

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département : Génie Minier
Mémoire de projet de fin d'études pour
l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Etude des paramètres de productivité
d'une exploitation souterraine.
Cas de la mine Chaabat El Hamra
(W. Sétif)**

Présenté par : KADRI Bourhene-eddine
Sous la direction de M. Elabas MOUSSAOUI

Présenté(e) et soutenue publiquement le (03/10/2022)

Composition du Jury :

Président	Dr Sami YAHYAOUI,	MCA	ENP
Promoteur	M .Elabas MOUSSAOUI,	MAA	ENP
Examineur	M .Rachid GACEM,	MAA	ENP

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique



ENOF

Département : Génie Minier
Mémoire de projet de fin d'études pour
l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Etude des paramètres de productivité
d'une exploitation souterraine.
Cas de la mine Chaabat El Hamra
(W. Sétif)**

Présenté par : KADRI Bourhene-eddine

Sous la direction de M. Elabas MOUSSAOUI

Présenté(e) et soutenue publiquement le (03/10/2022)

Composition du Jury :

Président	Dr Sami YAHYAOUI,	MCA	ENP
Promoteur	M .Elabas MOUSSAOUI,	MAA	ENP
Examineur	M .Rachid GACEM,	MAA	ENP

ملخص :

الاستغلال المنجمي تحت الأرض هو إجراء طويل ويتكون من مجموعة من الخطوات المترابطة ، بحيث يؤثر أي تغيير في نتيجة خطوة واحدة بشكل مباشر على بقية العملية ، ومن هنا تأتي الحاجة إلى إجراء دراسات حول الممتغيرات الفنية لكل مرحلة من مراحل العمل لتحسين العملية بأكملها. الهدف من هذه الدراسة هو إجراء مقارنة بين معايير الإنتاجية لعمليات الحفر والتحميل والنقل ، مع الإنتاجية الفعلية المقاسة في المنجم ، من أجل الكشف عن الاشكالات الموجودة في الموقع. واقتراح الحلول التي من شأنها تحسين الأداء العام لوحدة الإنتاج.

الكلمات المفتاحية : الاستغلال المنجمي تحت الأرض ، الحفر ، التحميل ، النقل ، المرودية ، مخطط تفجير

Abstract :

Underground mining is a long procedure and consists of a set of interconnected steps, so that any change in the result of one step will directly affects the rest of the process, hence the need for carry out studies on the technical parameters of each phase of work in order to be able to optimize the entire operation.

The objective of this work is to carry out a comparative study between the productivity standards of drilling, loading and transport operations, with the actual yields measured in the field, in order to detect anomalies present on the site. and propose solutions that will improve the overall performance of the production unit.

Key words: Underground mining, drilling, loading, transportation, yield, firing plan

Résumé :

L'exploitation souterraine est une procédure longue et constituée d'un ensemble d'étapes interconnectées entre elles, de sorte que n'importe quel changement dans le résultat d'une étape influe directement sur le reste du processus, d'où la nécessité d'effectuer des études sur les paramètres techniques de chaque phase de travail afin de pouvoir optimiser le processus entier.

L'objectif de ce travail est d'effectuer une étude comparative entre les prévisionnels de la production des opérations de foration, de chargement et de transport, avec les rendements réels mesurés sur le terrain, et ce, afin de détecter les anomalies présentes sur le chantier et proposer des solutions qui permettront d'améliorer le rendement globale de l'unité de production.

Les mots clés : Exploitation souterraine, foration, chargement, transport, Rendement, Plan de tir

Remerciement

Tout d'abord je remercie ALLAH le tout puissant qui par Son Immense grâce et Sa miséricorde a facilité la réalisation de ce projet de fin d'étude.

Après Allah, un grand remerciement à mes parents et mon frère Abdelbari qui m'ont soutenu pendant ce travail et pendant toute ma vie.

Je tiens à présenter mes remerciements très sincères à mon encadreur Monsieur Elabas MOUSSAOUI pour sa collaboration, sa patience et ses précieux conseils pour l'établissement de ce travail pendant toute sa période de réalisation.

Je remercie les membres de jury : le président Dr.YAHIAOUI Sami et l'examineur Mr. GACEM Rachid qui m'ont honoré de leurs présence et d'avoir étudié et apporter leurs critiques constructives à ce modeste travail.

Je remercie l'ensemble des enseignants du département de Génie minier de l'Ecole Nationale Polytechnique ainsi que tous le personnel de L'ENOF de l'unité de Kherzet Youcef à Sétif pour leurs aides et leur gentillesse et spécialement monsieur DEBBAB Nour Eddine , madame MAIOUF Meriem et le chef d'exploitation monsieur ZARROUG Wahid .

Enfin je remercie tous les personnes qui m'ont soutenu pour la réussite de ce travail, je leurs dis :

Merci, Merci, Merci ...

DEDICACES

Je dédie ce travail

Tout d'abord à mes parents qui n'ont ménagé aucun effort pour notre éducation et notre réussite moi et mes frères en souhaitant nous voir heureux et contents, que Allah les protège et les récompense.

A mon frère Abdelbari qui m'a toujours soutenu et qui a été toujours présent à mes cotés dans tous mes états, que Allah le protège lui et tous mes autres frères Abdelkhalek et Marouane.

A mes amis qui m'ont encouragé et soutenu durant la réalisation de ce projet de fin d'étude, et surtout mes amis Abdelbasset, Miloud et Hillal.

Sommaire :

Liste des tableaux

Liste des figures

Liste des abréviations

Introduction générale	12
Chapitre I : Présentation des travaux d'exploitation minière	12
1. Généralité sur l'exploitation minière.....	14
1.1. Introduction.....	14
1.2. Les types d'exploitations minières.....	14
2. Présentation de l'exploitation souterraine	15
2.1. Les sondages de reconnaissance	15
2.2. Les travaux préparatoires.....	16
2.2.1 Le fonçage des puits.....	16
2.2.2 Les galeries	16
2.2.3. Le creusement des cheminées	16
2.3. Travaux d'abattage	17
2.3.1. mode d'abattage par tir à l'explosif.....	17
2.3.2. mode de foration	17
2.3.3 Etude des explosifs d'abattage	18
2.3.2.1. Critères de choix d'explosifs	19
2.3.2.2. Quelques explosifs commerciales de l'ONEX	19
2.4. Traitement des vides	20
2.4.1. L'abandon du massif.....	20
2.4.2. Foudroyage	20
2.4.3. Remblayage	20
2.5. les travaux de soutènement	20
2.6. Aérage dans la mine	22
3. Chargement et Transport	23
3.1. Chargement	23
3.1.1. Détermination de la capacité de chargement	24
3.1.2. Cycle de l'unité de chargement	24
3.1.3. Engins de chargement	25
3.2. Transport dans les mines :	25
3.2.1. Détermination de la capacité de transport	26

3.2.2.	Cycle des engins de transport	26
3.2.3.	Engins de transport	26
Chapitre II :	Présentation de la mine de chaabat lhamra	14
1.	Historique.....	28
2.	Localisation géographique.....	28
3.	Géologie régionale	30
3.1	Stratigraphie.....	30
3.2	Téctonique	32
4.	Géologie de gisement	33
4.1	Structure de gisement	35
4.2	Réserves du gisement	35
5.	Hydrogéologie Exhaure	37
6.	Processus d'exploitation du gisement de Chaâbet El Hamra	37
6.1	Mode d'ouverture	38
6.2	Travaux préparatoires.....	38
6.3	Méthodes d'exploitation appliquées	39
6.4	Travaux d'abattage.....	41
6.5	Paramètres prévisionnels d'abattage (Foration et tir)	45
7.	Chargement et transport	47
7.1	Chargement du front vers la niche.....	47
7.1.1	Introduction	47
7.1.2	Paramètres standards de chargement du front vers la niche	48
7.2	Transport du fond au jour	49
7.2.1	Les caractéristiques techniques du camion Aramine T1600	50
7.2.2	Les paramètres de transport du fond au jour	50
7.3	Transport du jour vers la station de traitement.....	51
8.	Aérage	52
8.1	Aérage principal.....	52
8.1.1	Calcul de la quantité d'air nécessaire pour l'aérage principal	53
8.1.2	Dimensionnement du ventilateur principale	54
8.2	Aérage secondaire	57
8.2.1	Calcul de débit secondaire par front.....	58
8.2.2	Dimensionnement du ventilateur	59

9.	Travaux de soutènement	60
CHAPITRE III : Etude pratique et analyse de la production d'exploitation de la mine de chaabat lhamra		
28		
1.	Paramètres de la foration	62
1.1	Les données des travaux de la foration en pratique	62
1.2	Résultats et conséquences	70
1.3	Comparaison entre les marteaux YT29A et la machine de foration Sandvik DD210	71
1.3.1	Présentation de la machine Sandvik DD210	71
1.3.1.1	Caractéristiques techniques	72
1.3.1.2	Avantages	72
1.3.2	Comparaison :	72
1.4	Le changement proposé pour le plan de tir	73
1.4.1	Le nombre des trous	73
1.4.1.1	Les trous de bouchon	75
1.4.1.2	les trous d'abattage	75
1.4.1.3	Les trous de contour	75
1.4.2	Longueur des trous	75
1.4.3	La quantité d'explosif pour l'abattage d'un front	76
1.4.3.1	Quantité d'explosif par trou	76
1.4.3.2	La capacité métrique	76
1.4.4	ligne de moindre résistance	77
1.4.5	Distance entre les rangées de trous	77
1.4.6	l'espacement entre les trous voisins	77
1.5	Comparaison entre les paramètres de tir avant et après l'optimisation	78
2.	Paramètres de chargement et transport selon les données réelles	79
2.1	Calcul des paramètres du chargement du front vers la niche	79
2.2	Paramètres de chargement et transport de la niche au jour	83
2.2.1	Cycle de chargement au niveau de la niche	83
2.2.2	Paramètres de transport de la niche au jour	86
2.3.	Paramètres de transport de tout venant vers la station de traitement	89
2.3.1	Calcul de temps de cycle de transport de tout venant vers la station de traitement	89
2.3.2.	Le rendement journalier du camion	90

3. Optimisation de la production suivant les changements proposés sur les paramètres.....	90
4. Amélioration de système d'aérage	92
4.3. Calcul de débit d'aérage principal	93
4.4. Calcul du nouveau dépression totale de la mine	93
4.5. Calcul des débits d'aérage secondaire (aérage par front)	94
4.6. Dimensionnements des ventilateurs d'aérage secondaires.....	95
Conclusion Générale	95
Bibliographie.....	97

Liste des tableaux

Tableau 1: les différents types d'explosifs de l'ONEX et leurs caractéristiques.....	19
Tableau 2 : Les coordonnées du site.....	28
Tableau 3: Réserves de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra.....	36
Tableau 4 : Caractéristiques techniques du marteau perforateur YT29A.....	44
Tableau 5 : Caractéristiques techniques du chargeuse LH203	48
Tableau 6 : Caractéristiques techniques du camion Aramine 1600.....	50
Tableau 7 : Le temps de cycle de foration du Front 01 (26 juillet 2022 , 2eme poste).....	63
Tableau 8 : Le temps de cycle de foration du Front 02 (27 juillet 2022 , 2eme poste)	65
Tableau 9 : Le temps de cycle de foration du Front 03 (01 aout 2022 , 2eme poste).....	66
Tableau 10 : Le temps de cycle de foration du Front 04 (02 aout 2022 , 2eme poste).....	68
Tableau 11 : données moyennes finales de l'opération de la foration des 4 fronts suivis	69
Tableau 12 : Caractéristiques techniques du machine Sandvik DD210	72
Tableau 13 : Comparaison du nouveau plan de tir à l'ancien plan.....	78
Tableau 14 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (1 ^{er} poste , 17 mai 2022)79	
Tableau 15 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (25 juillet 2022 , 2eme poste , 1er front).....	80
Tableau 16 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (25 juillet 2022 , 2eme poste , 2eme front).....	81
Tableau 17 : Les résultats finals des moyennes par cycles des données de chargement du front vers la niche.....	82
Tableau 18 : les cycles de chargement au niveau de la niche (16 mai 2022 , 1 ^{er} poste).....	84
Tableau 19 : cycle de chargement au niveau de la niche (18 mai 2022 , 1 ^{er} poste).....	84
Tableau 20 : cycle de chargement (25 mai 2022 , 1 ^{er} poste).....	84
Tableau 21 : les cycles de chargement (25 mai 2022 , 1 ^{er} poste).....	84
Tableau 22 : Les résultats moyens finales de l'opération de chargement au niveau de la niche	85
Tableau 23 : Temps de cycle de Transport de la niche au jour (16 mai 2022 , 1 ^{er} poste)	86
Tableau 24 : Temps de cycle de Transport de la niche au jour (18 mai 2022 , 2eme poste). 87	
Tableau 25 : Temps de cycle de transport de la niche au jour (28 juillet 2022 , 2eme poste)87	
Tableau 26 : Temps de cycle de Transport de la niche au jour (03 aout 2022 , 2eme poste) 87	
Tableau 27 : Les résultats finals moyens de chargement de la niche au jour	88
Tableau 28 : les données de cycle de transport du tout venant vers la station de traitement.. 89	

Liste des Figures :

Figure 1: sondage de reconnaissance	15
Figure 2: Méthodes de creusement des montages	16
Figure 3 : Schéma d'abattage par trou de mine.....	18
Figure 4: Pilier de soutènement (type de soutènement à la méthode de chambre et pilier) [4]	21
Figure 5 : boulonnage du toit	22
Figure 6 : Ventilateur aspirante.....	22
Figure 7: schéma de cycle de chargement.....	24
Figure 8 : cycle de transport.....	26
Figure 9: Situation géographique de la zone d'étude.....	29
Figure 10 : Carte topographique et toponymique avec localisation des sites de l'unité	29
Figure 11 : Carte géologique des environs de la mine de Chaabet El-Hamra	31
Figure 12 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra (profil X-XV) (d'après ORGM et plan ENOF).....	33
Figure 13 : Distribution des teneurs en Zn des corps minéralisées	36
Figure 14 : Rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure.(Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 30)	37
Figure 15 : Plan et coupe des travaux d'ouvertures de la mine de Chaâbet el Hamra (1221.4m).....	38
Figure 16 : méthode de traçage et dépilage.....	39
Figure 17 : méthode de sous-niveaux foudroyés.....	40
Figure 18: Plan de tir de la mine de Chaâbet El-Hamra.....	42
Figure 19: Coupe A-A du plan de tir.....	43
Figure 20 : Marteau perforateur YT29A	44
Figure 21: Les différents composants des marteaux perforateurs pneumatiques.....	45
Figure 22 : Niche de stockage à l'intérieur de la mine.....	47
Figure 23 : Chargeuse LH203	48
Figure 24 : Camion Aramine T1600.	49
Figure 25 : Les deux camions de transport jour de la mine de chaabat lhamra	51
Figure 26 : Ventilateur aspirant de Chaabat El Hamra.	52
Figure 27: Aérage principale (la mine de Chaabat El- Hamra).....	57
Figure 28 : Schéma d'aérage secondaire de la mine.....	60
Figure 29 : Soutènement par cintres métalliques (la mine de Chaabat EL-Hamra).....	60
Figure 30 : image qui représente la foration d'un des trous du front (Mine chaabat lhamra). 62	
Figure 31 : Réparation de marteau perforateur pendant l'opération de la foration.....	64
Figure 32 : éclatement de tuyau de l'eau.....	67
Figure 33: réparation du tuyau	67
Figure 34 : les différentes dimensions de la machine Sandvik DD210 en mm	71
Figure 35 : Chargement du camion aramine T1600 par la chargeuse LH203 à proximité de la niche	83

Liste des abréviations :

ENOF: Entreprise nationale des produits Non Ferreux

ONEX : Office National d'Explosifs

ORGGM : Office National de la Recherches Géologiques et Minières

Introduction générale

L'exploitation minière est un processus complexe et constitué de plusieurs étapes liées entre elles. Parmi ces étapes on distingue :

- Abattage (Foration et tir) ;
- Chargement ;
- Transport.

L'abattage représente l'étape la plus importante et l'opération principale de l'exploitation de sorte que les résultats de cette dernière dépendent fortement des paramètres de l'opération d'abattage. On note qu'un mauvais plan de tir ou une mauvaise application de ce dernier, ainsi qu'une vitesse lente de foration vont engendrer beaucoup de pertes sur la production et des ralentissements du processus de l'exploitation d'où un mauvais rendement de travail.

Les travaux d'abattage sont poursuivis par les opérations de chargement et transport qui doivent répondre aux conditions de la production et le rendement de l'abattage, d'où l'importance des temps de cycles aussi que le type et le nombre de ses engins.

Donc, pour contrôler les paramètres d'exploitation il faut contrôler principalement ces trois opérations essentielles (Abattage, Chargement, Transport) qui dépendent de plusieurs facteurs comme : le temps des cycles de fonctionnement, les types des engins utilisés et leur nombre, sans négliger les conditions d'hygiène et de sécurité qui doivent être proportionnelles au type et volume des travaux en cours.

Pour réaliser les objectifs de ce mémoire de fin d'étude dont le but est d'optimiser les paramètres de l'exploitation souterraine au niveau de la mine de Chaabat El Hamra, on a organisé le travail suivant les trois parties ci-dessous.

Le premier chapitre présente les travaux de l'exploitation minière souterraine où nous allons avoir une vue bien claire sur ce processus et ses travaux correspondants pour maîtriser bien les paramètres sur lesquelles nous allons effectuer notre projet.

Dans le deuxième chapitre nous allons faire une présentation globale de la mine, objet de cette étude, pour bien mettre en évidence les modes de travail et les facteurs de production pour comprendre et être capable d'analyser les paramètres de productivité dans la mine.

Dans le dernier chapitre, et après avoir fait la présentation de l'aspect théorique des opérations de foration, de chargement et de transport ainsi que la présentation de la mine objet de notre étude dans les précédents chapitres, cette dernière partie du document sera consacré à l'étude pratique et son analyse pour détecter les problèmes qui gênent le travail et nous permettent de faire une meilleure optimisation sur les paramètres de l'exploitation en proposant les solutions appropriés pour cela.

Chapitre I : Présentation des travaux d'exploitation minière souterraine

1. Généralité sur l'exploitation minière [4] [16] [22] [25]

1.1. Introduction

L'exploitation minière consiste à l'extraction des minerais, c'est-à-dire extraction des roches de la croûte terrestre contenant des minéraux ou des métaux utiles en proportion suffisamment intéressante pour justifier leur exploitation.

1.2. Les types d'exploitations minières

Pour l'extraction des minerais, les deux principales méthodes utilisées sont :

- **la mine à ciel ouvert**
- **la mine souterraine**

Le choix du type de mine dépend de différents facteurs, tels que la profondeur du gisement, sa géométrie, son contexte géologique et géomorphologique, son empreinte au sol et les coûts d'extraction.

- **la mine à ciel ouvert** : c'est la méthode privilégiée pour extraire le minerai de gisements situés près de la surface (typiquement entre 0 et 400 m de profondeur) ; le coût par tonne de minerai extrait est généralement inférieur à celui du minerai extrait en recourant à des méthodes souterraines.

- **la mine souterraine** : L'exploitation d'une mine souterraine consiste à extraire le minerai d'un gisement à partir de puits et de galeries créés sous la surface du sol, sans qu'il soit nécessaire d'enlever l'intégralité des matériaux stériles qui le surmontent. Dans les mines souterraines, on pratique une extraction plus sélective comparativement à celle opérée dans les mines à ciel ouvert, le rapport entre le volume de stériles et le volume de minerai extrait y est d'ailleurs beaucoup moins élevés.

Les stériles sont souvent utilisés en tant que matériau de remblayage pour servir au renforcement des parois et plafonds des excavations souterraines. Les stériles qui ne servent ni à la construction ni au remblayage sont remontés à la surface pour y être entreposés.

Pour une exploitation souterraine, une quantité minimale de morts-terrains est donc enlevée pour accéder au gisement ; elle correspond aux travaux d'ossature, par exemple, des rampes, des descenderies, des galeries, des puits...

Ces derniers permettent d'accéder au minerai et de mettre en place toutes les infrastructures nécessaires pour assurer l'aération, l'exhaure, l'accès du personnel et l'évacuation du minerai.

2. Présentation de l'exploitation souterraine

Une mine souterraine est en quelque sorte une usine aménagée au sein de la terre en vue d'extraire de la roche en place les minéraux utiles qu'elle renferme. L'accès au gisement et l'abattage du minerai, c'est-à-dire de la roche qui renferme un mélange de minéraux dont au moins un peut être traité pour obtenir un produit commercialisable, s'effectuent par foration et tir à l'explosif. Le minerai est remonté à la surface, où il est traité pour obtenir un concentré riche en valeur marchande. L'exploitation d'un gisement dans les profondeurs de la terre nécessite des infrastructures spéciales: un réseau de puits et de galeries communiquant avec la surface et permettant la circulation du personnel, le transport du matériel et du minerai.

Toutes les excavations souterraines doivent être desservies par des systèmes d'aérage (amenée d'air frais et évacuation d'air vicié), d'alimentation en électricité, en eau et en air comprimé, d'exhaure, de roulage et de communications

2.1. Les sondages de reconnaissance [22] [24]

La reconnaissance du gisement doit nécessairement précéder son exploitation. Il faut localiser exactement sa position et en déterminer la configuration tridimensionnelle (longueur, largeur et épaisseur). L'exploration du massif rocheux se fait par un outil de foration à partir de la surface ou d'une galerie souterraine.

Une fois extraite, la carotte est examinée afin de déterminer la puissance et la composition des couches traversées. Des échantillons sont prélevés, puis les parties minéralisées sont découpées et analysées en vue de déterminer leur teneur métallique. La localisation exacte du gisement implique une vaste campagne de forage

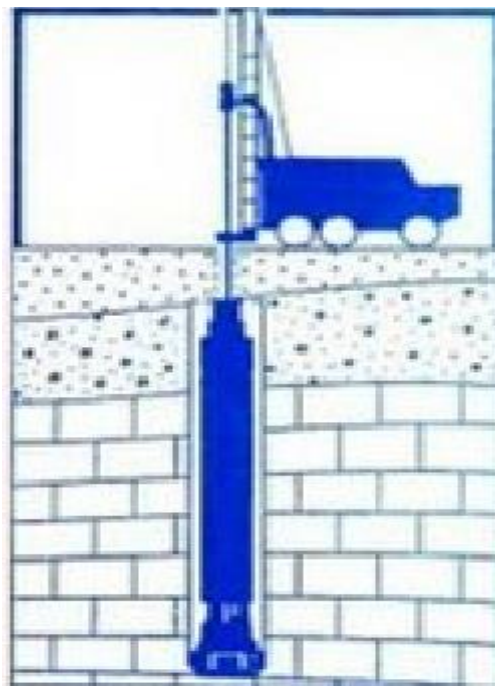


Figure 1: sondage de reconnaissance

2.2. Les travaux préparatoires [16] [22]

Les travaux préparatoires comprennent toutes les excavations nécessaires à la mise en place des infrastructures de production et pour assurer la continuité des opérations au cours de la phase d'exploitation. Les principaux ouvrages, réalisés par foration, tir à l'explosif et déblocage dans les mines souterraines, sont les puits, les galeries, les plans inclinés et les cheminées verticales ou inclinées.

2.2.1 Le fonçage des puits

Le fonçage d'un puits se fait par creusement vertical de haut en bas dans le massif rocheux à partir de la surface. Il exige un matériel spécial (chevalement de fonçage, treuil et cuffat d'extraction, benne preneuse, etc.) et une main-d'œuvre expérimentée. Ce travail est généralement confié à un entrepreneur plutôt qu'au personnel de la mine. L'équipe de fonçage est exposée à plusieurs dangers. Elle travaille au fond d'un puits vertical profond. Le personnel, le matériel et les déblais sont tous transportés dans le même cuffat. Les travailleurs se trouvant au fond ne sont pas protégés contre les chutes de blocs ou autres objets. De toute évidence, il s'agit d'un travail réservé à des personnes expérimentées.

