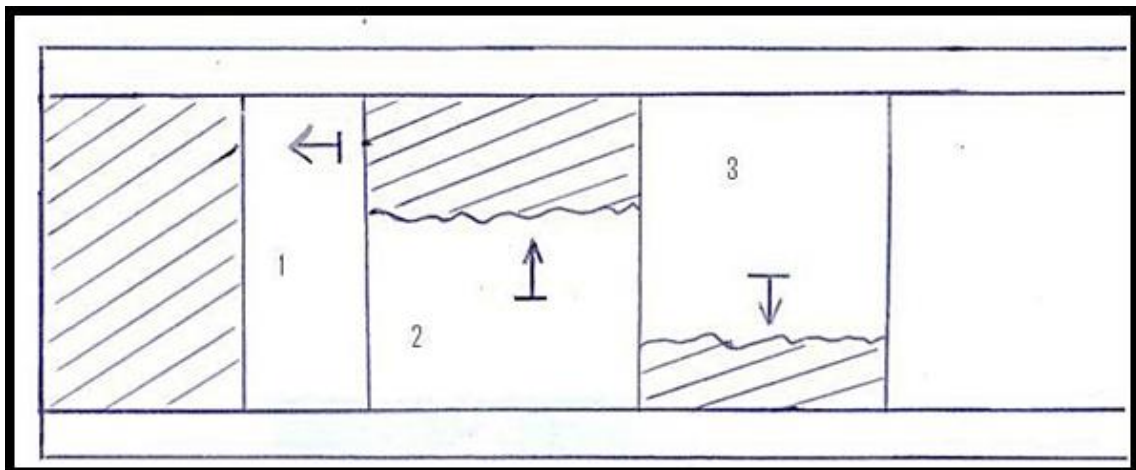
Figure II.8. L'exploitation des blocs en rabattant. [6]

Les conditions favorables pour l'exploitation rabattant sont :

- ✓ Gisement de faible étendue ;
- ✓ Le minerai et des roches encaissantes instables ;
- ✓ Emplacement cote à cote du puits principal et du puits auxiliaire.

e. L'ordre de prise dans un bloc

Il y'a trois variantes : en direction ; en montant et en descendant.



1- l'exploitation en direction ; 2- l'exploitation en montant ;

3- l'exploitation en descendant.

Figure II.9. Sens de marche de l'exploitation dans un bloc. [6]

II.1.3. Dépilage

Après les travaux d'ouverture et de préparation, on passe à la principale phase de l'exploitation proprement dite ou dépilage qui consiste à la fragmentation des gros blocs provenant de l'abattage.

N'importe quelle méthode d'exploitation nécessite la réalisation de plusieurs opérations distinctes à savoir : l'abattage, le dépilage, le déblocage et chargement du minerai et traitement des vides créés par l'exploitation. [3]

II.1.3.1. L'abattage

L'abattage est destiné à arracher la substance de son massif et à la réduire en morceaux suffisamment petit pour être transporter.

Il y a plusieurs techniques d'abattage qui sont l'abattage mécanique et l'abattage à l'explosif.

II.1.3.2. Déblocage et chargement du minerai

Il consiste à l'évacuation du minerai de la chambre d'abattage vers les points de chargement de grand roulage.

II.1.3.3. Traitement des vides créés par l'exploitation

Il consiste à maintenir à l'aide des moyens différents l'espace de travail au cours de l'exploitation, et à liquider par n'importe quel procédé l'espace épuisé.

Le remblayage consiste à combler le vide créé par l'exploitation par des pierres spécialement introduites dans la mine ou préparées au fond. Mais le remblayage est très coûteux et exige beaucoup de travail et ne s'utilise que pour le minerai de grande valeur ou lorsque la surface du sol n'admet pas son affaissement. [3]

Les matériaux du remplissage diffèrent d'une mine à une autre : ils peuvent être du sable, du gravier, des pierres stériles, des résidus de traitement, des terres provenant des traçages aux rochers...etc. [6]

On distingue deux types de remblai :

- **Le remblai non consolidé** : comme les roches provenant des traçages aux rochers stériles distribuées de façon mécanique sur toute la largeur de la chambre.

- **Le remblai consolidé (remblai hydraulique)** : il est généralement constitué par un mélange de sable, de gravier, des schistes préalablement concassés et d'eau. Il est en général préparé au jour et est transporté par canalisation au fond par un courant d'eau qui se déplace par gravité. Le transport au fond est assuré par des tuyaux spéciaux.

Lorsque l'eau se retire, le remblai constitue un remblayage résistant. Il arrive qu'on lui ajoute du ciment pour le rendre plus résistant. [21]

II.2. Les méthodes d'exploitation

On appelle méthode d'exploitation, l'ordre établi de la réalisation des travaux préparatoires et des travaux de dépilage dans les conditions naturelles d'un gisement donné. [3]

II.2.1. Exigence de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation (dépilage) doit satisfaire à certaines exigences qui sont :

- Protection de travail ;
- Productivité du travail élevée ;
- Prix de revient d'extraction du minerai réduit ;
- Perte et dilution du minerai minimal. [5]

II.2.2. Choix de la méthode d'exploitation

Il y a plusieurs facteurs qui influent sur le choix de la méthode d'exploitation et qui sont :

- Stabilité du minerai et de roches encaissantes ;
- Puissance du gisement ;
- Pendage du gisement ;
- Profondeur du gisement ;
- Dureté du minerai et des roches encaissantes ;
- Répartition de la substance minérale. [5]

Le choix de la méthode d'exploitation des gîtes métallifères dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont :

- La forme du gîte ;
- Les dimensions du gîte (puissance, dimensions comptées en direction et au pendage) ;
- Les conditions de gisement ;
- Les propriétés des minerais et des roches avoisinantes en ce qui concerne la stabilité ;
- Le caractère de leur effondrement, le tassement après effondrement, ...etc ;

- la répartition des teneurs en m étal dans le gîte. [8]

II.2.3. Classification des méthodes d'exploitation

II.2.3.1. Selon L'U.R.S.S, AGOCHKOV (M),

La plupart des classifications des méthodes de défilage est basée sur le mode de traitement des vides créés par l'exploitation. Nous considérons la classification élaborée par l'académie de science de L'U.R.S.S, AGOCHKOV (M), elle comprend des classes et des sous classes.

II.2.3.2. Selon HARTMAN

Hartman en 1987 a développé un processus de sélection selon un organigramme pour définir la méthode d'exploitation.

Cet organigramme considère la géométrie du dépôt et les conditions au sol de la zone de minerai. Ce système est semblable à celui proposé par Boshkov et Wright, Hartman admet que la méthode est qualitative et devrait être employée comme approche de premier passage. Cette classification inclut les méthodes souterraines appliquées au le charbon, et aux roches dures. [9]

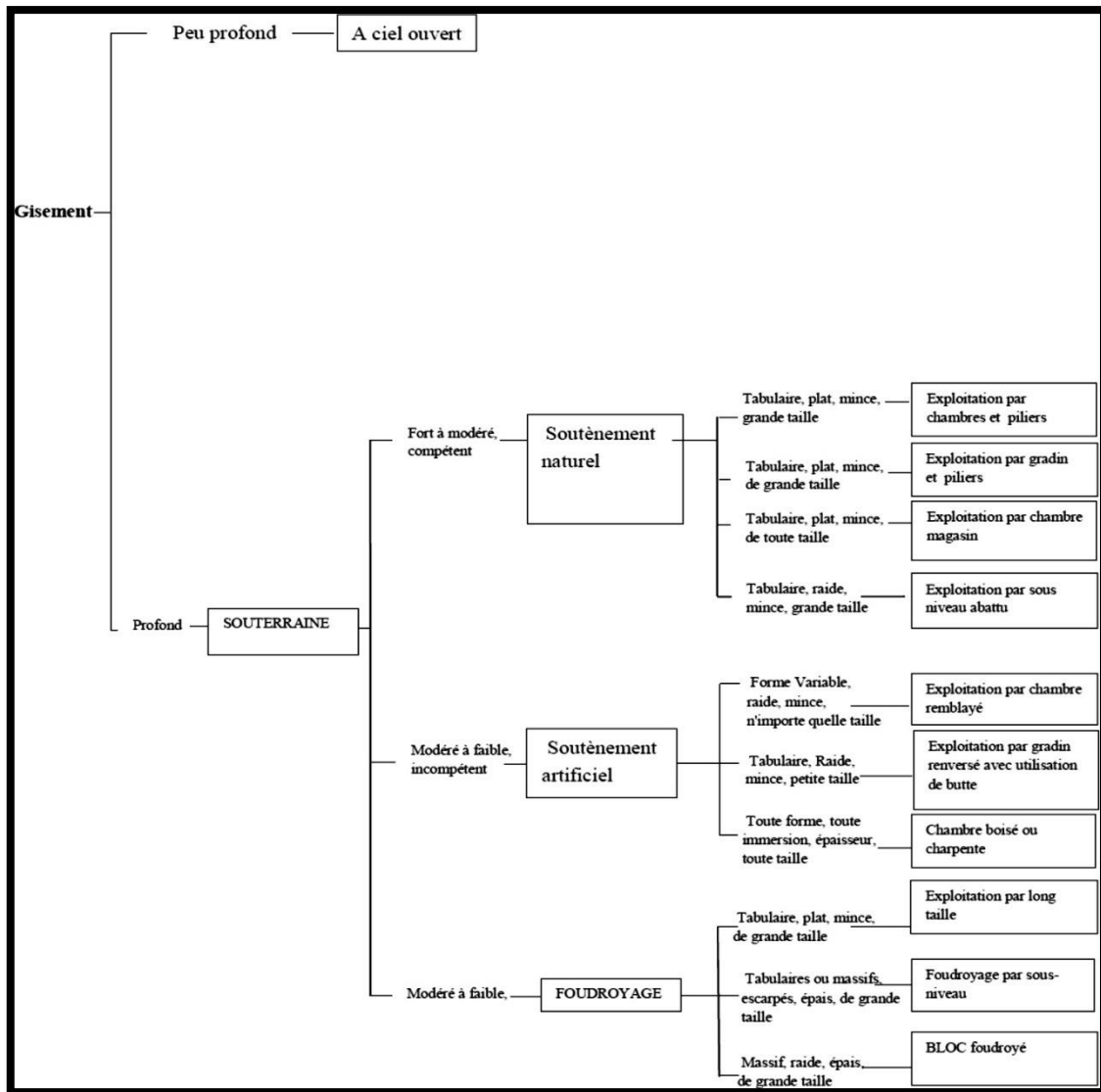


Figure II.10. Le diagramme de Hartman pour le choix d'une méthode d'exploitation (Hartman 1987). [9]

II.2.4.1.Méthodes d'exploitations par chambres

II.2.4.1.1.Gradin renversé vide

a) Définition

C'est une méthode d'exploitation par chambre vide, dans laquelle la surface du minerai en place, forme des gradins renversés dans ce cas il faut avoir un filon penté, des planchers posés sur des buttes coincées entre toit et mur (ou parfois suspendue aux gradins supérieurs). [3]

b) Condition d'emploi

On emploie cette méthode d'exploitation pour l'exploitation des filons (ou couche) dressant de 0.6 à 3m de puissance. La résistance de minerai et celle des épontes doivent être bonne.

c) Travaux préparatoires

Ils consistent à creuser une galerie de roulage et deux cheminées délimitant le Bloc.

Lorsqu'on exploite le premier étage, il est nécessaire d'avancer la galerie d'aérage. Si on prend une position intermédiaire du bloc à l'échelle de l'étage, pour un bloc, il faut préparer une cheminée, étant donné que l'autre était déjà creusée pour le bloc précédent.

Les cheminées sont en générale boisées sont à deux compartiments l'un pour le passage, et l'autre pour les matériaux.

La hauteur d'étage est de 30 à 50 m et rarement plus, la longueur du bloc est dans le même ordre grandeur.

d) Dépilage

Il commence par l'enlèvement d'une tranche de minerai de 2 à 2.5m d'épaisseur au-dessus de la galerie de roulage, le minerai est chargé par chargeuses.

Ensuite, on place entre les cadres de soutènement de la galerie des trémies distantes de 6 à 10 m.

- La progression du front d'abattage s'effectue du bas en haut, quant à la longueur du gradin, elle est de 4 à 10m et même plus.

- Parfois, on fait le défilage par gradin unique.

- L'abattage se fait par trous de mine de 1.5 à 2.5m de profondeur forés par perforateurs à main ou télescopiques.

- Avant le tir on enlève les planches, le minerai abattu tombe au fond de la chambre.

- Pour éviter une détérioration du soutènement du fond de la chambre par chute trop massive du minerai on effectue souvent le déblocage du minerai par couloirs, par planches inclinés ou par cheminées à minerai avec garnissage.

- Après le tir, le purge âge se fait pas à pas à partir du gradin supérieur. En même temps, on répare les planches de travail déformé par le tir, on installe de nouvelles buttes de hauteur égale à la hauteur du gradin. [3]

e) Sécurité

Chaque poste doit commencer par examen de purgeage du toit ainsi que la réparation des planches. Le passage du personnel est autorisé immédiatement sous les gradins.

f) Avantages et inconvénients

❖ Avantages

- Le renouvellement continu du toit et son purge âge permet de réduire de danger de son effondrement ;

- La méthode est très sélective car elle permet de contourner tout panneau de teneur médiocre ;

- Le travail de pelletage y est nul.

❖ Inconvénients

- Le danger de chute des ouvriers dans la chambre et notamment après le tir ;

- La mise en place du soutènement exige beaucoup de travail, sa réparation après le tir est un travail très délicat ;

- La consommation du bois est assez importante ce qui augmente le prix de revient de la tonne de minerai ;

- Le rendement du chantier est faible et de prix de revient est assez élevé. [3]

II.2.4.1.2.Méthode d'exploitation par sous niveaux abattu

a) Condition d'emploi

Ce type d'exploitation est mis en œuvre dans des gisements sup verticaux modérément épais (des gisements réguliers, verticaux ou fortement inclinés).

b) Travaux préparatoire

Dans ces condition, le découpage de gisement ce fait par galeries de niveaux et desous-niveaux superposées verticalement.

c) Dépilage

Le minerai est abattu en grande masse par tranches verticales et récupéré à la base par des points de soutirage préparés à l'avance.

L'extraction de la matière minéralisée par sous-niveaux et divisé en deux grandstypes, sont :

- **Par sous-niveaux abattus** (chambre « réservoir » exploitée par sous-niveaux montants).

Le minerai est abattu par foration verticale au mur des galeries, et descend par gravité jusqu'à la base du niveau de l'étage où il est soutiré immédiatement.

L'exploitation améliore des sous-niveaux à partir les plus profonds vers les moins profonds.

Les chambres peuvent être laissées vides ou remblayées ultérieurement.

L'emploi de cette technique nécessite :

- Un minerai résistant ;
- Des épontes stables ;
- Une géométrie régulière et bien définie, et un pendage fort.

Cette technique assure une bonne récupération et une sélectivité du minerai en fonction d'une bonne tenue des épontes (risque de dilution des teneurs).

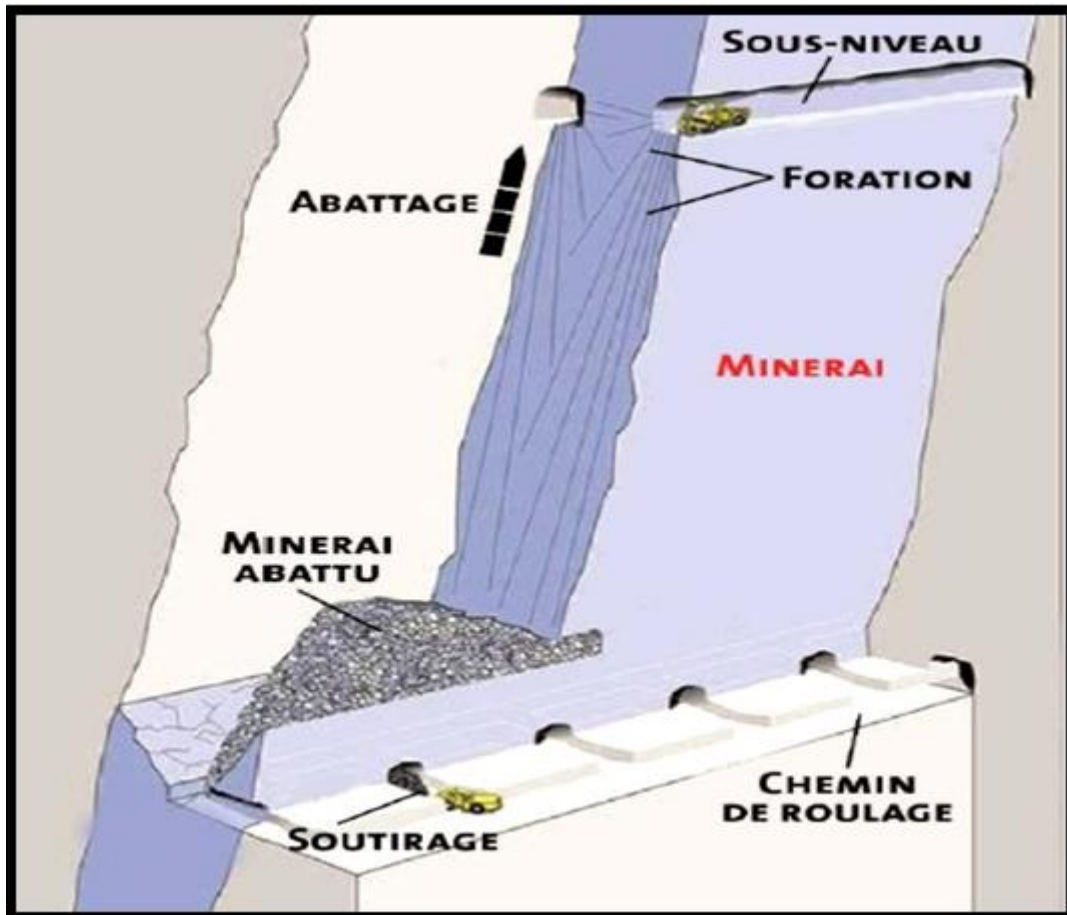


Figure II .11. La technique d'exploitation par sous-niveaux abattus (modifié'après Atlas Copco Rock Drills AB). [15]

- **Par sous-niveaux abattus par charges concentrées** (chambre « réservoir » exploitée par sous niveaux montants.

C'est une variante des sous niveaux abattus par l'utilisation de forages en gros diamètre (165 mm).

Les charges d'explosives concentrées permettant une fragmentation importante et localisée.

Les niveaux exploités sont de l'ordre de 30 à 70 m de hauteur. [15]

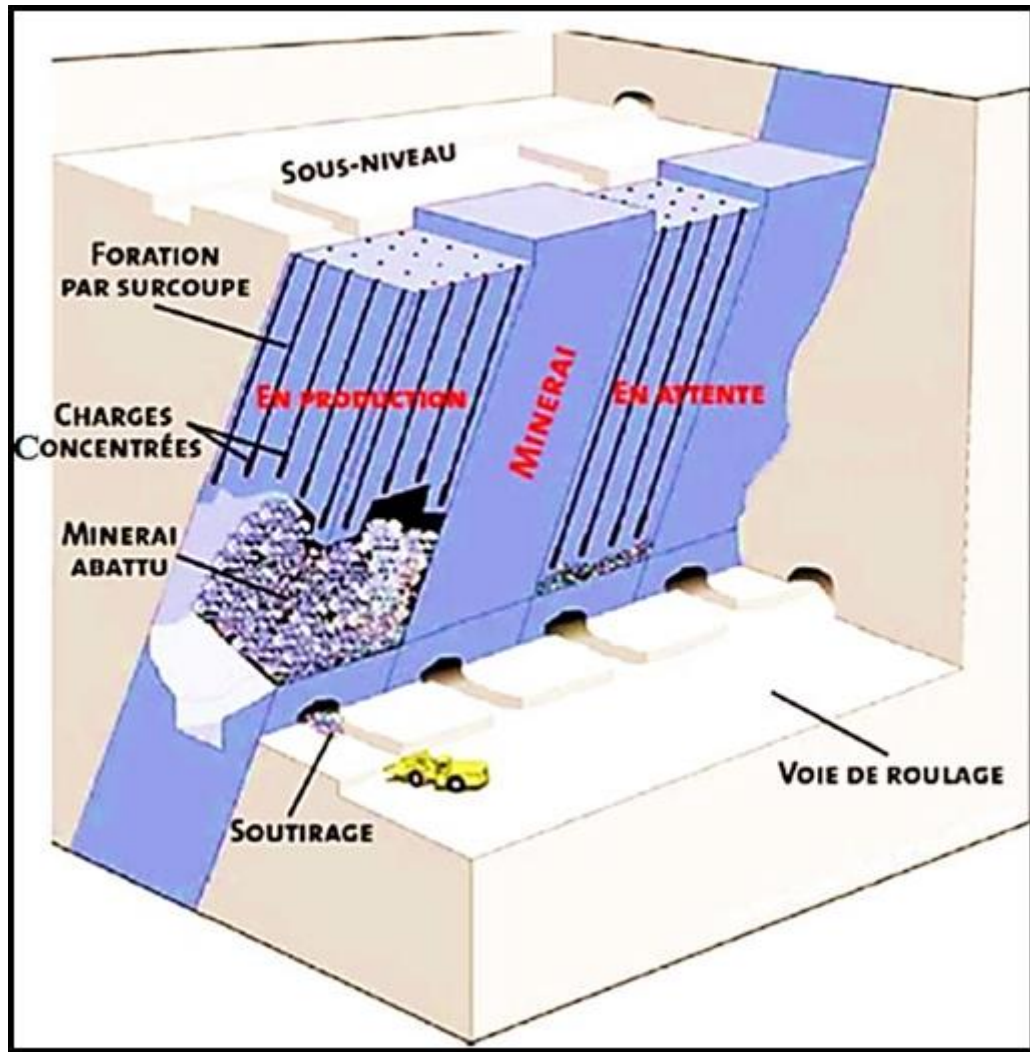


Figure II.12. La technique d'exploitation par sous-niveaux abattus par charges concentrées (modifié d'après Atlas Copco Rock Drills AB). [15]

II.2.4.2. Méthodes d'exploitations par chambres magasins

On appelle ainsi, les méthodes de dépilage dans lesquelles l'exploitation se fait par chambres, du bas vers le haut, et le minerai abattu est temporairement employé en qualité de remblai pour maintenir les épontes. [8]

❖ Méthodes d'exploitations par chambres magasins avec abattage par trou de mine

a) Condition d'emploi

Filon sub-vertical de moyenne puissance de 4 à 5m.

b) Travaux préparatoires

On creuse une galerie de roulage au milieu du gîte ou près de son mur (sans soutènement dans le minerai dur), la galerie de roulage de l'étage supérieur est utilisée

comme voie d'aérage de l'ancien étage.

