

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement supérieur et de la Recherche Scientifique
Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie
Département des Mines et Géologie

Polycopié de Cours

Exploitation en Souterrain

*Cours et exercices destiné aux étudiants de la première année Master (option :
Exploitation des Mines) du département des Mines et Géologie, Faculté de
Technologie.*

Réalisé par

Dr. FREDJ Mohamed

Maitre de conférences, classe B au Département des Mines et Géologie,
Faculté de Technologie, Université Abderrahmane Mira de Béjaia.

Année 2019 – 2020

Table des Matières

Préface	01
Chapitre I. Ouverture et Préparation des Gisements Miniers.	
Introduction	02
1. Classification des Modes d'Ouverture	02
2. Analyse des modes d'ouverture.....	02
2.1. Ouverture par galerie au jour	02
2.2. Ouverture par puits verticaux et inclinés.....	04
2.3. Ouverture combine.....	06
3. Disposition du (es) puits auxiliaire (s), et celui capital.....	07
4. Champ minier et sa répartition en étages et/ou panneaux.....	08
4.1. Répartition du champ minier en éléments.....	08
5. Production annuelle et durée de vie de la mine.....	12
5.1. Calcul de la production annuelle.....	13
5.2. Calcul de la durée de vie de la mine.....	14
Conclusion.....	14
Chapitre II. Travaux de Dépilage	
Introduction.....	18
1. Abattage.....	18
1.1. Mode de forage.....	19
1.2. Abatage par Trous de Mine.....	20
1.3. Abatage par Trous Profonds.....	28
1.4. Conditions d'emploi des trous profonds	39
2. Déblocage et Chargement du Minerai.....	40
2.1. Chargement par gravité.....	40
2.2. Raclage.....	40
2.3. Déblocage du minerai par emploi des engins automoteur.....	43
3. Traitement des vides.....	46
3.1. Foudroyage.....	47
3.2. Abandon du massif.....	47
3.3. Emmagasiner du minerai abattu.....	48
3.4. Remblayage.....	48
4. Soutènement.....	48
Conclusion.....	48
Chapitre III. Fonçage et Soutènement des Puits	
Introduction.....	49
Partie 1. Fonçage des Puits	
Généralité.....	49
1. Travaux Préparatoires	50
1.1. Travaux Préparatoires Géodésiques	50
1.2. Travaux hydrogéologiques.....	50
1.3. Travaux d'analyse de sol.....	50
2. Mode de fonçage des puits.....	50

3. Organisation des travaux pendant le fonçage	52
4. Fonçage spécial.....	52
4.1. Le Palplanchage.....	53
4.2. Le fonçage avec tamponnement des roches.....	54
4.3. Le fonçage par abaissement artificielle des eaux souterraines.....	54
4.4. Le fonçage des puits avec congélation des roches.....	55
Partie 2. Soutènement des Puits	
Généralité.....	55
1. Le soutènement par boisage.....	55
1.1. L'opération du boisage	56
2. Le soutènement en maçonnerie	56
3. Le soutènement par les voussoirs du cuvelage.....	57
Conclusion.....	58
Chapitre IV. Méthodes d'exploitation souterraine	
Introduction.....	59
1. Méthodes d'Exploitation par Chambres Magasins.....	59
2. Méthodes d'Exploitation par Chambres Vide.....	66
1.1. Méthodes d'Exploitation par Gradin Droits.....	66
1.2. Méthode d'Exploitation par Gradins Renverses.....	67
1.3. Méthode d'Exploitation par Sous-Niveaux Abattus.....	68
3. Méthode d'Exploitation par Chambres Boisées ou Charpentées.....	72
4. Méthodes d'Exploitation par Chambres Foudroyées.....	75
4.1. Méthode d'Exploitation par Sous-Niveaux Foudroyés.....	75
4.2. Méthodes d'Exploitation par Blocs Foudroyés.....	78
5. Méthodes d'Exploitation par Chambres Remblayées.....	80
5.1. Méthodes d'Exploitation par Tranches Remblayées.....	81
5.2. Méthode par Post-Piliers.....	82
5.3. Méthode d'Exploitation par Gradin avec Remblayage.....	83
5.4. Méthode d'Exploitation par Tranches Verticales	84
6. Méthodes d'Exploitation des Gisements en Plateure.....	86
6.1. Méthodes d'Exploitation par Chambres et Piliers.....	86
6.2. Méthode d'Exploitation par Longues Tailles	91
Conclusion.....	93
Références Bibliographiques.....	94

Préface

Ce document est un polycopié de cours du module « Exploitation en souterrain », destiné aux étudiantes premières années Master (M1), option : Exploitation des Mines du département des Mines et Géologie. Ce polycopié est le fruit d'une expérience de quatre années d'enseignement à l'université de Bejaia.

Ce support de cours est subdivisé en quatre chapitres, nous définissons d'abord, dans chacun, les notions relatives au chapitre que nous illustrons par des exemples, ensuite nous proposons une série d'exercices avec solutions qui permet d'approfondir les différentes notions du cours.

Dans le premier chapitre nous traitons les modes d'ouverture et les travaux préparatoires des gisements miniers ainsi que la construction des excavations minières. Dans le deuxième chapitre, nous abordons les concepts des travaux de dépilage, les méthodes d'abattage, les méthodes de déblocage et chargement du minerai et traitement des vides créés par l'exploitation. Le troisième chapitre est consacré à la description des différentes méthodes de fonçage et soutènement des puits. Le dernier chapitre est réservé entièrement à la description de différentes méthodes d'exploitations souterraines.

Ce document est accompagné de plusieurs figures pour la bonne compréhension du texte.