2.2.2 Les galeries

Elles sont exécutées soit pour la division du bloc en tranche ou en sous-niveaux, soit pour le transport du minerai abattu.

2.2.3. Le creusement des cheminées

Une cheminée, ou montage, est une voie verticale ou très inclinée servant à la circulation du personnel, du matériel, du minerai ou de l'air entre différents niveaux de la mine. Le creusement des cheminées est une tâche difficile et dangereuse, mais indispensable. Les méthodes utilisées vont du creusement manuel, par foration de trous au marteau-perforateur et tir à l'explosif, jusqu'à la foreuse de montage (voir figure ci dessous)

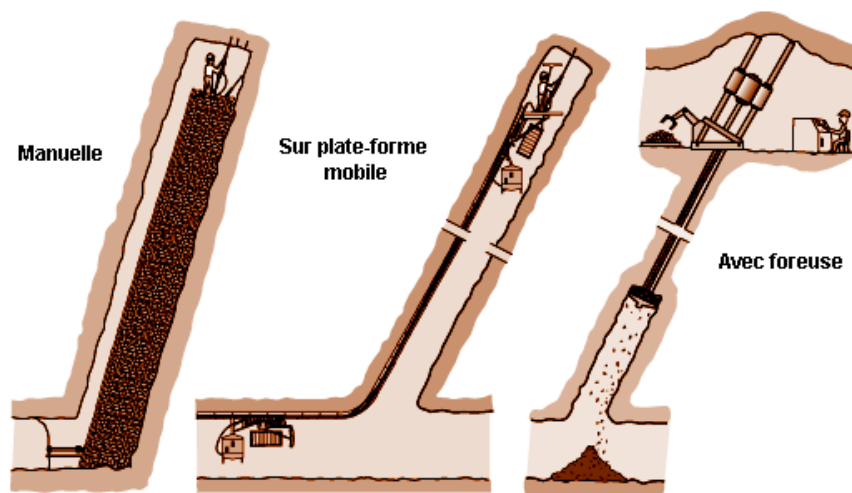


Figure 2: Méthodes de creusement des montages

2.3. Travaux d'abattage [10] [18]

L'abattage est une opération principale et très importante dans l'exploitation souterraine qui consiste à séparer le minerai du massif.

L'abattage s'applique suivant des différentes modes dont le choix dépend essentiellement des facteurs suivants :

- Les propriétés physiques et mécaniques du minerai (notamment sa dureté et son degré de fissuration)
- La puissance du gite.
- D'autre part, L'abattage doit assurer les points suivants :
- Le maximum d'extraction du minerai,
- une destruction plus minimale de massif en dehors du contour en projet
- la fragmentation primaire doit être assez suffisante,
- Une production maximale
- Des dépenses minimales, et une parfaite sécurité des chantiers d'exploitation

Il y'a 3 modes d'abattage connues qui sont : l'abattage à l'explosif, l'abattage mécanique et l'abattage spéciale.

Le mode la plus utilisée est celui de l'abattage par tir à l'explosif.

2.3.1. mode d'abattage par tir à l'explosif

C'est une mode appliquée au roches dures où Les charges explosives sont introduites dans des cavités créés dans le massif rocheux.

Le processus de cette mode repose sur les opérations suivantes :

- Foration des trous de mines (longueurs peuvent atteindre 5 m)
- Chargement manuel ou mécanique des trous par l'explosif,
- Connexion du réseau et tir.

2.3.2. mode de foration

Parmi les moyens de forage des trous de mines, on distingue le forage mécanique, le forage hydraulique (avec jet d'eau sous haute pression) et le forage thermique. Le forage mécanique est le plus répandu dans la pratique. Il se divise en trois (03) groupes principaux :

- forage percutant
- forage rotatif
- forage roto percutant.

a. Méthode de forage percutant : elle consiste à donner un grand nombre de coups (1900-2500 coups/mn) sur la roche à forer au moyen d'un outil de forage (taillant).

b. Méthode de forage rotatif : pendant sa rotation, l'outil de forage avance en translation sur le fond du trou. Le forage rotatif se caractérise par un grand moment de rotation et d'une grande poussée axiale.

c. Méthode de forage roto percutant : combinaison des deux méthodes précédentes.

Dispositions des trous. :

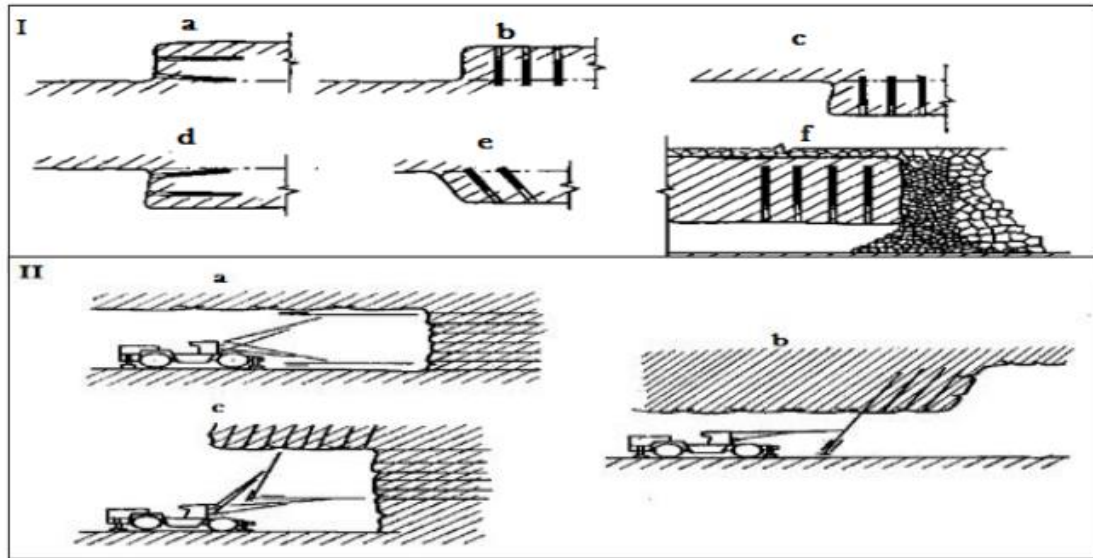


Figure 3 : Schéma d'abattage par trou de mine

(I) emplois des marteaux perforateurs manuels, (II) chariot de forage.

Le plus souvent, la longueur des trous de mine est limitée par le pas des installations de soutènement, la puissance et la variabilité du corps de minerai. Habituellement la longueur est de 1 à 2 m et atteinte rarement 5m. Le diamètre des trous de mine varie de 30 à 70 mm.

2.3.3 Etude des explosifs d'abattage [12] [13]

L'abattage par tir se fait par l'utilisation des explosifs qui sont des corps simples ou un mélange de corps susceptibles de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant en causant un dégagement important de gaz, une onde de choc sous une très forte température et de pression. Une explosion est une source de perturbation du milieu dans lequel il est effectué. C'est une réaction exothermique se propageant d'elle-même.

Les explosifs sont utilisés dans le domaine minier pour l'abattage de la roche dans le but de concevoir des ouvrages et en même temps d'extraire le minerai de son massif rocheux

L'étude de l'explosif est nécessaire pour faciliter le choix de l'explosif adéquat pour l'abattage correspondant.

Les qualités explosives sont caractérisées par leur capacité de travail et leur brisance.

La capacité de travail caractérise la capacité de l'explosif à exécuter un travail mécanique qui consiste à l'arrachement des roches du massif.

Cette capacité dépend du volume des gaz dégagés, de la quantité de chaleur libérée et de la vitesse de détonation.

La détonation est une réaction chimique exothermique et auto entretenue se produisant dans un intervalle de temps très réduit. C'est la propagation de l'onde de choc d'une charge explosive, sa vitesse varie de 1500 à 9000 m/s. Un explosif détonant est dit brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant. Les explosifs détonants sont dits poussant si leur explosion provoque un large volume de gaz sous une forte température et pression en un temps très réduit. Ils se subdivisent en explosifs primaires et secondaires.

2.3.2.1. Critères de choix d'explosifs

Le choix de type de l'explosif approprié dépend du travail qui lui est demandé (abattage, décrochage, fissuration etc.). Généralement, le choix de l'explosif se base sur deux critères :

- par rapport au massif rocheux : en étudiant les différentes caractéristiques du massif (résistance, humidité, etc.)

- Par rapport à la productivité de l'entreprise : pour garantir une cadence de production élevée, plusieurs entreprises utilisent des grands diamètres des trous ce qui implique le choix des explosifs avec des cartouches à diamètres convenables.

2.3.2.2. Quelques explosifs commerciaux de l'ONEX [13]

Tableau 1: les différents types d'explosifs de l'ONEX et leurs caractéristiques

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C U P	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	Explosif pour roches dures
Gélanit I	Bonne	1.40	6300	1.33	Abattage en carrière. Roches dures
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	1.00	4500	1.27	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	0.5	3800	1.18	Explosif pour les roches tendres
N. 18 Bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	Explosif pour roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosifs pour roches tendres.

2.4. Traitement des vides [10]

Le creusement des galeries et les fronts de taille dans les mines souterraines construit autant de vides, traitement de ces vides dépend de : la pression du terrain, la fissuration naturelle du massif, qui entraînent l'affaiblissement de la tenue.

A cause du danger de pression de terrain et pour la protection de l'éboulement du toit , on pratique dans les mines les mesures suivantes :

2.4.1. L'abandon du massif

Pendant l'exploitation souterraine une partie de minerai sera abandonnée pour maintenir la stabilité des terrains autour des ouvrages miniers

a-piliers

dans ce type de traitement des vides, les travaux d'exploitation vont mettre en lieu un réseau plus ou moins régulier des piliers construits par l'abondant de minerais comme un support des terrains sus-jacents non déconsolidés,, ce réseau doit se mettre de manière qui assure au personnel d'y déplacer et travailler en toute sécurité.

Il faut mettre en considération que le massif dans lequel sont créés les vides ne doit pas subir un d'effondrement, au moins à court terme , cette considération nous conduit vers une détermination rigoureuse des taux de défrètement (rapport entre la surface des vides créés et la surface initiale considérée) qui doit être assez considérable pour assurer une bonne stabilité des epotes .

b- les stots

Les stots sont créés pour la protection des installations à la surface, leurs mises est destinés à des règles qui assurent la stabilité. la protection correspondante concerne les puits de la mine , les installations industrielles sensibles (laveries , centrales électriques , usines ...) , également des infrastructures vitales (canaux , voix ferrés , routes principales) et des zones urbanisées .

2.4.2. Foudroyage [10] [23]

le foudroyage, appelée aussi l'autorembayage, c'est une technique qui base sur l'éboulement du toit (volontairement provoqué) à l'arrière des fronts de taille pour en combler le vide. Lorsque l'exploitation n'est pas à faible profondeur et directement située sous des immeuble.

2.4.3. Remblayage [10] [23]

La technique de traitement des vides par remblayage consiste à combler les vides avec des matériaux stériles venants des travaux souterraines eux-mêmes ou des travaux des carrières exploités sur la surface, le compactage du remblai de remblayage n'est jamais parfaitement compactée, son tassement se réalise ultérieurement par l'affaissement de la surface.

2.5. les travaux de soutènement [16]

Lors de l'exploitation, les mineurs sont directement exposés à des terrains potentiellement instables au voisinage des fronts de taille, ce qui nécessite des travaux de soutènement afin d'assurer la sécurité des excavations pratiquées dans les roches et dans le sol. Les risques les plus connus sont l'effondrement, chute de pierre, glissements de terrains. La consolidation des strates et la stabilisation des talus s'appliquent autant aux mines souterraines qu'aux mines à ciel ouvert. C'est pour cela que dans une mine souterraine il a été important de définir les techniques ou les méthodes de stabilisations en vue de stabiliser les parois de celle-ci et cela dans le but de rendre la vie sauve.

a. Renforcement par piliers

Le renforcement par piliers est surtout utilisé lorsque l'on souhaite conserver l'usage d'une cavité. Il existe deux types de piliers : les piliers formés par le minerai qu'on laisse on place lors de l'exploitation, et des piliers qui combinent généralement entre le béton projeté et le boulonnage. Le principe est de transmettre le poids des terrains sous-jacents et des surcharges éventuelles au plancher de la mine. Le nombre total de piliers est fonction de la charge qu'ils ont à supporter. Les piliers de renforcement doivent représenter au minimum 20% de la surface de la construction projetée, de laquelle on peut déduire les piliers tournés existants

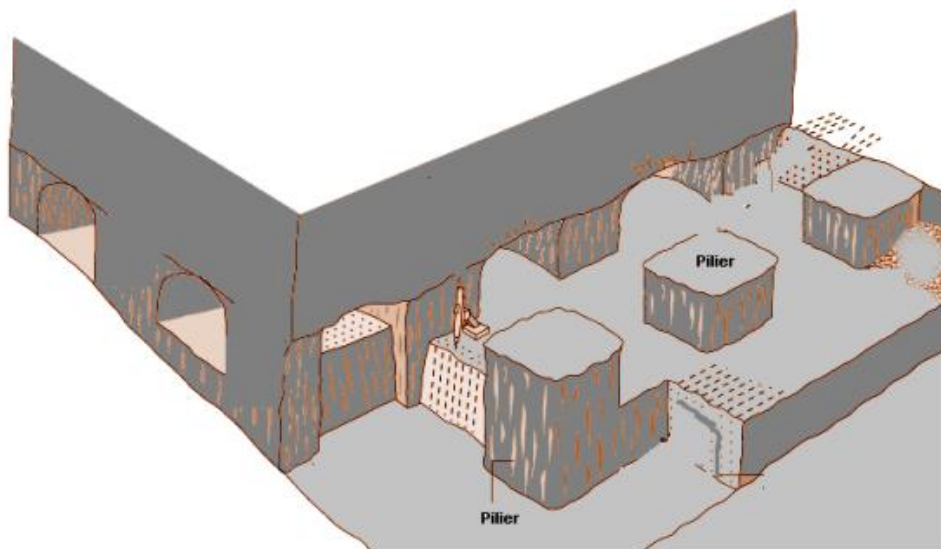


Figure 4: Pilier de soutènement (type de soutènement à la méthode de chambre et pilier) [4]

b. Boulonnage du toit

Le principe de cette technique est d'armer et de rendre cohérent la masse rocheuse en ciel pour la rendre capable de reporter le poids des roches sur les piliers ou sur les flancs des galeries. C'est notamment le cas d'un toit lié en bancs horizontaux. On utilise des boulons métalliques ou des boulons en fibre de verre.

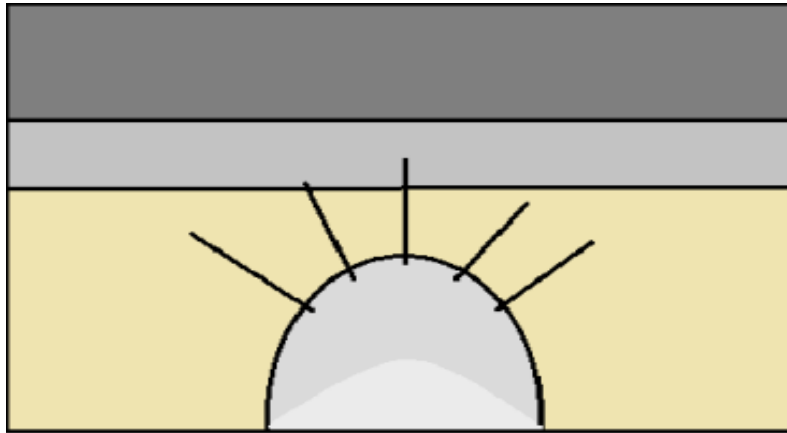


Figure 5 : boulonnage du toit

2.6. Aérage dans la mine [4] [15] [16]

L'air dans les mines souterraines devient de plus en plus pollué avec moins d'oxygène, ce qui nécessite de fournir une quantité d'air fraîche suffisante à tous les chantiers souterrains et de diluer à un niveau acceptable les polluants qui ne peuvent être éliminés autrement. Si la profondeur d'un chantier rend sa température trop élevée, on a recours à des systèmes de refroidissement mécaniques pour renforcer les effets bénéfiques de l'aérage.

Dans les mines peu profondes et peu étendues, un aérage naturel pouvait suffire. Aujourd'hui, cet aérage est systématiquement mécanisé. Sans entrer dans les détails, le principe général est d'amener de l'air frais en quantité suffisante vers toutes les parties de la mine restant en activité et d'évacuer l'air usé vers la surface. La ventilation de la mine est classiquement réalisée grâce :

- à un aérage principal qui assure l'introduction en continu de l'air atmosphérique et le refoulement de l'air usé vers la surface via les ouvrages de retour. La circulation d'air est assurée par des ventilateurs principaux de puissance et débit variables installés sur les ouvrages d'entrée ou de retour. L'aérage principal est le plus souvent aspirant, plus rarement soufflant



Figure 6 : Ventilateur aspirante

- à un aérage secondaire qui récupère de l'air frais dans les circuits d'aérage principal et assure une ventilation locale dans des endroits spécifiques (ex. ouvrages borgnes). Il est réalisé au moyen des ventilateurs secondaires et des gaines de circulations (ou ventubes).
- Les principaux facteurs permettant de dimensionner l'aérage sont connus des spécialistes, notamment :
 - Géométrie du réseau minier ;
 - Méthode d'exploitation minière et mode d'abattage (par explosifs ou mécanisé) ;
 - Nature et volumes des gaz présents (caractérisation minéralogique et Géochimique du gisement et des roches encaissantes) ;
 - Nombre de personnes en poste.

Un système de ventilation remplit essentiellement quatre grandes fonctions :

1. Assurer une alimentation continue d'air extérieur frais.
2. Maintenir une température et un taux d'humidité confortables.
3. Réduire les risques d'incendie et d'explosion.
4. Réduire ou diluer les contaminants en suspension dans l'air.

3. Chargement et Transport [16] [13] [20]

le minerai doit quitter la mine pour la destination qui peut être soit un remblai sur la plateforme d'alimentation, soit la trémie d'alimentation de l'usine pour les différents traitements chimiques ou métallurgiques, ou un remblai à minerai. Pour se faire, il y a deux opérations fondamentales qui sont le chargement et le transport afin de faire quitter le minerai de la mine. Ces deux opérations occupent une place importante dans les mines souterraines, ainsi que du sérieux qu'ils demandent dans leur réalisation quotidienne vu que tous les projets miniers sont évalués par la quantité de minerai transporté qui est également appelée production de la mine

3.1.Chargement

Le chargement est une opération minière fondamentale qui consiste à évacuer les déblais du front de taille vers un engin de transport, Cette opération est très déterminante pour le succès du projet minier tel que la production minière dépend pratiquement de la quantité des déblais chargés.

Dans les mines souterraines deux cas peuvent surgir qu'ils s'agissent des creusements des galeries ou des dépilages de chambres. Dans le premier cas, les déblais sont évacués vers des galeries sous-jacentes (opération appelée marinage) , pour ensuite être chargés et transportés vers les destinations finales. Dans le deuxième cas, les opérations se présentent selon le cycle fondamental des opérations minières.

3.1.1. Détermination de la capacité de chargement

Pour n'importe quelle méthode d'exploitation, on applique la même manière pour déterminer la capacité de chargement, qui est liée fortement au capacité de transport .

1. Détermination de la quantité des produits finaux à livrer sur le marché
2. Détermination du rendement de récupération de l'usine de traitement
3. Détermination la quantité de minerai à alimenter en fonction de la teneur d'alimentation exigée (la quantité de minerai à alimenter doit être proportionnelle au rendement de la récupération de l'usine de traitement selon la teneur de minerais utile)
4. Détermination du mode d'alimentation
 - a. Direct de la mine vers l'usine de traitement
 - b. Indirect, de la mine vers les stocks, pour ensuite faire la reprise des stocks.
 - c. Une combinaison des deux méthodes ci-dessus.
5. Détermination du taux de développement pour les mines souterraines
6. Détermination de la quantité des déblais à évacuer durant le temps choisis
7. Détermination des différents éléments de la production :
 - a. La densité
 - b. Le coefficient de foisonnement
 - c. Les coefficients d'utilisation des équipements
 - d. Les temps de cycle
8. Détermination du capacité des engins de chargement
9. Détermination du nombre d'engins de chargement

3.1.2. Cycle de l'unité de chargement

Elle est déterminée comme suivant la figure suivante :

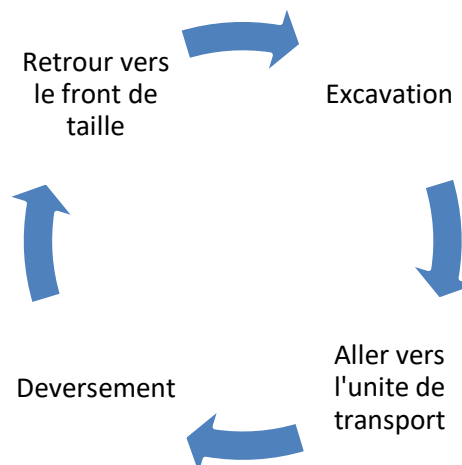


Figure 7: schéma de cycle de chargement

Tenant en compte les temps de repositionnement des pelles, de nettoyage des plateformes de travail pour les chargeuses, par les bouteurs ou niveleuses pour les pelles, etc. qui représentent des temps d'attente aux unités de chargement et de transport.

D'où le temps de cycle de l'unité de chargement sera donné par la formule suivante :

$$T_{cy c} = T_e + T_a + T_d + T_r$$

Tel que :

- **T_{cy c}** : Temps de cycle de l'unité de chargement
- **T_e** : Temps d'excavation d'une passe
- **T_a** : Temps d'aller
- **T_d** : Temps de déversement
- **T_r** : Temps de retour au front de taille

3.1.3. Engins de chargement

Le chargement des roches abattues s'effectue à l'aide des chargeuses et des complexes des scrapers.

Les chargeuses se classent suivant trois critères :

- Le principe de travail :
 - Chargeuses d'action continue
 - Chargeuse d'action discontinue.
- La nature d'énergie utilisée :
 - Chargeuses électriques
 - Chargeuses pneumatiques.
- Le mécanisme de déplacement :
 - Chargeuses sur chenilles
 - Chargeuses sur rails
 - Chargeuses à pneus.

3.2. Transport dans les mines :

Le transport est aussi une opération minière très importante qui consiste à transporter les déblais chargés dans les engins aux usines et station de traitement

Le transport est appelé un levage quand la trajectoire des engins de transport est verticale, et appelé transport quand la trajectoire est horizontale ou inclinée.

3.2.1. Détermination de la capacité de transport

En déterminant la capacité de transport, l'alimentation de l'usine de traitement dépend des besoins et des exigences des quantités traitées par jour donc, du fait que l'alimentation se fait par chargement et transport les conditions exigées sur l'opération de l'alimentation s'appliquent à la fois sur ses deux opérations principales de chargement et transport.

3.2.2. Cycle des engins de transport

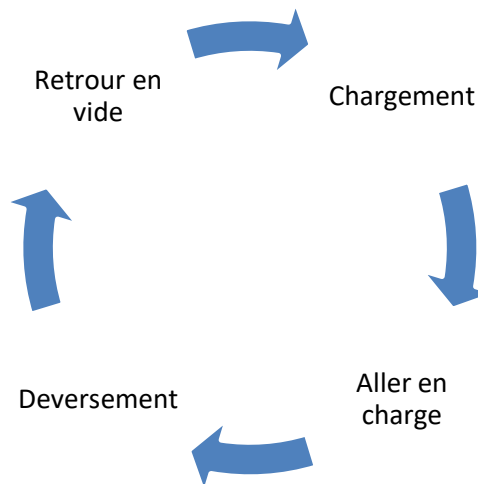


Figure 8 : cycle de transport

Le temps de cycle de l'unité de transport est donné par la somme des temps de ses éléments :

$$T_{cyt} = T_c + T_a + T_d + T_r$$

Tel que :

- T_{cyt} = Temps de cycle de l'unité de chargement
- T_c = Temps de chargement
- T_a = Temps d'aller en charge
- T_d = Temps de déversement
- T_r : Temps de retour en vide

3.2.3. Engins de transport

On distingue plusieurs types des engins qui se classe en :

- Continus ou semi continu (convoyeur, corde , levage)
- Par lots (Bennes, camions, chargeuse transporteuse ..etc)

Chapitre II : Présentation de la mine de Chaabat El Hamra

1. Historique [2] [8]

Le gisement de Chaâbet-El-Hamra est connu depuis le début du 20ème siècle. La partie Sud-est du gisement a fait l'objet d'une exploitation artisanale des affleurements de Calamines (Oxydes) de 1910 à 1920 et de 1936 à 1943.