Les cheminées de bloc à un ou deux compartiments, généralement sont poussardés. Parfois, on creuse au centre de bloc une cheminée supplémentaire afin de faciliter le transport du matériel et d'améliorer l'aérage du bloc.

La communication entre la chambre et les cheminées de bloc est assurée par de courts passages (niches) distants de 4 à 6 m.

A la base de la chambre magasin on laisse un stot pour protéger la galerie de roulage, il est percé par des cheminées de soutirage espacées de 3 à 5 m.

c) Dépilage

L'abattage se fait par gradin unique de 1.5 à 2 m de hauteur, ces gradins sont forés par trous de mine montants ou horizontaux plus le débitage secondaire.

Les ouvriers travaillent sur le minerai abattu.

Environ de 30 - 40% de minerai abattu est soutiré par trémies, le soutirage est réglé de façon à maintenir toujours un vide suffisant (1.8 à 2.2 m) entre le minerai en place et celui emmagasiné. Aussi on s'efforce d'avoir une surface du minerai approximativement horizontale. Si le front d'abattage est en gradins, il est difficile de réaliser ces conditions. On a recourt souvent à l'aplanissement de la surface après le tir par pelletage.

Les trous de mine sont forés par marteaux perforateurs télescopiques. Les ouvriers ont alors un large front de travail, la sécurité de circulation et donnent un rendement plus élevé.

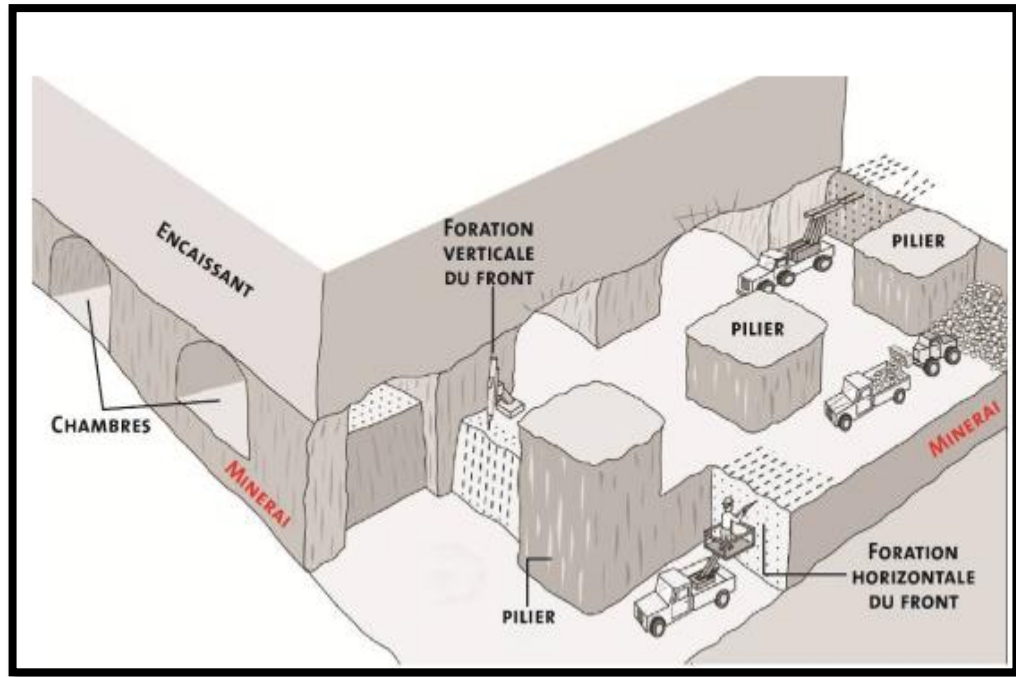


Figure II.13. La technique d'exploitation par chambres et piliers (modifié d'après Atlas).[15]

d) Sécurité

Il est interdit d'entrer dans la chambre pendant le soutirage du minerai, l'examen et le purgage du toit sont obligatoires. [3]

e) Avantages et inconvénients

❖ Avantages

- Conditions de travail des ouvriers favorables (étant sur le minerai abattu, ils n'ont pas besoin d'installer des planchers de travail ;
- Rendement considérable ;
- Prix de revient moyen.

II.2.4.3. Méthodes d'exploitations par chambres remblayées

Ces méthodes sont celles dans lesquelles le vide créé par l'exploitation est comblé par un remblai qui remplace le minerai enlevé et maintient les épontes. [9]

Le remblayage peut être effectué de deux manières :

- En même temps que les travaux d'exploitation, au fur et à mesure du déplacement du chantier. [9][3]

- Après l'enlèvement du minerai dans un secteur déterminé. Dans ce dernier cas, le remblayage ne fait pas partie intégrante de la méthode d'exploitation elle-même, mais est destiné à maintenir les épontes après la fin des travaux d'exploitation dans le secteur donné [9].

a) Condition d'emploi

Cette méthode d'exploitation employée pour les filons minces fortement pentes, plus rarement pour les gisements de moyenne puissance [9] [3] et les amas importants. [3]

Il est rationnel d'employer ces méthodes pour des minerais de grande valeur en cas :

- De mauvaises épontes ;
- De minerai inflammable ;
- D'impossibilité d'affaissement de terrains ;
- De gisements profonds ayant un danger de coup de roche.

b) Tranche horizontale montante remblayée

• b.1.Préparation du bloc

Elle consiste à tracer une galerie de roulage et des cheminées qui délimitent le bloc en direction du gisement, ces cheminées de bloc sont à trois compartiments dont le central sert à la circulation du personnel et les deux autres sont destinés au transport du remblai par gravité.

La galerie d'aéragage est un niveau de base de l'étage encaissé.

b.2.Dépilage

On commence l'exploitation du toit de la galerie de roulage dès que la première tranche est enlevée, on pose un platelage robuste sur le soutènement de la galerie et on établit des trémies de chargement. Au fur et à mesure de l'abattage de la deuxième tranche, la première est remplie.

L'abattage se fait par un gradin qui progresse dans tout le bloc. On monte ainsi de tranche en tranche jusqu'à la couronne de la chambre.

Le dépilage comprend les opérations suivantes :

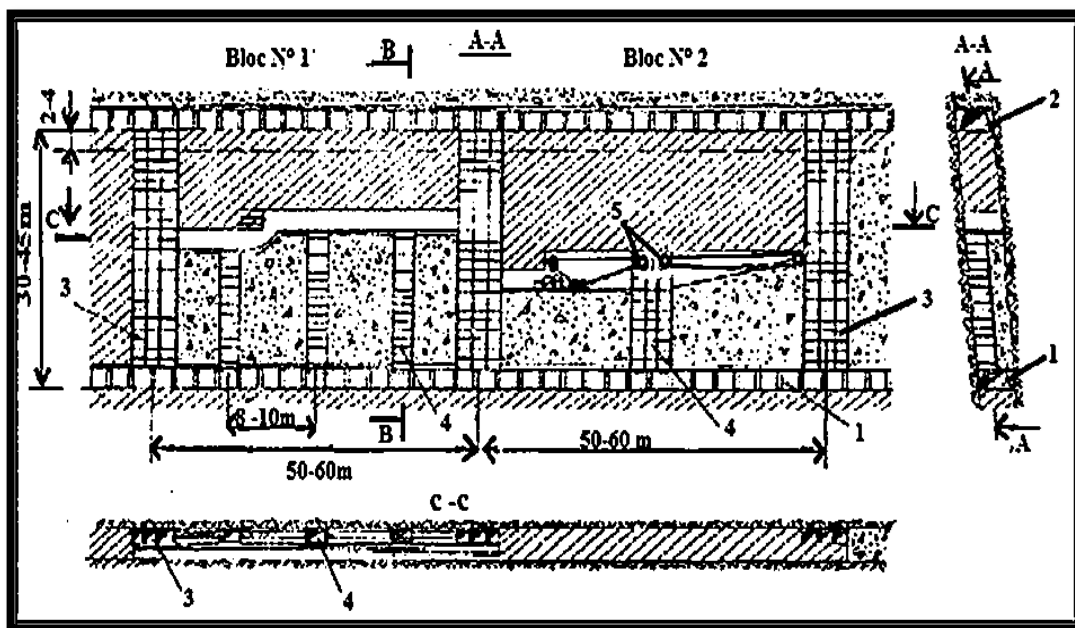
Le forage se fait par trous de mine de 1.2 à 1.5 m, leur tir, aéragage, évacuation de minerai par pelletage ou raclage vers les gaines, enlèvement des planchers, remblayage, mise en place des planchers.

Les matériaux de remblayage arrivent par la galerie de tête et la cheminée correspondante et peuvent être mis en place par raclage. Il est également possible

d'utiliser le remblayage hydraulique ou pneumatique.

Lorsque les travaux de remblayage atteignent une gaine, celle-ci est prolongée à la hauteur du massif de remblai. Dans certain cas, le minerai est descendu par tuyaux métalliques de 500 à 1200 mm de diamètre placés dans le remblai.

Afin d'éviter le mélange du minerai avec le remblai et de réduire les pertes de produits fins, on pose un plancher continu sur toute la surface de remblai avant l'abattage de la tranche suivante.



1. Galerie de roulage ; 2. Galerie d'aérage ; 3. Cheminées ; 4. Gains ;
5. Treuils de raclage.

Figure II.14. La méthode d'exploitation par tranches montantes remblayées.[6]

b.3. Avantage

Cette méthode permet de réduire la durée du cycle de dépilage puisqu'on peut réaliser en même temps les opérations d'abattage et de remblayage dans les différentes parties du bloc.

Conclusion

Les différents processus d'exploitation en souterrain à savoir : le mode d'ouverture par galerie au jour vue le relief montagneux de la région, la méthode d'exploitation par sous niveaux abattus vue le pendage des filons 80 °, les travaux de tirs et de forage effectués par marteaux perforateurs type t21 monta Bert et l'utilisation du TEMEX chargement et transport fond et jour.

CHAPITRE III :

Etat actuel de

l'exploitation

dans la mine

souterraine de

Boukhadra

CHAPITRE III : Etat actuel de l'exploitation dans la mine souterraine de Boukhadra

III.1.Introduction

Les modes d'exploitations utilisés au niveau de la mine de Boukhadra sont :

❖ Exploitation à ciel ouvert

Elle est appliquée sur trois sites :

- Carrière Pic : épuisée
- Carrière Principale : les travaux d'exploitation sont arrêtés et ils ont procédé à des travaux de développement.
- Carrière BKII : elle est en développement.

L'ouverture est faite par des tranchées communes multiples, la hauteur du gradin est de 15 m dans les parties amont, de 12 m dans les parties aval, à l'exception du site PIC elle est de 10 m.

La foration s'effectue aux moyens de sondeuses, de chariots et de marteaux perforateurs.

Les diamètres des trous de foration sont respectivement de 160 mm ,80 mm et de 26 mm.

L'abattage s'effectue à l'explosif par tir électrique, le chargement est opéré à l'aide de pelles mécaniques et de chargeuses sur pneus de type DIESEL de capacité respective 3.32 et 5.5 m³ de godet.

Le transport est réalisé à l'aide des camions de capacité 60 Tonnes vers les terrils extérieurs au périmètre d'exploitation pour le stérile sur une distance de un (1) Km et vers le concasseur pour le minerai sur une distance de 4 Km.

❖ Exploitation souterraine

L'exploitation souterraine est effectuée suivant trois axes du Corps Sud :

- Axe Principal ;
- Axe Sud-Est ;
- Axe Nord ;

Notre travail se concentre sur l'exploitation souterraine détaillée dans la suite de ce chapitre.

III.2. Exploitation souterraine de la mine de Boukhadra

Pour comprendre les travaux d'exploitation souterraine, il est impératif d'aborder certaines données et qui sont :

Le tableau suivant représente les profondeurs moyennes et les angles de pendage du gîte exploité en souterrain :

Tableau III.1. Profondeurs moyennes et angle de pendage du gîte exploité en souterraine.

	Profondeur (m)	Angle de pendage (°)
Axe Nord	391	60
Axe Sud Est	320	54
Axe Principal	215	54

III.2.1. Les différentes phases constituent au corps Sud

- 1^{ère} phase (niveau 1225 /1285) ; épuisée
- 2^{ème} phase (niveau 1165/1225) ; épuisée
- 3^{ème} phase (niveau 1105/1165) ; en exploitation et en développement
- 4^{ème} phase (niveau 1045/1105) ; en projet
- 5^{ème} phase (niveau 985/1045) ; programmés au futur
- 6^{ème} phase (niveau 925/985) ; programmés au futur

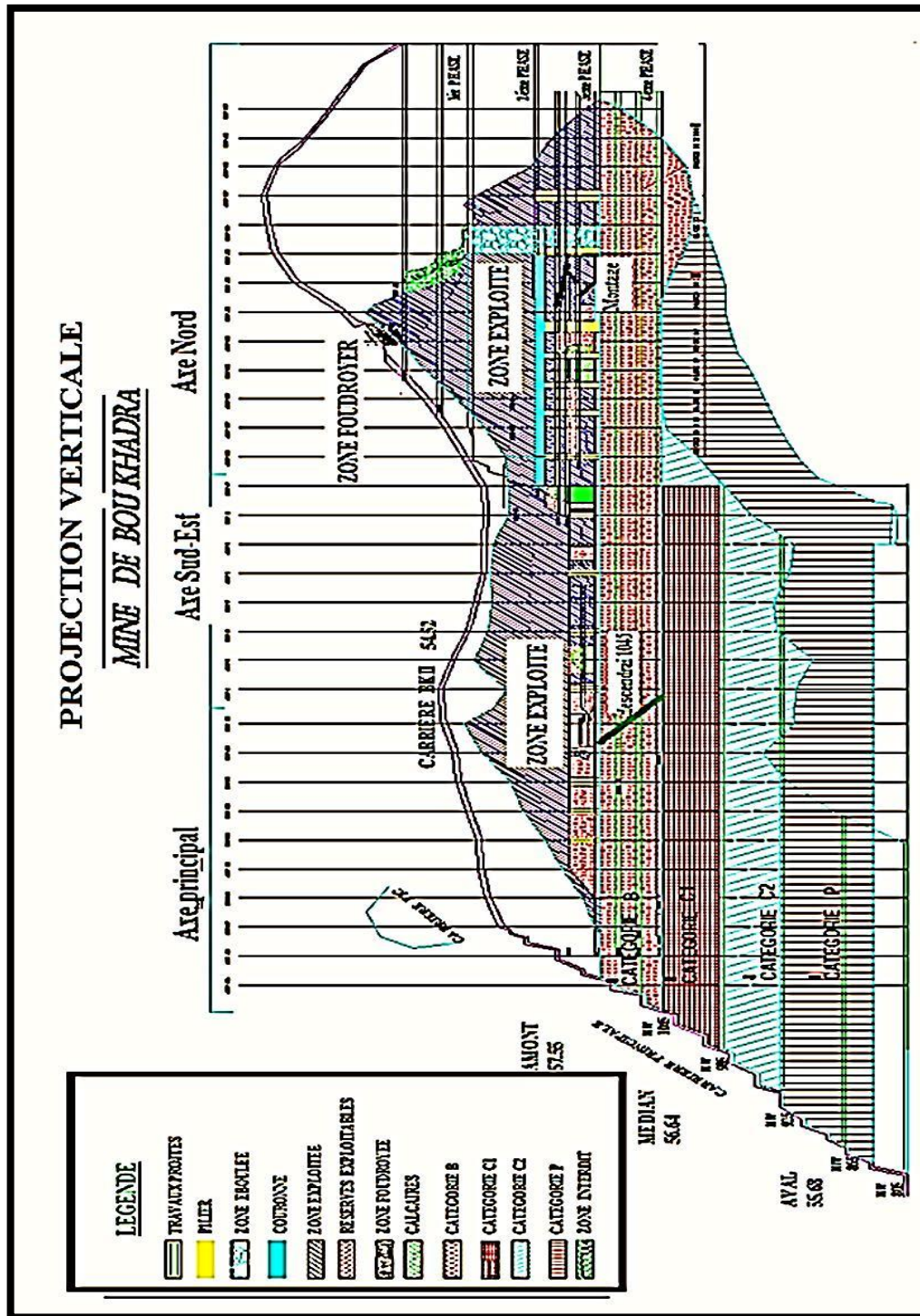


Figure III.1. Projection verticale de la mine.[1]

III.2.2. Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra

Le gisement de Boukhadra est situé dans un relief montagneux et considéré comme un gisement dressant de type filonien avec un pendage supérieur à 54° et de puissance moyenne standard conséquent l'ouverture est réalisée standard galerie au jour creusée au stérile (mur de gîte) jusqu'à atteindre le corps minéralisé, cette galerie est située au niveau 1045m et elle constitue le niveau de base de la 3ème stage et le niveau de tête de la 4ème stage. Elle est utilisée pour le roulage (le transport du minerai exploité), l'aération, la flow des ouvriers et du matériel nécessaire pour les différents travaux de mine (voir la figure ci-dessous).



Figure III.2. Galerie de niveau 1045, les mines de fer de l'Est, BOUKHADRA, 2021(cliché personnel).

a- Les avantages de l'ouverture par galerie au jour

- ✓ Ce mode d'ouverture convient aux reliefs montagneux ;
- ✓ Les travaux d'ouvertures sont simplifiés étant donné la facilité de leurs organisations ;
- ✓ Assure un aération naturel ;
- ✓ Le transport se déroule dans des bonnes conditions ;
- ✓ Possibilité d'emploi du transport sur pneus (camion) ou sur rails.

b- L'inconvénient de ce mode d'ouverture

Les galeries au jour ne permettent pas l'accès aux étages des différents niveaux (plus profonds). [3]

Les dimensions de la galerie sont représentées par le tableau suivant :

Tableau III.2. Les dimensions de la galerie principale du niveau 1045.[1]

Paramètres	Valeur	Unité
Hauteur moyenne	4,5	(m)
Largeur moyenne	3,8	(m)
Section	15_16	(m ²)
Longueur	115	(m)

La mine souterraine de Boukhadra existe uniquement dans la corp sud, Parce que dans la corp nord il y a les gradins de la carrière à ciel ouvert qui élargissent.

Les travaux dans les phases supérieures à la phase 4^{ème} est fini. Et Il y a des travaux préparatoires dans cette dernière.

La 4^{ème} phase constitue de deux niveaux 1045 (ce niveau est prospecté) et 1065 (non prospecté), et le 1045 contiennent deux galeries, galerie dans l'axe principal et galerie dans l'axe nord.