Plus tard, entre 1987 et 1991, l'EREM a entrepris des travaux d'exploration, dans la partie Nord-Ouest du gisement, qui ont confirmé l'existence d'une minéralisation susceptible de faire l'objet d'une exploitation.

Dans le cadre de cette exploration, 242 sondages de mailles différentes ont été effectués. Ces travaux ont permis la définition de l'allure générale du gisement et le calcul des réserves. Au lendemain de l'accident du 02/06/1990, afin de préserver l'emploi et éviter la fermeture brutale de Kherzet-Youcef avec toutes ses conséquences sociales et économiques, L'ENOF succéda à l'EREM, à CEH, pour continuer l'activité minière dans la région.

A cet effet, une étude intitulée : "Avant-projet de recherches détaillées par ouvrages miniers sur le gisement de Chaâbet-El-Hamra" fut élaborée et soutenue, en Mars 1991, par l'ENOF.

Dans cette étude préliminaire, dans laquelle l'ENOF est désignée "prestataire" et le MEM "maître de l'ouvrage", l'ENOF a réalisé plus de 1200 ml de travaux d'ouverture.

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

- Entre les profils 16 et 24, il existe un secteur d'environ 800 m de longueur à l'intérieur duquel les corps minéralisés sont absents ou présentent des teneurs et des épaisseurs insuffisantes pour justifier leur exploitation.
- Au delà du profil 15, les données hydrogéologiques sont plus contraignantes.
- La partie du gisement située entre les profils 15 et 31 plonge vers le NO avec un angle plus prononcé que la moyenne.
- Cette particularité causera de plus grandes difficultés d'ouverture et d'exploitation.

2. Localisation géographique [11] [12]

Le gisement de Chaabet El-Hamra est situé à environ 350 km au Sud-Est d'Alger et à 50 km au Sud de Sétif, dans la région de Chouf-Bouarket à 5 km d'Ain-Azel et à 12 km au Sud-Est du complexe minier de Kherzet Youssef .

Ses coordonnées géographiques sont : 35°41'N et 5°30'E. L'altitude du site varie de 950 à 1200 mètres.

Tableau 2 : Les coordonnées lambert du site selon le titre minier de l'unité enregistré sous le numéro : **6715PM**.

Point	X	Y
1	726 900	3 963 200
2	728 500	3 963 200
3	728 500	3 962 500
4	726 900	3 962 500



Figure 9: Situation géographique de la zone d'étude.

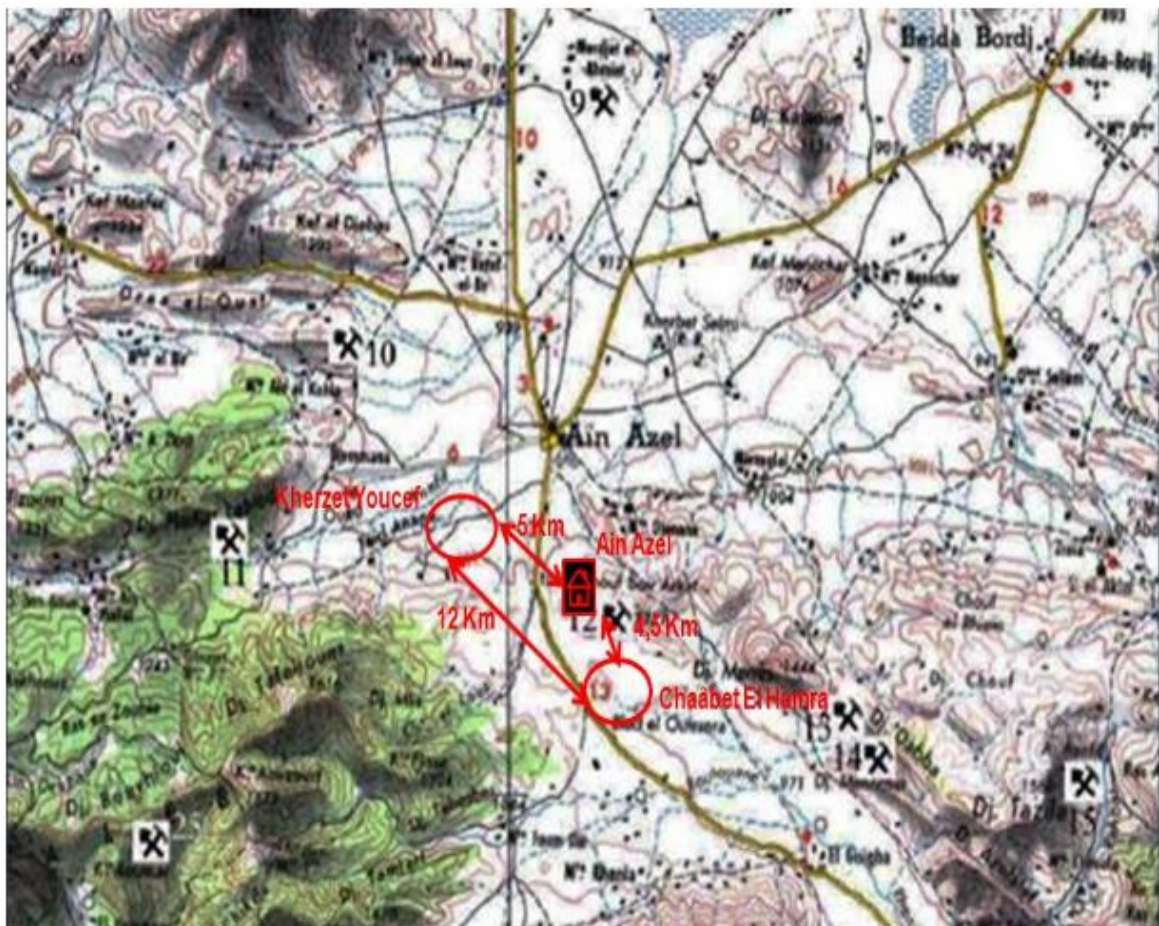


Figure 10 : Carte topographique et toponymique avec localisation des sites de l'unité

KHERZET – YUCEF

3. Géologie régionale [2] [8]

Le gisement de Chaâbet-el-Hamra fait partie de la zone métallogénique du HODNA au raccordement tectonique de trois (03) structures distinctes :

- Le secteur est de l'Atlas Tellien,
- Le secteur sud de l'Atlas saharien
- Le massif médian le môle de M'lila.

3.1 Stratigraphie

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

b)Le Jurassique : affleure sur des surfaces importantes à l'Est d'Ain Azel. Il comprend le Jurassique inférieur-moyen (Lias-Dogger) et le Jurassique supérieur. Le Lias-Dogger constitue l'ossature calcaro-dolomitique de plusieurs chaînes des Monts du Hodna. Le Jurassique supérieur est constitué de trois groupes :

1- un groupe grés-argileux, très réduit dans les Monts du Hodna,

2- un groupe marno-calcaire peu fossilifère

3- un groupe carbonaté supérieur, très riche en fossiles, qui correspond au Portlandien et comprendrait une partie du Crétacé inférieur (Berriasien).

c) Le Crétacé inférieur : affleure largement dans la région. Il comprend, de la base vers le sommet :

1- une formation marno-silto-gréseuse, d'âge Berriasien supérieur et Valanginien

2- une formation dolomitico-gréseuse d'âge Hauterivien

3- une formation argilo-calcaro-gréseuse d'âge Barrémien et Aptien inférieur

4- une formation calcaro-marneuse à Orbitolines d'âge Aptien

5- une formation calcaro-marnogréseuse d'âge Albien.

d) Le Crétacé supérieur : est constitué de la succession lithostratigraphique suivante :

1- des marnes et des marnocalcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères

2- des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ;

3- des marnes et marno-calcaires à Globotruncanahelvetica (Turonien inférieur à moyen) ;

4- des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ;

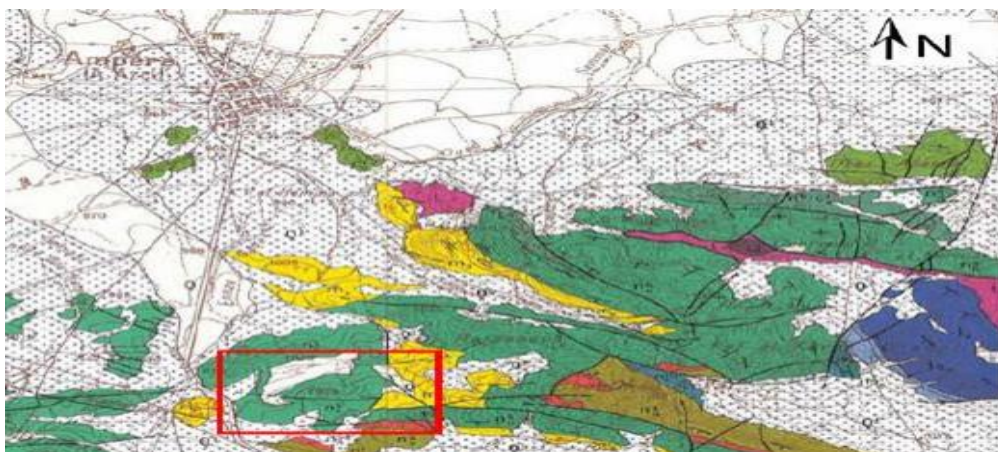
5- des marnes et marno-calcaires du Sénonien avec intercalation de calcaires à Inocérames (6) des calcaires à Laffittéines du Maestrichtien.

e) **L'Éocène** est représenté par des faciès calcaires ou marno-calcaires à silex se terminant par des séries lagunaires ou parfois continentales (argilites rouges et poudingues). f) Le Miocène Représenté le plus souvent de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grés, marnes et argiles rouges.

g) **Le Pliocène** : généralement concordant sur le Miocène, est constitué de formations détritiques, marneuses et conglomératiques.

h) **Le Quaternaire** : Est composé de formations continentales peu épaisses

La figure suivante présente une carte géologique des environs de gisement de Chaabat-Elhamra :



 Localisation du gisement de Chaabet El-Hamra



Figure 11 : Carte géologique des environs de la mine de Chaabet El-Hamra

3.2 Tectonique

La région se subdivise en trois blocs

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

-La faille sud : de direction latitudinale dans le flanc Sud-Est du brachyanticlinal, c'est une faille normale à rejet vertical de 100 à 120 m avec un pendage au Nord inférieur à $65-75^\circ$.

-La faille diagonale : elle s'étend vers le Nord-Est sub-parallèlement au plan axial.

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

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

- La faille centrale: c'est une faille normale qui s'étend de l'extrémité Nord jusqu'à l'extrémité Sud, avec un pendage au Sud-Est inférieur à $70-75^\circ$ et un rejet vertical de 10 à 15 m dans sa partie Nord-Est, elle coupe un chevauchement à pente douce.

- La faille latitudinale : c'est une faille normale dérivée de la faille centrale. Elle se prolonge à l'Ouest au-delà du gisement, avec un pendage au Nord de 75 à 80° et un rejet vertical de 10 à 20 m.

- La faille Est : dérivée aussi de la faille centrale, cette faille normale est orientée vers l'Est, de direction subméridienne, avec une amplitude verticale du rejet de 80 m, voire de 100 m suivant le plan de faille, et un pendage Sud-Ouest inférieur à $65-70^\circ$.

- La faille Ouest : cette faille normale se dégage du dessous du dépôt quaternaire, bordant le flanc Sud-Est du brachyanticlinal du bloc Est, et change de direction jusqu'à 300° , se faisant couper par la faille latitudinale ; c'est une faille en escalier formant des plaques, des coins, dans une zone d'environ 70 m de large, et le pendage est à l'Est inférieur à $70-85^\circ$ tandis que les rejets verticaux atteignent 10 m.

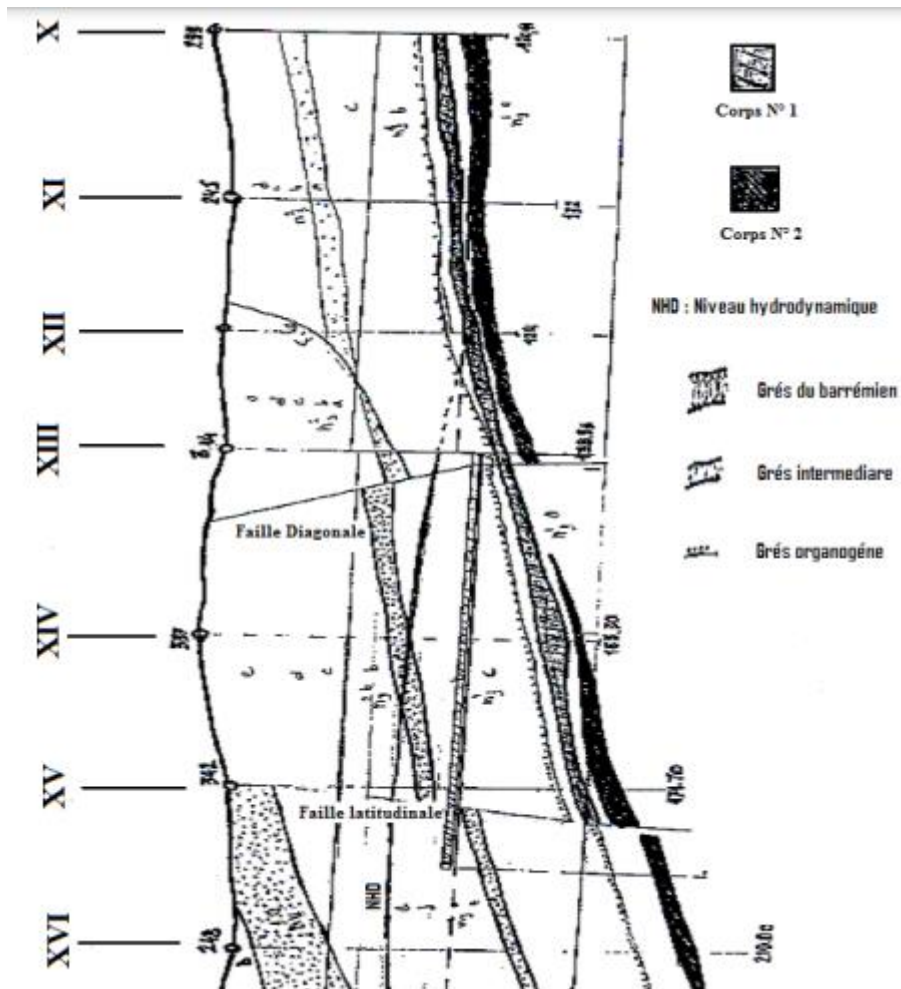


Figure 12 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra (profil X-XV) (d'après ORGM et plan ENOF).

4. Géologie de gisement [2] [8] [9]

Lithostratigraphie

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

Valanginien (n2) Les dépôts du Valanginien (stériles) affleurent à l'Est de la faille orientale et à l'Ouest du gisement et sont représentés par une alternance d'aleurolites grises avec des grés quartzeux gris clair, des dolomies gréseuses et argileuses, des calcaires et des marnes gris-verdâtres.

Hauterivien (n3) La minéralisation zincifère d'intérêt industriel est localisée dans la partie inférieure du Hauterivien, dont la puissance varie de 100 à 150 m. Cet étage est subdivisée en deux (2) niveaux

a. Hauterivien inférieur (n31) : Ce niveau, d'une puissance totale variant de 70 à 120 m, est à son tour divisé en trois termes :

• **n31a:** composé de dolomies grises massives, à grains fins, parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanchâtre, et parfois de calcarénites noires dans la partie supérieur de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.

• **n31b:** représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes gris-verdâtres (0,5 à 2 m), d'aleurites gris-brun (2 à 5 m), de dolomies grises (2 à 10 m), de dolomies gréseuses (3 à 8 m) et de marnes bariolées (5 à 10 m).

• **n31c:** également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées (l'hématite est sous forme de nids et de filonnets dans la masse dolomitique).

b. Hauterivien supérieur (n32) : Ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 120 m, est subdivisé en cinq termes :

- **n32a:** formé de grés, parfois en alternance avec des argiles, de marnes et aleurolites verdâtres, avec toujours à la base de l'alternance un niveau calcaire gris-clair, dont une partie, de 1 à 3m d'épaisseur, est dolomitisée.
- **n32b:** représenté par des dolomies massives à grains fins plus ou moins hématitisées.
- **n32c:** représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15 m.
- **n32d:** constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20 m.
- **n32e :** caractérisé par une irrégularité de composition et de puissance ; essentiellement représenté par des calcaires gris en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites ; dans la partie inférieur de ce terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

c) Barrémien (n4) Il est développé au Nord-Ouest et au Sud du gisement et il est subdivisé en deux niveaux :

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

- **n41a:** formé essentiellement par des grés et des dolomies gréseuses parfois argilo bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydée ; la puissance de ce terme varie de 40 à 60 m.
- **n41b:** constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.
- **n41c:** représenté par des dolomies massives à grain fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20 m.

b. Barrémien supérieur (n42) : ce niveau est subdivisé en quatre termes :

- **n42a:** représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, avec souvent des fissures remplies par de la calcite et, vers la fin du terme, par de la pyrite disséminée ; la puissance de ce terme varie de 20 à 30 m.

- **n42b:** formé de grés brun, avec une alternance d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse, et, en fin d'intervalle, un aspect broyé de la roche, la puissance du terme varie de 30 à 40 m.
- **n42c:** constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés bruns et d'argiles verdâtres (dolomies et grés compacts, massifs et légèrement hématitisés). Sa puissance varie de 60 à 130 m.
- **n42d:** formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m.
-

4.1 Structure de gisement

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

Ces corps sont allongés en bande sur une longueur de 2700 m en pendage et 100 à 400 m en direction. Les corps de minerai plongent d'un pendage de 10° vers le Nord-Ouest.

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

. Les deux corps de minerai sont stratiformes, subparallèles et séparés l'un de l'autre par le banc de dolomie blanchâtre à minéralisation pauvre et parfois stérile, de 6 m de puissance. Ce niveau peut être absent, de telle sorte que les deux corps se confondent en un seul corps de minerai continu.

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

La sphalérite se présente sous plusieurs types : massif, en tache de recristallisation, fissure, et bréchique ce qui constitue l'essentiel du minerai industriel. La puissance moyenne du corps n°1 (corps supérieur) est de 5 mètres et celle du corps n°2 (corps inférieur) est de 4 mètres.

4.2 Réserves du gisement

L'exploitation du gisement de Chaabet El Hamra n'a pris en compte que les réserves situées entre le profil 0 et le profil 15 en vue des données suivantes :

- l'existence d'un secteur de longueur de 800 m entre les profils 16 et 24 ,à l'intérieur duquel les corps minéralisés sont absents ou possèdent des teneurs et des épaisseurs insuffisantes pour l'exploitation.
- Au-delà du profil 15, les données hydrogéologiques sont plus contraignantes.
- La partie du gisement située entre les profils 15 et 31 est plongé vers le NO avec un angle plus prononcé que la moyenne (approximativement 15°) , ce qui causera des grandes difficultés d'ouverture et d'exploitation.

La figure suivante donne la distribution des teneurs de la minéralisation de Chaabet El-Hamra suivant les profils d'exploitation:

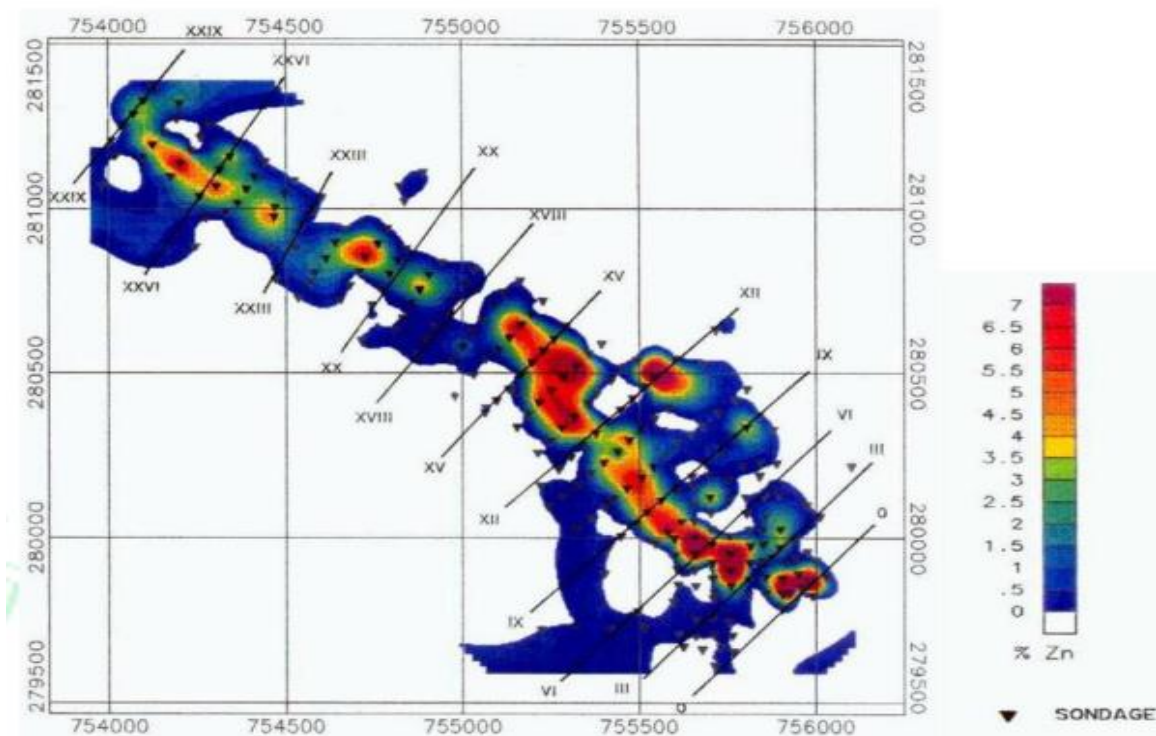


Figure 13 : Distribution des teneurs en Zn des corps minéralisés

Les évaluations effectuées sur les réserves géologiques du gisement sont celles faites par l'ENOF 1997, qui sont données par le tableau suivant :

Tableau 3: Réserves de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra

Profil	Réserves géologiques Corrigées	Teneur %	Perte	Salissage	Réserves Récup	Teneur (%)	Teneur corrigée %
Total Pr 10	5 245	8,34	10%	8%	5 125	7,68	5,49
Total Pr 11	27 225	6,29			26 655	5,63	4,03
Total Pr 12	235 018	7,82			230 357	7,19	5,14
Total Pr 13	75 367	7,26			73 853	6,68	4,78
Total Pr 14	299 796	8,13			293 847	7,49	5,36
Total Pr 15	77 639	7,78			76 063	7,16	5,12
Total 10-13	342 855	7,58	10%	8%	335 990	6,9	4,94
Total 10-14	642 651	7,84			629 837	7,18	5,14
Total 10-15	720 290	7,83			705 900	7,21	5,16

D'après le tableau obtenu par l'évaluation de l'ENOF, le taux de dilution varie de 8% à 10% et les pertes de minerais sont de 10% selon l'estimation du projet justifiant les méthodes d'exploitation. Sur application d'un coefficient correcteur de 70% pour l'exploitation de la partie inférieure du gisement (profil10-profil15) les réserves récupérables sont estimées à : 705 900 tonnes avec une teneur moyenne de 5,16% Zn.