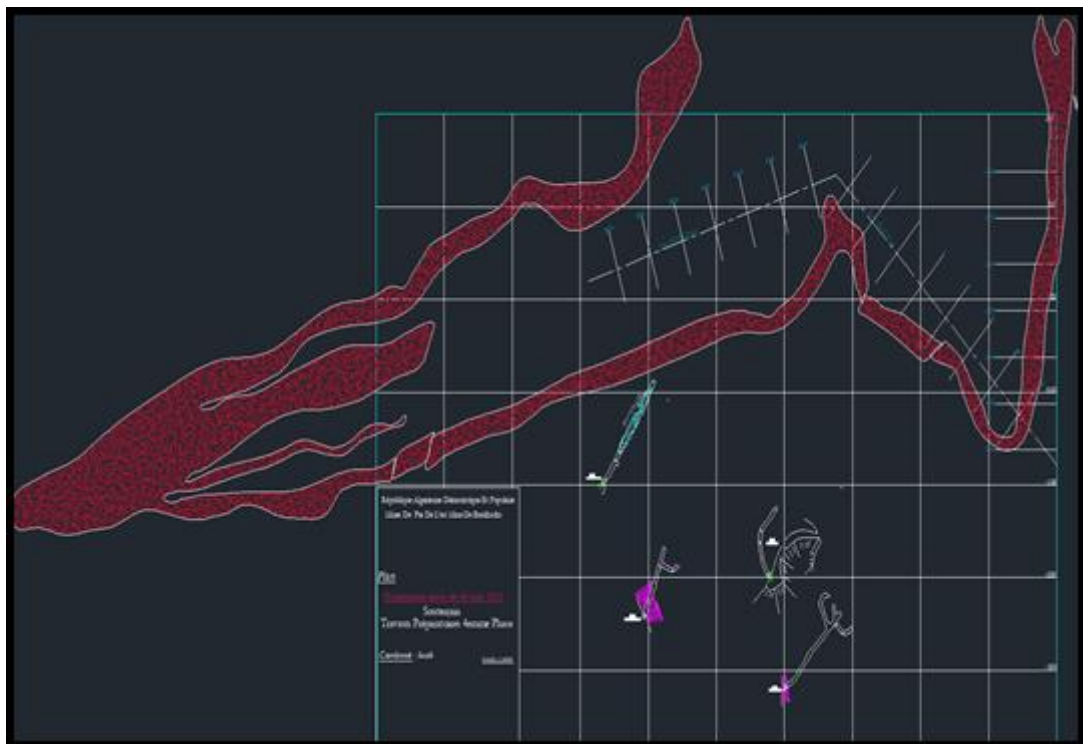


Figure III.3.Plan Topographique des travaux d'ouvertures souterraine 4-ème phase (février 2021).

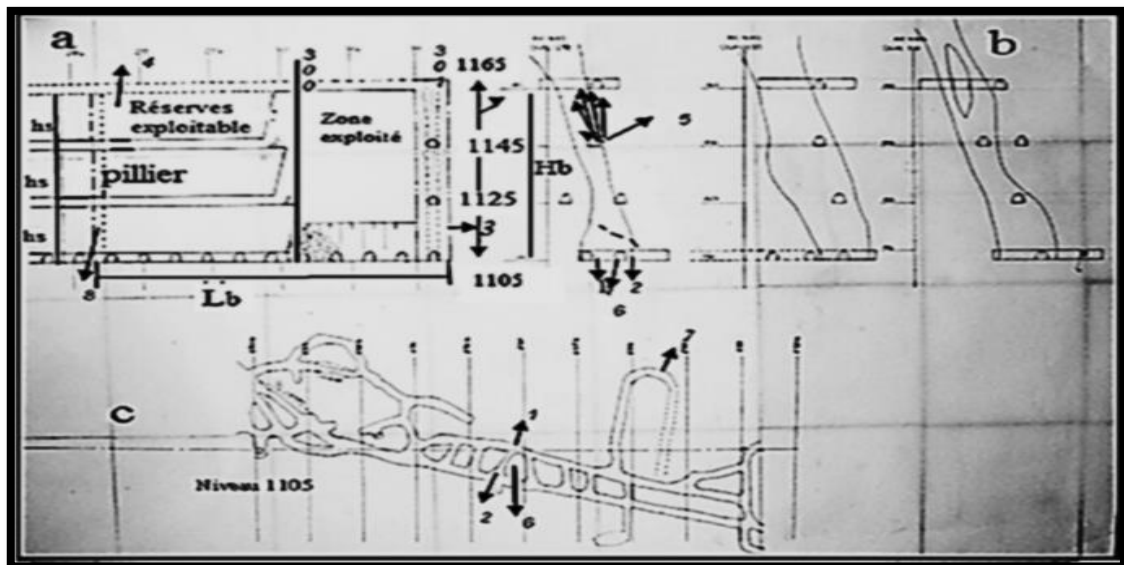
III.2.3. Description de la méthode d'exploitation appliquée (sous niveau abattu)

- Le champ minier est divisé en étages de 60 m de hauteur ;
- Hauteur de sous niveau de 20 m ;
- Creusement des ouvrages préparatoires de découpage ;
- Formation de la coupure verticale ;
- La foration est réalisée par trous profonds en éventail et s'effectue par chariots de foration, travaillant à l'air comprimé ;
- Le chargement des trous profond effectue par une machine de chargement (compresseur de la matière explosive);
- L'abattage s'effectue à l'explosif par tir électrique, on utilise l'explosif de type Marmanite, et Anfomile.

Le chargement et le transport de minerai aux blocs d'exploitation sont assurés par une chargeuse transporteuse pneumatique de capacité (3.8 m³ de godet).

La charge du minerai transporté est culbutée dans une cheminée principale jusqu'au niveau de roulage, d'une section dépassant 3 m², creusé dans les encaissants. Le transport du minerai au jour est assuré par des camions navettes de capacité de 20 Tonnes. Jusqu'à le couloir de chute a une pente de 70°.

Dans cette méthode il y a des réserves importantes abandonnées lors de l'exploitation comme celles abandonnées à la 1^{ère} et 2^{ème} phase en couronnes et les piliers des cheminées.



Lb: Longueur du bloc d'exploitation
Hb: Hauteur du bloc
Hs: Hauteur du sous niveau
 1: Galerie de roulage
 2: Galerie de foration
 3: Cheminée de bloc
 4: Cheminée de découpage
 5: Galerie de sous niveaux
 6: Recoupe
 7: Montage

a) coupe longitudinal
 b) coupe verticale
 c) plans

Figure III.4. La méthode d'exploitation par sous niveaux abattus, mine souterraine de Boukhadra [12].

Il y a plusieurs méthodes d'exploitation qui ont été expérimentées depuis le début des travaux d'exploitation jusqu'à nos jours, ils représentent comme suit :

- a. Méthode d'exploitation par chambre magasin au fond du niveau 1105 sur les deux axes Nord et Sud-Est (période 1974 jusqu'à 1976, méthode SOVIETIQUE).
- b. Méthode d'exploitation par sous niveaux foudroyés au 1^{er} étage (niveau 1225/1285), bloc 1 et 2 (variante SUEDOISE).
- c. Méthode d'exploitation par sous niveaux abattu au 1^{er} étage (niveau 1225/1285), bloc 03, Projet DED année 1983 (variante SUEDOISE).
- d. Méthode d'exploitation par sous niveaux abattu au 2^{ème} étage (niveau 1165/1225), période 1992 jusqu' à 1999.
- e. Méthode d'exploitation par sous niveaux abattus au 3^{ème} étage sur les trois axes [4].

III.2.4. L'état actuel des travaux préparatoires de la 3^{ème} et 4^{ème} phase

Dans le gisement de Boukhadra les travaux préparatoires au niveau du souterrain se localisent dans la 3^{ème} phase sur l'axe principal et la 4^{ème} phase sur les trois axes. Dans cette phase la préparation concerne 6 fronts dans les niveaux suivants :

✓ Le niveau 1045, il s'agit de creuser deux galeries au stérile l'une sur l'axe Nord vers le côté Nord avec une longueur de 420 m à partir la coupe 11, et l'autre dans l'axe principal vers l'axe Sud-Est à partir la coupe 105 avec une longueur de 350m.

✓ Le niveau 1065 axe Sud-Est, il s'agit de creuser une galerie au stérile vers l'axe Nord avec une longueur de 300 m à partir la coupe 8, et l'autre dans axe principal vers l'axe Sud-Est avec une longueur de 250m à travers la coupe 105.

✓ Le niveau 1085 axe Sud-Est, il s'agit de creuser deux galeries au stérile l'une dans l'axe Sud-Est vers l'axe Nord avec une longueur de 260 m à travers la coupe 8, et l'autre dans l'axe principal vers l'axe Sud-Est à partir la coupe 105 avec une longueur de 180 m [2].

Tableau III.3. Les travaux préparatoires de 4^{ème} phase [2].

Niveaux	Accès vers la coupe	Métrages prévus (m)	Métrages réalisés (m)	Reste (m)
1045	11	420	157	263
1045	105	350	76	274
1065	8	300	0	300
1065	105	250	133	117
1085	8	330	80	250
1085	105	180	0	180
TOTAL		1830	446	1384

III.2.5. Les travaux d'abattage

L'abattage des roches représente l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière.

L'opération d'abattage destinée à arracher la substance de son massif et à la réduire en éléments plus petits pour faciliter l'évacuation et le transport. Il peut se faire soit de manière classique à l'explosif, soit par l'abattage mécanique.

L'abattage à l'explosif est la première étape généralement utilisée en raison de son faible coût et de sa possibilité d'utilisation pour les différents types des roches [14].

Les modes d'abattage à l'explosif :

- ✓ Abattage par trous de mine ;
- ✓ Abattage par trous profonds ;
- ✓ Abattage par tir poché.

Les facteurs influant sur le mode d'abattage sont :

- ✓ Propriétés physico- mécaniques des roches ;
- ✓ Puissance du gîte ;
- ✓ Destination [12].

L'abattage à l'explosif a différents objectifs :

- ✓ abattre un grand volume de roche ;
- ✓ Bonne fragmentation.

L'abattage par trous profonds est répandu lors de l'exploitation de gîte de moyenne puissance et puissants.

Les trous profonds sont des cavités cylindriques ayant une profondeur qui dépasse 5m jusqu'à 50m et de diamètre supérieur à 70mm jusqu'à 200mm.

L'abattage par trous profonds permet d'abattre le minerai par tranches horizontales, verticales, inclinées et par faisceau ou en éventail.

A l'intérieur des tranches d'abattage, les trous profonds peuvent être parallèles, en éventail et en faisceau.

La disposition parallèle des trous profonds assure la plus complète utilisation de la longueur des trous, absence des charges rapprochées et la consommation réduite.

La disposition en éventail est plus répandue, l'avantage consiste à réduire le volume total des travaux de coupage et elle est plus économique lorsque la vitesse de forage dépasse 10m /poste.

La disposition en faisceau est plus économique mais la fragmentation du minerai provoque un effet sismique important.

Les explosifs utilisés dans la mine de Boukhadra sont :

❖ **MARMANITE :**

La marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise, composée de nitrate d'ammonium, sensible au moyen d'un explosif brisant comme le TNT et aussi sensible à l'eau, il est utilisé dans les terrains secs ou faiblement humides et adapté aux terrains composés des roches tendres à mi-dures.



Figure III.5. Cartouche de Marmanite.[19]

Le tableau suivant présente les caractéristiques de la marmanite :

Tableau III.4. Représentation des caractéristiques de la Marmanite 1,2 et 3.[12]

Gamme d'explosifs	MARMANIT 1	MARMANIT 2	MARMANIT 3
Densité d'encartouche (g/cm³)	0,95	0.98	1,33
Vitesse de détonation (m/s)	4000	4100	6500
Essais au bloc de plomb (TRAUZL) 10 g /cm³	405	370	360
Puissance RWS sur mortierbalistique (%)	83	82	80
Coefficient d'utilisation pratique (%)	1,28	1,27	1,18
Coefficient de self excitation (mm)	5	3	3
Ecrasement selon méthode de KAST (mm)	3,25	2,90	2,30
Sensibilité au choc (kgm)	1,50	1,50	2
Sensibilité au frottement (kgp)	36	36	36
Volume de gaz (l/kg)	842	868	902
Résistance a l'eau	Moyenne	Moyenne	Moyenne

Tableau III.5. Dimensions de marmanite en cartouche.[12]

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	135	610	750	500
Poids (g)	100	1250	2500	2500
nature	Papier paraffine	Gaine plastique	Gaine plastique	Cartouche plastique

❖ Anfomile

C'est un explosif pulvérulent de couleur blanche et jaune marron clair, amorcé au moyen de cordeau détonant ; cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert, Il est caractérisé par des paramètres suivants :

- Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre de trou ;
- Très facile à manipuler ;
- Mauvaise résistance à l'eau ;
- Peu sensibles aux actions mécaniques.



Figure III.6. Le sac d'Anfomile.[12]

❖ Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela lui confère une étanchéité et une résistance élevées à l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

✓ Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés.

✓ Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de travaux tels que pré fissuration, découpage et post-découpage de la roche.



Figure III.7. cardeau détonant. [12]

Tableau III.6. Spécifications de cordeau détonant. [12]

Diamètre (mm)	MILACORD 1	ONACORD	MILACORD 2
Poids de la penthrite (g)	12	20	40
Diamètre du cordeau (mm)	5.3	6.9	9
Vitesse de détonation (m/s)	6500	6500	6500
Résistance à la rupture (kg/24h)	40	40	40
Stockage à chaud	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h	+ 50 °C/4h
Stockage à froid	-20 °C/4h	-20 °C/4h	-20 °C/4h
Transmission de détonation/nœud	Bonne	Bonne	Bonne
Test au choc	Bon	Bon	Bon
Test de sécurité	Bon	Bon	Bon
Étanchéité après 24 heures	Bonne détonation	Bonne détonation	Bonne détonation
Test d'amorçage	Positif	Positif	Positif

❖ Détonateur électrique à microretard

On utilise pour l'amorçage des détonateurs électriques microretard (DMR), dont les caractéristiques sont représentés dans le tableau suivant :

Tableau III.7. Les caractéristiques du détonateur électrique à microretard DMR.[14]

Désignation	DMR
Type	Microretard
Tube	En aluminium
Longueur de tube (Forme Conique)	63 à 88mm
Diamètre du tube	7.16 mm d'un cote, 7.50 mm de l'autre côté
Matériau du fil conducteur	Cuivre
Résistance du pont (filament)	Basse intensité : 1.5 Moyenne intensité : 0.6 Haute intensité : 0.06
Numéro de retard	1 à 12
Étanchéité A l'eau (Après 6h)	Bonne
Résistance des parties interne du détonateur	Bonne
Impulsion d'amorçage Electrique	Avec 16ohm (Ω): positive Avec 65ohm (Ω): négative
Amorçage En Série Et Aptitude A l'amorçage	Sans raté
Usage	Utilisés pour obtenir des tirs séquences successives sans complication des circuits de mise à feu
Conditionnement	25 détonateurs dans une boîte pliante en carton 24 boîtes pliées dans une caisse en bois

III.2.5.1.L'abattage en éventail

Dans le souterrain de Boukhadra la foration des trous s'effectuent par un chariot de foration de type 834 Atlas Copco, et le chargement de l'explosif se fait par une machine de chargement qui fonctionne à l'air comprimé.



Figure III.8. Machine de chargement.[12]

❖ Calcul les paramètres d'abattage par trous profonds en éventail :

Les calculs des paramètres sont basés sur le fait que dans les conditions données, la consommation spécifique d'explosif assure une quantité de fragmentation haute et connue.

- Il est caractérisé par les paramètres suivants
- Nombres des trous en éventail N ;
- Longueur totale des trous profonds dans un éventail $\sum l (m)$;
- Quantité totale de l'explosif (kg) ;
- Quantité de minerai abattu par un mètre de trou $\sigma (t/m)$;
- Distance entre les éventails, ligne de moindre résistance (m).

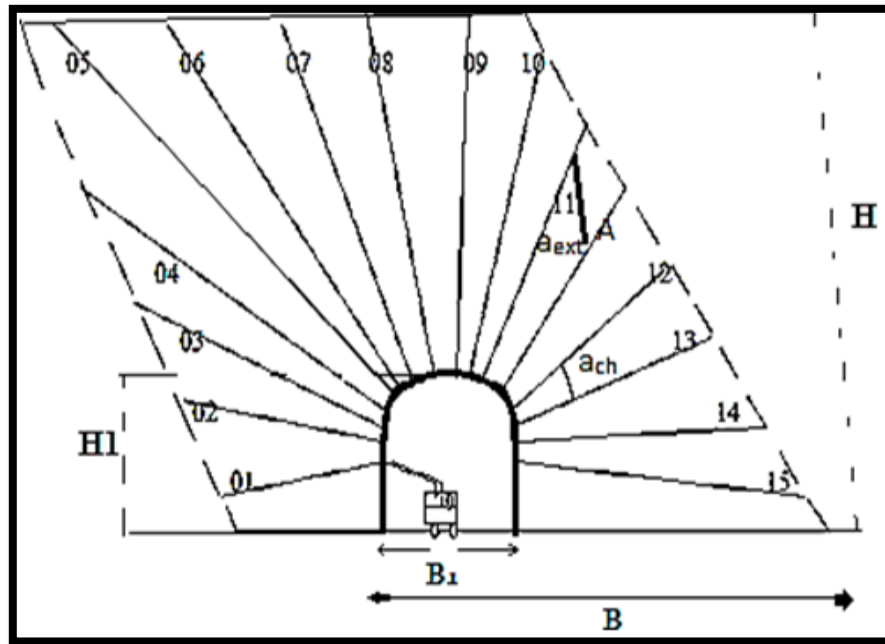


Figure III.9. Schéma de plan de tire par foration en éventail.

Les paramètres principaux de l'abatage sont calculés par la ligne de moindre résistance

$$w = \sqrt{(0,785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch}) / (m \times q_{exp} \times \lambda)} ; m \quad (III.1)$$

d : Diamètre de trous ($30 : 100 \text{ mm}$) $\leq M / 50$ pour $f < 9$

$M / 30$ pour $f > 9$

Δ : Densité d'explosif en kg/m^3

M : Puissance de gite

Δ : Densité d'explosif en kg/m^3

k_{ch} : Coefficient de chargement, en éventail (0,16: 0,75)

q_{exp} : Consommation spécifique d'explosif kg/m^3

m : Distance relative entre les trous (coefficient de rapprochement)

$$m = a/w ; m \quad (III.2)$$

a : Distance entre les trous ;

λ : Coefficient tenant compte de la variation du volume de minerai abattu

Avec :

$$\lambda = S / (2(s) + a_c \times \sum l \text{ cont}) \quad (III.3)$$

Et

$$S = (B \times H) - (B_1 \times H_1) ; m^2 \quad (III.4)$$

$\sum l_{cont}$: La somme des longueurs des trous de contour selon la disposition de l'ouvrage de forage

a_c : Distance conventionnelle entre les trous profonds en éventail ; m

B : Puissance horizontale du gîte ou largeur du front d'abattage ; m

H : Hauteur du l'étage ou du front ; m

$H_{1,1}$: Dimension de l'ouvrage de forage ; m

a_{exp} : Distance entre les extrémités des trous profonds

a_{ch} : Distance minimale entre les charges

- La distance entre les extrémités des éventails est :

$$a_{ext} = (1 : 1,4) \times w ; m \quad (III.5)$$

- La distance minimale entre les charges d'explosif :

$$a_{ch} = (0,4 : 0,5) \times w ; m \quad (III.6)$$

- Le nombre des trous profonds en éventail (galerie en flanc) est déterminé par :

$$N_{tr} = ((B + H)/a_{ext}) + 1 ; \text{trou} \quad (III.7)$$

- Si la galerie de forage est disposée au milieu du gîte :

$$N_{tr} = (2 \times B + H)/a_{ext} + 1 ; \text{trou} \quad (III.8)$$

- La quantité du minerai abattu en masse par un mètre de trou :

$$\sigma = m \times w^2 \times \gamma \times \lambda ; t/m \quad (III.9)$$

- Volume de minerai abattu :

$$V = (S - S_f) \times w \times \gamma ;^3 \quad (III.10)$$

- La quantité du minerai abattu :

$$Q = V \times \gamma ; t \quad (III.11)$$

γ : Masse volumique t/m³

- La charge totale d'explosif est calculée par la formule suivante :

$$Q = q_1 \times \sum L_{tr} ; kg \quad (III.12)$$

$\sum L_{tr}$: La somme des longueurs des trous ;

q_1 : Consommation d'explosif dans un mètre de trou kg/m

$$q_1 = 0,785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch} ; kg/m \quad (III.13)$$

- Calcul de la consommation spécifique précise d'explosif ;

$$q_{exp} = Q / V ; \quad (III.14)$$

❖ **Calcul des paramètres principaux de l'abattage par trous profonds parallèles :**

Il comprend :

- Nombre des trous profonds dans une tranche ;
- Longueur totale des trous profonds $\sum l$;
- Volume du minerai abattu par tranches V ;
- Quantité d'explosif chargée dans les trous profonds Q (kg) ;
- La ligne de moindre résistance W ;
- Distance entre les trous profonds dans une rangée a (m);
- La ligne de moindre résistance (w)

$$w = \sqrt{(0,785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch}) / (m \times q_{axp} \times \lambda)} ; m \quad (III.15)$$

$$k_{ch} = 0,7 : 0,85$$

$$m = a / w \quad (III.16)$$

$$\lambda = 2 * S / (2S + a_c \times \sum l) \quad (III.17)$$

$$S = H * B; m^2 \quad (III.18)$$

$$\sum l = 2 \times H \text{ (trous contours)} \quad (III.19)$$

- Le nombre des trous parallèles

$$N_{tr} = (B / a) + 1 \quad (III.20)$$

- La longueur totale des trous profonds dans une rangée

$$\sum l = N \times a \approx N \times H \quad (III.21)$$

H : hauteur de la tranche à abattre ;m

- La charge totale d'explosif

$$Q = q' \times \sum l ; kg \quad (III.22)$$

q' : Consommation d'explosif dans 1 m de trou

$$q' = 0,785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch} ; kg \quad (III.24)$$

- Volume de minerai abattu par trou

$$V = B \times H \times w \times \gamma; t \quad (III.25)$$

- La consommation spécifique précisée d'explosif

$$q = (q' \times \sum l) / (B \times H \times w); kg/m^3 \quad (III.26)$$

III.2.5.2. Travaux de creusement

Lors des travaux de creusement des galeries dans la mine de Boukhadra on utilise l'explosif **TEMEX**

❖ **TEMEX** : le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX (Office National des substances Explosives), a des avantages suivants :

- ✓ Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain.
- ✓ Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage de l'utilisation.