5. Hydrogéologie Exhaure [9] [12]

Les données géologiques, hydrogéologiques et les travaux d'exploitation ont confirmé la présence de deux nappes d'eau :

La nappe Barrémien : dans la partie Nord-Ouest du gisement, situé dans la dolomie gréseuse.

La nappe Hauterivienne: dans la partie centrale du gisement, contenue dans les formations carbonatées à perméabilité de fissure. La partie inférieure a été totalement inondée

La poursuite des travaux sous le niveau hydrodynamique était conditionnée à la réalisation d'une exhaure rationnelle permettant le rabattement du niveau d'eau sous le mûr de la minéralisation.

Le rabattement ne pouvant pas être réalisé à partir des travaux miniers (fond, front de taille), alors il fut décidé après étude de réaliser cinq forages d'exhaure accompagnés de 03 piézomètres de surveillance de la nappe, entre le profil 15 et 16.

Ces forages permettent, et ce sont les objectifs du dénoyage : de rabattre et maintenir le niveau hydrodynamique à moins de 30 m au moins au-dessous du corps minéralisé inférieur de la partie inférieure du gisement, profil 10-Profil 15.

Il a été préconisé de réaliser le rabattement artificiel aux moyens de forage d'exhaure traversant toute la couche aquifère.

Les forages sont équipés de pompes immergées. Le pompage provoque aux environs de la zone de travail un rabattement du niveau d'eau et facilite l'exploitation du minerai.

Le système d'exhaure est constitué de :

- 05 forages équipés de pompes immergées (entre le profil 15 et le profil 16).
- 03 piézomètres de surveillance et de contrôle.

Ci-dessous la représentation du niveau piézométrique initial et le niveau projeté après pompage

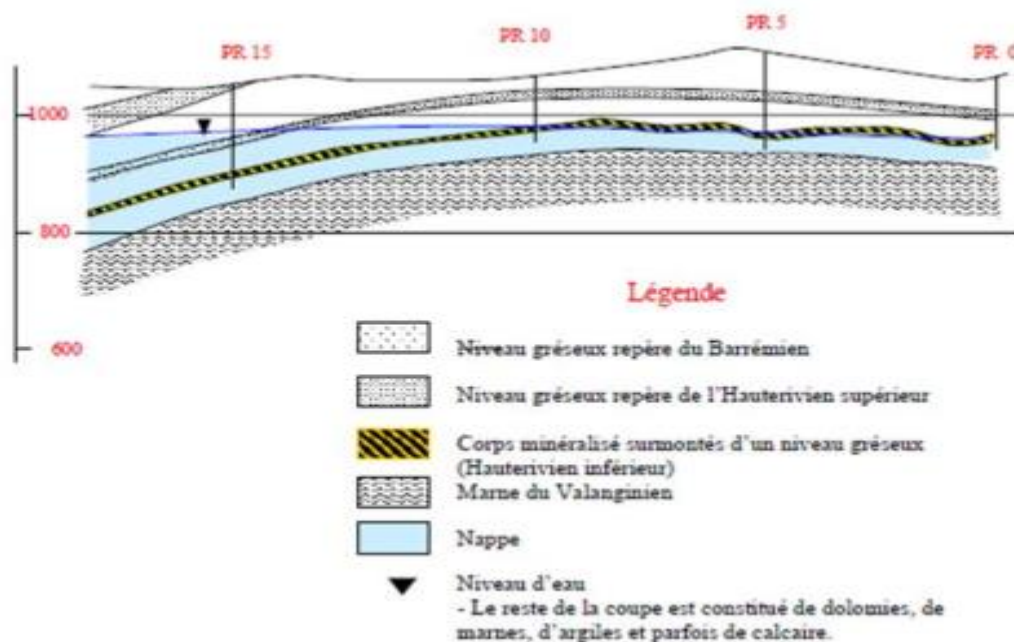


Figure 14 : Rabattement au cours de l'exploitation de la partie inférieure.(Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 30)

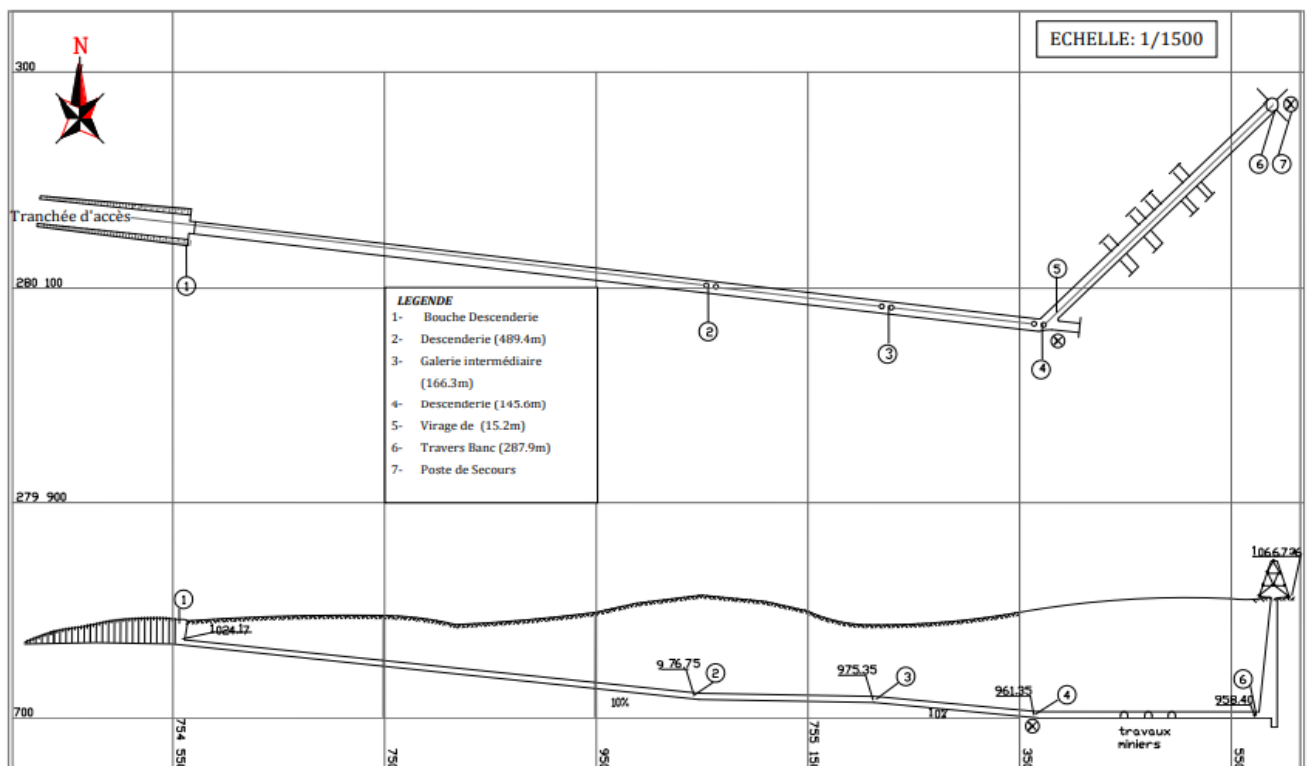
6. Processus d'exploitation du gisement de Chaâbet El Hamra [2] [3]

6.1 Mode d'ouverture

L'ouverture de la mine souterraine de Chaâbet El-Hamra se fait par :

- Une tranchée d'accès d'une longueur de 113m, dotée de murs de protection en béton ;
- Deux Descenderies d'une longueur totale de 635m, de 10 à 17% de pente, utilisée pour la circulation du personnel, du matériel, l'évacuation du minerai et aussi pour l'entrée d'air frais vers les chantiers d'exploitations. La première descenderie d'une longueur de 489,4m et la seconde 145,6m ;
- Une galerie intermédiaire de 166m ;
- Un travers banc de 290m ;
- Un puits vertical de 117m avec une section de 9,30m² dont 10m de puisard, point de sortie de l'air vicié.

Les travaux d'ouverture pour l'exploitation de la partie inférieure consistent à creuser deux galeries parallèles en forme de voûte, avec une section moyenne de 10m² (la section des deux galeries de nos jours est de 12m², augmentation due aux dimensions des engins souterrains utilisés actuellement à la mine de Chaâbet-El-Hamra) à partir des ouvrages existants pour atteindre le profil 15. Elles sont destinées pour l'aéragé et le roulage.



6.2 Travaux préparatoires

Après l'ouverture du gisement, on creuse des ouvrages préparatoires pour partager le champ minier en parties (panneaux, étages, et blocs) et pour assurer la ventilation, la circulation du personnel et le transport de minerai. A la mine de Chaâbet-El-Hamra ces ouvrages sont des galeries de jonction et de découpage en forme de voute d'une section de 12m², large de 4m, d'une hauteur de 3m avec une pente qui ne dépasse pas 17%. Elles sont creusées dans le minerai.

6.3 Méthodes d'exploitation appliquées

a. La méthode de traçage et dépilage

C'est une méthode qui convient aux couches minéralisées de faible puissance, $\leq 5m$.

Le principe de cette méthode consiste à creuser une série de chambres parallèles appelées "traçages". Ces chambres sont séparées entre elles par des piliers de 12 m de large. Ces piliers sont exploités de la façon suivante :

On perce une enlèvre de 4 m de large à 4 m des éboulements, qui laisse entre les éboulements un rideau. Ce rideau est finalement, partiellement exploité à son tour, en traçant une refonte qui laisse subsister 2 piliers résiduels ces piliers sont amaigris, puis torpillés à l'explosif, le minerai est ainsi récupéré et cette dernière étape entraîne le foudroyage du toit. Les piliers résiduels qui jouent un très grand rôle dans la maîtrise de l'effondrement du toit, ils règlent la distance entre l'alignement des fronts et la ligne de cassure de foudroyages. Cette ligne doit être orienté de 35° à 45° sur les fronts et qui se trouve à plusieurs mètres du dernier pilier résiduel.

Le dépilage se poursuit de telle manière que l'exploitation des piliers se rabatte suivant la puissance de la couche. Les pertes constituent 10 à 15 %.

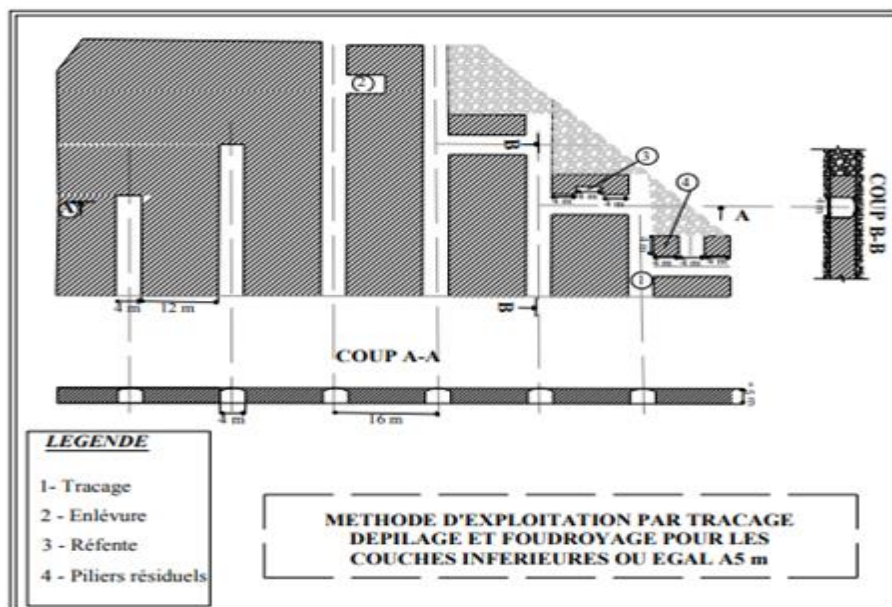


Figure 16 : méthode de traçage et dépilage

b. La méthode de sous-niveaux foudroyés

C'est une méthode qui convient aux couches minéralisées dont la puissance est >5 m. Le principe de cette méthode consiste à creuser une série de chambres parallèles distantes de 12 m de large, creusées toutes dans le même sens et qui permettent d'obtenir ainsi des longs piliers de 12 m de large.

Ces piliers sont exploités de la façon suivante :

- Au bout de chaque traçage (chambres parallèles) est percée une cheminée sur toute la puissance du corps minéralisé (du mur au toit). Ensuite, une ouverture en fente de 2 m environ de large est pratiquée perpendiculairement au traçage qui servira comme surface libre au tir.
- Le soutirage est amorcé par le tir d'une ou deux rangées de trous de mines profonds, percés en éventail à l'aide d'une machine de foration. après avoir abattu une ou deux tranches on procède au chargement du minerai, l'opération de soutirage est arrêtée lorsque les pierres de foudroyage apparaissent. Le soutirage des différentes chambres du bloc est conduit de manière telle que la séparation de la zone de foudroyage et du masse en place se présente suivant une ligne brisée dans l'orientation générale est inclinée de 35° à 45° sur la direction des chambres.

Ce mode opératoire permet de placer les chantiers de soutirage en zone fortement déconsolidée mais hors de la zone de sur contrainte qui se trouve à l'intérieur du massif. La méthode, nécessitant des équipements appropriés, est simple, productive et dont les pertes de minerai sont de 10% et le salissage varie de 8 à 10%.

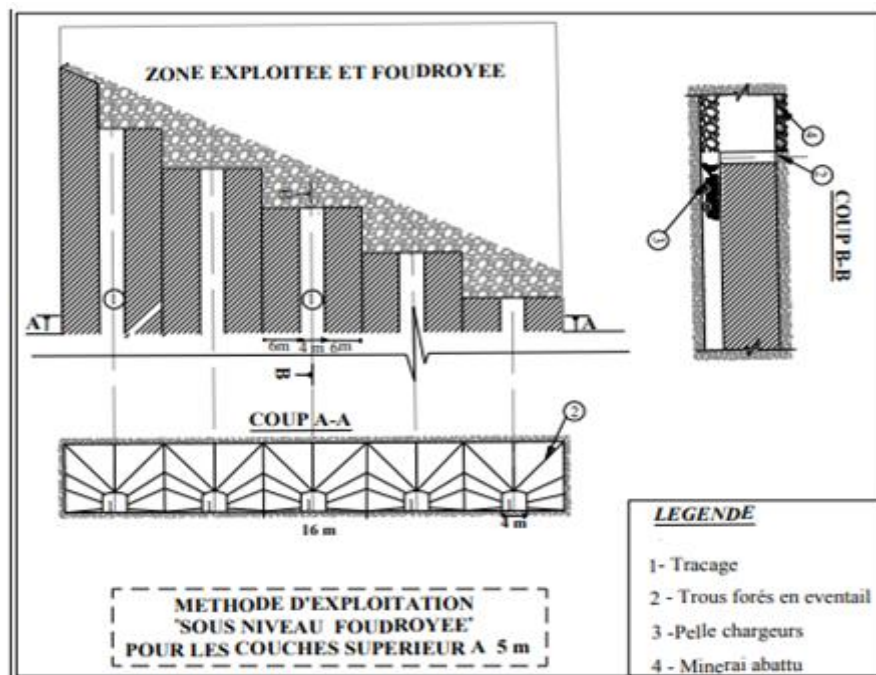


Figure 17 : méthode de sous-niveaux foudroyés.

c. Chambres et Piliers : [4]

cette méthode est utilisée dans l'exploitation des mines où les gisements sont relativement plats et étroits. Tel qu'elles sont creusées de manière à former en alternance des chambres vides et des piliers, où les piliers servent à supporter le toit. Plus tard les piliers seront soit récupérés soit abandonnés.

Le principe de la méthode

- Ouvrir des chambres
- Laisser des piliers
- Fin d'exploitation : Remblayer, foudroyer

Les conditions générales d'utilisation de la méthode :

- puissance de la couche doit être entre 2 et 30 m
- la profondeur de gisement ne doit pas être plus grand que 700 à 800 m (au cas où la résistance des roches est faible et aussi au cas où les piliers seront abandonnés pour que les pertes soient minimisées)
- Gisements faible pendage (≤ 30)
- un massif résistant, notamment pour le toit et le mur
- Minerai à prix bas et à faible teneur (à cause de l'abandonnement des piliers qui donnent des pertes économiques)

La figure 6 ci-dessus représente cette méthode d'exploitation.

6.4 Travaux d'abattage

L'abattage dans la mine se fait par travaux de foration et tir à l'explosif par trous de mine, la foration des trous se fait d'après un plan préalablement établi. L'outil de foration utilisé est un marteau perforateur hydropneumatique alimenté par un compresseur d'air installé en surface. L'eau de forage et d'arrosage provient du champ captant de Chaâbet El-Hamra. L'eau et l'air sont acheminés aux fronts de taille à travers la galerie d'aérage au moyen de conduites appropriées.

La foration et l'abattage par chambre s'applique comme suit :

La foration des trous de mines se fait par marteaux perforateur type YT29A et des fleurets en acier monobloc de $\varnothing 38\text{mm}$ dont le nombre est déterminé en fonction des fronts à tirer par jour.

Théoriquement le plan de tir appliqué sur le front de taille ($\frac{3}{4}$ m) est le suivant :

- nombre des trous = 30 trous
- longueur du trou = 0.8 m à 2.40 m selon la dureté de la roche .
- diamètre de trou = 38 mm
- distance entre les trous est 60 cm pour les trous de bouchon et 30 cm entre les autres trous (trous d'abattage et trous de contour)

- distance entre les rangées : 40 cm

L'explosif utilisé est le gélanite dont les cartouches pèsent 250 g de 23 cm de longueur et de diamètre de 30 mm. Pour un trou de mine de 38 mm et une cartouche de 30 mm il faut un espace entre la cartouche et les bords intérieurs du trou pour éviter les frottements pouvant déclencher une explosion.

La quantité d'explosif est de : 24 kg distribuée comme suit :

- pour les trous de bouchons (4 à 6 trous) : 1 kg
- pour les autres trous (24 trous) : 0.75 kg

L'outil utilisé pour la foration est le marteau perforateur pneumatique YT29A

Le type de détonateur utilisé est le détonateur électrique à microretard déclenché par pulsion électrique en un intervalle de 20 millisecondes. Les trous sont disposés de façon à centrer les trous de bouchon qui sont abattus en premier.

Les deux figures suivantes représentent le plan de tir appliqué à la mine de chaabat Ihamra :

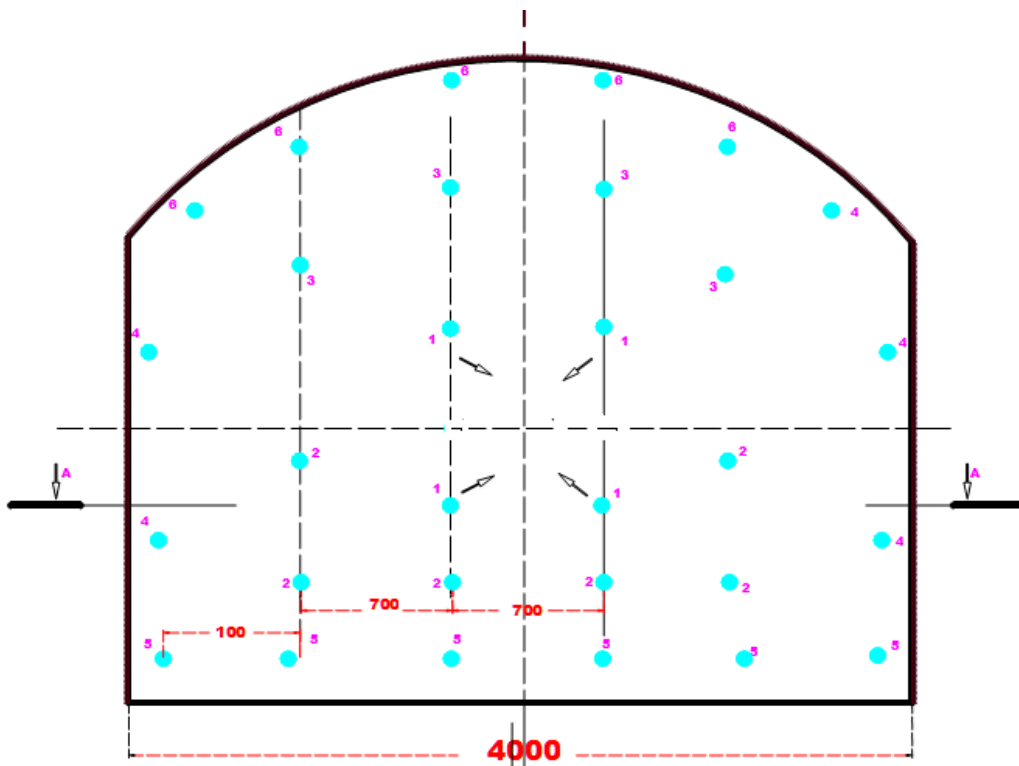


Figure 18: Plan de tir de la mine de Chaâbet El-Hamra.

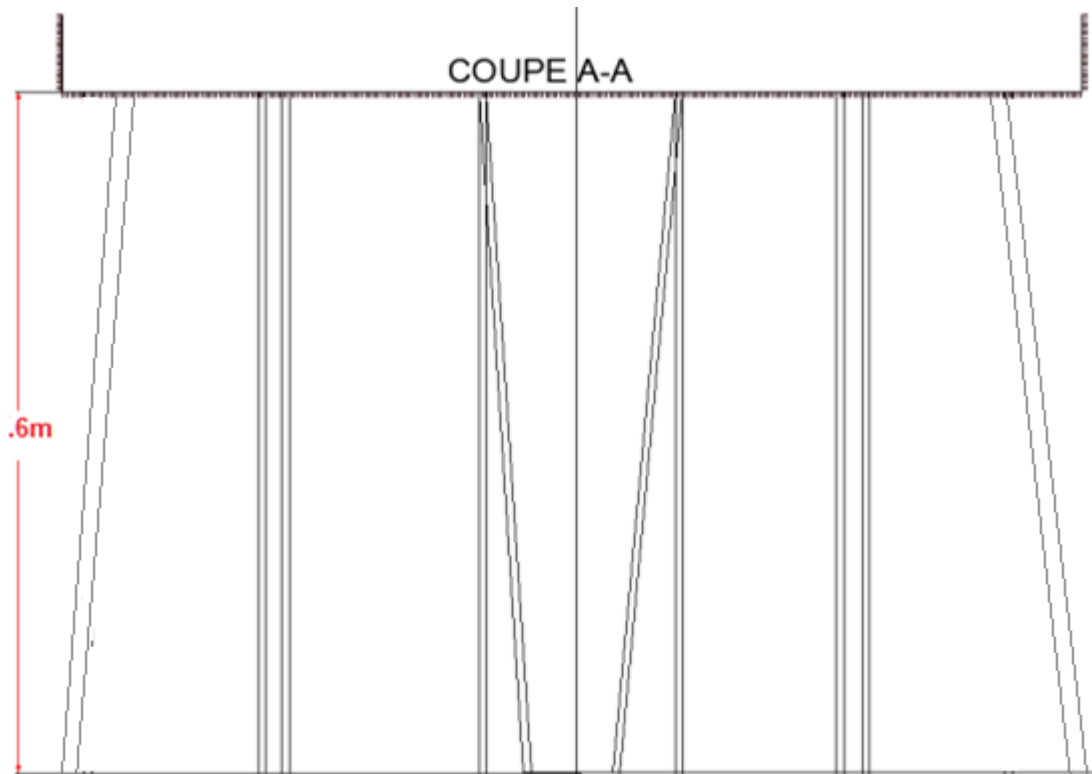


Figure 19: Coupe A-A du plan de tir.

Présentation du marteau perforateur YT29A : [30]

ce type de perceuses à roche utilise de l'air comprimé comme puissance, principalement utilisé dans les chantiers de construction, divers types de mines, tunnel, voies ferrées, construction de la conservation de l'eau et zones de construction de la défense nationale pour les opérations de forage.

C'est une perceuse à roche à pied pousseur qui fonctionne toujours avec un pied de support, peuvent être utilisées pour tout forage d'angle.



Figure 20 : Marteau perforateur YT29A

Caractéristique techniques

Tableau 4 : Caractéristiques techniques du marteau perforateur YT29A

Poids (kg)	26,5
Diamètre du cylindre (mm)	82
Course de piston (mm)	60
Pression d'air de travail	0.63Mpa
Énergie d'impact (J)	70 J
Consommation d'air (L/S)	≤65 L/s
Fréquence de percussion (Hz)	37 Hz
Utiliser la pression de l'eau (Mpa)	0,3 MPa
Diamètre des trous de forage (mm)	34~45mm
Profondeur des trous percés (m)	5m
Taille de la tête de foret (mm)	R22*108mm

La figure suivante donne la description du marteau pneumatique :

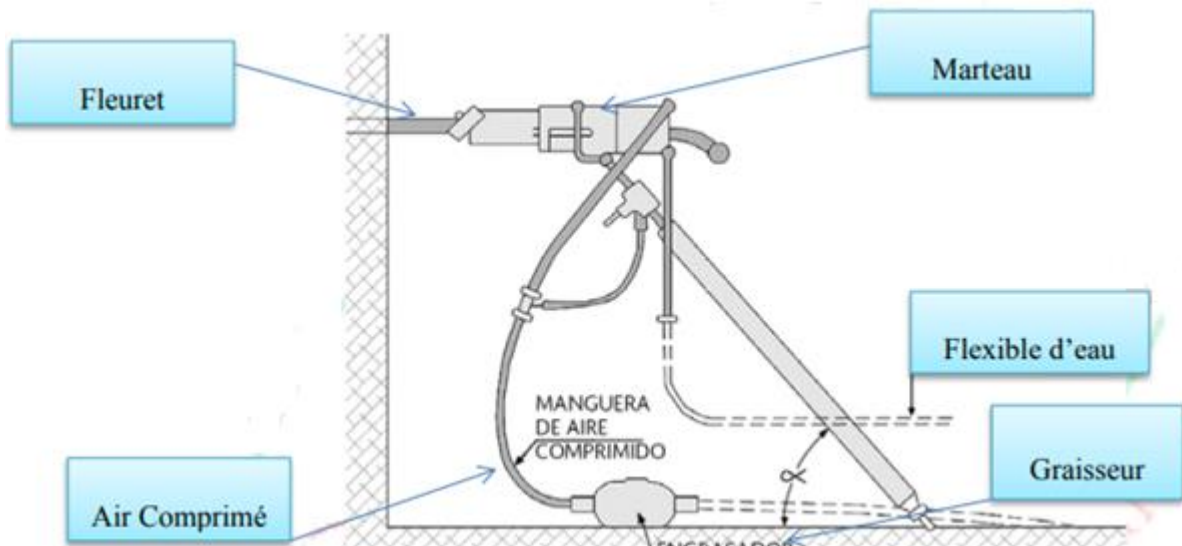


Figure 21: Les différents composants des marteaux perforateurs pneumatiques.

6.5 Paramètres prévisionnels d'abattage (Foration et tir)

Dans cette méthode l'abattage se fait par trous de mines, le calcul des paramètres repose essentiellement sur les points suivants :

a. Charge spécifique de l'explosif

$$Q = q_1 * f_1 * v * e , \text{ Kg/m}^3$$

Où

q_1 : Charge spécifique d'explosif pour les conditions standardisées en Kg/m^3 , on la détermine d'après la dureté de la roche. Pour $f = 8$ à 9 on a $q_1 = 0.8$ à 0.9 Où f : coefficient de dureté d'après protodiakonov , Pour $f_1 = 0.8$ on prend $q_1 = 0.8 \text{ Kg / m}^3$

f_1 : Coefficient qui tient compte de la structure de la roche Pour les roches dures fissurées, $f_1 = 0.8$ à 0.9 On prend $f_1 = 0.8$

v : coefficient qui tient compte du nombre de surface libre

$$v = 6.56 / \sqrt{st}$$

Où st : section de la galerie = 12 m^2 , d'où $v = 6.56 / \sqrt{12} = 1.89$

e : puissance ou capacité relative de l'explosif. Pour le gélanite = 1.27

D'où : $Q = 0.8 * 0.8 * 1.89 * 1.27 = 1.5 \text{ kg/m}^3$

b. Calcul du nombre des trous de mine

$$Nt = e. q. S / dc^2 . \Delta.Kr$$

Avec :

S : Section de l'ouvrage en m² .

q : Consommation spécifique de l'explosif en kg/m³

dc : diamètre de la cartouche est de 30 mm.

Δ : densité de l'explosif utilisé est de 1450 kg/m³ pour le gélanite.

Kr : Coefficient de remplissage des trous en explosif pour le gélanite est de 0.6

D'où

$$Nt = 1.27 * 1.5 * 12 / 0.03 * 0.03 * 1450 * 0.6 = 29.16$$

On prend Nt = 30 trous

b. La charge métrique

$$P = \pi.D^2 . \rho_{ex} / 4 \text{ kg/m.}$$

Avec :

P : Charge métrique de l'explosif dans le trou en kg/m,

D : diamètre du trou en m, D=38mm=0,038m

ρ_{ex} : Densité de l'explosif utilisé en kg/m³ , $\rho_{ex} = 1450 \text{ kg/m}^3$

$$p = \pi * 0,038^2 * 1450 / 4 = 1.64 \text{ kg/m}$$

c. La ligne de moindre résistance

$$W = \sqrt{(p/q.m)} , \text{ m.}$$

Avec :

W : ligne de moindre résistance correspondant à la banquette maximale en m,

m : Coefficient de rapprochement des trous on prend m=2,8.

$$W = \sqrt{(1.64 / 1.5 * 2,8)} = 0.62 \text{ m.}$$

7. Chargement et transport [2] [3]

La chargement et transport se fait sur 3 étapes :

- chargement au niveau du front vers la niche
- extraction (transport du fond au jour)
- transport de tout venant du jour vers la station de traitement située à kherzet youcef.

7.1 Chargement du front vers la niche

7.1.1 Introduction

Le chargement du front vers la niche est le chargement des roches abattues du front de taille vers la niche qui est un lieu de stockage provisoire à l'intérieur de la mine à travers la pelle de chargement pour que plus tard les camions chargent le stock des niches vers les lieux de stockage au jour. Elle s'appelle aussi l'opération de déblocage (déblocage de minerai du front et le stocker au niveau de la niche)

Cette opération a un cycle qui représente un cycle préliminaire de chargement –transport



Figure 22 : Niche de stockage à l'intérieur de la mine

L'opération de chargement du front vers la niche est réalisée à l'aide d'une chargeuse **Sandvik** de type **LH 203**.

La distance de déblocage est d'environ 50 m, la capacité du godet de la chargeuse est de 1,5 m³ soit 3,5 tonnes.

La chargeuse utilisée est présentée par la figure suivante : [29]



Figure 23 : Chargeuse LH203

Les caractéristiques techniques de la chargeuse LH203 sont données par le tableau suivant : [5] [29]

Tableau 5 : Caractéristiques techniques du chargeuse LH203

Dimensions (L-l-H)	7,1 x 1,5 x 1,9 m
Capacité	3,5 tonnes métriques
Capacité de godet	1,5 à 2 m ³
Poids (opérationnel)	8 700 kg
Effort d'arrachement hydraulique – levage	61 kN
Force d'arrachement hydraulique – inclinaison	55 kN
Puissance moteur	75,1 kW
Vitesse (En charge)	25,2 km/h

7.1.2 Paramètres standards de chargement du front vers la niche

Les paramètres ci-dessous sont extraits du plan d'exploitation de l'unité de l'année 2022.

Rendement par poste

$$RP = 3600 * E_g * K_r * K_u * T_p / T_c * K_f$$

Où :

- E_g - capacité du godet = 1.5 m³
- K_r - coefficient de remplissage du godet= 0.7
- K_u - coefficient d'utilisation de la chargeuse = 0.8
- T_p - durée d'un poste de travail = 6 h (3600 sec)
- T_c - durée d'un cycle de la pelle= 420sec.
- K_f - coefficient de foisonnement =1.2

Donc le rendement par poste

$$RP = 3600 * 1.5 * 0.7 * 0.8 * 6 / 420 * 1.2 = 36 \text{ m}^3.$$

Rendement journalier en tonne

- $R_j = R_p * N_p * m_v$
- R_p = rendement de la chargeuse par poste 36 m³ /p
- N_p = nombre de poste par jour = 2 p discontinus
- m_v = masse volumique de la roche = 3 t/m³

$$D'o\grave{u} : R_j = 36 * 2 * 3 = 216 \text{ tonne/jour}$$

$$R_j = 216 \text{ t/j}$$

Le Nombre de chargeuses n\u00e9cessaire est de $N_c = P_j / R_j = 300 / 216 = 1.38$ chargeuses Donc, le nombre de chargeuses n\u00e9cessaire est \u00e9gale \u00e0 2.

7.2 Transport du fond au jour

Le transport du tout venant de la niche vers le lieu de stockage au jour se fait par camions navettes d'une capacit\u00e9 de 13 tonnes/ camion \u00e0 une distance totale d'environ 2 km.

Le camion est charg\u00e9 de pr\u00e9s de la niche par la chargeuse LH203.



Figure 24 : Camion Aramine T1600.

7.2.1 Les caractéristiques techniques du camion Aramine T1600 [7]

Les caractéristiques techniques du camion Aramine T1600 sont représentées par le tableau suivant :

Tableau 6 : Caractéristiques techniques du camion Aramine 1600

Longueur	8596 mm
Largeur	2040-2180 mm
Hauteur de déchargement	4400 mm
Capacité de la benne	13 000 kg
Volume en semi dôme	6-9 m3
Poids à vide	17 000 kg
Rayon de braquage	42°

7.2.2 Les paramètres de transport du fond au jour

Les paramètres de transport du fond au jour extraits du plan d'exploitation de l'unité de l'année 2022 sont comme suit :

➤ **Rendement du camion**

Le rendement journalier du camion Aramine T1600 est donné par la formule suivante :

$$R_{pc} = 3600 * E_c * T_p * K_r * K_u / T_c$$

Avec :

E_c : capacité du camion = 13 t

T_p = 6h

K_r = 0.7

K_u = 0.8

T_c = 2400sec

$R_{pc} = 3600 * 13 * 6 * 0,7 * 0,8 / 2400 = 65 \text{ T/P}$

➤ **Rendement journalier en tonne**

Il est calculé à partir de la formule ci-dessous :

$$R_j = R_p * N_p$$

R_p = rendement du camion par poste 65T/p

N_p = nombre de poste par jour = 2 p discontinus

$R_j = 65 * 2 = 130$ tonne/jour Nombre de camions nécessaire est de $N_c = P_j / R_j = 300 / 130 = 2.3$ camions.

Donc, le nombre de camions nécessaire est de 3 camions.

7.3 Transport du jour vers la station de traitement

Le transport du tout venant à partir de la plate forme de stockage située à Chaâbet el Hamra sera fait par 2 camions -récupérés de la mine d'AL ABED- de capacité théorique de **20 tonnes** chacun. Avec un taux de remplissage de **0.75** et taux d'utilisation de **0.8**



Figure 25 : Les deux camions de transport jour de la mine de chaabat lhamra

Rendement journalier du camion

$$R_j = E_c * k_r * t_p * N_p * k_u$$

Avec :

E_c : capacité du camion

K_r : taux de remplissage

T_p : durée du poste

N_p = nombre de poste par jour

$$R_j = 20 * 0.75 * 6 * 2 * 0.8 = 144 \text{ t/camion}$$

Pour une production de 300 t/jour le nombre de camions nécessaire est de

$$N_c = P_j / R_j = 300 \text{ t} / 144 = 2.08 \text{ camions} , \text{ Le besoin est de 3 camions.}$$

8. Aération [2] [3] [9]

8.1 Aération principal

L'aération principal pour le cas de Chaabat-El-Hamra est un aération de type forcé de sorte qu'il est renforcé par l'intermédiaire d'un ventilateur aspirant de type 1300 HDM installé au jour à la tête du puits de retour d'air dont les dimensions sont :

- un débit de 42 m³ /sec
- une dépression de 202 mm.c.e

L'air frais passe par la galerie principale d'accès puis les Travers Bancs puis il retourne par la galerie de sortie et enfin le puits de retour d'air comme le montre le schéma ci-après



Figure 26 : Ventilateur aspirant de Chaabat El Hamra.

8.1.1 Calcul de la quantité d'air nécessaire pour l'aéragé principal

Le calcul du débit d'air nécessaire pour l'aéragé principal selon la Norme RUSSE doit tenir compte des paramètres suivants: [2]

1. **Qper** : Débit d'air nécessaire pour les personnes
2. **Qext** : Débit d'air nécessaire pour l'extraction
3. **Qmot** : Débit d'air nécessaire pour la puissance de moteur
4. **Qex** : débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif

➤ Débit d'air nécessaire pour le personnel (Qper)

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

$$Q_{per} = N * N_{pe} * K_r , [m^3/min]$$

Avec :

N : est la norme de la quantité d'air nécessaire pour un travailleur (n=3 m³/minutes ; 0.05 m³/seconde) ;

N_{pe} : le plus grand nombre de personnes qui se trouvent en même temps dans les ouvrages miniers souterrains.

K_r : coefficient de réserve pour ventilateur aspirant K_r= 1,2

D'où :

$$Q_{per} = 3 * 13 * 1.2 = 46.8 \text{ m}^3/\text{min} \text{ on prend } Q_p = 47 \text{ m}^3/\text{min}$$

➤ Débit d'air nécessaire pour L'extraction (Qex)

D'après l'extraction journalière moyenne :

$$Q_{ex} = a_e * P , [m^3/min]$$

Avec :

Si Mt >= 1200 t/j donc : a_e = 0.01 * 60 Si Mt < 1200 t/j donc : a_e = 0.014 * 60 ;(Mt : production journalière moyenne = 300 pour la mine de chaabat lhamra)

P : quantité de l'extraction= 300 t/j

$$D'où : Q_{ex} = 0.014 * 60 * 300 = 252 \text{ m}^3/\text{min}$$

➤ **Débit d'air nécessaire pour puissance de moteur (Q_{mot})**

Le débit nécessaire est calculé à partir de la consommation d'air des engins selon la formule suivante :

$$Q_{\text{mot}} = N_p * g, [\text{m}^3/\text{min}]$$

Où :

- N_p : Le nombre total des engins diesel.
- g : La norme de consommation d'air par un engin, (pour 1CV (diesel) : g = 5 m³/min)

On a deux camions de 86 kwat (117cv); et une pelle de 64 Kwat (87 chevaux)

Donc : (2*117) + (1*87)= 321cv

D'où : Q_{mot}=321*5=1605 m³/min

➤ **Débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif (Q_t)**

$$Q_t = (100 * A * b * K_r) / (C * t)$$

- A : consommation d'explosif tire (A = 180 kg (6 front à 30 kg/front)
- b : Quantité de gaz dégagé lors d'explosion d'un Kg d'explosif (volume d'oxyde de carbone au cours d'explosion d'un Kg d'explosif, b = 0.04 m³ /kg)
- C : maximal admissible de concentration de l'oxyde de carbone théorique dans le retour d'air général, C =0.008%)
- t : le temps d'aérage des galeries, on prend 360 min (6h)
- K_r : coefficient de réserve, (K_r= 1,4)
-

D'où : Q_t =100*180*0.04* 1,4/ (0.008*360) = 350 m³/min

➤ **Débit d'air total**

$$Q = Q_p + Q_{\text{ex}} + Q_{\text{mot}} + Q_t$$

$$Q = 48 + 252 + 1605 + 350 = 2255 \text{m}^3/\text{min} = 37 \text{m}^3/\text{sec}$$

8.1.2 Dimensionnement du ventilateur principale

Le dimensionnement du ventilateur d'aérage est déterminé par la dépression totale de la mine (**ht**) qui est en relation avec la dépression de la mine (**hp**) et la dépression naturelle (**hn**).

$$ht = hp \pm hn$$

Avec :

hp : la dépression de la mine

hn : la dépression naturelle

➤ **Calcul de la pression de la mine :**

$$H_p = R_t * Q_T^2$$

Avec :

R_t : La résistance dans la mine

Q_t : le débit total

Calcul de La résistance dans la mine

Calculer la valeur de la résistance dans chaque conduit :

$$R_i = R_f + R_x = (l_i + l_{ei}) \times \frac{k_i \times C_i}{A_i^3}$$

R_f = est la résistance de friction Ns^2/m^8

R_{xd} = la résistance de choc Ns^2/m^8

A_i : section du conduit

K_{id} = facteur de friction, $N.s^2/m^4$

C_i = périmètre, m ;

L_i = longueur du conduit, m ;

L_{ei} = longueur équivalent(m), où:

$$l_{ei} = \frac{A_i * x_i}{k_i * C_i}$$

x = est le coef de choc :
$$X = \frac{0.60}{ma^{0.5}} \times \frac{D^2}{90^2}$$

D = angle de déflexion, (°)

r = rayon orifice

b = largeur galerie, m

d = hauteur galerie, m

m = rapport de rayon (=r/b)

a = rapport d'aspect, (=d/b)

$$R_T = R_{0A'} + R_{A'A} + R_{AB} + R_{eq} + R_{F-puit} + R_{puit}$$

$$R_{eq} = \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{R_{BF}}} + \frac{1}{\sqrt{R'}}} \right)^2 ;$$

$$R' = R_{BC} + R_{EF} + \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{R_{DE}}} + \frac{1}{\sqrt{R''}}} \right)^2 ;$$

$$R'' = R_{GE} + \left(\frac{1}{\frac{1}{\sqrt{R_{cg}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{Gd}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{cd}}}} \right)^2$$

Donc :

$$R_T = 0,1236 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$$

$$\text{AN : } h_p = (0,1236) \cdot (37)^2 = 170 \text{ mm.c.e}$$

➤ **Calcul de la dépression naturelle :**

$$h_n = 0.0047 \cdot (t_1 - t_2) \cdot H$$

$$t_1 = 25^\circ$$

$$t_2 = 30^\circ$$

H: profondeur de la mine H=200 m

$$h_n = 0.0047 \cdot (25 - 30) \cdot 200 = - 4.7$$

Donc :

$$h_t = 170 + 4.7 = 175 \text{ mm.c.e}$$

D'après le calcul précédent, le ventilateur installé doit fournir un débit d'air de 38 m³/sec avec une dépression de 175 .

8.2.1 Calcul de débit secondaire par front

Le calcul du débit d'air secondaire nécessaire selon la Norme RUSSE doit tenir compte les paramètres suivants : [2]

1. débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif : **Qexp**
2. Débit d'air nécessaire pour les personnes : **Qper**
3. Débit d'air nécessaire pour la puissance de moteur : **Qmot**

a. débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif

$$Q_{ex} = (2.3/Tv) \sqrt[3]{(q*b*s^2*l^2*kn)} \text{ m}^3/\text{min}$$

Où :

q = la consommation d'explosifs par front 30 kg

b= le dégagement de gaz lors du tir de 1kg d'explosif b= 40 l/kg

S = la section de la galerie 12 m²

l = longueur de galerie 50 m

kn = coefficient de saturation par l'eau des roche entourée kn = 0.8

TV = la durée de la ventilation de la taille après le tir tv= 20-30 mn

D'où : $Q_{ex} = (2.3/30) \sqrt[3]{(30 * 40 * 12*12 * 50 * 50*0.8)} = 5.3 \text{ m}^3/\text{min}$

b. Débit d'air nécessaire pour les personnes

$$Q_{per} = n * N * K_r ; \text{ m}^3 / \text{mn}$$

Où :

n : est la norme de la quantité d'air nécessaire pour un travailleur (n=6 m³ /mn) ;

N: nombre de mineur 3

Kr : coefficient de réserve pour ventilateur aspirante Kr = 1,25

$$Q_{per} = 6 * 3 * 1.25 = 23 \text{ m}^3 / \text{m}$$

c. Débit d'air nécessaire pour la puissance de moteur

Du même que pour l'aéragé principale on a :

$$Q_{mot} = Np * g \text{ (/min)}$$

$$Q_{mot} = 97 * 5 = 485 \text{ m}^3 \text{ /min}$$

8.2.2 Dimensionnement du ventilateur

a. Calcul de débit de ventilateur

$$Q_v = \varphi * Q_{max}$$

$$Q_{max} = 485 \text{ m}^3 \text{ /mn}$$

φ : Coefficient des pertes 1.1÷1.3

$$\text{D'où : } Q_v = 485 * 1.2 = 582 \text{ m}^3 \text{ /min}$$

b. Calcul de la dépression

$$H = Q_v^2 * R, \text{ Pa}$$

R: Perte de charge à cause des résistances du ventube , $R = (6.5 * \alpha * L) / d^5$

α : coefficient aérodynamique de frottement du ventube ($\alpha = 0.00045$ pour les ventube en plastique)

d : diamètre du ventube ($d = 0.6 \text{ m}$) **L** : longueur du ventube ($L = 50 \text{ m}$)

on a :

$$R = 1.88$$

d'où :

$$h = 177 \text{ Pa}$$

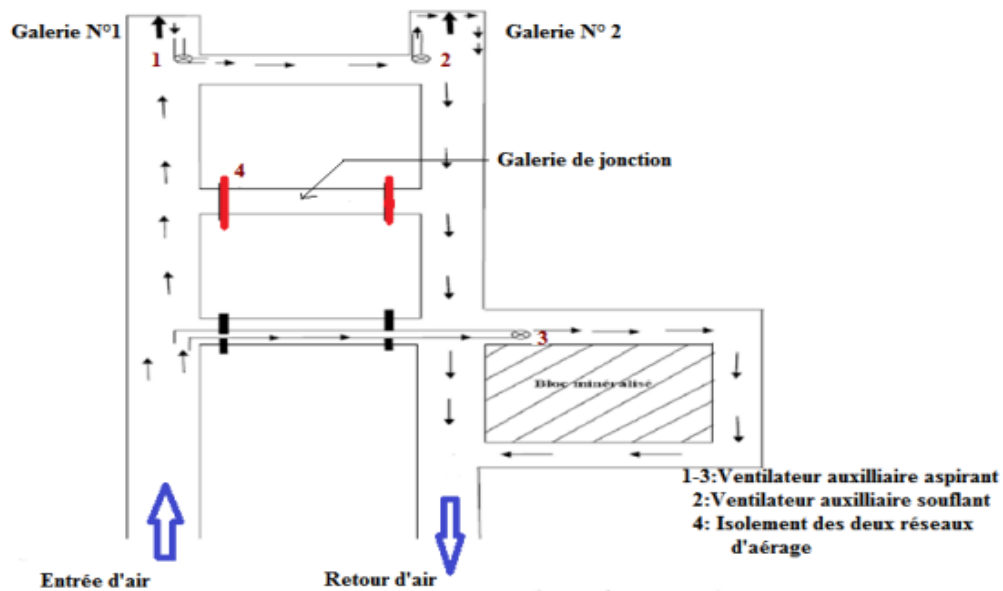


Figure 28 : Schéma d'aériage secondaire de la mine [9]

9. Travaux de soutènement [2] [3] [9]

Dans la mine de chaabat lhamra plusieurs types de soutènement sont pratiqués:

- Un soutènement jointif par cadre et cintres métalliques dans les endroits instables (les zones faillées).
- Un soutènement espacé par cadre et cintres métalliques dans les zones moyennement stable
- Un soutènement par boulons d'ancrage (placage).

Le matériel utilisé pour les travaux de soutènement est le bois de mine, le fer rond et les tubes ronds en fer.

Le soutènement provisoire n'existe pas dans la mine Chaabat El-Hamra.