Tableau III.8. Représentation des caractéristiques de l'explosif TEMEX.[14]

Gamme d'explosifs	TEMEX 1	TEMEX 2
Densité d'encartouchage (g/cm ³)	1.22	1.22
Vitesse de détonation (m/s)	4500-5500	4500-5500
Essais au bloc de plomb (TRAUZL) 10 g /cm ³	≥ 320	≥ 260
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	/	/
Coefficient d'utilisation pratique (%)	/	/
Coefficient de self excitation (mm)	50-80	40-80
Ecrasement selon méthode de KAST (mm)	/	/
Résistance à l'eau	Très bonne	Très bonne

Tableau III.9. Dimension de l'explosif.[14]

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	300	400	500	400
Poids (g)	250	1000	2000	2500



Figure III.10. Cartouche de TEMEX.[12]

❖ Plan de tir dans les mines souterraines

Le schéma du plan de tir varie d'un front à un autre selon les caractéristiques des roches et des dimensions. Par conséquent, le nombre des trous n'est pas constant, ainsi que la consommation d'explosif correspondante. Les différents types de trous sont :

- Trous de bouchon ;
- Trous d'abattage ;
- Trous de contour.

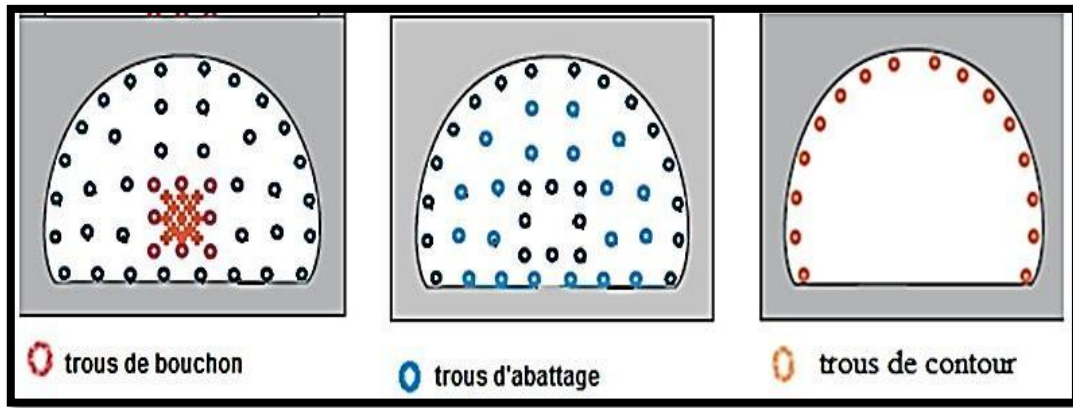


Figure III.11. Représentation des trous de bouchon, d'abattage, et de contour.[6]

a- Trous de bouchon :

Ce sont les trous les plus voisins du centre du front, leur nombre varie entre 3 à 6 y compris le trou central. Au centre du front de taille, le « bouchon » est abattu en premier, le rôle de ces trous est de créer un espace de dégagement supplémentaire dans le front d'abattage. On distingue :

❖ Trous de bouchon en éventail :

Ce type est utilisé lorsqu'on change la direction de la galerie.

❖ Trous de bouchon en coin et pyramidaux :

Dans ce type de trous on cherche à concentrer des charges au centre de la volée.

Les bouchons en coin sont utilisés lors de creusement des excavations de section supérieure à 6m² et largeur inférieure 2,5m.

Les trous de bouchon pyramidaux sont utilisés lors de creusement des excavations de section supérieure à 8m² dans les roches dures et mi dures.

b-Trous d'abattage

Les trous d'abattage sont disposés perpendiculairement au front de taille, la distance minimale entre ces trous et les trous de bouchon dépend de la dureté des roches.

- Si $f \leq 7$ la distance doit être 0,45-0,60m ;
- Si $f > 7$ la distance doit être 0,3m.

c- Trous de contour

Les trous de contour sont forés au périmètre du front ; ce sont les derniers qui sont amorcés. Ils sont de 12 à 15 trous [14].

Tableau III.10. Les paramètres de plan de foration de Boukhadra.[6]

Désignation	Valeur	unité
Dureté de la roche creusée	4 à 6	/
Nombre de trous debouchon	4	Trous
Nombre de trous d'abattage	8	Trous
Nombre de trous de contour	13	Trous
Distance entre les trous	0,5	Mètre
Section e la galerie	12	m ²

❖ Foration des trous de mine :

Dans la mine de Boukhadra la foration des trous se fait par marteau perforateur de type Ps-50, pk- 3 le tableau suivant présente les caractéristiques du marteau perforateur.

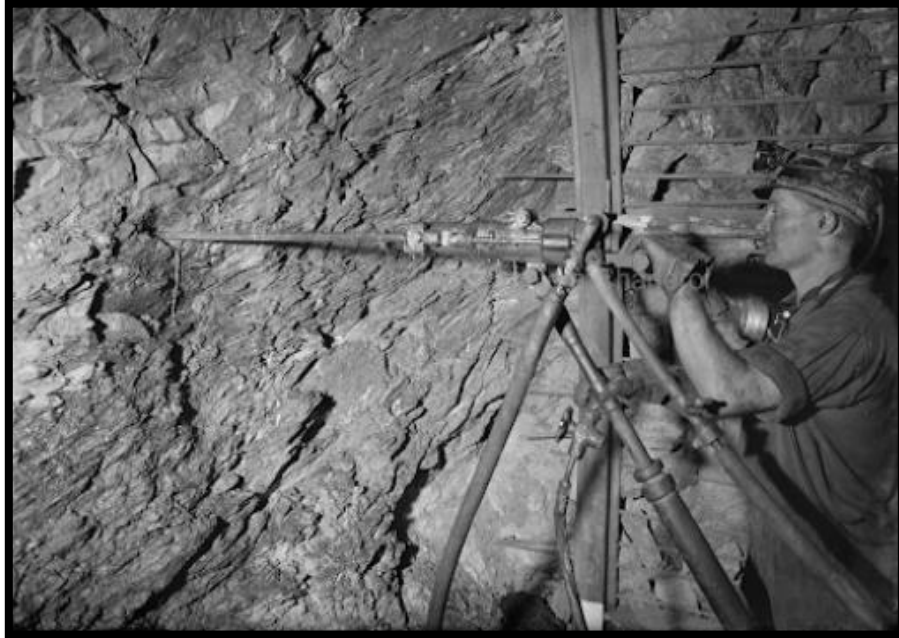


Figure III.12. Marteau perforateur.[14]

Tableau III.11. Les caractéristiques techniques du marteau perforateur.[13]

Type	Poids kg	Diamètre des taillants (mm)	Longueur du taillant (mm)	Consommation d'air comprimé m ³ /min
Ps -50, pk-3	50	25	160	3,4 à 4,7

Paramètres des trous de mine sont :

- Longueur des trous : 1,6 m ;
- Le diamètre des trous : 30mm ;
- Nombre de trous 20 à 25 trous ;
- Distance entre les trous : 50cm.

Type	TD (%)	TU (%)	Rendement (m/h)	Etat	Diamètre
ATLAS-COPCO PROMEC T546	0	100	3.33	Mauvais	64
SECOMA 1FPD6	0	0	0	Mauvais	64
SANDVICK MERCURY LC22	79	8	18	Moyen	64

Figure III.13. types de machine de foration on utilise un souterraine.

Tableau III.12. Les caractéristiques techniques du Machine de foration (Mercury LT).

Type	Poids Kg	Moteur	la Puissance
Mercury LC	145	Diesel 4-cyl. Deutz F4L912W	55 CV (40 kw)



Figure III.14. Machine de foration (Mercury Lc).[16]

III.2.6.Sécurité

III.2.6.1.Introduction

Les exploitations de carrières sont le siège de différents types d'activité pouvant entraîner des accidents de travail.

Les statistiques internationales, en ce qui concerne le nombre et la gravité des accidents, placent les industries extractives dans la catégorie à <<hauts risques>> après le bâtiment et les travaux publics.

Cette situation a motivé les efforts entrepris depuis de nombreuses années par les professionnels et les administrations.

La sécurité du travail dans une entreprise minière consiste essentiellement à informer, conseiller, coordonner et à inspecter tous les processus technologiques miniers.

Dans l'industrie minière où les conditions sont excessivement déplorables, l'application du règlement de sécurité doit être rigoureusement respectée.

Bref pour assurer une meilleure sécurité, il faut la prévention ; elle consiste à chercher toutes causes pouvant encourir à des accidents de travail, à des maladies professionnelles et à les éviter.

III.2.6.2.Cause

Il existe de nombreuses causes des accidents de travail et des maladies professionnelles, mais les causes principales d'accident de travail et les maladies professionnelles à Ben Azzouz peuvent être la poussière et le bruit car les ouvriers sont exposés à ces derniers sans aucune protection préventive.

III.2.6.3.Poussière

La poussière est une formation des particules fines solides en suspension dans l'air produite par des processus d'extraction ou de la turbulence de l'air.

La poussière est toujours nuisible. Elle réduit la visibilité, irrite les yeux et endommage les matériels.

Les poussières minérales provoquent des maladies pulmonaires, si elles sont inhalées en quantités suffisantes pendant longtemps.

La production et la dispersion de la poussière sont associées à toutes les opérations minières telles que : le concassage, le broyage, le criblage, la foration, le tir et le transport.

Les maladies professionnelles se rapportant à l'inhalation des poussières sont dites pneumoconiose. La forme la plus sévère de pneumoconiose est la silicose, elle est causée par les minerais renfermant de la silice libre (SiO_2).

III.2.6.4. Bruit

Le bruit peut contribuer à l'apparition du traumatisme et la diminution de la capacité de travail des ouvriers.

Le bruit dégrade l'ouïe et peut provoquer la fatigue et la surdité ; les principales causes du bruit sont :

- la sondeuse ;
- la station de concassage.

III.2.6.5. Analyse des accidents de travail et des maladies professionnelles en général

Chaque accident doit être l'objet d'une enquête, qui consiste à déterminer les causes des accidents de travail et d'élaborer les mesures préventives. Cette enquête doit déceler avec certitude tous les éléments qui peuvent être des causes directes ou indirectes de l'accident. Pour parvenir à ce but, les méthodes les plus connues sont :

- la méthode statistique (la quantification du taux d'accident) ;
- la méthode topographique.

III.2.7.1. Méthode Statistique

La méthode statistique se base sur la fréquence et la gravité de l'accident afin de mettre en évidence le niveau de risque. Pour cela deux coefficients sont utilisés, qui sont :

- le taux de fréquence ;
- le taux de gravité.

III.2.7.1.Taux de fréquence

Le taux de fréquence nous montre, combien d'accident de travail peut survenir si tout le personnel travaillait 10^6 heures. Le taux de fréquence est déterminé par la formule suivante :

$$T_f = \frac{A}{H} 10^6 ;$$

A : est le nombre d'accident pendant la durée H

H : c'est le nombre total d'heure travaillé pour toute l'entreprise

$$H = N \times n_{hj} \times n_j .$$

III.2.7.2 Taux de gravité

Le taux de gravité nous montre combien de jour ouvrable perdu à cause des accidents de travail si le personnel travail 10^6 heures.

$$T_g = \frac{P}{H} 10^3 .$$

P : le nombre de journée perdue pendant la même durée H

III.2.7.3.Taux de danger

Le taux de danger est déterminé par la formule suivante :

$$T_d = T_f \times T_g$$

III.2.8.Méthode topographique

Cette méthode est la méthode policière. Elle consiste à relever sur un plan (un chantier ou un atelier) l'endroit où ont lieu les accidents de travail, pour ensuite les localiser et prendre des mesures préventives adéquates.

III.3.Préventions des accidents de travail et des maladies professionnelles

Etant donné que les accidents de travail et les maladies professionnelles en général n'engendrent que la perte dans une société, alors il est donc essentiel (nécessaire) d'évoquer la prévention de ces actes imprévus, afin d'éviter au maximum les dégâts.

Pour cela, nombreuses précautions doivent être mise au point ; tels que :

- lutte contre la poussière ;
- lutte contre le bruit ;
- lutte contre les vibrations.

III.3.1.Lutte contre la poussière

La lutte contre la poussière consiste à prévenir la formation de concentration dangereuse de poussière, à supprimer la poussière dont la formation ne peut être évité et évacuer celle qui ne peut être supprimé. Pendant l'exploitation, la précipitation humide et le captage à sec des poussières sont associés à tous les processus générateur de poussière. Par exemple en été, une citerne d'eau est nécessaire à la carrière de Ben Azzouz afin de remédier la propagation des poussières au niveau des voies d'accès en arrosant ces dernières.

III.3.2.Lutte contre le bruit

La lutte contre le bruit se résume à porter les oreillettes de protection (stop bruit) et de casque par les ouvriers travaillant au sein de la station de concassage et surtout par les foreurs.

III.3.3.Lutte contre les vibrations

Le degré de vibration dépend de la fréquence et l'amplitude de ce dernier.

La lutte contre ces vibrations consiste à :

- L'application des matériaux absorbant l'énergie de vibration ;
- Utiliser des vêtements spéciaux (par exemple en caoutchouc).

En plus de ces précautions citées ci-dessus, il est nécessaire de :

- Signaler tous les matériaux dangereux ;
- D'être constamment en alerte contre toute situation dangereuse ;

- Inspecter quotidiennement les lieux de travail ;
- Doter les personnes de moyens de protection individuels ;
- Sensibilisé l'ensemble des personnels par réunions périodiques et par affichage des consignes de sécurité ;
- Contrôler régulièrement les outils de travail et remettre en bon état ;
- Veiller à la propreté du lieu de travail ;
- Porter des casques.

III.4.Sécurité de la mise en œuvre des explosifs

Les recommandations pratiques sont énoncées en vue de garantir la sécurité d'emploi des explosifs, parmi lesquelles les mesures suivantes :

- Les matières explosives ne doivent pas être exposées au choc à la chaleur ou au frottement ;
- Interdiction absolue de fumer dans les dépôts, lors du transport ou de la manipulation des explosifs ;
- N'effectuer le branchement des détonateurs entre eux et à la ligne principale qu'au dernier moment, lorsque la totalité des trous sont chargés et bourrés ;
- Avant les tirs électriques, contrôler la résistance du circuit à l'aide d'un ohmmètre et comparer avec la valeur calculée ;
- Pendant le chargement des trous, contrôler la progression de la hauteur de l'explosif dans le trou, afin d'éviter une accumulation dans une éventuelle faille qui provoquerait des projections dangereuses ;
- Evacuation totale de la zone environnante jugée dangereuse et un ou plusieurs signaux sonore en guise d'avertissement doivent précéder le tir ;
- Après le tir, le bout de feu doit inspecter le front d'abattage en vue de déceler d'éventuels ratés.

III.5.Sécurité dans le transport et le chargement

Lors du déplacement de la masse minière abattu, certaines règles doivent être respectées à savoir :

- L'interdiction de doubler lors de la circulation des camions sur les routes de la carrière ;
- La largeur de la route doit assurer une distance de 1.5m entre les camions lors du

croisement entre eux ;

- La vitesse et l'ordre de la circulation des camions dans la carrière doivent faire l'objet d'un règlement approuvé par l'ingénieur ou chef de la carrière ;

- Chaque camion attendant son tour de chargement, doit se trouver en dehors de la zone d'attaque du moyen de chargement ;

- Le déplacement du godet au-dessus de la cabine du camion est interdit ;

- Pendant le chargement, le camion doit stationner dans les limites de la visibilité du machiniste ;

- La distance entre le camion et le bord du gradin doit être au moins 3m ;

- Le sur chargement toléré du camion ne doit pas dépasser les 10% ;

Il est interdit de :

- circuler la benne soulevée ;

- D'arrêter le camion sur une pente.

III.6.Lutte contre l'incendie

Les incendies sont généralement provoqués suite au non-respect des règles de sécurité, la négligence des ouvriers. Pour cela, il est nécessaire de prévoir au près des lieux de dépôt du carburant, des explosifs, des ateliers et sur chaque véhicule des extincteurs appropriés. Ces extincteurs doivent être suffisants, accessibles et en bon état de fonctionnement en cas d'incendie.

L'incendie peut être causé par :

- Les défauts dans les installations électriques ;

- Inflammation de liquides combustibles ;

- L'utilisation maladroite des installations électriques et mécaniques.

III.7.Conséquence des accidents

En premier lieu, il convient de penser aux conséquences humaines. La gravité trop souvent extrême nous fait mesurer l'importance des mesures de prévention qu'il est souhaitable de mettre en œuvre.

III.7.1.Responsabilité juridique

Les accidents graves ou mortels donnent fréquemment lieu à une enquête approfondie pour rechercher les responsabilités.

Les peines prononcées au cours des jugements sont, quelquefois, lourdes et touchent spécialement les employeurs.

Le personnel d'encadrement de l'entreprise fait très souvent l'objet également de sanctions pénales.

Les fournisseurs de matériel peuvent éventuellement être mis en cause lorsque la conformité des machines ou des équipements n'est pas absolue et que, de ce fait, les risques se trouvent majorés.

III.7.2. Conséquences économiques

Les conséquences financières des accidents de travail sont à la charge totale de l'entreprise qui paie une <<cotisation>> annuelle déterminée en fonction de son importance et de la gravité des accidents.

Les cotisations devant permettre de couvrir :

- les soins ;
- les arrêts de travail ;
- les rentes accidents.

Conclusion

Le djebel Boukhadra est un relief montagneux exploité à ciel ouvert par des demi tranchées, et exploité souterraine par la méthode de sous niveau abattu. La mine souterraine de Boukhadra existe uniquement dans la corp sud, dans la corp nord il y a des gradins à ciel ouvert qui élargissent. L'exploitation est effectuée suivent trois axes : Axe Nord, Axe Principal et l'Axe Sud Est. Les travaux dans les phases supérieur à la phase 4ème est fini. Et il y a des travaux d'ouvertures dans cette dernière.

Notre niveau d'étude est la galerie **1045m**, l'exploitation dans les autres niveaux sont faite par méthode sous niveau abattu. Le chargement et le transport des minéraux utiles sont assurés par des chargeuses transporteuses. L'abattage du minerai se fait par explosifs.

Concernant à la méthode d'exploitation approprié à la 4ème phase on a décidé de garder la méthode utilisée à la phase supérieure ça veut dire la méthode par sous niveau abattus avec chambre vide, où le niveau de tête **1105** et le niveau de base **1045** et deux sous niveau **1085** et **1065** sur les trois axes.

CHAPITRE IV :
ETUDE DE
CIRCUIT
D'AERAGE

CHAPITRE IV : ETUDE DE CIRCUIT D'AERAGE

INTRODUCTION

L'aérage des mines souterraines, concerne l'ensemble des procédés et de moyens utilisés pour renouveler l'air intérieur des chantiers et autres ouvrages souterrains par l'introduction de l'air neuf et l'évacuation d'un débit correspondant d'air vicié (ou pollué).

Son but est ainsi de maintenir l'atmosphère des travaux miniers dans un état compatible avec les nécessités de la sécurité et de l'hygiène, en assurant le passage dans tous les travaux du fond, d'une quantité d'air qui est entrée dans la mine par un ou plusieurs orifices dits d'entrée d'air, circule dans les chantiers et s'échappe à l'extérieur par des puits ou galeries de retour d'air.

IV. Les paramètres de climat de la mine [24]

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

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

IV.1. Atmosphère de la mine

L'air contient environ 21% d'oxygène et 79% d'azote, on y trouve des quantités extrêmement faibles de CO₂, environ 0,04 %, ainsi que des gaz rares à l'état de traces. Pour le maintien de la santé de l'homme et de son aptitude au travail, la teneur en oxygène dans les chantiers en activité, d'après les règlements de sécurité, ne doit pas être inférieure à 20% en volume.

Les règlements de sécurité exigent :

1) que la teneur en gaz carbonique dans tous les lieux de travail souterrain, ne soit pas supérieure à 0,5 % et dans le courant général de retour d'air ne dépasse pas 1% ;

2) la teneur de CO est fixée à 0,0016 % ;

3) la teneur en hydrogène sulfuré dans l'air de la mine soit inférieur à 0,00066 % en volume ;

4) la teneur en oxydes d'azote dans l'air de la mine soit inférieur à 0,001 % en volume.

IV.1.1.Parties principales de l'atmosphère

Les parties principales d'atmosphère de la mine ainsi que celles de l'air atmosphérique Sont :

➤ OXYGENE (O₂) :

L'Oxygène est un gaz incolore, inodore et dont le poids spécifique (par rapport à l'air) est 1,11.

L'homme absorbe pendant la respiration (1/5) de l'oxygène c'est -à-dire la contenance d'oxygène dans l'air exprime est égale à 17 % et le gaz carbonique à 1 %, la nécessité en oxygène au-dessus de 12 ù.

La contenance d'oxygène peut s'abaisser de 1 à 2 % pendant une explosion de la Poussière et de gaz, l'hors des incendies souterrains ainsi que dans les ouvrages non Aérés.

A ces conditions la perte de connaissance vient dans un ou deux minutes, et vient la mort clinique.

La contenance de l'oxygène dans l'atmosphère des mines diminue à cause des processus Oxydes. Les gaz dégagés l'hors de la respiration des hommes à cause du travail des moteurs à combustion interne, des travaux de tir et d'autres processus exigeants la dépense de l'oxygène, un objet brûlant peut être indicateur de l'oxygène, la combustion s'arrête à 16,5 ≡ 17,5 % d'oxygène quand l'homme est encore hors du danger mortel.

➤ GAZ CARBONIQUE (CO₂) :

C'est un gaz incolore inodore et son goût est faiblement acide, sa densité est de 1,52. Avec une teneur de 5 à 10%, le gaz carbonique agit principalement sur l'intensité de respiration, même au repas devient trois fois plus rapide et le travail provoque une grande fatigue, avec 5 ù la respiration devient très pénible avec 6 % une faiblesse se

manifeste jusqu'à 10 % et au-dessus, une «SYNCOPYE » peut survenir et de 20 à 25 % et au de là, l'homme est menacé d'une intoxication mortel.

La teneur en gaz carbonique dans tous les lieux de travail souterrain ne doit pas être supérieure à 0,5 % et dans le courant de retour ne dépasse pas 7 %, un objet brûlant s'éteint à 3,5 à 4,5 % du (CO₂), quand l'homme est encore hors du danger mortel, le gaz carbonique plus lourd que l'air se concentre habituellement près du mur de l'ouvrage et pour s'assurer de sa présence il convient de le mesurer vers le sol.

Des quantités considérables du gaz carbonique peuvent s'accumuler au fond des ouvrages descendants, pour cette raison avant d'entrer prendre de descendre dans les puits de recherches abandonnés, ou autre ouvrages similaires, il faut procéder à la vérification de la pureté de l'air en descendant préalablement une lampe allumée Comme appareil analyseur de teneur du CO₂.

➤ AZOTE (N₂) :

L'azote est un gaz incolore, inodore, son goût est sa densité est de 0,97, l'azote est pratiquement inerte, il est dangereux par ce qu'il diminue la teneur en oxygène dans l'air. Dans les mines l'azote peut se dégager.

IV.1.2. Additions toxiques de l'atmosphère de la mine

Les additions toxiques principales de l'atmosphère de la mine sont :

- L'oxyde de carbone (CO).
- Oxygène (O₂).
- Azote (N₂).
- Hydrogène sulfuré (H₂S).
- Gaz sulfureux (SO₂).

Dans certains cas il y a encore l'ammoniac, l'acroléine, l'aldéhyde, cyanure d'hydrogène, les vapeurs d'arsenic.

IV.1.3. Addition explosible de l'atmosphère de la mine:

Les gaz explosibles qui se trouvent le plus souvent dans les mines sont :

- Le Méthane (CH₄), et parfois l'Hydrogène (H₂).

Tableau IV.1: Les principales normes de l'atmosphère d'une mine souterraine.[25]

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

IV.2.La température :

On constate en dehors de tous travaux, que la température des terrains croit avec la profondeur. On appelle gradient géothermique l'accroissement moyen de la profondeur qui entraîne une augmentation de la température de 1°C, le degré géothermique est une caractéristique des terrains, il diffère d'une mine à l'autre.

Les règlements de la sécurité industrielle exigent que la température de l'air de la mine ne dépasse pas 26°C.

La vitesse du courant d'air est le moyen principal de maintien de la température dans des limites acceptables, si cette vitesse est trop élevée, elle peut créer un climat froid ou il est difficile de travailler, et provoque aussi un soulèvement des poussières.

Si elle est trop faible, elle peut être responsable de l'accumulation de gaz nocifs et le dépôt de la poussière dans la mine en proportion dangereuse, elle provoque aussi l'augmentation de la température de l'air de la mine.

Les règlements de la sécurité industrielle exigent que la vitesse de circulation d'air, à la température de 20°C, ne soit pas inférieure, dans les chantiers d'abattage, à 0,25 m/s et, dans les chantiers de traçage, à 0,15 m/sec. En même temps, la vitesse du courant d'air ne doit pas dépasser les normes suivantes : 4 m/s le long de front de taille des chantiers d'abattage et de traçage, 8 m/s dans les travers-banc, les galeries principales de roulage et d'aérage, les descenderies et dans les montages principaux, 6 m/s dans les autres galeries, 12 m/s dans les puits d'extraction, 15 m/s dans les puits d'aérage non aménagés pour l'extraction et également dans les rampants.

La vitesse de la veine d'air, en fonction de la température, se règle d'après les normes données dans le tableau suivant :

Tableau IV.2: Vitesse de l'air nécessaire en fonction de la température.[24]

Température de l'air en degrés	Vitesse de l'air, en m/s
Jusqu'à 15°	pas plus de 0.5
De 15 à 20°	pas plus de 1,0
De 20 à 22°	pas moins de 1,0
De 22 à 24°	pas moins de 1,5
De 24° à 25°, inclusivement	pas moins de 2

IV.3.L'humidité :

L'humidité relative de l'air de la mine est de l'ordre de 90-95 %, et diminue en hiver, dans les mines profondes (800-1000), l'air est plus sec que dans les mines peu profondes car les terrains en profondeur sont moins aquifères et leur température est plus élevée.

IV.4.Les poussières :

La technologie des exploitations minières est liée à l'abatage des roches qui s'accompagne d'un dégagement d'une quantité importante de poussière, une partie de celle-ci se dépose par terre et autre partie reste en suspension dans l'air dont la dimension est inférieure à 5μ .

La présence de la poussière dans la mine entraîne deux dangers : (1) les poussières combustibles peuvent former avec l'air des mélanges à caractère explosif ; (2) Les poussières sont à l'origine de plusieurs maladies professionnelles.

Une norme sanitaire de la teneur de la poussière dans l'air pour les roches contenant plus de 10 % de silice SiO_2 est fixée à 2 mg/m^3 et pour les poussières provenant des autres minéraux, la teneur en poussière ne doit pas dépasser 10 mg/m^3 .

IV.5.VENTILATION DES MINES [24]

IV.5.1.Généralité

L'aération d'une mine consiste en l'approvisionnement des travaux du fond en air frais respirable. Le déplacement de l'air dans les galeries indispensable pour l'aération des mines peut être réalisé soit à l'aide de mécanismes, ventilateurs, installés spécialement (**aération artificielle**), soit sans mécanismes (**aération naturelle**).

IV.5.2.Aération naturelle

Dans l'aération naturelle, le mouvement de l'air est provoqué par la différence de températures de l'air à l'entrée et à la sortie, ce qui détermine la différence de leurs poids spécifiques,

Le défaut de tirage naturel est la variabilité de la quantité d'air entrant dans la mine, puisque la valeur de la dépression naturelle qui dépend de la température extérieure, peut varier non seulement au cours de l'année mais même au cours de 24 heures. Avec ceci, il peut toujours y avoir des périodes de stagnation plus ou moins prolongées, quand l'air se trouve dans un état d'équilibre instable et quand l'aération de lamine ne se produit pas.

C'est pourquoi l'aération naturelle n'est adoptée que dans les mines peu profondes, de faible rendement et qui exploitent des gisements non grisouteux.

IV.5.3. Aérage artificiel [26]

Dans d'autres cas, la ventilation naturelle insuffisante on doit alors prévoir l'installation de ventilateurs (la ventilation mécanique).

IV.6. CONCEPTS GÉNÉRAUX DE VENTILATIONS

Les dispositifs de ventilation installés en souterrain se rattachent à un nombre réduit de fonctionnements de base .quelle que soit la technique de creusement et de réalisation des structures intérieures :

- Ventilation soufflante ;
- Ventilation aspirante ;
- Ventilation combinée.

IV.6.1. Ventilation soufflante [27]

En ventilation soufflante, Consiste à envoyer l'air **frais** à travers la canalisation d'aérage directement au front.



Figure IV.1: ventilation soufflante.[27]

Ce mode est appliqué pour les mines dégageant des gaz plus lourd que l'air ($\sigma_{CO_2} = 1.52 \text{ kg/m}^3$).

❖ **Avantages de la ventilation soufflante :**

- Les zones les plus actives des ateliers de travail au front (et éventuellement au droit des ateliers situés en arrière) sont alimentés en air neuf.
- La vitesse d'éjection de l'air permet un bon balayage du front. La dilution des gaz polluants est bien assurée.
- Le ventilateur, en général à l'extérieur, reste fixe et indépendant de l'avancement du front.
- Il est possible de maîtriser la température de l'air apporté.

❖ **Inconvénients de la ventilation soufflante :**

- Les poussières et notamment la silice sont dispersées.
- Même dilué le bouchon de tir ou les pollutions générées au front parcourent tout le tunnel et nécessitent l'évacuation de l'ensemble du personnel en souterrain, temps important dans le cycle de travaux.
- Les gaz de tir qui se dégagent du tas de marin pendant le marinage ne sont pas repris à la source.
- Le gradient de pollution croît depuis le front jusque vers l'extérieur.
- Les ateliers en arrière du front se trouvent dans le retour d'air pollué par le front.
- L'air froid envoyé à front, s'il n'est pas réchauffé au préalable, peut entraîner un grand inconfort en hiver.
- L'air pollué ressortant du tunnel ne peut pas être traité. En cas d'incendie on ne peut pas extraire les fumées.

IV.6.2. Ventilation aspirante [27]

Ventilation aspirante consiste à aspirer l'air vicié du front à travers la canalisation d'aérage, ce qui a pour effet de créer dans la galerie un courant d'air en direction du front.



Figure IV.2: Ventilation aspirante. [27]

Ce mode est adapté dans les mines dégagant les gaz dont le poids volumique comparé par rapport à l'air est plus faibles ($\sigma_{air}=1.2 \text{ kg/m}^3$, $\sigma_{co}=0.97 \text{ kg/m}^3$)

❖ **Avantage de la ventilation aspirante :**

- Permet l'aspiration des polluants à la source, notamment des poussières et des gaz dégagés aumarinage (front et éventuellement ateliers répartis en arrière) ;
- Donne une évacuation rapide du bouchon de tir, sans qu'il pollue l'ouvrage en arrière du front ;
- N'amène pas d'inconfort de température pour le chantier à front ;
- Permet de traiter le rejet d'air pollué à la sortie d'ouvrage ;
- Apporte un balayage d'air neuf de l'extérieur vers le front ;
- Peut extraire des fumées d'incendie.

❖ **Inconvénients de la ventilation aspirante :**

- Le ventilateur doit être installé en galerie (sauf à utiliser un conduit rigide depuis l'extérieur vers le front) ;
- Le gradient de pollution augmente de l'extérieur vers le front ;
- Toute la pollution est ramenée vers la zone la plus active à front ;
- Pour des raisons pratiques, si le point d'aspiration reste loin du front, l'extrémité d'ouvrage en cul de sac n'est plus renouvelée et le niveau pollution devient incontrôlable (apparition de zones mortes) ;

- L'efficacité reste limitée à une courte distance du front.

IV.6.3. Combinaison des différentes solutions

Les différentes possibilités de ventilation peuvent se combiner entre elles de manière à cumuler les avantages des différents systèmes : la combinaison d'une ventilation aspirante au plus proche du front avec une ventilation soufflante apportant l'air neuf en arrière présente une grande souplesse et la meilleure efficacité tant pour le balayage du front en air neuf que pour l'aspiration des polluants (fumées de tir, gaz des engins, poussières). Ce système nécessite en revanche l'installation de deux conduites parallèles sur toute la longueur de l'ouvrage et l'encombrement comme le coût (investissement, exploitation et maintenance) est plus important comme solution soufflante ou aspirante.

Lorsqu'on combinera ventilation soufflante et ventilation aspirante, on devra tenir compte de ce que le débit en soufflage doit également compenser le débit aspiré. Par ailleurs, la mise en œuvre d'un tel système exige un contrôle plus important des conditions de fonctionnement pour assurer sa pleine efficacité.

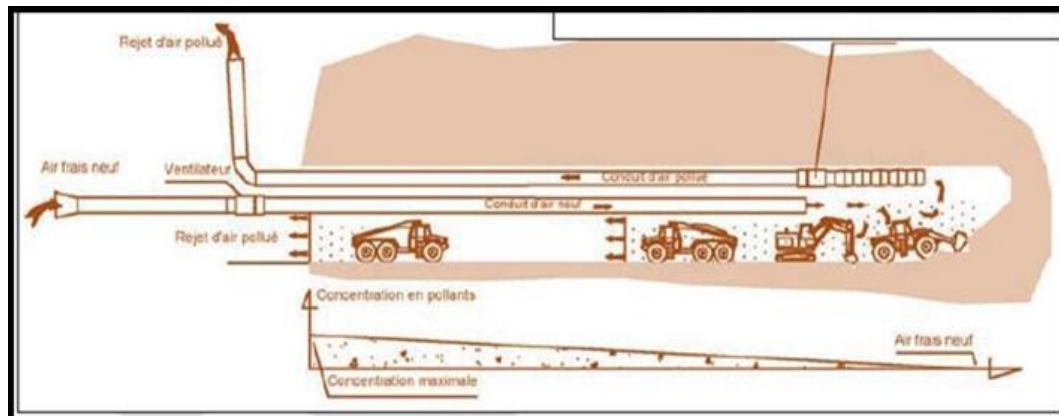


Figure IV.3: Ventilation combinée. [27]

IV.7.Schemas des différents types de ventilation existants [28]

En fonction du nombre des puits à travers les quels l'air frais est amené dans la mine et l'air vicié évacuéde la mine, de la disposition de ces puits et leurs schémas d'aérage.

IV.7.1.Schéma centrale

Des exploitations comportant un seul puits d'entrée d'air et un seul puits de sortie d'air, l'aérage est dit en ventilation centrale lorsque les puits sont voisins l'un de l'autre et se trouvent au centre des champs minier. L'air arrivant par le puits d'entrée d'air suit les voies de roulage, vient aux chantiers d'abattage, les balaies, retourne vers le centre du champ et débouche à la surface par le puits de Retour d'air.

❖ **Avantage :**

La mise en exploitation de la mine est rapide, il n'ya pas difficultés au cours de la construction de la mine, les pertes d'air sont grandes parce que l'air frais et vicié passe à travers les gabarits dont ce dernieret un inconvéient.

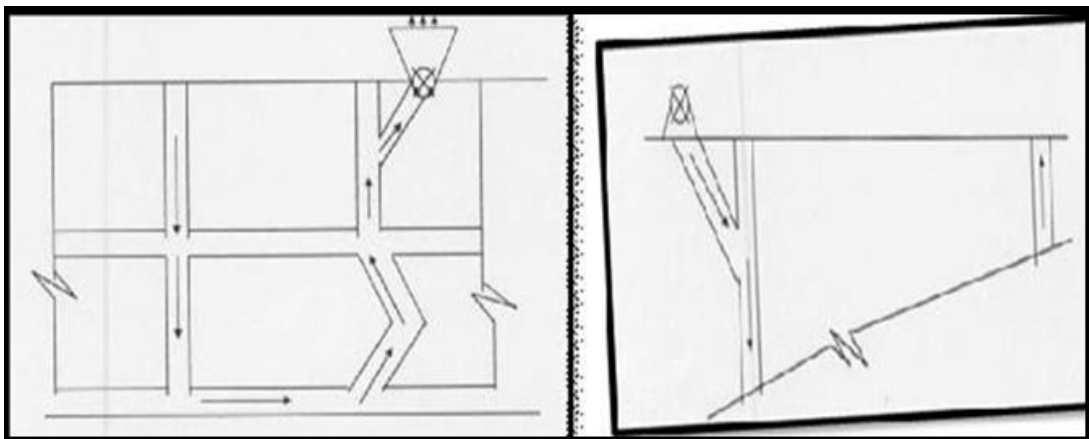


Figure IV.4:Schémas d'aérage central.[29]

IV.7.2.Schéma diagonale

Il est dit diagonal lorsqu'au contraire les deux puits sont éloignés l'un de l'autre et que les exploitations s'échelonnent entre eux. Il y a un puits central au milieu et un ou plusieurs puits sur les limites des champs miniers. L'air arrive par le puits central, passe par les galeries de roulage, puis vers les chantiers d'abattage, remonte en longeant ces derniers et suit la galerie d'aérage en direction du puits de sortie d'air.

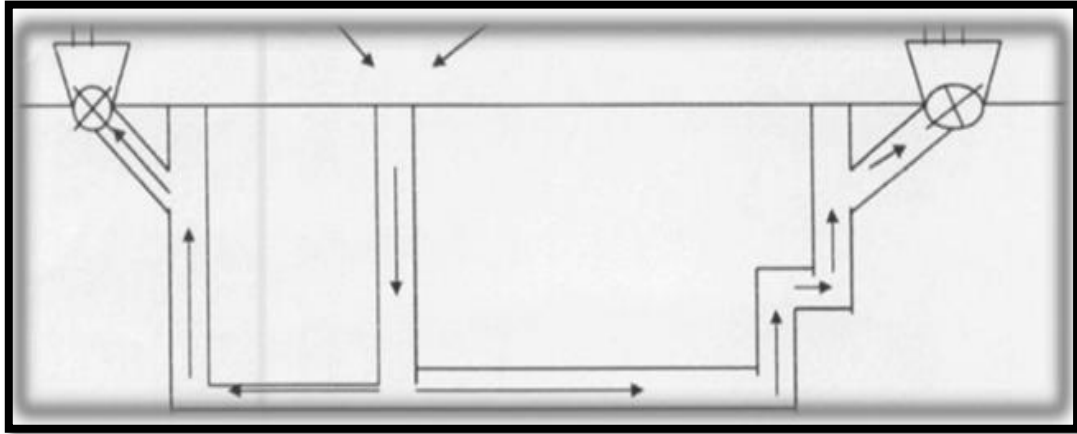


Figure IV.5:schéma d'aérage diagonal. [29]

❖ **Avantage :**

Les fuites d'air sont moins grandes ; le circuit est plus court et moins résistant ; la dépression est la même pour toute la période de l'exploitation de l'horizontale.

IV.7.3.Ventilation combinée

Dans les schémas combinés (diagonale-centrale) sont utilisé les éléments du schéma central et diagonale à fin utiliser leur avantage dans ce cas une partie éloignée du champ de la mine est aérée comme le schéma diagonale, partie centrale comme le schéma centrale, parfois on utilise quelque puits pour l'entrée et la sortie de l'air.

❖ **Avantage :**

La surface de l'aérage du quartier est augmentée le réglage de l'aérage dans les quartiers est simplifier, la sécurité est augmentée à cause l'augmentation de nombre de sortie de la mine, l'exploitation rapide de la mine.

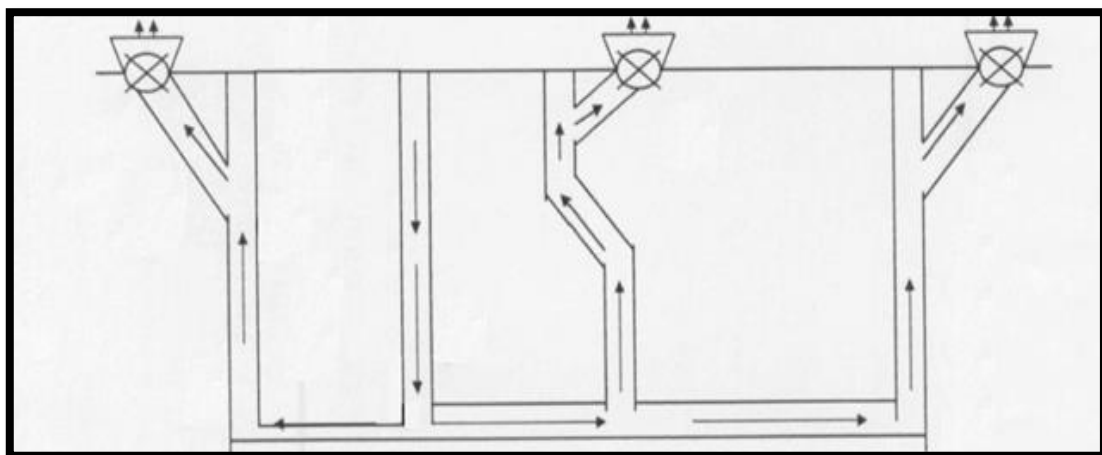


Figure IV.6:schéma d'aérage. [29]

❖ Aux points de vue de l'aérage des quartiers :

L'aérage est dit en central lorsque le circuit de l'air, entre l'entrée et la sortie du circuit, décrit une boucle autour des exploitations.