Figure 29 : Soutènement par cintres métalliques (la mine de Chaabat EL-Hamra)

CHAPITRE III : Etude
pratique et analyse de la
production d'exploitation de la
mine de Chaabat El Hamra

1. Paramètres de la foration

1.1 Les données des travaux de la foration en pratique

Les résultats de suivi des travaux sont exprimés dans les tableaux ci-dessous selon les données pratiques suivantes :

- nombre des trous = 28
- la quantité d'explosif utilisé était de 24 kg distribuée en mettant 1 kg dans les trous de bouchant et environ 0.75 kg dans les autres trous
- le diamètre de trou = 38 mm
- la profondeur des trous = 1.60 m
- Distances entre les rangées = 40 à 50 cm
- Distance entre les trous de bouchons = 60 à 50 cm
- Distance entre les trous les autres types des trous environ 30-40 cm

Les distances entre les trous étaient réalisées sur le terrain par le foreur selon son appréciation personnelle (l'œil nu) ce qui fait que si on change de foreur on peut facilement se retrouver avec des réalisations différentes de plan de tir

Commentaire :

On constate la présence de certains écarts entre les données du plan de tir prévisionnel et les données du plan de tir appliqué sur le terrain. À titre d'exemple, le nombre de trous n'est pas le même ainsi que la quantité d'explosif par trou et les distances de la maille de foration. Pour cette dernière, et vu que le foreur localise à l'œil nu l'emplacement de chaque trou, il y aura forcément des différences entre les réalisations des différents foreurs.



Figure 30 : image qui représente la foration d'un des trous du front (Mine chaabat lhamra)

Afin de vérifier si les standards de foration sont respectés, un suivi sur le terrain a été réalisé sur 4 postes différents pour pouvoir chronométrer l'opération de foration et comparer entre les différents foreurs et dans différentes conditions de travail, le temps de foration par trou par poste est présent dans les tableaux ci-dessous.

on note également que le temps de foration commence au moment où le foreur place son marteau sur l'emplacement du trou, et se termine lorsque le foreur retire le fleuret du trou. Quant au temps de déplacement il commence lorsque le foreur retire son fleuret et commence lorsqu'il le place sur le nouveau emplacement du trou prochain dans sa liste.

Front n01 :

Tableau 7 : Le temps de cycle de foration du Front 01 (26 juillet 2022 , 2eme poste)

Trou	Temps de foration du trou Tf (min, sec)	Temps de déplacement vers le trou suivant Td (sec)	Total
1	4 min et 33 sec	32	5 min et 5 sec
2	2 min et 40 sec	18	2 min et 58 sec
3	2 min et 5 sec	16	2 min et 21 sec
4	3 min et 22 sec	15	3 min et 37 sec
5	2 min et 10 sec	10	2 min et 20 sec
6	2 min et 40 sec	13	2 min et 53 sec
7	3 min et 10 sec	14	3 min et 24 sec
8	2 min et 34 sec	12	2 min et 46 sec
9	2 min et 26 sec	35	3 min et 1 sec
10	2 min et 12 sec	11	2 min et 23 sec
11	2 min et 27 sec	13	2 min et 40 sec
12	2 min et 20 sec	30	2 min et 50 sec
13	2 min et 14 sec	14	2 min et 28 sec
14	2 min et 45 sec	22	3 min et 7 sec
15	2 min et 36 sec	14	3 min
16	2 min et 35 sec	13	2 min et 48 sec
17	2 min et 12 sec	12	2 min et 24 sec
18	3 min et 20 sec	12	3 min et 32 sec
19	3 min et 10 sec	10	3 min et 20 sec
20	2 min et 41 sec	12	2 min et 53 sec
21	3 min et 12 sec	15	3 min et 25 sec
22	2 min et 45 sec	13	2 min et 58 sec
23	2 min et 35 sec	11	2 min et 44 sec
24	3 min et 8 sec	14	3 min et 22 sec
25	2 min et 51 sec	12	3 min et 3 sec
26	2 min et 43 sec	11	2 min et 54 sec
27	2 min et 45 sec	10	2 min et 55 sec
28	3min et 15sec		3min et 15 sec
Total	78 min et 11 sec	414 sec = 6 min et 38 sec	1h 25 min
Moyenne par trou	2 min et 47 sec	15 sec	

Commentaires :

- Durant la foration du premier trou, il y'avait un problème technique sur la poussoir du marteau ce qui a causé un temps de foration élevé pour ce premier trou (4min et 33sec). Par conséquent, il y a eu l'intervention de la maintenance pour réparer le marteau, une intervention qui a duré 13mn, après laquelle le marteau a repris son fonctionnement normal.
- Une fois le premier trou foré, et au moment de retirer le fleuret du trou, le foreur a trouver des difficultés durant cette étape ce qui a donné un temps de déplacement important par rapport aux trous suivants.
- Les temps de déplacement les plus grands proportionnellement (plus que 20s) reviennent au fait que le foreur passe un temps pour le choix des points à forer où la roche est moins dure pour faciliter son travail à cause des difficultés d'utilisation du marteau perforateur.



Figure 31 : Réparation de marteau perforateur pendant l'opération de la foration

Front n02 :**Tableau 8 :** Le temps de cycle de foration du Front 02 (27 juillet 2022 , 2eme poste)

Trou	Temps de foration du trou Tf (Amin,Bsec)	Temps de déplacement vers le trou suivant Td (s)	Total
1	3min et 02sec	15	3min et 17sec
2	2min et 51sec	18	3min et 9 sec
3	3min et 11sec	14	3 min et 25sec
4	3min et 20sec	12	3min et 32sec
5	2min et 45sec	16	3min et 1sec
6	2min et 52sec	11	3min et 3sec
7	2min et 36sec	12	2min et 48sec
8	2min et 28sec	13	2min et 41sec
9	2min et 33sec	10	2min et 43sec
10	3min et 5sec	15	3min et 20sec
11	2min et 40sec	13	2min et 53 sec
12	2min et 32sec	11	2min et 43sec
13	2min et 55sec	14	3min et 9sec
14	2min et 48sec	12	3min
15	3min et 21sec	16	3min et 37sec
16	2min et 26sec	14	2min et 40sec
17	2min et 58sec	11	3min et 9sec
18	2min et 35sec	10	2min et 45sec
19	2min et 42sec	11	2min et 53sec
20	3min et 15sec	12	3min et 27sec
21	2min et 50sec	20	3min et 10 sec
22	3min et 23sec	13	3min et 36 sec
23	3min et 30sec	12	3min et 42sec
24	2min et 40sec	15	2min et 55sec
25	2min et 42sec	13	2min et 55sec
26	2min et 37sec	15	2min et 52sec
27	3min et 11sec	10	3min et 21sec
28	3min		3min
Total	75 min	6 min	1h et 21min
Moyenne par trou	2min et 40sec	13 sec	

On constate que la foration durant ce poste de travail n'a rencontré aucun problème significatif qui peut retarder la foration ou le déplacement entre les trous. A cet effet, on ne trouve ps des écarts important entre les réalisations de chaque trou.

Front n03 : (01 aout 2022 , 2eme poste)

Tableau 9 : Le temps de cycle de foration du Front 03 (01 aout 2022 , 2eme poste)

Trou	Temps de foration du trou Tf (min, sec)	Temps de déplacement vers le trou suivant Td (s)	Total
1	4min	13	4min et 13sce
2	4min et 48sec	30	5min et 18sec
3	7min	20	7min et 20sec
4	4min et 46sec	26	5min et 12 sec
5	4min et 25sec	17	4min et 42sec
6	3min et 20sec	23	3min et 43sec
7	2min et 22sec	18	2min et 40sec
8	2min et 31sec	22	2min et 43sec
9	3min et 11sec	12	3min et 23sec
10	3min et 28sec	16	3min et 44sec
11	2min et 40sec	20	3min
12	2min et 45sec	15	3min
13	3min	21	3min et 21sec
14	3min et 12sec	22	3min et 34sec
15	2min et 55sec	20	3min et 15sec
16	2min et 48sec	17	3min et 5sec
17	3min et 22sec	18	3min et 40sec
18	2min et 37sec	14	2min 51sec
19	3min et 11sec	16	3min et 27sec
20	3min et 25sec	20	3min et 45sec
21	2min et 35sec	17	2min et 52sec
22	2min et 51sec	15	3min et 6sec
23	3min et 18sec	18	3min et 36sec
24	2min et 43sec	14	2min et 57sec
25	3min et 15sec	12	3min et 27sec
26	3min et 12sec	15	3min et 27sec
27	2min et 58sec	11	3min et 9sec
28	3min et 26sec		3min et 26sec
Total	99 min	7min 39sec	1 heure 47 min
Moyenne par trou	3min et 31sec	17 sec	

Commentaires :

- Dans les trous de 1 à 6 le temps de foration était élevé proportionnellement à cause de la faiblesse de la force de pression de l'aire utilisé dans le marteau parce qu'il y'avait une opération de souffle de l'espace dans un autre coté ce qui a diminué la quantité d'aire passé dans le marteau au niveau du front à forer.

- Un éclatement du tuyau de l'eau relié au marteau pendant la foration du trou 6 ce qui a demandé sa réparation qui a duré environ 10 min comme il est montré dans les figures suivantes :

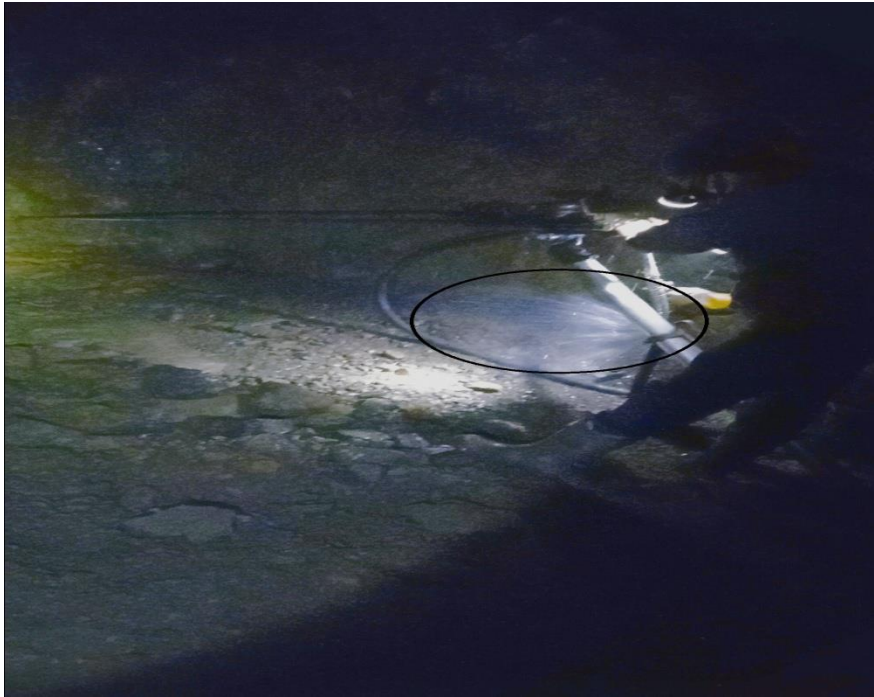


Figure 32 : éclatement de tuyau de l'eau



Figure 33: réparation du tuyau

- Pendant la réparation du tuyau l'opération de soufflage dans l'autre endroit était terminée et le marteau a continué à travailler (après sa réparation) dans les conditions normales

d'où le temps de foration des trous n'est plus devenu dépendu que de la dureté de la roche ce qu'expliquent les données de temps de foration de trou 07 à 28.

Cycle N04 : (02 aout 2022 , 2eme poste)

Tableau 10 : Le temps de cycle de foration du Front 04 (02 aout 2022 , 2eme poste)

Trou	Temps de foration du trou (min, sec) Tf	Temps de déplacement vers le trou suivant (sec) Td	Total
1	3min et 17sec	22	3min et 39sec
2	2min et 58sec	20	3min et 18sec
3	3min et 20sec	40	4min
4	3min et 49sec	19	4min et 8sec
5	3min et 08sec	12	3min et 20sec
6	3min et 20sec	18	3min et 38sec
7	3min et 13sec	21	3min et 34sec
8	3min et 25sec	15	3min et 40sec
9	3min	22	3min et 22sec
10	2min et 57sec	17	3min et 14sec
11	3min et 16sec	20	3min et 36sec
12	2min et 45sec	14	2min et 59sec
13	3min et 24sec	13	3min et 37sec
14	3min et 13sec	24	3min et 37sec
15	3min et 35sec	20	3min et 55sec
16	2min et 50sec	15	3min et 5sec
17	3min et 02sec	25	3min et 27sec
18	3min et 18sec	12	3min et 30sec
19	3min et 14sec	14	3min et 28sec
20	3min et 27sec	23	3min et 50sec
21	2min et 44sec	15	2min et 59sec
22	2min et 55sec	17	3min et 12sec
23	3min et 22sec	13	3min et 35sec
24	3min et 30sec	22	3min et 42sec
25	3min et 06sec	18	3min et 24sec
26	3min et 11sec	16	3min et 27sec
27	3min et 29sec	20	3min et 49sec
28	3min et 10sec		3min et 10sec
Total	90 min	8min et 27sec	1h et 38min
Moyenne par trou	3min12sec	18 sec	

Commentaires :

Dans ce poste le temps de foration d'un trou est élevé par rapport aux autres fronts dans les postes précédents malgré que le marteau fonctionne dans son état normal, cela est à cause de la dureté des roches contenues dans le front à forer.

Le tableau suivant présente les résultats finals des données de l'opération de la foration des 4 fronts suivis :

Tableau 11 : données moyennes finales de l'opération de la foration des 4 fronts suivis

	Front 01	Front 02	Front 03	Front 04	Moyenne
Tf d'un trou	2 min 47sec	2min et 40	3min et 31sec	3min12sec	3 min
Td d'un trou à l'autre	15 sec	13 sec	17 sec	18 sec	16 sec
Tf tot des trous	78 min 11 sec	74 min	100 min	90 min	85 min = 1h 25 min
Td tot des déplacements entre les trous	6 min, 38 sec	6 min	7min 39sec	8 min ,27 sec	7 min
Temps total de l'opération	1h 25 min	1h 20 min	1h 47 min	1h 38 min	1h 32 min

Commentaires :

Les résultats de l'opération de foration dépendent des facteurs suivants :

- L'état de fonctionnement des marteaux perforateurs et les conditions de leur utilisation (l'opération était retardée dans le front 3 à cause de manque de pression de l'air dans le tuyau en plus du problème technique qui a mis une pause de 10 min pour sa réparation , une pause de l'opération de 13min dans le front n01 à cause d'un problème technique survenu sur le marteau)
- afin de tirer la productivité de la foration vers le haut, il faudrait choisir les meilleurs rendements obtenus et les prendre comme référence ou standard de travail et faire en sorte que tous les foreurs respectent ces standards en leurs préparant le terrain afin d'éviter les temps d'arrêt dû au choix de l'emplacement des trous, et en leur donnant des machines de foration bien entretenu qui ne s'arrêtent pas au cours de travail. A cet effet, le meilleur rendement a été enregistré au niveau du front 2 avec un temps de foration moyen de 2min et 40sec et un temps de déplacement moyen de 13sec.

On constate que le temps de foration réel est égale à 3 mn pour chaque trou contre 6 mn prévu dans le plan d'exploitation de l'exercice 2022. Cet écart revient aux éléments suivants :

- Tout d'abord on peut calculer la vitesse standard de foration en utilisant les données du plan prévisionnel 2022. On trouve :

- Longueur trou : 2.4 m
 - Temps de foration : 6 mn
 - Ce qui nous donne une vitesse de foration de 0.4 m/mn
- Selon les données réelles constatées sur le terrain on trouve que la longueur des trous est de 1.6 m et non pas 2.4 m. si on applique la vitesse standard à cette longueur de trou, on devrait trouver un temps de foration d'un trou égal à 4 mn.
 - Sachant que le temps de foration réel est de 3 mn, on peut dire que le foreur a réalisé une vitesse de foration supérieure à celle prévue dans le plan d'exploitation 2022. Cette vitesse est égale à 0.5 m/mn
 - Il est donc recommandé de prendre en considération cette valeur de la vitesse de foration pour l'élaboration des plans d'exploitation des années prochaines afin d'optimiser au mieux les moyens de travail

1.2 Résultats et conséquences

Les marteaux utilisés dans l'opération de la foration contiennent plusieurs inconvénients qui gênent l'opération comme :

- l'état usé des marteaux (la corrosion de la tête du marteau à cause du frottement avec la roche après leur grande utilisation, quelques marteaux ont des pieds de support cassés ce qui cause une difficulté d'utilisation pour le mineur d'où l'augmentation du temps de foration)
- Les problèmes techniques comme les accidents brusques (ex : éclatement de tuyau , l'arrêt de la poussoir ..etc.) exigent un arrêt de travail pour la réparation qui va retarder son fonctionnement normal.
- La pression de l'air entrant dans le marteau est parfois insuffisante quand il y'a besoin de l'utilisation de l'air de la même source (bouteilles d'air installées à l'intérieur de la mine) dans des autres opérations en parallèle avec l'opération de la foration (le souffle des autres endroits ..etc.) qui conduit à la prolongation de temps de la foration
- La difficulté de l'utilisation des marteaux pose des problèmes de localisation et de précision aussi que mauvaise inclinaison pendant la foration des trous ce qui donne un écart de chiffres par rapport au plan standard.
- Le choix de l'emplacement des trous par le foreur peut causer des problèmes de granulométrie si les paramètres de la maille ne sont pas respectés.

Recommandations

À partir des résultats ci-dessus on donne les recommandations suivantes :

- Le marteau doit être bien entretenu pour éviter les arrêts.
- Réserve de l'air comprimé : dédier une bouteille à la foration, décaler entre la foration et les autres opérations.
- L'ingénieur des mines doit positionner les trous sur chantier.
- Vitesse de foration : 0.5m/min à généraliser sur tous les foreurs.

- Utiliser un seul foreur et un seul aide-foreur pour travailler tout le poste (la foration des fronts se fait habituellement en parallèle ce qui fait qu'elle ne dure pas tout le temps de poste) et faire en sorte de rentabiliser les moyens humains de foration

Ces recommandations sont applicables pour le besoin actuel de 300t/j de minerai abattu en utilisant les marteaux perforateurs YT29A.

L'existence d'une machine de foration moderne (Sandvik DD210) en état d'arrêt (en panne) sans réparation au niveau de la mine qui peut fonctionner mieux et donner des meilleurs résultats pour l'opération de la foration et son rendement par rapport aux marteaux de foration qui sont des anciens outils de foration (depuis les années 1940), Ce qui nous conduit à étudier les caractéristiques de cette nouvelle machine et la comparer aux marteaux YT29A.

1.3 Comparaison entre les marteaux YT29A et la machine de foration Sandvik DD210

1.3.1 Présentation de la machine Sandvik DD210 [6] [28]

Sandvik DD210 est une foreuse de développement électro-hydraulique à un bras, conçue pour être utilisée dans la foration de tunnels et de galeries de mine ayant des sections jusqu'à 24 mètres carrés. Ce jumbo minier est équipé avec un bras universel robuste conçu pour une couverture optimale, une rotation à 360 degrés et un parallélisme automatique, il permet un positionnement de la glissière rapide et facile pour une foration de face précise.

La figure suivante représente la machine de Sandvik DD210 avec les dimensions dimension de ses composants :

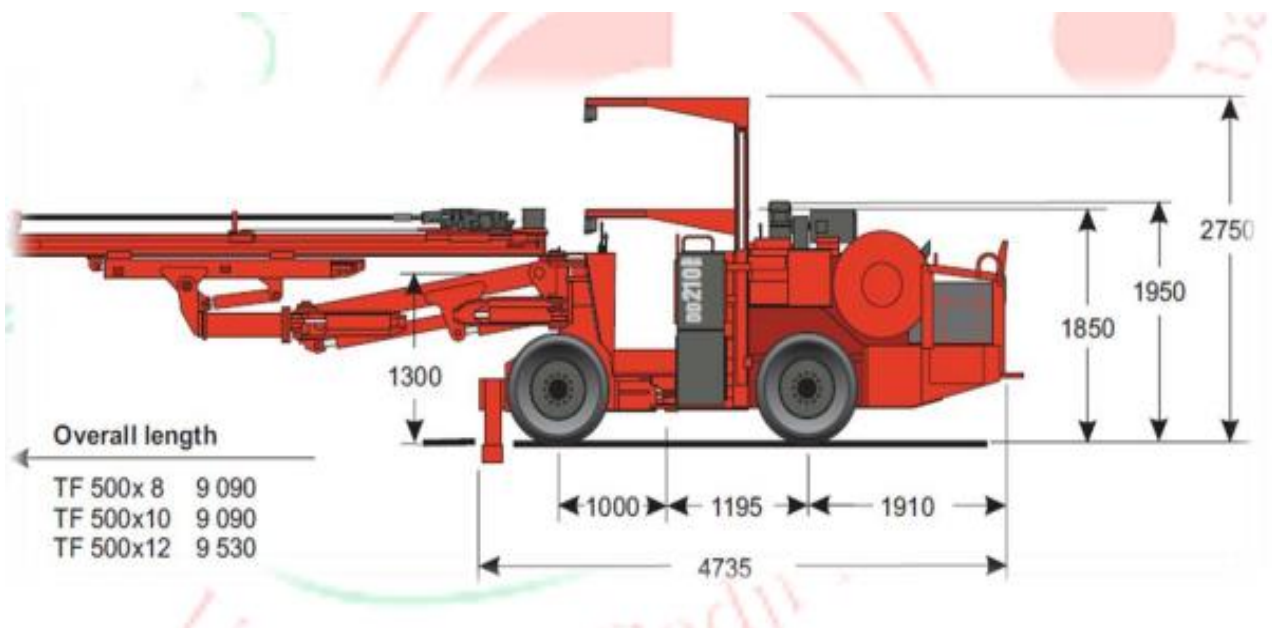


Figure 34 : les différentes dimensions de la machine Sandvik DD210 en mm

1.3.1.1 Caractéristiques techniques

Les caractéristiques techniques de la machine de foration Sandvik DD210 sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau 12 : Caractéristiques techniques du machine Sandvik DD210

Braquage	5100 mm Intérieur 3 400 mm, extérieur 5 100 mm
Puissance de moteur	53 kW
Longueur de la glissière	5 270 m TF500, 12 pieds
Diamètre de foration	76 - 127 mm
Dimension de roulage	9 590 x 2 670 x 2 750 mm
Poids	9100 kg
Type de bras	B14F
Type de porteur	Sur roues, direction articulée
Système de commande	IBCQF
Type de moteur	Deutz L04D914, Diesel
Module d'avance	TF500, 12 pieds
Compresseur	1m ³ /min

1.3.1.2 Avantages

- Structure compacte pour une excellente visibilité et stabilité
- Porteur articulé robuste pour des manœuvres stables et sécurisées
- Marteau hydraulique puissant et commandes fluides pour des performances de foration élevées
- Environnement utilisateur et fonctions automatiques pour une foration sûre, rapide et précise
- Les points de service sont protégés et faciles d'accès pour assurer une maintenance rapide

1.3.2 Comparaison :

La vitesse moyenne de foration est donnée par :

$$V_{mf} = L_{tr} / T_{fmoy} , \text{ m/min}$$

Avec :

L_{tr} : Longueur des trous en m,

T_{fmoy} : Temps de forage moyen d'un trou en min

Donc : $V_{mf}(YT29A)=1.60/3=0.53m/min$

Alors que : $V_{mf}(Sandvik DD210) = 1.2m/min$

D'après les caractéristiques de chaque outil de foration (machine DD210/marteauYT29A) et la vitesse de foration on trouve que en utilisant la machine de DD210 au lieu du marteau YT29a on aura :

- une vitesse de foration plus rapide
- facilité d'utilisation pour le mineur et conditions de confort mieux
- un temps très court de travail
- un nombre minimal du personnel
- un rendement plus grand de travail

Conséquences :

Pour optimiser l'opération de la foration et les résultats obtenus au niveau de la mine de Chaabat Lhamra ainsi que l'augmentation de la production (si la commande augmente) il est préférable de changer les marteaux perforateurs pneumatiques de type YT29A par la machine de foration DD210 en réparant la machine correspondante qui est en panne au niveau de l'unité le plus tôt possible pour qu'elle soit prête à l'utilisation.