L'aérage est dit en diagonal lorsqu'au contraire, le circuit de l'air suit un parcours dont le tracé s'oppose à celui de la boucle et où l'air s'échappe généralement dans une direction opposée à celle de son arrivée.

IV.8. Classification du ventilateur

En souterrain, on emploie actuellement les deux catégories de ventilateur qui sont :

IV.8.1. Ventilateurs centrifuges

A faible, moyenne ou haute pression (pression maximum de 200 à 1500mm d'eau) mais à débit assez faible (pour une même puissance du moteur d'entraînement, le débit diminue quand la pression de refoulement augmente).

Ils sont composés d'une turbine ou roue à aubes tournant à l'intérieur d'une enveloppe appelée volute ; l'entrée d'air se fait parallèlement à l'axe du rotor, au centre, par une ouïe d'aspiration ; la sortie se fait par une tubulure prise dans la masse de la volute et tangente à son cercle extérieur, par l'action de la force centrifuge, l'air aspiré au centre ; cet air tourne avec les aubes et sort par la tubulure de sortie ou buse de refoulement.

Pour assurer à l'appareil un fonctionnement optimum, il est nécessaire de placer à la sortie de la buse de refoulement un tronc de cône diffuseur, dit encore amortisseur, dont l'angle d'ouverture optimale est de 7° .

Dans la pratique, le tronc de cône est généralement remplacé par un tronc de pyramide droite dont les faces font avec l'axe un angle de $3^\circ 30'$. Le but de ce diffuseur est de transformer l'énergie cinétique en énergie de pression.

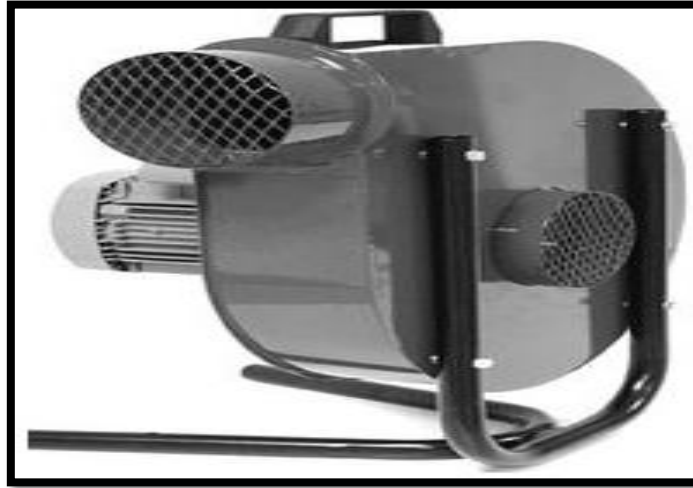


Figure IV.7: Ventilateur centrifuge.[28]

IV.8.2. Ventilateurs hélicoïdales

A très faible pression (pression maximum 50 à 160 mm CE, suivant le débit) mais à grand ou très faible débit.

Ces ventilateurs sont constitués par une roue à pale (ou hélices), tournant à l'intérieur d'une enveloppe cylindrique plus ou moins longue. Cette enveloppe est parfois réduite à un simple cadre.

L'aspiration se fait à l'un des bouts du cylindre ; la sortie de l'air se fait à l'autre bout.

Le rendement de certains de ces ventilateurs est bon dans un sens et mauvais dans l'autre. C'est pourquoi on a intérêt à les rendre réversibles mécaniquement et non électriquement.

Pour satisfaire à des conditions d'étanchéité, le moteur, électrique ou parfois pneumatique, est généralement logé à l'intérieur de la carcasse, toutes mesures étant prises pour lui faire occuper le minimum de place et pour donner aux surfaces en contact avec les filets d'air des formes aussi aérodynamiques que possible.



Figure IV.8: Ventilateur hélicoïdale.[28]

IV.9. Quantité d'air nécessaire pour aérer une mine souterraine

a) Suivant la quantité de dégagement de gaz (comme CH₄, CO₂)

$$Q = q / 14.4 \times p ; (\text{m}^3/\text{min}) \quad (\text{IV.1})$$

q - quantité de gaz total dégagé dans la mine au cours de 24 heures, en m³ ;

p - teneur en gaz tolérée dans le courant d'air entrant dans la mine, en %.

b) Suivant le plus grand nombre de personnes susceptible de se trouvent en même temps dans le fond de la mine

$$Q = K \times n \times z ; (\text{m}^3/\text{min}) \quad (\text{IV.2})$$

Où :

k- est la norme de la quantité d'air nécessaire pour un travailleur (**k = 6 m³/min**) ;

n- le plus grand nombre de personnes qui se trouvent en même temps dans les ouvrages miniers souterrains ;

Z : coefficient de correction : « **1.05-1.2** ».

a) D'après l'extraction journalière moyenne A jour :

$$Q = q \times A_{\text{jour}} \times k ; (\text{m}^3/\text{min}) \quad (\text{IV.3})$$

Où :

q - norme d'air en fonction de la catégorie de la mine pour le gaz, en **m³ / t** ;

A_{jour} - l'extraction journalière moyenne, en **m³** ;

K – coefficient tenant compte de la norme régulière de l'extraction journalière (**k = 1,05-1,15**) ;

D'après la charge totale de l'explosif.

b) D'après la charge total de l'explosif :

$$Q = 12.5 \times A \times b / t ; (\text{m}^3/\text{min}) \quad (\text{IV.4})$$

Où :

A- charge total d'explosif, en **kg** ;

b- volume de CO théorique qui se forme au cours de l'explosion de **1 kg** d'explosif, en litre (il se forme 40 L suivant les règlements de la sécurité industrielle) ;

t – temps d'aération, en minutes (ne dépasse pas **30 minutes**) ;

On considère que la teneur tolérée en CO dans le courant d'air sortant de la mine après le tir est égale à 0,008 %.

c) Les engins diesel :

La quantité d'air nécessaire est calculée à partir de la formule suivante :

$$Q = (\Sigma a \times n) q \times z ; \quad (\text{m}^3/\text{min}) \quad (\text{IV.5})$$

a : Le nombre total des engins diesel ;

q : La norme de consommation d'aérage par un engin, pour **1 CV : g = 5 m³/min** ;

n : puissance de moteur diesel (**CV**) ;

Z : coefficient de réserve (**z=1.05-1.1**) ;

IV.9.1.2. Circulation de l'air dans la mines et résistance à la ventilation

IV.9.1.2.1. La Dépression et résistance dans les galeries

La caractéristique la plus importante de l'atmosphère d'une mine est la pression (ou la dépression) de l'air, sous l'action de laquelle s'effectue un mouvement d'air.

La circulation d'air dans la mine entre deux points se trouvant à la même profondeur (Figure), est le résultat de la création d'une différence de pression lors de l'injection de l'air.

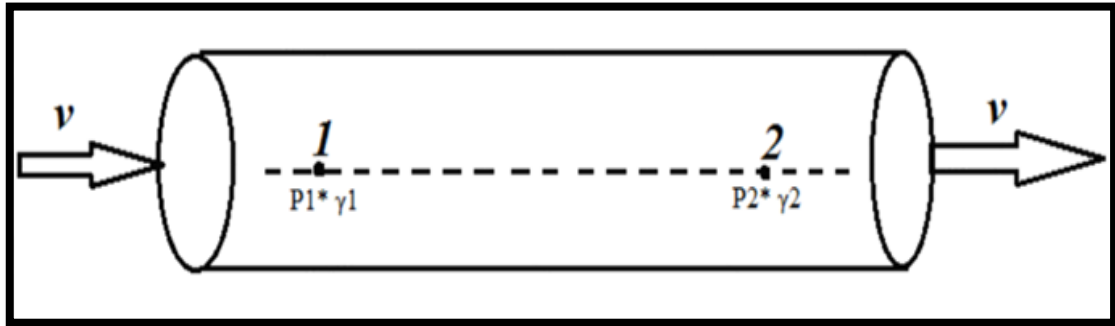


Figure IV.9: Circulation d'air entre deux points dans une galerie souterraine. [25]

De la figure(9), le point (1) est soumis à la pression : $p_1 = \gamma_1 \cdot H$, de même le point

(2) est soumis à la pression $p_2 = \gamma_2 \cdot H$

La dépression h entre les points (1) et (2) serait :

$$h = p_1 - p_2 = (\gamma_1 - \gamma_2) \cdot H \quad (\text{IV.6})$$

La dépression " h " peut s'exprimer aussi en fonction des caractéristiques géométriques de la galerie, elle est donnée par la relation suivante :

$$h = (\alpha \times (1 \times C) \times V^2) / S \quad (\text{IV.7})$$

h - Dépression en (mm H₂O) ;

α - Coefficient de forme de la galerie (m) ;

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

S – Section de la galerie en (m²).

V - vitesse de l'air (ms.).

Le débit d'air " Q " est donné par : $Q = V \cdot S$ donc :

$$V = Q / S \quad (\text{m/s})$$

En remplaçant dans la formule (7), on obtient :

$$h = [\alpha \times (L \times C) Q^2 / S^3] = R Q^2 \quad (\text{IV.8})$$

Tell que :

R - la résistance de la galerie à l'écoulement de l'air, d'où on aura :

$$R = \alpha \times (L \times C) / S^3 ; \quad (\text{kg} \cdot \text{s}^2 / \text{m}^8) \quad (\text{IV.9})$$

D'où :

$$Q = \sqrt{h / R} ; \quad (\text{IV.10})$$

Lors du parcours à travers les ouvrages souterrains, l'air surmonte une suite de résistances locales (tournants, contractions, élargissements, convoyeurs ou train de berlines, aménagements souterrains etc.)

Le passage du courant d'air à travers les obstacles locaux demande une dépense supplémentaire d'énergie, la perte de charge dans ce cas est déterminée par la formule suivante :

$$h_l = \xi \frac{V^2}{2g\gamma} ; \text{ mm CE (Kg/m}^2\text{)} \quad \text{(IV.11)}$$

La valeur de 'ξ 'est généralement déterminée par des formules empiriques, ou des tableaux de référence.

❖ **Changement de direction :**

• **Dans un coude brusque :**

Dans ce cas le coefficient de perte de charge sera :

$$\zeta = \sin^2\left(\frac{\alpha}{2}\right) + 2\sin^4\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad \text{(IV.11)}$$

Tableau IV.3 : coefficient de perte de charge dans un coude brusque.[23]

α (°)	ζ
90	1
60	0,37
45	0,18
30	0,07
15	0,02



Figure IV.10 : coude brusque.

- Dans un coude arrondi :

$$\zeta = \frac{\alpha}{180} [0.314 + 1.847 \left(\frac{D}{2r}\right) 3.5] \quad (\text{IV.13})$$

Où :

α – L'angle de virage (°).

D –Diamètre de la galerie.

r – Rayon de courbure.

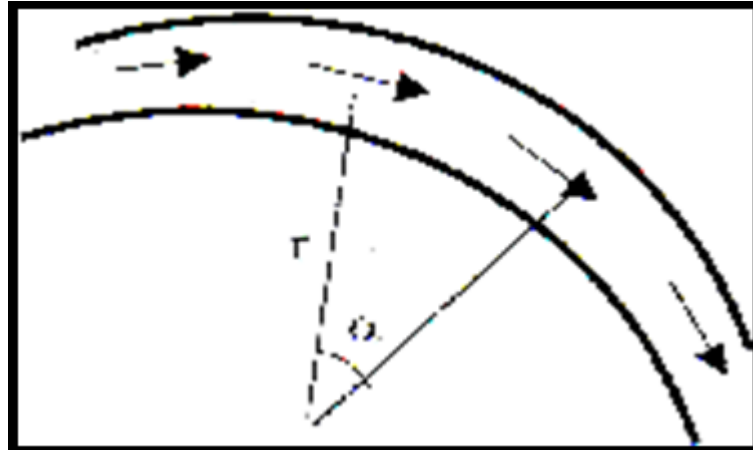


Figure IV.11 : coude arrondi.

- ❖ Changement de section :

- Rétrécissement brusque :

Pour le rétrécissement brusque : $\zeta = 0,5$.

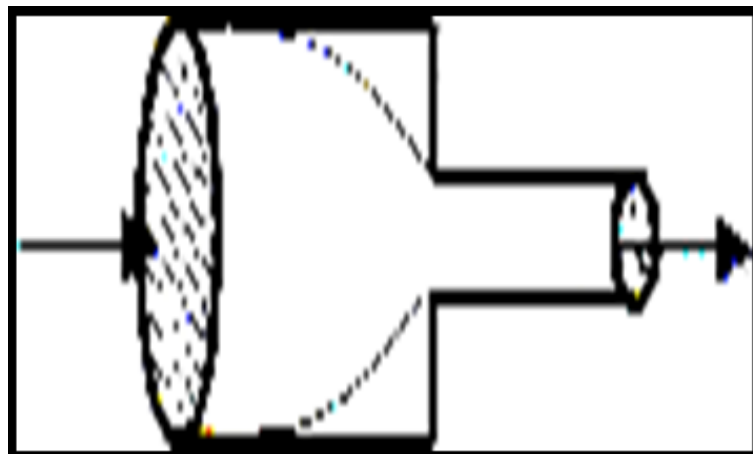


Figure IV.12 : Elargissement brusque.

IV.10. Calcul des besoins d'air dans la mine

Tableau IV.4: Données pour le calcul des besoins d'air dans la Phase 4 niveau 1045.

La mine de Boukhadra	Nombre des travailleurs	Charge total d'explosif (kg)	Puissance des engins en CV
	10	25	308,467

En utilisant les données du tableau .1 et les formules 3, 4 et 5 (chapitre IV) on obtient la quantité d'airen m³/min (tableau IV.2)

1. Suivant le plus grand nombre de personnes susceptible de se trouvent en même temps dans le fond de la mine :

$$Q = K \times n \times z ; \quad (m^3/min)$$

Où :

k- est la norme de la quantité d'air nécessaire pour un travailleur (**k = 6 m³/min**) ;

n- le plus grand nombre de personnes qui se trouvent en même temps dans les ouvrages miniers souterrains ;

Z : coefficient de correction : **(1,05-1,2)** .

AN: $Q = 6 \times 10 \times 1,2$

$Q = 72 \text{ m}^3/\text{min}$

2. D'après la charge totale de l'explosif :

$$Q = 12,5 \times A \times b / t ; (m^3/min)$$

Où :

A- charge total d'explosif, en **kg** ;

b- volume de CO théorique qui se forme au cours de l'explosion de **1 kg** d'explosif, en litre (il se forme 40 L suivant les règlements de la sécurité industrielle) ;

t – temps d'aération, en minutes (ne dépasse pas **30 minutes**) ;

On considère que la teneur tolérée en CO dans le courant d'air sortant de la mine après le tir est égale à 0,008 %.

A=25 kg ;

Et :

➤ 1 kg d'explosif en litre il se forme 40 litre ;

Donc :

$$b=25 \times 40 = 1000 \text{ L} = 1 \text{ m}^3$$

AN:

$$Q = (12,5 \times 25 \times 1) / 30 \\ = 10.41 \text{ m}^3/\text{min}$$

3. Les engins diesel :

La quantité d'air nécessaire est calculée à partir de la formule suivante :

$$Q = (\Sigma a.n) q.z ; \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

a : Le nombre total des engins diesel ;

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

n : puissance de moteur diesel (CV) ;

Z : coefficient de réserve ($z=1.05-1.1$).

AN:

$$Q = 308,467 \times 5 \times 1,1$$

$$Q = 1696,56 \text{ m}^3/\text{min}$$

Tableau IV.5: Les débits d'air en (m^3/min) nécessaire pour aérer la Phase 4 niveau 1045 de Boukhadra.

La mine de Boukhadra	Pour les travailleurs en m^3/min	Pour les explosif en m^3/min	Les engins miniers diesel en m^3/min
	72	10.41	1696.56

4. Calcul La Dépression et résistance dans les galeries :

$$h = (\alpha \times (1 \times C) \times V^2 / S)$$

h - Dépression en (mm H₂O) ;

α - Coefficient de forme de la galerie (m) ;

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

S – Section de la galerie en (m²) ;

V- vitesse de l'air (ms.).

Le débit d'air "**Q**" est donné par : **Q = V.S**

Donc :

$$V = Q/S \text{ (m/s)}$$

$$h = [\alpha \times (L \times C) Q^2 / S^3] = RQ^2$$

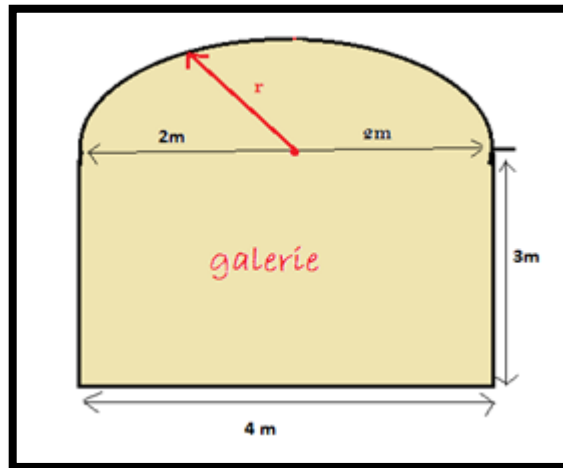


Figure IV.13. Dimension de la galerie ou le niveau 1045 axe nord.

AN :

❖ **périmètre de la galerie (m) :**

• **périmètre du demi-cercle :**

$$C_1 = 2\pi.r ;$$

$$C_1/2 = 2\pi.r/2$$

$$C_1/2 = \pi.r$$

$$C_1 = 2. \pi.r \quad \text{avec } r = 2\text{m}$$

$$C_1 = 6.38 \text{ m}$$

❖ Périmètre du rectangle : 4×3

$$C_2 = 4 + 3 + 3$$

$$C_2 = 10 \text{ m}$$

Alors : périmètre de la galerie égale **16.38m** ;

$$h = [\alpha \times (L \times C) Q^2 / S^3] = R Q^2$$

$$h_3 = [\alpha \times (L_3 \times C) Q^2 / S^3] = R_3 \times Q^2$$

$$= 0.29 \times (6)^2$$

$$= 10.44 \text{ mmCE}$$

$$h_2 = [\alpha \times (L_2 \times C) Q^2 / S^3] = R_2 \times Q^2$$

$$= 1.205 \times (6)^2$$

$$= 43.38 \text{ mmCE}$$

$$h_1 = [\alpha \times (L_1 \times C) Q^2 / S^3] = R_1 \times Q^2$$

$$= 2.05 \times (6)^2$$

$$= 73.8 \text{ mmCE}$$

$$\Delta h = \Delta h_1 + \Delta h_2 + \Delta h_3 \text{ (mmCE)}$$

$$\Delta h_T = 127.62 \text{ mmCE}$$

5) Calcul la résistance de la galerie à l'écoulement de l'air :

$$R = \alpha \times (L \times C) / S^3; \quad (\text{kg} \cdot \text{s}^2 / \text{m}^8)$$

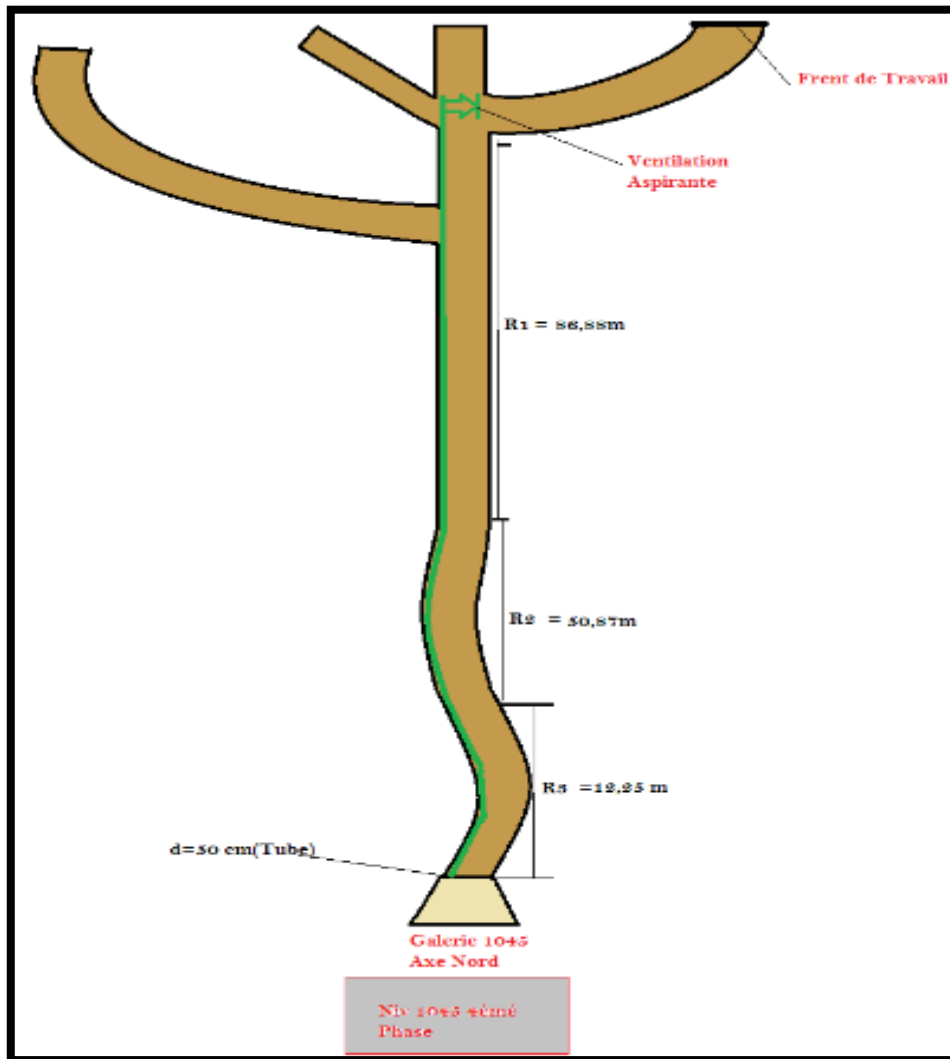


Figure IV.14. Circuit d'air en série (Phase 4).

Voir l'annexe (B)

Ou :

R : résistance de la galerie.

α : coefficient de résistance aérodynamique de chaque type d'ouvrage (0.0015-0.0025) pour les galeries, (0.003-0.0035) pour les cheminées »

C : périmètre de l'ouvrage (m) :

$$C_g = 16,38 \text{ m (pour la galerie),}$$

$$R3 = \alpha \times (L3 \times C) / S^3$$

$$= 25 \times 10^4 (12,25 \times 16,38) / (12)^3 = 2,9 \times 10^{-4} \text{ Kmu} = \mathbf{0,29 \text{ murge}}$$

$$R2 = \alpha \times (L2 \times C) / S^3$$

$$= 25 \times 10^4 (50,87 \times 16,38) / (12)^3 = 12,05 \times 10^{-4} \text{ Kmu} = \mathbf{1,205 \text{ murge}}$$

$$R1 = \alpha \times (L1 \times C) / S^3$$

$$= 25 \times 10^4 (86,88 \times 16,38) / (12)^3 = 20,5 \times 10^{-4} \text{ Kmu} = \mathbf{2,05 \text{ murge}}$$

$$Rt = R1 + R2 + R3$$

$$Rt = \mathbf{3,545 \text{ murge}}$$

On a:

$$\Delta H = R \times Q^2$$

$$Q^2 = \Delta H / R$$

$$Q = \sqrt{\Delta H / R}$$

$$Q3 = \sqrt{\Delta H3 / R3} = \mathbf{6 \text{ m}^3/\text{s};}$$

$$Q2 = \sqrt{\Delta H2 / R2} = \mathbf{6 \text{ m}^3/\text{s};}$$

$$Q1 = \sqrt{\Delta H1 / R1} = \mathbf{6 \text{ m}^3/\text{s};}$$

$$QT = \mathbf{18 \text{ m}^3/\text{s}}$$

Tableau IV.7: Calcul de la dépression total de la phase 4 Niveau 1045.

Désignation des lieux	Section m ²	S ³ en m ⁶	a. 10 ⁻⁴	C m	L m	R kmurge .10 ⁻⁴	Q m ³ /s	Q ² m ⁶ / s	ΔH mmC E
Galerie [1]	12	1728	25	16.38	86.88	20.5	6	36	73.8
Galerie [2]	12	1728	25	16.38	50.87	12.05	6	36	43.38
Galerie [3]	12	1728	25	16.38	12.25	2.9	6	36	10.44

Interprétation des résultats :

Sur la base de ces résultats, nous avons calculé tous les paramètres du circuit de ventilation, et nous avons constaté que si la longueur de la structure (galerie) est trop longue, cela entraînera une réduction significative du volume d'air. D'autre part, la perte de charge augmente et la résistance diminue.

IV.12. Proposition d'une solution pour résoudre le problème de fermeture des chantiers après le processus de tir

D'après les résultats de calcul, l'aérage naturel couvrir tous les besoins du la mine en air, Il y a un problème. Nous le rencontrons lors l'opération de tir, ce problème est la ralentit du processus de ventilation des chantiers, pour cela il est nécessaire d'installer un ventilateur aspirante au niveau de la sortie d'air (galerie), pour assurer l'aérage instantané des chantiers lors l'opération du tir et pour unebonne productivité de la mine

Pour choiser le ventilateur optimal pour aérer les chantiers, elle doit fournir au moins un débit plus que de l'aérage Natural +2 m³/s (pour les petites mines, production ≤100 tn/j).

❖ Puissance de ventilateur :

La puissance de ce ventilateur est donnée par la formule suivante :

$$W = 9.81 \times Q \times \Delta H / r$$

Ou :

$$Q: \text{débit d'air en m}^3/\text{s}; Q = \Delta Q + 2 \rightarrow Q = 18 + 2 = 20 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\Delta Q = 18 \text{ m}^3/\text{s}$$

ΔH : perte de charge du circuit d'air ; $\Delta H = R \times Q^2$

$$\Delta H = 127,62 \text{ mmCE}$$

R : rendement du ventilateur ; on choisit le rendement de ventilateur $R = 0.7$

$$W = 9.81 \times 18 \times 127.62 / 0.7 \text{ watt}$$

$$W = 32193.05 \text{ watt}$$

$$W = 32.193 \text{ KW}$$

La puissance du ventilateur doit être égale à **32 KW**

D'après mes recherches j'ai choisi **VENTILATEUR « SERPENT ATLAS COPCO AVH90 »**



Figure IV.15. Ventilateur ATLAS COPCO AVH90. [23]

❖ **Les Caractéristiques Techniques :** Voir l'annexe (C). [23]

- Débit l'air : 8—22 m³/s
- La Puissance : 37—90 KW

Conclusion

Après avoir présenté les gaz et l'environnement minier, nous avons exposé une généralité la ventilation minière. Nous avons examiné minutieusement les calculs des besoins d'air. Nous avons remarqué que la plus part des temps sont consacré au soufflage naturel après les travaux de tir (presque 4 heures après chaque tir).

Nous envisageons, en perspectives, d'installer un ventilateur pour diminuer le temps des opérations d'exploitation et améliorer la qualité de l'air.

CONCLUSION

GENERALE

CONCLUSION GENERALE

La ventilation est une partie indispensable pour assurer un fonctionnement normal des opérations souterraines, assurant la sécurité et la respiration des employés en éliminant les gaz nocifs associés à l'utilisation d'explosifs et des moteurs diesels. Le passage de l'air dans les galeries dépend plus ou moins de sa section, de sa forme et de sa longueur.

Les ventilateurs sont les poumons la mine souterraine. C'est pourquoi le calcul et la conception de ces machines est une préoccupation des constructeurs et utilisateurs.

Après avoir entamé la présentation de l'entreprise et méthodes d'exploitation utilisées, nous avons exposé une généralité sur l'aérage souterrain. Nous avons examiné minutieusement les calculs des besoins d'air.

Nous avons remarqué que la plus part des temps sont consacré au soufflage naturel après les travaux de tir (4 heures après chaque tir).

Nous envisageons, en perspectives, d'installer un ventilateur pour diminuer le temps des opérations d'exploitation et améliorer la qualité de l'air.

REFERENCE

BIBLIOGRAPHIQUE

❖ En français

- [1] **DED.**, Rapport géologique actualisé de Boukhadra, 2012, p24.
- [2] **AZOUZN.**, Document 4^{ème} étage projet niveau 1045-1105, Mine de fer de l'est, Boukhadra, 2016, p 29.
- [3] **CHIBKA N.**, Exploitation des gisements métallifères. Edition Office des Publications universitaires, 1980, pp. 116-180.
- [4] **DED.** , Plan de développement et exploitation de Boukhadra, 2013, p10.
- [5] **Smaili Z.**, Rapport sur l'exploitation souterraine de Boukhadra, 1990, p89.
- [6] **MERAH**, Cours-de-mine-souterraine,p52.
- [7] **BourouhA.** Cours de creusement des ouvrages souterrains ,3^{ème} licences mestrel ,2017.
- [8] **B.BOKY.**, exploitation des mines, Edition Mir, Moscou, 1968, p796.
- [9] **Howard L. Hartman.**, sme mining engineering Handbook, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado, 1992, p.2088.
- [10] **F BENHALIMA** et **T RERIBALLAH**, mémoire de fin d'étude 2016/2017. Contribution à l'étude de l'exploitation souterraine de Boukhadra, état actuel, perspectives, et impact sur l'environnement. **F BENHALIMA, T RERIBALLAH.**
- [11] **Yrd.Doç.Dr.Mehmed** alihindistan, Hacettepe University-Mining Engineering Department, 06800 Beytepe/ANKARA, Ofis: (0312) 780 76 66.
- [12] **Bouaza Fatma** et **Boudiar Taki-eddine.**, Optimisations des paramètres d'exploitation de la 4^{ème} phase de la mine souterraine de Boukhadra, mémoire de master, université Larbi Tebessi, 2016, p 112.
- [13] **Gobbi Ridha.**, analyse de la stabilité des ouvrages miniers, cas de la mine de Boukhadra, mémoire de master, université Larbi Tebessi ,2015.p70.
- [14] **A. Mira.**, Cours processus exploitation en souterrain_S2, université Bejaïa .Département des Mines et Géologie, p 18.
- [15] **PoulardF**, exploitations minière et traitement des minerais, 2017, p40-48.
- [16] **Bach-Tobdji**, [juin1990], "Contribution à l'étude géotechnique sur, la stabilité des talus dans les mines à ciel ouvert ; Exemple : mine de Boukhadra",

Références bibliographiques

Mémoire en vue de l'obtention de diplôme d'Ingénieur d'Etat en génie minier à l'ENP.

➤ [17] **ABD HAK** .Etude de projet final de gisement de fer mine boukhadra. Entreprise nationaldu Fer et du phosphate.1992.

➤ [18] Métallurgie voyage en industrie cap sciences, 2006.

➤ [19] https://fr.wikipedia.org/wiki/mineraide_fer/,consultéle:01/04/17.

➤ [20] <http://www.usinenouvelle.com/article/>, consulté le: 17/04/2017.

➤ [21]<https://www.journaldunet.fr/patrimoine/guide-des-finances-personnelles/1146972-prix-des-metaux-les-tarifs-des-metaux-en-juin-2021/>.

➤ [22] **Taleb Narsis S.**, mémoire de magistère: contribution à l'étude d'impact de l'exploitation du gisement ferrifère de la mine de l'Ouenza sur l'environnement, 2012, p90.

➤ [23] <http://www.firstbreak.conz/Mining/Products/ventilation.html>.

➤ [24] livre d'exploitation des mines B.BOKY « Edition Mir Moscou 1968» p (725 -778).

➤ [25] mémoire d'ingénieur d'état en Géologie « 2007-2008UNIVERSITE FERHAT ABBAS-SETIF » Contribution à l'étude des problèmes environnementaux et de sécurité sur l'exemple de la mine souterraine de Chaabet El-Hamra (Ain Azel, Wilaya de Sétif) p (30-34).

➤ [26] **HASBELLAOUI, M** document Word ‘‘exploitation souterraine’’ Institut Algérien des Mines Expert en Etudes géologiques et minières (Générale des Mines).

➤ [27] document Recommandation de L'AFTES « ventilation des ouvrages souterrain en cour de construction » « tunnels et ouvrages souterrain N - 176 – Mars / avril 2003»p.

➤ [28] mémoire de fin d'étude en vue d'obtenir le diplôme D.E.U.A « option électromécanique». Calcul du circuit de ventilation (dans les conditions de la mine de boukhadra) 2004-2005 université Tébessa page (14-15 ,22-24).

➤ [29] la thèse de **Mr Sadaaoui** étude d'aérage par la méthode budryck dans les conditions de la mine d'Ain Mimoun p (67-73).

Références bibliographiques

❖ En anglais

- SME Mining engineering Hand book-2nd Edition Volume 1-Howard L.Hartman.
- Mine ventilation and air conditioning, 3th-edition-Howard L.Hartman Jan M.Mutmansky-Raja V.Ramani.

❖ SitesWeb

- <https://fresques.ina.fr/memoires-de-mines/fiche-media/Mineur00355>
- <http://www.wikipédia.org/>
- <http://www.ventilation-industrie.fr/>
- <https://www.knmining.com/collections/ventilation-miniére>

Annexes

ANNEXE A

1. Introduction

L'exploitation des ressources minières en Algérie est très ancienne et les potentialités minières sont très diversifiées, cependant les premières exploitations concernaient les anciens gisements comme le fer, zinc, plomb...etc.

Les substances minérales étant des ressources non renouvelables, leur exploitation devrait être soutenue par une démarche intégrée pour stimuler et servir de point d'ancrage pour le développement d'activités productives durables. Pour une participation accrue des ressources minérales à l'amélioration des conditions de vie des populations, particulièrement celles des habitants des régions minières, les politiques et stratégies devraient être réorientées et prendre en compte les besoins prioritaires de ces populations notamment en soutenant les secteurs tels que l'agriculture, la santé, les transports, l'emploi, l'éducation et la formation.

2. Définition du minerai de fer

Le minerai de fer est une roche contenant du fer, généralement sous la forme d'oxydes, comme l'hématite.

Le fer est le deuxième métal le plus courant après l'aluminium, figure à la quatrième place des éléments de l'écorce terrestre, il est utilisé lorsque le roc est suffisamment riche pour être extrait de façon économique.

Par rapport à leur teneur en fer, les minerais sont classés en :

- Minerais pauvres : $Fe \leq 30 \%$
- Minerais moyens : $Fe = 30 \% \div 50 \%$
- Minerais riches : $Fe > 50 \%$

La teneur en fer des minéraux natifs est comprise entre des limites approximatives :

- Minéraux magnétiques : $Fe = 50 \% \div 67 \%$
- Minéraux d'hématite : $Fe = 30 \% \div 65 \%$

- Minéraux de limonite : Fe = 25 % ÷ 45 %
- Minéraux carbonates : Fe = 30 % ÷ 40 % [19].

3. Catégories des roches du minerai de fer

Le minerai de fer est extrait et broyé avant d'être raffiné dans des hauts fourneaux. Il existe un nombre important des roches contenant du minerai de fer. Elles sont en général réparties en plusieurs catégories : les minerais oxydés, les carbonates, les minerais sulfurés et les silicates [19].

Tableau A.1. Différentes catégories des roches qui contiennent du minerai de fer.

Minerai	Répartition chimique	Couleur	Caractéristiques
Minerais oxydés			
Magnétite Fe ₃ O ₄	72,36% fer 27,64 % oxygène	Gris foncé à noir	C'est une roche très magnétique avec laquelle on utilise des techniques de concentration magnétique pour produire ensuite des produits de haute qualité.
Hématite Fe ₂ O ₃	69,94% fer 30,06% oxygène	Gris acier à rouge vif	L'hématite est l'un des principaux minerais de fer. Cette roche a une dureté de 5,5 à 6,5 selon la famille à laquelle elle appartient. C'est la forme de roche la plus répandue à la surface de la terre et le plus souvent employée dans l'industrie.
Limonite (ou Hématite brune) FeO(OH).nH ₂ O	62,85% fer 27,01% oxygène 10,14% eau	Jaune ou marron, parfois noir	C'est également une source importante de minerais à travers le monde. Elles sont à la fois oxyde et hydroxyde de fer. La goethite qui est une sorte de limonite se rencontre souvent en association avec de l'hématite.
Ilménite FeTiO ₃	36,80% fer 31,57% titane 31,63% oxygène	Noir	On la rencontre parfois en association avec de petites quantités de magnétite. Elle est généralement exploitée pour le titane qu'elle contient. Le minerai de fer est extrait en tant que sous-produit au cours du traitement de la roche. Contrairement à l'hématite ou à la magnétite, cette roche n'est pas magnétique.
Les carbonates			

Annexe

Sidérite Fe CO ₃	48,20% fer 37,99% CO ₂ 13,81% oxygène	Blanche à gris vert, elle peut virer au brun, en présence d'humidité	Les sidérites contiennent en général une proportion assez variable de calcium, magnésium ou manganèse.
Les silicates			
Chamosite, Stilpnomélane, Greenalite, Minnesotaite, Grunerite.	La formulation chimique est difficile car nous sommes en présence d'un groupe très complexe d'aluminosilicates alcalins de magnésium, aluminium, manganèse, baryum et fer. Les minerais de ce type, bien que d'une importance assez limitée en tant que tels pour la production de minerai de fer, présentent un certain intérêt en tant que source de minerais oxydés.		
Les sulfurés			
pyrite FeS ₂	46,55% fer 53,45% soufre	Jaune cuivré	Cette roche est souvent connue sous le nom d'or des fous du fait de sa grande ressemblance avec l'or. Elle est la roche contenant du minerai de fer la plus répandue. Comme l'ilménite, elle n'est souvent pas exploitée pour le fer qu'elle contient mais pour sa teneur en soufre. Le fer en est le sous-produit le plus communément extrait.
pyrrhotite FeS ₂	60,4% fer 39,6% soufre	Bronze	
marcassite FeS ₂	46,55% fer 53,45% soufre	Jaune cuivré	Très proche de la pyrite, de même composition chimique mais de forme cristalline différente

1. Généralité sur le fer dans le monde

Le fer est l'un des métaux les plus utiles, l'être humain sert depuis plus de 5000 ans. À preuve, des objets en fer fondu datant d'environ 3000 ans.

Aujourd'hui, on utilise 20 fois plus de fer, sous forme d'acier, que tous les autres métaux principaux réunis. Presque tout le minerai de fer extrait dans le monde sert à élaboration de l'acier, dont les applications très diverses .vont de la fabrication d'immenses ponts, de camion, de trais, de navires, de moteurs et de machines...etc.[18].

2. la production mondiale du minerai de fer

La production mondiale de minerai de fer a atteint 3320 millions de tonnes en 2015, soit une légère diminution par rapporte à 2014 avec une production de 3420 millions de tonnes, de très loin la Chine comme le premier producteur et le leader du marché du minerai de fer, avec 1,38 milliard de tonnes de minerai extraites, et, loin derrière, l'Australie avec 824 Mt et le Brésil de 428 Mt sont dans cet ordre les plus importants pays producteur et fournisse a eu trois plus de la production mondiale. Et on trouve Inde et Russie dans la quatrième classe avec une production de 129 Mt et 112Mt respectivement. [20]

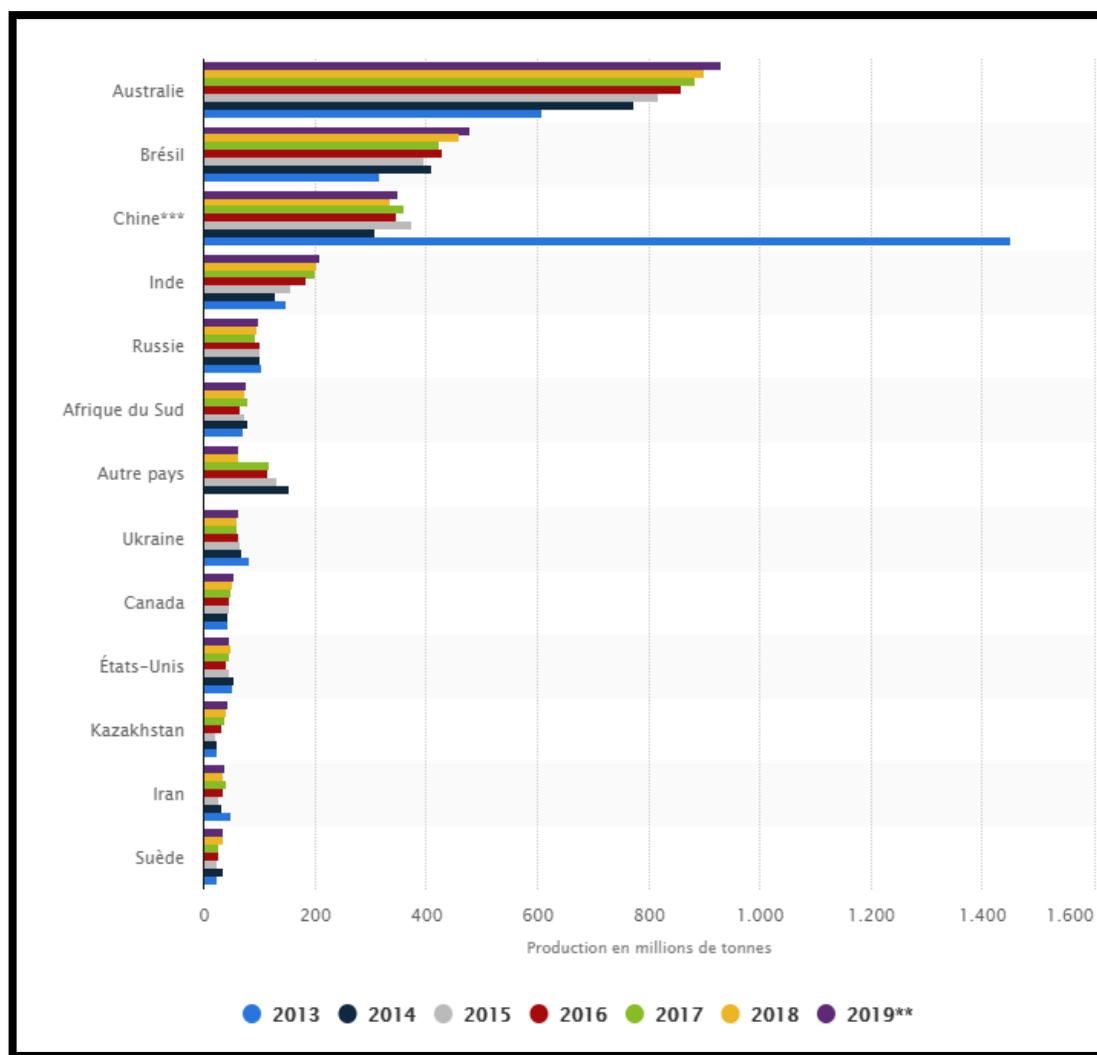


Figure A.1. Représentation de la production mondiale du minerai de fer (2013 et 2019).