Le changement de la machine peut garantir un meilleur emplacement des trous sur le front ainsi qu'une meilleure inclinaison et une stabilité lors de l'opération ainsi qu'une meilleure sécurité pour les employés.

En utilisant la machine Sandvik DD210 le diamètre de trou foré sera changé (de 38 à 76 mm) donc il y'aura un changement au niveau du plan de tir correspondant.

1.4 Le changement proposé pour le plan de tir

Tant que le changement du plan de tir est mené au changement de la machine de foration dont le diamètre des trous devient plus grand, alors on va proposer un nouveau plan dont les formules de calculs des nouveaux paramètres dépendent du nouveau diamètre.

On prend le nouveau diamètre trou = 76 mm (la valeur minimale d'un diamètre creusé par la machine de foration Sandvik DD210), d'où :

1.4.1 Le nombre des trous

Selon la formule universelle on a :

$$Nt = e. q. S/ dc^2 . \Delta.Kr$$

Nt : nombre de trous

S : Section de l'ouvrage en m² .

q : Consommation spécifique de l'explosif en kg/m³ tel que :

$$Q = q_1 * f_1 * v * e \text{ (Kg/m}^3\text{)}$$

Où :

q₁ : Charge spécifique d'explosif pour les conditions standardisées en Kg/m³ , on la détermine d'après la dureté de la roche. Pour f = 8 à 9 on a q₁ = 0.8 à 0.9 où f : coefficient de dureté d'après protodiakonov , Pour f₁ = 0.8 on prend q₁ = 0.8 Kg / m³

f₁ : Coefficient qui tient compte de la structure de la roche Pour les roches dures fissurées, f₁ = 0.8 à 0.9 On prend f₁ = 0.8

v : coefficient qui tient compte du nombre de surface libre

$$v = 6.56 / \sqrt{st} \text{ avec } st : \text{ section de la galerie} = 12 \text{ m}^2 ,$$

$$\text{d'où } v = 6.56 / \sqrt{12} = 1.89$$

e : puissance ou capacité relative de l'explosif. Pour le gélanite = 1.27

$$\text{D'où : } q = 0.8 * 0.8 * 1.89 * 1.27 = 1.5 \text{ kg/m}^3$$

On remarque que la charge spécifique ne change pas car elle dépend seulement des propriétés de la roche et les propriétés d'explosif aussi que le volume à abattre et non pas le diamètre du trou .

dc : diamètre de la cartouche est de 50 mm : avec l'ancien diamètre de trou on a pris des cartouches dont le diamètre est de 30 mm mais en vue de changement de diamètre du trou de 38 mm à 76 mm on a pris des nouvelles cartouches de diamètre = 50 mm dont la longueur est de 33 cm et de poids = 0.86 kg du même explosif gélanite .

❖ Justification du choix des nouvelles cartouches d'explosifs :

Après la consultation de l'ONEX, La gélanite est disponible sur 4 types de cartouches avec dimensions différentes (diamètre, longueur, poids), le critère le plus important dans le choix est celui de diamètre de la cartouche qui doit respecter les valeurs admissibles pour le coefficient de remplissage (entre 0.6 et 0.72) pour une meilleure sécurité et meilleure efficacité d'explosion ainsi que pour diminuer le nombre des trous creusés. [18]

On a 4 types de cartouches sur 4 diamètres différents qui sont : 30 mm (actuellement utilisé), 50mm, 65mm, 80mm. Le seul diamètre qui respecte les conditions citées pour le nouveau diamètre de trou est celui de 50 mm dont les autres dimensions correspondantes sont : une longueur de 33 cm et un poids de 0.86 kg.

Δ : densité de l'explosif utilisé est de 1450 kg/m³ pour la gélanite.

K_r : Coefficient de remplissage des trous en explosif pour la gélanite = diamètre du cartouche / diamètre du trou = $50/76 = 0.6$.

D'où :

$$N_t = 1.27 * 1.5 * 12 / 0.05 * 0.05 * 1450 * 0.6 = 10.51 \text{ on prend : } N_t = \mathbf{11 \text{ trous}}$$

1.4.1.1. Les trous de bouchon

$$N_b = N_t \cdot 0,6 / 3,2 \quad [12]$$

Avec $N_t=11$ le nombre de trous.

D'où :

$$N_b = 11 * 0.6 / 3.2 = 2.06$$

$N_b = 2$ trous de bouchons.

1.4.1.2.les trous d'abattage

$$N_{ab} = N_t \cdot 1 / 3,2 \quad [12]$$

$N_t=11$ trous,

$$N_{ab} = 11 \cdot 1 / 3,2 = 4 \text{ trous d'abattage}$$

1.4.1.3.Les trous de contour

$$N_c = N_t \cdot 1,6 / 3,2 \quad [12]$$

$N_t= 11$ trous,

$$N_c = 11 \cdot 1,6 / 3,2 = 5,5$$

$N_c = 5$ trous de contours.

1.4.2 Longueur des trous [12]

Selon Pokrovsky (1980), la longueur des trous est donnée comme suit :

Pour les trous de bouchons : $l_b = 0,75 \sqrt{A}$,m

Pour les autres trous : $l_e = 0,5 \cdot \sqrt{A}$, m .

Avec :

l_b : longueur des trous de bouchon en m.

l_e : longueur des autres trous en m.

A : surface du front ou de la galerie.

D'où : $lc = 0,75 \cdot \sqrt{12} = 2,59$, $lc = 2,6$ m

$le = 0,5 \cdot \sqrt{12} = 1,73$, $le = 1,73$ m.

1.4.3 La quantité d'explosif pour l'abattage d'un front

$$Q_{exp} = q \times v \quad [2][3]$$

où v : est le volume à abattre

$$V = S \cdot L_{av} = S \cdot L_t \cdot \lambda$$

où :

q : la charge spécifique

S : la section = 12 m^2

L_{av} : Avancement de la volée

L_t = longueur du trou = 1.73 m

λ = rendement de la volée = 0.875

D'où :

$$Q_{ex} = 1.5 \cdot 12 \cdot 1.73 \cdot 0.875 = 29.97 \text{ kg, On prend } Q_{ex} = 30 \text{ kg}$$

1.4.3.1. Quantité d'explosif par trou

$$Q_t = Q_x / N_t = 30 / 11 = 2.72 \text{ kg/trou}$$

Donc on met 3 cartouche de 860 g à chaque trou.

1.4.3.2. La capacité métrique

$$P = (\pi \cdot D^2 \cdot \rho_{ex}) / 4 \text{ kg/m. [18]}$$

Avec :

P : Charge métrique de l'explosif dans le trou en kg/m,

D : diamètre du trou en m, $D = 76 \text{ mm} = 0,076 \text{ m}$

ρ_{ex} : Densité de l'explosif utilisé en kg/m^3 , $\rho_{ex} = 1450 \text{ kg/m}^3$

$$p = \pi \cdot 0,076^2 \cdot 1450 / 4 = 6.5$$

1.4.4 ligne de moindre résistance

$$W = \sqrt{(p/q.m)}, \text{ m. [18]}$$

P : capacité métrique

Q : la charge spécifique

Pour la mine de chaabat lhamra $m = 2.8$

$$W = \sqrt{(6.5 / 1.5 \cdot 2.8)} = 1.5 \text{ m.}$$

1.4.5 Distance entre les rangées de trous

Ce paramètre peut être déterminé par la formule suivante :

$$b = m_r \times W, \text{ (m) [18]}$$

m_r : Coefficient de correction tenant compte du rapprochement des charges explosives, $m_r = 0,8$ à $1,2$ $m_r = 0,8$

$m_r = 0,8$ pour les roches très dures, ($f > 12$)

$m_r = 1$ pour les roches dures, ($6 < f \leq 12$)

$m_r = 1,2$ pour les roches assez dures, ($f \leq 6$)

pour la mine de Chaabat lhamra on prend donc $m_r = 1$ (f de 8 à 9)

$$b = 1 \cdot 1.5 = 1.5 \text{ m}$$

1.4.6 l'espacement entre les trous voisins

$$\text{Espacement entre les trous} = \sqrt{(\text{section du front} / \text{nombre des trous})} \text{ [9]}$$

$$\text{Espacement entre les trous} = \sqrt{(12/11)} = 1.04 \text{ m}$$

On prend l'espacement entre les trous = 1 m

1.5 Comparaison entre les paramètres de tir avant et après l'optimisation

Le bilan des résultats de changement du plan de tir par rapport à l'ancien plan sont présentés dans le tableau ci-dessous :

Tableau 13 : Comparaison du nouveau plan de tir à l'ancien plan

Paramètres	Ancien plan	Nouveau plan
Nombre des trous	30	11
Nombre des trous de bouchons	4	2
Diamètre des trous(mm)	38	76
Distance entre les trous(m)	0.30 à0.6	1
Distance entre les rangées(m)	0.4	1.5
Charge spécifique	1.5	1.5
Charge totale pour un front	30	30
La machine de foration	MarteuYT29A	Machine de sandvik DD210

Le nouveau plan de tir est représenté dans la figure suivante :

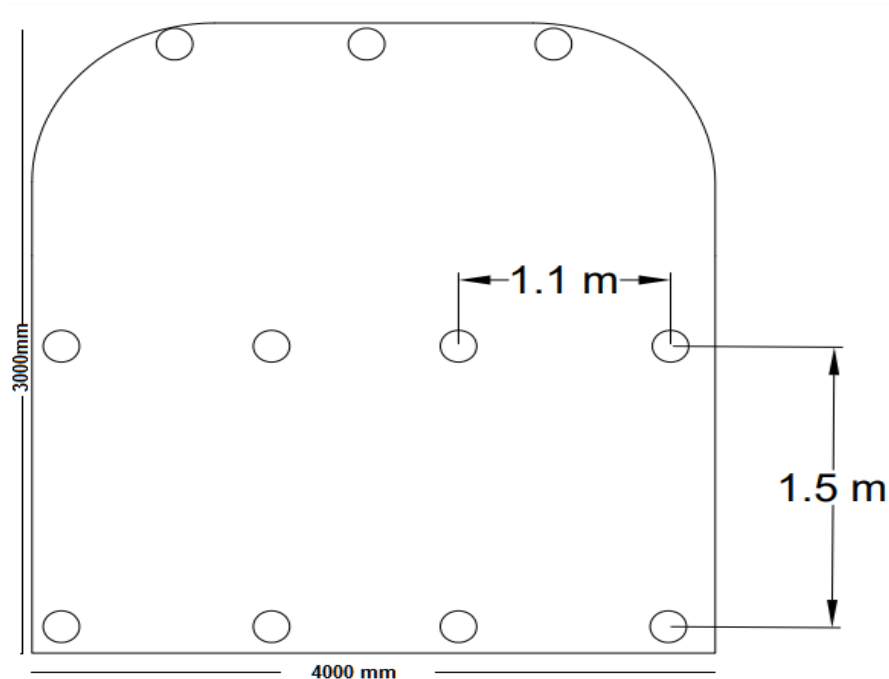


Figure III.6 : Schéma du nouveau plan de tir

2. Paramètres de chargement et transport selon les données réelles

2.1 Calcul des paramètres du chargement du front vers la niche

Afin de voir si le chargement de la roche et son déplacement du front de taille vers la niche se fait dans les meilleures conditions possibles, un suivi du début de poste jusqu'à la fin a été réalisé et effectué sur 3 jours afin de pouvoir comparer entre les réalisations des différents conducteurs et aussi entre les conditions de travail dans les différents points de chargement.

Les tableaux ci-dessous présentent les résultats obtenus dans ces 3 jours.

Cycle N01 :

Tableau 14 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (1^{er} poste , 17 mai 2022)

Numéro de cycle	Temps de chargement (s)	Temps de déplacement vers la niche (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de cycle correspondant (s)
1	37	54	7	47	145
2	40	53	9	45	147

3	48	55	8	47	155
4	42	52	7	48	149
5	50	54	10	46	160
6	52	55	8	45	160
7	44	50	10	44	148
8	58	52	11	48	169
9	47	49	12	47	155
10	55	48	8	42	153
11	62	50	11	45	168
12	65	52	10	43	170
13	60	47	9	42	158
14	58	50	10	0	118
Total (s)	710	721	130	589	2155
Moyenne par cycle (s)	51	52	9	46	157

Cycle N02 :

Tableau 15 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (25 juillet 2022 , 2eme poste , 1er front)

Numéro de cycle	Temps de chargement (s)	Temps de déplacement vers la niche (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de cycle correspondant
1	10	73	7	60	150
2	12	72	9	62	155
3	11	70	8	60	149
4	12	72	8	58	150
5	13	74	9	59	155
6	14	73	7	60	154
7	16	70	8	62	156
8	20	70	7	63	160
9	19	71	6	62	158
10	28	72	5	64	169
11	30	69	6	50	155
12	39	68	4	52	163

13	50	68	5	50	173
14	50	66	5	55	176
15	45	64	4	52	165
16	48	68	4	0	120
Total(s)	417	1120	102	869	2508
Moyenne par cycle(s)	26	70	6	58	159

Cycle N03 :

Tableau 16 : Temps de cycle de chargement du front vers la niche (25 juillet 2022 , 2eme poste , 2eme front)

Numéro de cycle	Temps de chargement (s)	Temps de déplacement vers la niche (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de cycle correspondant
1	10	86	8	72	176
2	12	87	6	72	177
3	9	88	7	70	174
4	11	85	6	68	170
5	12	86	7	70	175
6	30	76	7	65	178
7	38	74	8	66	186
8	45	75	6	64	190
9	40	73	5	68	186
10	52	76	5	62	195
11	50	72	4	60	186
12	55	74	5	62	196
13	52	72	5	64	193
14	44	74	4	63	185
15	52	72	4	0	128

Total(s)	512	1170	87	926	2695
Moyenne par cycle (s)	34	78	6	66	183

Le tableau suivant présente les résultats finals des moyennes par cycles des données de l'opération de chargement du front vers la niche des 3 jours suivis :

Tableau 17 : Les résultats finals des moyennes par cycles des données de chargement du front vers la niche

	Temps de chargement (s)	Temps de déplacement vers la niche (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de cycle total (s)
Jour 1	51	52	9	46	157
Jour 2	26	70	6	58	159
Jour 3	34	78	6	66	183
Moyenne totale	37	67	7	57	167

D'où :

Le rendement de la chargeuse :

$$RP = 3600 \cdot Eg \cdot Kr \cdot Ku \cdot Tp / Tc \cdot Kf = 3600 * 1.5 * 0.7 * 0.8 * 6 / 167 * 1.2 = 90 \text{ m}^3$$

Donc : **Rp** = 90 m³.

Rendement journalier en tonne :

$$Rj = Rp * Np * mv$$

Rp = rendement de la chargeuse par poste 90 m³ /p

Np = nombre de poste par jour = 2

mv = masse volumique de la roche = 3 t/m³

d'où :

$$Rj = 90 * 2 * 3 = 540 \text{ tonne/jour}$$

$$Rj = 540 \text{ t/j}$$

Le nombre des chargeuses nécessaire est de $N_c = P_j / R_j = 300 / 540 = 0.55$ chargeuse. Donc, le nombre de chargeuses nécessaire est 1 chargeuse. (Selon les conditions actuels c-td pour une production de 300t/j)

N.B : la chargeuse n'est pas utilisée pendant toute la durée de poste car son rendement est supérieur à la production journalière totale de la mine (300t).

Conséquences :

En comparant entre les résultats standards et les résultats réelles on trouve que :

- le rendement réel de la pelle est 90 m³/p est plus grand que le rendement standard (36 m³/p).
- on a besoin d'une seule chargeuse seulement et non pas au 2 (La mine possède 2 pelles donc on met une d'elles en état de travail et l'autre on la garde en réserve).
- la différence entre le rendement standards et le réel revient à la différence entre le temps de cycle standard (420 s) et le temps de cycle réel (167 s). Donc il y'a une surestimation des standards de travail de chargement

2.2 Paramètres de chargement et transport de la niche au jour

2.2.1 Cycle de chargement au niveau de la niche



Figure 35 : Chargement du camion aramine T1600 par la chargeuse LH203 à proximité de la niche

Le chargement du camion au niveau de la niche se fait par la chargeuse LH203 en 4 godets (4 cycles) comme indique les tableaux suivants :

Cycle 01 :

Tableau 18 : les cycles de chargement au niveau de la niche (16 mai 2022 , 1^{er} poste)

Cycle	Tc (s)	Ta(s)	Td(s)	Tr(s)	Temps total de cycle (s)
1	20	25	11	24	80
2	18	30	11	23	82
3	17	28	9	20	74
4	15	23	17	0	55
Total	70	106	48	67	291
Moyenne	18	27	12	22	77

Cycle N02 :

Tableau 19 : cycle de chargement au niveau de la niche (18 mai 2022 , 1^{er} poste)

Cycle	Tc (s)	Ta (s)	Td (s)	Tr (s)	Temps total de cycle
1	11	23	5	23	62
2	12	22	8	20	62
3	14	24	12	22	72
4	14	22	11	0	47
Total	51	91	36	65	243
Moyenne	13	23	9	22	65

Cycle N03 :

Tableau 20 : cycle de chargement (25 mai 2022 , 1^{er} poste)

Cycle	Tc (s)	Ta (s)	Td (s)	Tr (s)	Temps total de cycle T(s)
1	8	22	5	14	49
2	7	20	5	17	49
3	8	20	7	16	51
4	7	22	10	0	39
Total	30	84	27	47	188
Moyenne	8	21	7	16	50

Cycle N04 :

Tableau 21 : les cycles de chargement (25 mai 2022 , 1^{er} poste)

Cycle	Tc (s)	Ta (s)	Td (s)	Tr (s)	Temps total de cycle T(s)
-------	--------	--------	--------	--------	---------------------------

1	8	20	6	16	50
2	9	20	7	15	51
3	8	22	8	14	52
4	10	20	9	0	39
Total	35	82	30	45	192
Moyenne	9	21	8	15	51

Tableau 22 : Les résultats moyens finales de l'opération de chargement au niveau de la niche

Opération	Tc (s)	Ta (s)	Td (s)	Tr (s)	Temps total (s)
1	18	27	12	22	77
2	13	23	9	22	65
3	8	21	7	16	50
4	9	21	8	15	51
Total	48	92	36	75	243
Moyenne	12	23	9	19	61

Commentaires

- On remarque une petite différence dans les temps d'aller et les temps de retour d'une opération de chargement à l'autre qui revient à la distance entre la niche et le camion et aussi le lieu auquel la chargeuse se dispose pour déverser (parfois elle prend quelques secondes supplémentaires pour bien se disposer avant de déverser son contenu au camion)
- On remarque aussi une différence dans les temps de chargement qui revient au quantité de minerai dans la niche tel que quand la niche est pleine l'opération de chargement s'effectue rapidement et on a l'inverse quand la niche est moins pleine (le temps de chargement est proportionnel au quantité de minerai au niveau de la niche)
- On remarque aussi une différence dans les temps de chargements qui est petite quand le camion est vide ou moins plein et elle devient un peu plus grande quand le camion est proche d'être plein de sorte que le conducteur ne trouve pas des difficultés pour bien déverser le minerai au camion dans le premier cas et l'inverse pour le deuxième cas et aussi elle dépend de la position du camion par rapport à la chargeuse.

Rendement de la chargeuse pour le chargement au niveau de la niche :

Rendement par poste

On a toujours : $RP = 3600 \cdot Eg \cdot Kr \cdot Ku \cdot Tp / Tc \cdot Kf$

D'où : $Rp = 3600 \cdot 1.5 \cdot 0.7 \cdot 0.8 \cdot 6 / 51 \cdot 1.2 = 296 \text{ m}^3 = 888 \text{ t/p}$

Rendement journalière

$Rj = Rp \cdot Np = 888 \cdot 2 = 1776 \text{ t/j}$

Donc si on utilise une des deux chargeuses seulement pour le chargement du front au niche et l'autre pour le chargement au niveau de la niche seulement, alors le rendement de celle dernière peut atteindre 1776t/j.

Si on utilise une seule chargeuse pour les deux opérations on aura les résultats suivants :

- On a déjà trouvé que pour le chargement du front vers la niche il suffit que la chargeuse fonctionne à 0.55 du temps total journalier(car la production journalière = 0.55 de son rendement) , donc le 0.45 du temps qui reste on peut le consacrer pour l'opération de chargement au niveau de la niche , c'est-à-dire le rendement de la chargeuse pour le chargement au niveau de la niche si elle fonctionne pour les deux opérations sera égale à $0.45 \cdot 1776 = 799 \text{ t/j}$ (trop grand par rapport à la production journalière de la mine qui est 300t/j)

Alors, on conclue qu'une seule chargeuse est suffisante pour satisfaire les besoins des deux opérations correspondantes pour la production

2.2.2 Paramètres de transport de la niche au jour

L'opération se fait en 3 cycles comme indiqué dans les tableaux ci-dessous, tel que le camion se dirige du jour vers la niche pour charger le minerai puis il revient au jour pour le déverser au lieu de stockage pour chaque cycle.

Cycle N01 :

Tableau 23 : Temps de cycle de Transport de la niche au jour (16 mai 2022 , 1^{er} poste)

Cycle	Temps d'aller (s)	Temps de chargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de dechargement (s)	Temps de cycle (s)
1	920	291	970	30	2211
2	930	295	983	28	2236
3	924	288	965	31	2208
Total	2774	874	2918	89	6655
Moyenne	925	292	973	30	2218

Cycle N02 :**Tableau 24 :** Temps de cycle de Transport de la niche au jour (18 mai 2022 , 2eme poste)

Cycle	Temps d'aller (s)	Temps de chrgement (s)	Temps de retour (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de cycle (s)
1	920	243	977	33	2181
2	928	251	970	30	2166
3	915	245	966	32	2163
Total	2763	739	2913	95	6510
Moyenne	921	246	971	32	2170

Cycle N03 :**Tableau 25 :** Temps de cycle de transport de la niche au jour (28 juillet 2022 , 2eme poste)

Cycle	Temps d'aller (s)	Temps de chargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de cycle (s)
1	1015	210	1045	22	2292
2	1012	212	1052	21	2296
3	1010	215	1048	24	2297
Total	3037	637	3145	68	6855
Moyenne	1012	212	1048	23	2295

Cycle N04 :**Tableau 26 :** Temps de cycle de Transport de la niche au jour (03 aout 2022 , 2eme poste)

Cycle	Temps d'aller (s)	Temps de chargement (s)	Temps de retour (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de cycle (s)
1	1020	285	1055	19	2379
2	1018	278	1050	20	2366
3	1022	282	1045	22	2371
Total	3060	845	3150	61	7116
Moyenne	1020	282	1050	20	2372

Les résultats finals moyens de cette opération sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau 27 : Les résultats finals moyens de chargement de la niche au jour

Jour	Ta (s)	Tc (s)	Tr (s)	Td (s)	Temps total moyen d'un cycle (s)
1	925	292	973	30	2218
2	921	246	971	32	2170
3	1012	212	1048	23	2295
4	1020	282	1050	20	2372
Total	3878	1032	4042	105	9055
Moyenne	970	258	1011	26	2264

Commentaire :

- On remarque une différence dans les temps d'aller et de retour d'un jour à l'autre qui revient à la distance du cycle entre la niche et le lieu de stockage aussi que la vitesse des différents conducteurs de chaque jour.
- La différence entre le temps d'aller et le temps de retour dans le même cycle revient à la différence dans les condition de conduction qui influe sur sa vitesse (état du camion plein/vide, état de la route qui est inclinée vers le bas en aller et vers le haut en retour)
- Une différence dans les temps de chargement d'un jour à l'autre qui dépend des facteurs cités en dessus dans la partie de chargement au niveau de la niche

Rendement du camion (selon les données réelles) :

$$R_{pc} = 3600 * E_c * T_p * K_r * K_u / T_c$$

E_c : capacité du camion = 13 t

$$T_p = 6h$$

$$K_r = 0.7$$

$$K_u = 0.8$$

$$T_c = 2264 \text{ sec}$$

$$R_{pc} = 3600 * 13 * 6 * 0,7 * 0,8 / 2264 = 69 \text{ T/P}$$

Rendement journalier en tonne :

$$R_j = R_p * N_p$$

R_p = rendement du camion par poste 69T/p

N_p = nombre de poste par jour = 2 p discontinus

R_j = 69*2 = 138 tonne/jour

Le nombre de camions nécessaire est de **N_c = P_j / R_j = 300/138 = 2.17 camions**, Donc, le nombre de camions nécessaire est de 3 camions.