4. Utilisation de fer dans le monde

Traditionnellement, deux principaux types de produits peuvent être distingués : les plats et les longs.

- Les produits plats en feuilles ou bobines comprennent les plaques, les feuillards, les tôles minces nues ou revêtues.

- Les produits longs regroupent principalement on : des profils lourds du type poutrelles, rails et fils. Ce sont des produits *semi-finis* qui entreront dans le processus de fabrication de différentes industries allant du bâtiment, d'automobiles, de boîtes de conserves alimentaire, demain de sidérurgie...etc [18].



Figure A.2. Le prix du fer depuis janvier 2006.[21]

En avril **2021**, le prix du fer s'établit à **180 dollars la tonne**, en hausse de 6,9% sur un mois et de 112,2% sur un an.[21]

L'abondance de l'offre et le ralentissement de la demande tirent les prix vers le bas. Alors que les prix avaient triplé entre 2006 et 2011, ils sont redescendus depuis pratiquement à leur niveau d'avant-crise. La Chine, l'Australie et le Brésil sont les principaux pays producteurs.

Métal	Prix
Acier	0,758 €/kg
Inox	2,361 €/kg
Aluminium	1,902 €/kg
Or	50,9 €/g
Argent	0,7 €/g
Cuivre	7,646 €/kg
Fer	0,147 €/kg
Plomb	1,65 €/kg
Zinc	2,32 €/kg
Ferraille	0,32 €/kg

Figure A.3. Les prix des métaux en juin 2021. [21]

I.7. Les différents gisements de minerai de fer en Algérie

L'essentiel du potentiel géologique se trouve au Sud-Ouest du pays avec 3,5 milliards de tonnes à 57% Fe. Il s'agit des gisements de Mecheri Abdelaziz et de Gara Djebilet, situés à 250km à l'Est de Tindouf. (Voir la figure au-dessous)

Le potentiel localisé au Nord du pays est évalué à environ 70 millions de tonnes réparties entre les gisements d'Ouenza et Boukhadra dans la wilaya de Tébessa (60 Millions de tonne) et l'indice de Djebel Hanini dans la wilaya de Sétif (12 Millions de tonnes à 60% Fe)

Par ailleurs, la recherche minière a dénombré près de 150 occurrences ferrifères sur l'ensemble du pays. Les occurrences sont distribuées dans l'Ougarta, Le Bassin Tindouf, dans le Hoggar et la Chaîne de l'Atlas.

Tableau A.2. Les principaux gisements de fer en Algérie.

Localisation du gisement de minerai de fer	La wilaya	réserve de gisement (Mln de tonnes)	La teneur (%)
Djebel Hanini	Sétif	3,7	55
Gara Djebilet	Tindouf	1540	56
Mecheri Abdelaziz	Tindouf	702	52
Rouina	Ain Defla	2,8	40
Boukhadra	Tébessa	41,7	51
Ouenza	Tébessa	80,3	59,5
Beni Safe	Ain Timmochent	15,3	53
Chaabat-El-Balout	Souk-Ahras	5,3	53

Annexe

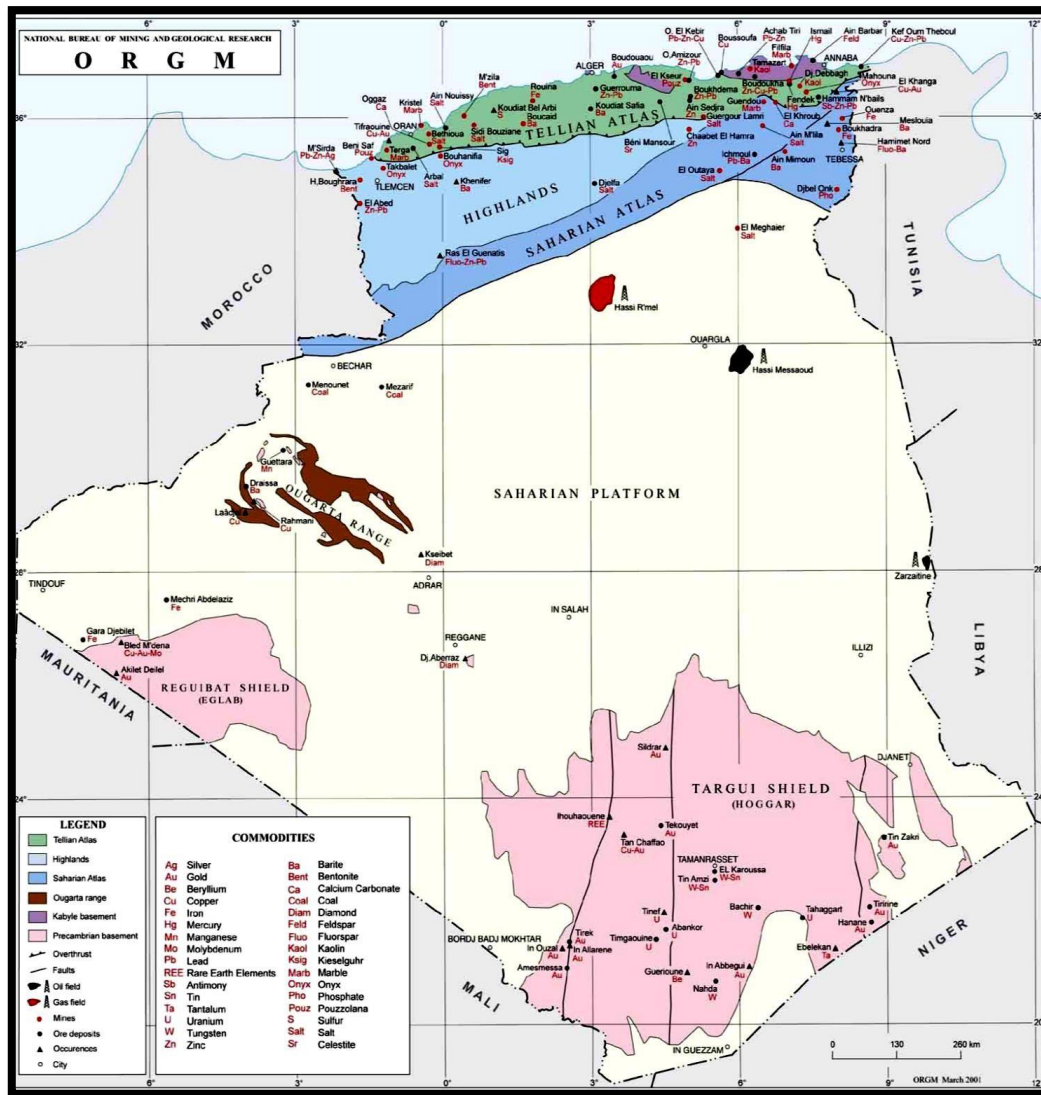


Figure A.4. Carte des Potentialités Minières en Algérie (O.R.G.M).[22]



ANNEXE B

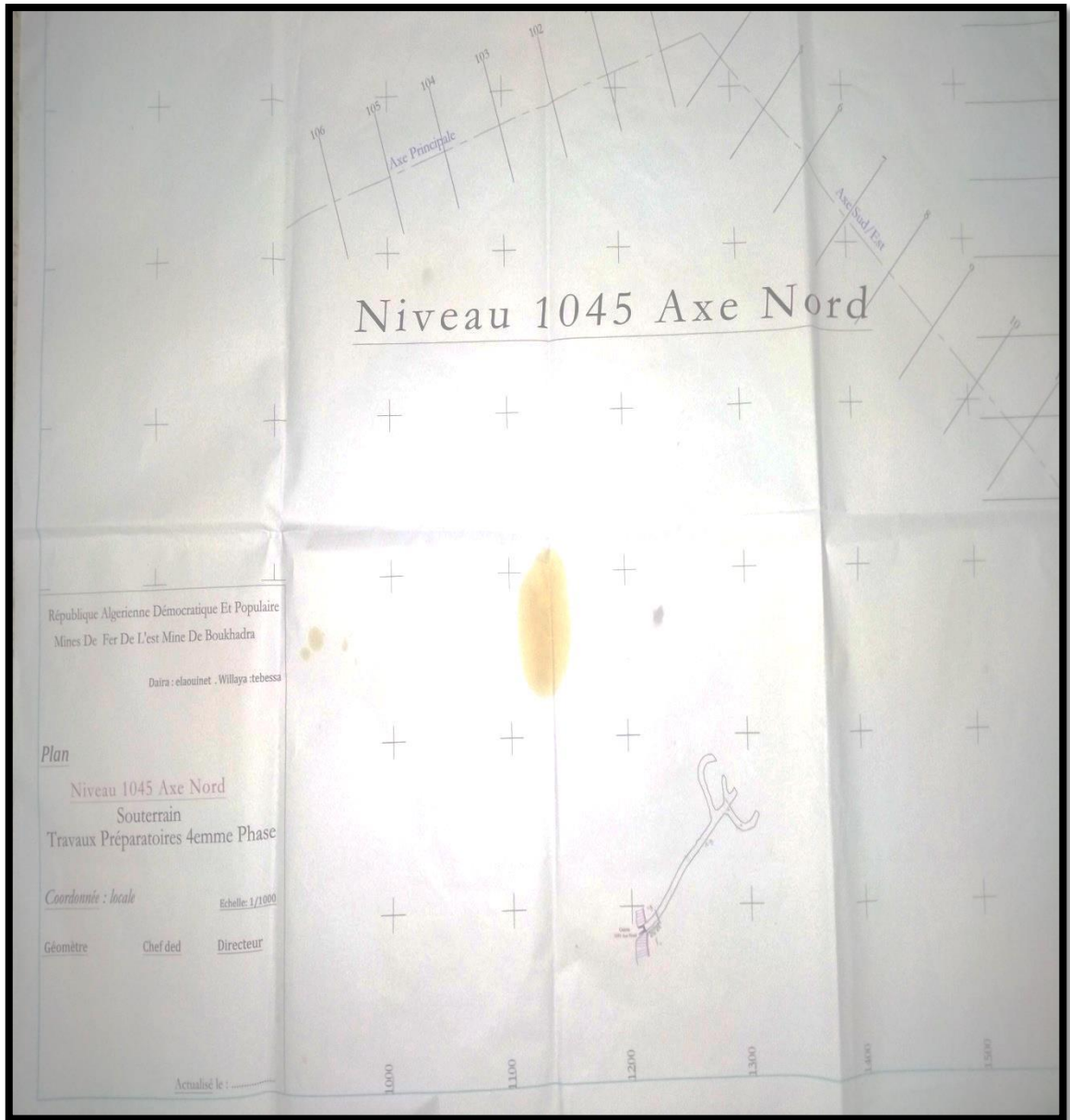


Figure B.1.Niveau 1045 Axe Nord.[1]

ANNEXE C

❖ Les caractéristiques techniques (ventilateur atlas copco avh90) :

FANS									
	AVH63	AVH71	AVH90	AVH100	AVH125	AVH140	AVH160	AVH180	AVH224
Approximate flow rate (m³/s)	3 – 9	4–13	8 – 22	10 – 24	14 – 42	20 – 48	22 – 70	40 – 120	<200
Approximate flow rate (ft³/min)	6357 – 19071	8476 - 27547	16952 - 46618	21190 - 50856	29666 - 88998	42380 - 101712	46618 - 148330	84760 - 254280	<423800
1-stage (kPa/Inch H2O)	1.3–2.2 / 5.2-8.8	1.3–2.3 / 5.2-9.2	3.5–4.3 / 14.0-17.3	3.8–4.4 / 15.3-17.7	1.5–2.6 / 6.0-10.4	1.2–2.2 / 4.8-8.8	1.3–2.2 / 5.2-8.8	1.5–3.5 / 6.0-14.1	1.0–2.0 / 4.0-8.0
2-stage (kPa/Inch H2O)	2.5–4.5 / 10.0-18.1	2.6–4.6 / 10.4-18.5	7.0–8.6 / 28.1-34.5	7.3–8.7 / 29.3-34.9	2.9–5.1 / 11.6-20.5	2.3–4.3 / 9.2-17.3	2.5–4.3 / 10.0-17.3	3.0–7.0 / 12.0-28.1	1.5–4.0 / 6.0-16.1
3-stage (kPa/Inch H2O)	4.0–6.5 / 16.1-26.1	4.1–6.6 / 16.5-26.5	10.1–12.5 / 40.5-50.2	10.3–12.6 / 41.4-50.6	4.5–7.7 / 18.1-30.9	3.5–6.4 / 14.1-25.7	3.8–6.4 / 15.3-25.7	5.0–10.3 / 20.1-41.4	2.0–5.7 / 8.0-22.9
4-stage (kPa/Inch H2O)	5.0–7.5 / 20.1-30.1	5.2–8.5 / 20.9-34.1	12.8–16.0 / 51.4-64.2	12.9–16.2 / 51.8-65.0	6.0–9.5 / 24.1-38.1	4.6–9.5 / 18.5-38.1	5.1–8.5 / 20.5-34.1	-	-
Nominal power (50Hz) (kW)	5.5 - 30	7.5 - 37	37 - 110	37 - 110	37 - 110	37 - 132	37 - 200	132 - 500	110 - 400
Nominal power (60Hz) (kW)	11 - 37	15 - 37	75 - 110	76 - 110	75 - 200	75 - 200	75 - 355	200 - 500	160 - 500
Impeller speed (50/60 Hz) (rpm)	3 000 / 3 600	3 000 / 3 600	3 000 / 3 600	3 000 / 3 600	1 500 / 1 780	1 500 / 1 780	1 500 / 1 780	1 500 / 1 780	1 000 / 1 200
Impeller blades (pcs)	8	8	8	8	8	8	10	10	10/12
L1 Length (mm/Inch)	3 398/133.8	3 504/138.0	4 084/160.8	4 189/164.9	6 000/236.2	6 000/236.2	7 200/283.5	7 303/287.5	8 470/333.5
L2 Length (mm/Inch)	4 448/175.1	4 704/185.2	5 464/215.1	5 574/219.4	7 600/299.2	7 600/299.2	9 000/354.3	9 203/362.3	10 570/416.1
L3 Length (mm/Inch)	5 498/216.5	5 904/232.4	6 844/269.4	6 959/274.0	9 200/362.2	9 200/362.2	10 800/425.2	11 103/437.1	12 670/498.8
L4 Length (mm/Inch)	6 548/257.8	7 104/279.7	8 224/323.8	8 344/328.5	10 800/425.2	10 800/425.2	12 600/496.1	13 003/511.9	14 770/581.5
Inner diameter (mm/Inch)	630/24.8	710/28	900/35.4	1000/39.4	1250/49.2	1400/55.1	1600/63	1800/70.9	2240/88.2
D1 Diameter (mm/Inch)	871/34.3	955/37.6	1 172/46.1	1 275/50.2	1 543/60.7	1 728/68.0	1 941/76.4	2 144/84.4	2 595/102.2
D2 Diameter (mm/Inch)	904/35.6	980/38.6	1 155/45.5	1 255/49.4	1 578/62.1	1 815/71.5	1 985/78.1	2 229/87.8	2 590/102.0
H1 Height, from bottom to fan center point (mm/Inch)	440/17.3	470/18.5	551/21.7	581/22.9	794/31.3	956/37.6	1026/40.4	1170/46.1	1315/51.8
Nominal power (kW)	9 - 25	11 - 37	37 - 90	45 - 110	45 - 160	45 - 160	75 - 315	132 - 500	132 - 500
Weight, Fan unit (depending on motor) (kg)	approx. 360	approx. 500	approx. 1 000	approx. 1250	approx. 1 500	approx. 1460	approx. 2100	approx. 3550	approx. 5800

FLEXIBLE DUCTING								
	AIROLITE S (Steel ring)	AIROLITE S (Zipper function)	TITAN S (Steel ring)	TITAN S (Zipper function)	AIROLITE A (Steel ring)	AIROLITE A (Zipper function)	TITAN A (Steel ring)	TITAN A (Zipper function)
Diameter (mm)	300 - 1800	500 - 3000	300 - 1800	500 - 3000	300 - 1800	500 - 3000	300 - 1800	500 - 3000
Section length (m)	10 - 200	10 - 200	10 - 200	10 - 200	10 - 200	10 - 200	10 - 200	10 - 200
Bend	-	-	30°/45°/60°/90°	30°/45°/60°/90°	-	-	30°/45°/60°/90°	30°/45°/60°/90°
Branch	-	-	30°/45°/60°	30°/45°/60°	-	-	30°/45°/60°	30°/45°/60°
T-Branch	-	-	YES	YES	-	-	YES	YES
Y-Branch	-	-	90°	90°	-	-	90°	90°
Duct cone, duct diameter range (mm)	-	-	400 - 1800	600 - 3000	-	-	400 - 1800	600 - 3000
Duct adapter, duct diameter range (mm)	-	-	500 - 1800	500 - 3000	-	-	500 - 1800	500 - 3000
Repair sleeve, length (m)	-	-	-	1.0/3.0/5.0	-	-	-	1.0/3.0/5.0
Weight (g/m²)	500	500	600	600	500	500	600	600

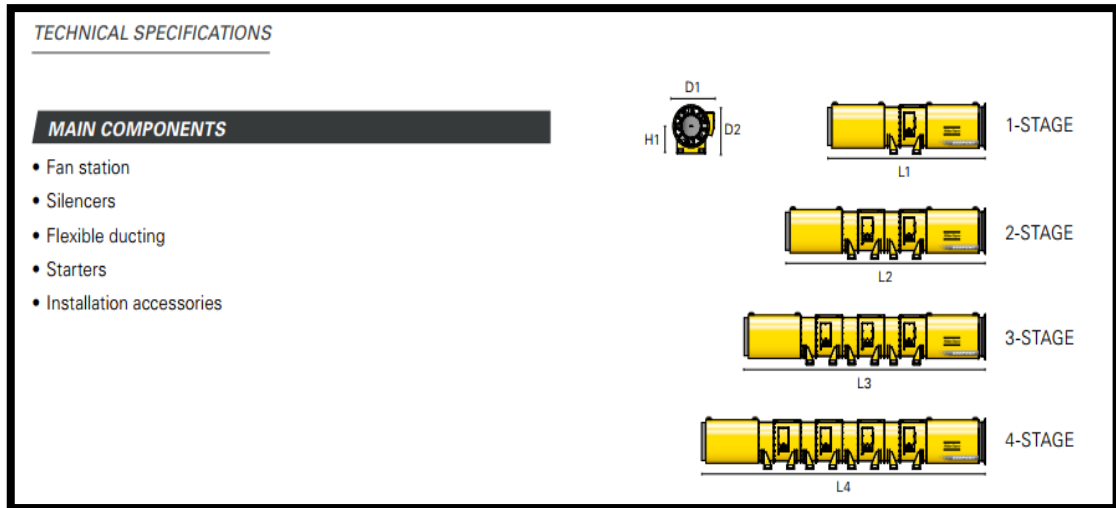


Figure C.1.Caractéristique technique du ventilateur. [23]

Conversation:

1kmurgue=103murgue

1mmCE = 9.867 murgue