On remarque que le nombre des camions nécessaire est le même pour les données théoriques et les données réelles pour la production actuelle, quand même ce nombre peut être amélioré si on améliore la vitesse de roulage des camions.

Comparaison du rendement du camion Aramin 1600 à la chargeuse Lh203 :

On a trouvé que le rendement de chargement au niveau de la niche d'une seule chargeuse = 799t/j

D'où : le rapport de son rendement au rendement du camion = 799/138 = 5.78

Donc la chargeuse peut fonctionner avec 5 camions de ce type en même temps, c'est-à-dire que la chargeuse est capable de satisfaire les besoins des trois camions disponibles à la mine quand les trois fonctionnent ensemble.

2.3. Paramètres de transport de tout venant vers la station de traitement

Le transport du tout venant à partir de la plate forme de stockage située à Chaabat el Hamra sera fait par camions -récupérés de la mine d'AL ABED- de capacité théorique de **20 tonnes** chacun. Avec un taux de remplissage de **0.75** et taux d'utilisation de **0.8**

2.3.1 Calcul de temps de cycle de transport de tout venant vers la station de traitement

Pour voir les paramètres du transport à partir des données réelles on a effectué un suivi sur terrain de 3 cycles dans différents jours présentés dans la tableau suivant :

Tableau 28 : les données de cycle de transport du tout venant vers la station de traitement

Numéro de cycle	Date de Cycle	Temps de chargement	Temps de déplacement (s)	Temps de retour (s)	Temps de déchargement	Temps total du cycle
1	21 mai 2022	540	1800	1680	43	4063

2	24 mai 2022	533	1835	1740	38	4146
3	30 mai 2022	517	1854	1725	41	4137
Total		1590	5489	5145	122	12346
Moyenne		530	1830	1517	41	4115

2.3.2. Le rendement journalier du camion

le transport journalier en deux postes de 6h discontinus sera donc :

$$R_j = 20 * 0.75 * 6 * 3600 * 2 * 0.8 / 4115 = 125 \text{ t/camion}$$

Pour une production de 300t/jour Nombre de camions nécessaire est de $N_c = P_j / R_j = 300t / 125 = 2.4$ camions, Le besoin est de 3 camions.

- **Recommandation :** la mine possède juste 2 camions donc l'unité doit ramener un troisième camion pour saturer le besoin exigé de travail. En cas de ne pas pouvoir le faire en ce temps de crise, on peut voir s'il est possible d'améliorer le rendement (surtout le temps aller et retour) pour avoir besoin à 2 camion seulement.

3. Optimisation de la production suivant les changements proposés sur les paramètres

D'après l'étude des paramètres sur le terrain suivant les données réelles on est arrivé aux résultats suivants :

Pour une production journalière d'environ 300 t on a besoin de :

- Machine de foration : sandvikDD210
- une chargeuse Lh203
- 3 camions du transport du fond au jour de type Aramine1600
- 3 camions pour le transport de tout venant vers la station de traitement

Donc on a changé le marteau YT29A par la machine sandvikDD210 et on proposé de ramener un autre camion de tout venant de plus.

Pour améliorer la production journalière suivant les nouveaux nombres et types des engins (qu'on a proposé pour la satisfaction de la production actuelle de la mine) ,on doit calculer les rendements maximales de ces engins. D'où :

➤ **Le rendement maximale des camion Aramine T1600.** = 3 Rj d'un seul camion =

$$3*138=414\text{t/jour}$$

➤ **Le rendement maximale de la chargeuse LH203 :**

La chargeuse a 2 rendements qui sont le rendement de chargement du front vers la niche et le rendement du chargement des camions Aramine T1600 au niveau de la niche,

On a trouvé que le rendement de chargement au niveau de la niche si la chargeuse fonctionne tout le temps pour cette opération seulement pendant tout le jour = 1776t/j

Alors le temps nécessaire pour charger tous les camions = (rendement maximale des camions / rendement maximale de la chargeuse) * temps journalier total du travail = $(414/1776) * 12 = 0.23 * 12 = 0.23 = 2.76 \text{ h} = 2\text{h}45\text{min}$

Donc le temps de 9h 15 min qui reste on peut le consacrer pour l'opération de chargement du front vers la niche

On a déjà trouvé que pour un temps de 12 h (temps total journalier de travail) la chargeuse a un rendement de 540 t/j,, alors pour un temps de 9h15min la pelle peut charger une quantité de minerai du front vers la niche = $(1-0.23)*540= 415\text{t}$ qui est égale presque au rendement journalier maximal des 3 camions Aramine T1600 (414t/j)

Alors si la nouvelle production journalière totale de la mine est de 414 t/j on a besoin d'une seule chargeuse et 3 camions.

On a pas calculer le rendement des 2 chargeuses ensemble parce que si on ajoute l'autre pelle au travail on aura besoin d'acheter 3 autres camions, donc l'augmentation de la production ne se calcule pas à partir du rendement des 2 chargeuses Sandvik Lh203 (la pelle), car notre objectif est d'augmenter la production suivants les engins que la mine doit posséder pour son ancienne production.

➤ **Le rendement maximal des 3 camions de tout venant** = 3*Rj d'un seul camion =

$$3*138= 375 \text{ t/jour}$$

➤ **le rendement du Sandvik DD210 :**

on a déjà claculé Vmoy(Sandvik DD210) = 1.2m/min

on a 11 trous par front à forer (9 trous avec $L_t=1.73$ et 2 trous avec $L_t=2.6$) donc le temps nécessaire pour le forage d'un front :

$$T_f = N_t * L_t * V_{moy} = (9*1.73+2*2.6)*1.2 = 25 \text{ min}$$

d'où le nombre maximal des fronts à forer par jour = $N_p * T_p / T_f = 2 * 6 * 60 / 25 = 29$ front

Avec :

N_p : Nombre de poste

T_p : temps de poste

T_f : temps de foration d'un seul front

La quantité de minerai abattu par front = $V * M_v = S * L_t * L_{av} * M_v = 12 * 1.73 * 0.875 * 3 = 54 \text{ t}$

Avec :

V : volume abattu par front

S : Section transversale = 12 m^2

L : longueur de trou = 1.73

L_{av} : Avancement de la volée = 0.875

M_v = masse volumique de minerai de zinc = 3 t/m^3

Donc le rendement maximal du DD210 = $54 * 29 = 1566 \text{ t}$

Donc la production maximale suivant les nouveaux paramètres = le plus petit rendement maximale des engins qui est le rendement du camion du tout venant = 375 t.

Alors, on augmente la production journalière de 300 t à une valeur qui ne dépasse pas 375t, et tant que un front donne 54t de minerai abattu , donc la production devient $300 + 54 = 354 \text{ t/j}$

Alors on propose de forer un autre front donc 7 front par jour au lieu de 6 front .

4. Amélioration de système d'aérage

L'augmentation de la production due au changement des paramètres de l'exploitation et les engins utilisés engendra un changement sur le système d'aérage en augmentant les besoins d'alimentation en air frais pour assurer le fonctionnement du travail dans les nouvelles conditions. (Les paramètres changés ont une influence directe sur la valeur du débit total nécessaire)

Le changement est effectué sur les engins et la production et la quantité d'un cycle de creusement, donc les débits d'air qu'on doit améliorer sont : le débit d'air nécessaire pour l'extraction (Q_{ex}), le débit d'air nécessaire pour la puissance des moteurs d'engins (Q_{mot}), le débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif (Q_t).

4.3. Calcul de débit d'aérage principal

a. Calcul de Q_{ex}

$$Q_x = a e * p = 0.014 * 60.354 = 297 \text{ m}^3/\text{min}$$

b. Calcul de Q_{mot}

$$Q_{mot} = N p * g, [\text{m}^3/\text{min}]$$

On a ajouté la machine sandvik DD210 de moteur de puissance 53 kw (72 cv)

$$D'où : Q_{mot} = (2 * 117 + 1 * 87 + 1 * 72) * 5 = 1965 \text{ m}^3/\text{min}$$

c. Calcul de Q_t

$$\text{On a : } Q_t = (100 * A * b * K_r) / (C * t)$$

On a proposé de creuser 7 front , donc $A = 7 * 30 = 210 \text{ kg}$

D'où :

$$Q_t = 100 * 180 * 0.04 * 1,4 / (0.008 * 360) = 350 \text{ m}^3/\text{min}$$

Débit d'air total

$$Q = Q_p + Q_{ex} + Q_{mot} + Q_t = 46.8 + 297 + 1965 + 350 = 2659 \text{ m}^3/\text{min} = 44 \text{ m}^3/\text{sec}$$

4.4. Calcul du nouveau dépression totale de la mine

$$H_n = h_n \pm h_p$$

Avec :

$$h_p = Q^2 * R$$

$$h_n = 4.7 \text{ mm.c.e}$$

On a :

$$h_p = 44 * 44 * 0.1236 = 239 \text{ mm.c.e}$$

Donc la nouvelle dépression totale de la mine est :

$$h_n = 239 + 4.7 = 244 \text{ mm.c.e}$$

Les dimensionnements de la ventilateur selon les nouvelles données de travail qu'on a proposé doivent assurer un débit d'air supérieur ou égal à 44m³/sec avec une dépression totale supérieure ou égale à 244 mm.c.e

Le ventilateur actuel avec ses paramètres (débit d'air de 42 m³ /sec et une dépression de 202 mm.c.e) ne répond pas aux nouveaux paramètres, donc on doit changer le type de ventilateur par une autre ventilateur convenable.

Parmi les ventilateur aspirants qui répondent au nouveaux dimensionnements exigés on cite :

-Ventilateur centrifuge série 4-72 (débit maximum = 220 000 m³/h = 61m³/sec, dépression 3000 pas = 306 mm.c.e). [26]

4.5. Calcul des débits d'aéragé secondaire (aéragé par front)

a. débit d'air nécessaire pour la consommation d'explosif

$$Q_{ex} = (2.3/T_v) \sqrt[3]{(q \cdot b \cdot s^2 \cdot l^2 \cdot k_n)} \text{ m}^3/\text{min}$$

Avec :

q = la consommation d'explosifs par front 30 kg

b= le dégagement de gaz lors du tir de 1kg d'explosif b= 40 l/kg

S = la section de la galerie 12 m²

l = longueur de galerie 50 m

kn = coefficient de saturation par l'eau des roche entourée kn = 0.8

TV = la durée de la ventilation de la taille après le tir tv= 20-30 mn

D'où : $Q_{ex} = (2.3/30) \sqrt[3]{(30 \cdot 40 \cdot 12 \cdot 12 \cdot 50 \cdot 50 \cdot 0.8)} = 5.3 \text{ m}^3/\text{min}$

b. Débit d'air nécessaire pour les personnes :

$$Q_{per} = n \cdot N \cdot K_r ; \text{ m}^3/\text{min}$$

Où :

n : est la norme de la quantité d'air nécessaire pour un travailleur (n=6 m³ /mn) ;

N: nombre de mineur 3

Kr : coefficient de réserve pour ventilateur aspirante Kr = 1,25

$$Q_{per} = 6 \cdot 3 \cdot 1.25 = 23 \text{ m}^3 / \text{min}$$

c. Débit d'air nécessaire pour la puissance de moteur :

Du même que pour l'aération principale on a :

$$Q_{mot} = Np * g ; (m^3 /min)$$

Pour une pelle et une machine sandvikDD210 on a :

$$Q_{mot} = (1*87+1*72) * 5 = 795 m^3 /min$$

4.6. Dimensionnements des ventilateurs d'aération secondaires

Calcul de débit de ventilateur

$$Q_v = \varphi * Q_{max}$$

$$Q_{max} = 795 m^3 /mn$$

φ : Coefficient des pertes 1.1÷1.3

$$D'où : Q_v = 795 * 1.2 = 954 m^3/min = 16 m^3/sec$$

Calcul de la dépression

$$H = Q_v^2 * R, Pa$$

R : Perte de charge à cause des résistances du ventube , $R = (6.5 * \alpha * L) / d^5$

α : coefficient aérodynamique de frottement du ventube ($\alpha = 0.00045$ pour les ventube en plastique)

d : diamètre du ventube ($d = 0.6 m$)

L : longueur du ventube ($L = 50 m$)

On a donc : **R** = 1.88 , d'où : **h** = $16 * 16 * 1.88 = 481$ pas.

Les paramètres du ventilateur (Q_v , h) à installer doivent être égaux ou supérieurs aux valeurs obtenues.

Conclusion Générale

Ce projet de fin d'étude accompagné par un stage pratique sur terrain au niveau de la mine de zinc de Chaabat El Hamra (W. Sétif) m'a permis de constater les étapes d'une exploitation minière souterraine sur le terrain et suivre les paramètres techniques correspondants en appliquant les différentes lois et formules adéquates en ayant comme objectif d'effectuer un suivi de productivité de trois phases clés d'une exploitation minière, à savoir, la foration, le chargement et le transport, en essayant de détecter les problèmes et les obstacles du travail et trouver les solutions convenables pour les traiter.

Le suivi effectué au niveau de la mine au cours de mon stage pratique m'a permis de détecter quelques anomalies au niveau de la planification ainsi qu'au niveau de la réalisation des travaux d'exploitation.

Ce travail de terrain m'a permis à la fin de proposer quelques solutions et recommandations afin d'améliorer la productivité d'un côté, et augmenter la production d'un autre côté.

le bilan des proposition est devisé en 2 parties:

Ø la première partie concerne l'amélioration de la productivité compte tenu de la production actuelle au niveau de la mine. Il s'agit des propositions suivantes :

- Améliorer la maintenance des marteaux perforateurs afin de garantir de meilleurs conditions de travail pour les foreurs ce qui permettra une meilleure application des plans de tir et une meilleure productivité de la foration.
- Ajout d'un engin de transport de tout venant pour la satisfaction de la production actuelle ou bien l'amélioration du rendement actuel en améliorant les conditions de roulage des moyens de transport pour avoir un besoin de 2 camions seulement au lieu de 3.

Ø la deuxième partie concerne la possibilité de revoir à la hausse le niveau de production actuel en utilisant principalement le chariot de foration Sandvik DD210. Cette proposition est axée sur les éléments suivants :

- Changement des marteau de foration YT29A de vitesse de 0.53m/min de foration par la machine sandvik DD210 dont la vitesse est de 1.2m/min pour accélérer le travail.
- Changement du plan de tir compte tenu du diamètre de foration de la nouvelle machine
- Augmentation de la production journalière de 300 t/j jusqu'à 354 t/j suite aux changements effectués sur ses paramètres et suivant les nouveaux nombres et types des engins.
- Vérification et optimisation de l'aéragé dans la mine à cause de changement des paramètres qui influent sur les quantités de ses débits

L'application des nouvelles optimisations va donner une production plus élevé et un travail de vitesse plus grande avec un rendement maximal.

Bibliographie

- [1] Université de Annaba. Méthodes d'exploitation souterraine, Annaba, 22/04/2022 [en ligne]. [Consulté le 27 Mars 2022]. Disponible à l'adresse : <https://elearning-deprecated.univ-annaba.dz/mod/resource/view.php?id=24542>
- [2] E.N.OF. (2021). Plan d'exploitation de la mine de Chaâbet El-Hamra pour l'année 2022. Entreprise Nationale des produits Miniers Non Ferreux et substances utiles : Mines de Kherzet Youcef Chaâbet El-Hamra-Sétif.
- [3] E.N.OF. (2016). Plan d'exploitation de la mine de Chaâbet El-Hamra pour l'année 2017. Entreprise Nationale des produits Miniers Non Ferreux et substances utiles : Mines de Kherzet Youcef Chaâbet El-Hamra-Sétif.
- [4] Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. Exploitation minière et traitement des minerais. Collection « La mine en France ». Tome 6 [en ligne]. 2018 [Consulté le 01 avril 2022]. Format PDF. Disponible à l'adresse : https://www.researchgate.net/publication/316273832_Tome_6_-_Exploitation_miniere_et_traitement_des_minerais
- [5] SANDVIK.(2014). LH 203 Technical Specifications.
- [6] SANDVIK.(2014). DD210 Technical Specifications.
- [7] Aramine. (2014). TI 600 Mine
- [8] Ait Kaid Yassine. Etude économique de l'Exploitation de la partie inférieure du gisement de Zn de Chaâbet El-Hamra et sensibilité des paramètres production, teneur, tout venant, cours métal et investissement. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Génie Minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, 2009. 136p
- [9] Babahoum Nabil. Aménagement et exploitation de gisements de minerais utiles –chaabat El-hamra. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Génie Minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, 2014. 105p
- [10] Larachi nassim. Méthodes d'exploitation des lentilles puissante de la mine Chabet El-hamra. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Génie Minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, 11/01/2012. 120p
- [11] Taibi Billel. Contribution à l'amélioration de l'exploitation de la mine de Chaabet El-Hamra par l'étude des rabattements de la nappe. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Hydraulique. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, Juin 2012. 144p
- [12] Traoré Alassane. Optimisation des paramètres de forage et de tir dans une mine souterraine : cas de chaabat el-hamra (AIN AZEL-SETIF) .Mémoire de Master : Génie minier. Annaba : Université Badji-Mokhtar , 2020. 161p
- [13] BOUSSAID Bachir. Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir Carrière de Gypse de Sidi Boutbal plateau de Boufatis Oran [en ligne]. Mémoire d'ingénieur d'état :

Sciences de la Terre et de l'Univers . Telemcen : Université Abou bekr belkaid, 12/02/2015. [consulté le 11/09/2022]. disponible à l'adresse : <http://dspace.univ-tlemcen.dz/handle/112/7628>

[14] Nekache Redouane. Étude de la stabilité des mines souterraines par les méthodes numériques. Cas de la mine de Chaâbet El Hamra – Algérie [en ligne]. Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat : Génie Minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique, 11/01/2012. [consulté le 28/07/2022] disponible à l'adresse : <http://biblio.univ-annaba.dz/wp-content/uploads/2014/03/NEKACHE-Radouane.pdf>

[15] Boustila Amir. Aérage dans les mines souterraines [on ligne].Alger :Ecole nationale polytechnique,2021,33p [consulté 10/09/2022].

[16] Dassamiour Mohamed. Présentation des travaux miniers [on ligne]. Sétif Algérie : Université Ferhat Abass, 14p [Consulté le 03 avril 2022]. Disponible à l'adresse : https://fac.umc.edu.dz/fst/pdf/cours/gel/DASSAMIOUR/L3_%20Exploitation%20Mini%C3%A8re_chapitre%20%202.pdf

[17] FREDJ Mohamed. MÉTHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE [on ligne]. Bejaia Algérie : Université A/Mira, 37p [Consulté le 29 mars 2022]. Disponible à l'adresse : <https://www.exoco-lmd.com/exploitation-souterraine/cours-exploitation-souterraine/?action=dlattach;attach=12446>

[18] FREDJ Mohamed. Travaux d'abattage [on ligne]. Bejaia Algérie : Université A/Mira, 19p [Consulté le 05 avril 2022]. Disponible à l'adresse : <https://fr.scribd.com/document/561307417/Cours-Tech-d-Exploitation-Souterraine-Master-1-EM-Chapitre-III-Travaux-d-abattage>

[19] JP. Tshibangu. l'exploitation des ressources minérales par chambres et piliers. Mons Belgique : Faculté polytechnique de mons, 05 mai 2008.[Consulté le 06 avril 2022]. Disponible à l'adresse : https://www.academia.edu/31479459/Lexploitation_des_ressources_min%C3%A9rales_par_chambres_et_piliers_chambres_et_piliers_Room-and-pillar_mining

[20] Yannick Ilunga Yano. Chargement Et Transport Dans Les Mines [on ligne].Congo : Université Kolwezi, Décembre 2019, 46p, [Consulté le 12 avril 2022]. Disponible à l'adresse : https://www.researchgate.net/publication/337800478_Chargement_et_transport_dans_les_mines

[21] Yannick Ilunga Yano. Méthodes d'exploitation souterraines [on ligne]. Congo : Université de Kolwezi, janvier 2021, 76p [Consulté le 03 avril 2022]. Disponible à l'adresse : https://www.researchgate.net/publication/348364783_Methodes_d'exploitation_souterraine

[22] Yannick Ilunga Yano. Introduction à l'exploitation des mines [on ligne]. Congo : Université Kolwezi, novembre 2019, 81p, [Consulté le 03 avril 2022]. Disponible à l'adresse : https://www.researchgate.net/publication/337001210_COURS_D'INTRODCTION_A_L'EXPLOITATION_DES_MINES

[23] Alix Marchal ,Quentin Lespagnol. Méthodes pour exploiter en mine souterraine [en ligne]. [Consulté le 24/03/2022]. Disponible à l'adresse : <https://loexplor.istex.fr/udl-r21->

[mstr.fr/index.php/M%C3%A9thodes_pour_exploiter_en_mine_souterraine#:~:text=Le%20choix%20de%20la%20m%C3%A9thode,s%C3%A9curit%C3%A9%20\(parfois%20en%20confit\)](http://mstr.fr/index.php/M%C3%A9thodes_pour_exploiter_en_mine_souterraine#:~:text=Le%20choix%20de%20la%20m%C3%A9thode,s%C3%A9curit%C3%A9%20(parfois%20en%20confit))

[24] Association minière du Québec (AMQ). Méthodes de minage [en ligne]. [Consulté le 25/03/2022]. Disponible à l'adresse : <http://nvp-pgf.org/fr/canada/methods>

[25] Cair info. Les techniques et conditions d'exploitation des mines aurifères [en ligne]. [Consulté le 28/03/2022]. Disponible à l'adresse : <https://www.cairn.info/revue-realites-industrielles-2018-4-page-10.htm>

[26] Directe industry, Ventilateur centrifuge 4-72 serie YT29A [en ligne]. [Consulté le 25/07/2022]. Disponible à l'adresse : <https://www.directindustry.fr/prod/zhejiang-pengxiang-hvac-equipment-co-ltd/product-232709-2328725.html>

[27] DREAL Provence-Alpes-Côte d'Azur. Les méthodes d'exploitation souterraine [en ligne]. [Consulté le 22/03/2022]. Disponible à l'adresse : [file:///C:/PFE/Nouveau%20dossier%20\(4\)/Les%20m%C3%A9thodes%20d'exploitation%20souterraine%20-%20DREAL%20Provence-Alpes-C%C3%B4te%20d'Azur.html](file:///C:/PFE/Nouveau%20dossier%20(4)/Les%20m%C3%A9thodes%20d'exploitation%20souterraine%20-%20DREAL%20Provence-Alpes-C%C3%B4te%20d'Azur.html)

[28] Sandvik. Foreuse de développement DD210 [en ligne]. [Consulté le 22/07/2022]. Disponible à l'adresse : <https://www.rocktechnology.sandvik/fr/produits/foreuses-et-boulonneurs-souterrains/foreuses-de-d%C3%A9veloppement/foreuse-de-d%C3%A9veloppement-dd210>

[29] Sandvik. Sandvik LH203 [en ligne]. [Consulté le 25/07/2022]. Disponible à l'adresse : <https://www.rocktechnology.sandvik/en/products/underground-loaders-and-trucks/advanced-underground-lhds/lh203-underground-lhd>

[30] Xiangbaosan Machinery Manufacturing Co., Ltd. Foreuse pneumatique YT29A [en ligne]. [Consulté le 25/07/2022]. Disponible à l'adresse : <http://fr.xbsmachine.com/product/yt29-pneumatic-rock-drill>