Chapitre I. Ouverture et préparation des Gisements Miniers.

Introduction

L'ouverture c'est le développement du réseau d'ouvrages donnant accès à un gisement à partir du jour et assurant la possibilité de réaliser le creusement des excavations minières préparatoires, de transport (minerai, roches stériles, matériel, personnel) et d'aérage (entrée et sortie d'air) des travaux miniers. L'ouverture d'un gisement consiste au choix du type, de l'endroit d'emplacement et de la disposition réciproque des excavations principales d'ouverture (puits ou galerie au jour) avec les excavations auxiliaires (travers-banc, descenderies, cheminées, ...) nécessaires à la réalisation de telle ou telle variante.

1. Classification des Modes d'Ouverture

Le choix correct de la disposition et de l'ordre de son creusement des ouvrages principaux d'ouverture (d'ossature) est évident pour une meilleure organisation du travail et en même temps pour la détermination des dimensions du champ minier ainsi que pour localiser la recette et le tracé du réseau de transport extérieur.

En général, pour déterminer le mode d'ouverture d'un gisement, il est nécessaire de définir :

- Les types d'ouvrages d'ouverture principaux (puits et/ou galerie au jour) ;
- Le nombre de puits de mine (verticaux ou inclinée) ;
- Les types, le nombre et la destination des excavations auxiliaires (travers-bancs, cheminées, montages, descenderies, etc.).

2. Analyse des modes d'ouverture.

2.1. Ouverture par galerie au jour

L'ouverture des gisements par creusement et construction d'une galerie au jour, possèdent beaucoup d'avantage par rapport aux autres modes d'ouverture.

Par rapport à la disposition du gisement, la galerie au jour peut être creusée soit, suivant la direction, perpendiculairement ou bien suivant une diagonale à la direction.

Par comparaison à l'ouverture par puits de mine, l'ouverture par galerie au jour, possède les avantages suivants :

- Simplicité du schéma d'ouverture ;
- Simplicité du schéma de transport ;

- Absence des dépenses pour la construction des installations de culbutage, d'extraction, d'exhaure et de chevalement ;
- Possibilité d'emplois du transport (sur pneus, sur rail et par convoyeurs de la taille d'exploitation jusqu'au jour ;
- Cout réduite de creusement et d'entretien (1m de galerie est inférieur de 5 à 6 fois par rapport au puits vertical) ;
- Rapidité de la mise en œuvre de la mine ;
- Par contre, elles ne permettent pas souvent d'atteindre les étages inférieurs du gisement.

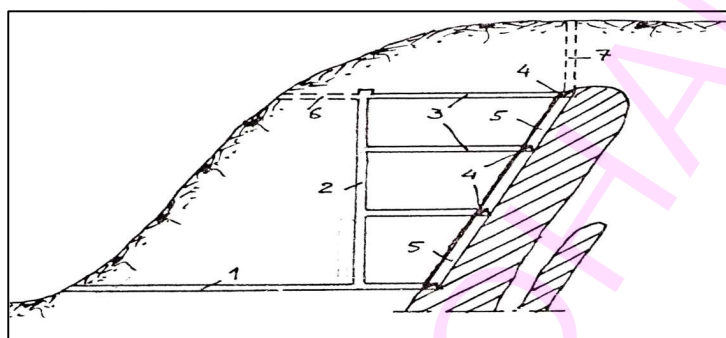


Figure 1.1. Ouverture par galerie au jour

1– galerie au jour de base, 2– cheminée (bure), 3– travers banc, 4– galerie d'étage, 5– descenderie ; 6- galerie au jour de tête ; 7- fouille de ventilation.

➔ **Galerie au jour** (1), est une excavation horizontale possédant une sortie à ciel ouvert et destinée à des buts de prospection ou, lors de l'exploitation du gisement, au transport des charges, mouvement des personnels, livraison des matériels, aérage et exhaure.

➔ **Travers-banc** (3), est une excavation souterraine horizontale ne possédant pas de communication directe avec le jour, menée sous un certain angle à la direction des roches et destinée au transport des charges, aux déplacements du personnel, à l'aérage, à l'écoulement des eaux, etc.

➔ **Cheminée** (5), est une excavation verticale ou inclinée menée dans l'épaisseur du minerai, suivant la ligne de plus grande pente ou le long du dressant. Lorsqu'elle est creusée entre deux galeries d'étage dans un but de traçage (préparation à l'abatage), on dit que c'est une galerie de *découpage*.

➔ **Puits aveugle** (2) est une excavation souterraine verticale, ne possédant pas un orifice avec le jour et destiné aux déplacements du personnel, à la ventilation, à la montée et à la descente des charges.

➔ **Puits de fouilles** (7) est une excavation verticale, de faible section, sans grande profondeur, possédant un orifice à ciel ouvert et destinés à des travaux de recherche ou aux gros

abattages par tirs. En période d'exploitation de gisement, cette excavation peut être utilisée pour l'aéragé ou pour la descente du matériel.

2.2. Ouverture par puits verticaux et inclinés.

2.2.1. Ouverture par puits vertical

Ce mode d'ouverture est le plus utilisé. On l'applique pour les gisements plats, inclinés et dressants. Généralement on creuse un puits principal et un ou plusieurs puits auxiliaires destinés à l'aéragé, à la circulation du personnel ou au transport de matériel et d'équipements.

1. Ouverture d'un gite dressant : ($\alpha > 45^\circ$) celle-ci est réalisée par puits et travers banc d'étage (Fig.1.2.a).
2. Ouverture d'un gite horizontal : ($\alpha < 25^\circ$) celle-ci est réalisée par puits et galerie (Fig.1.2.b).

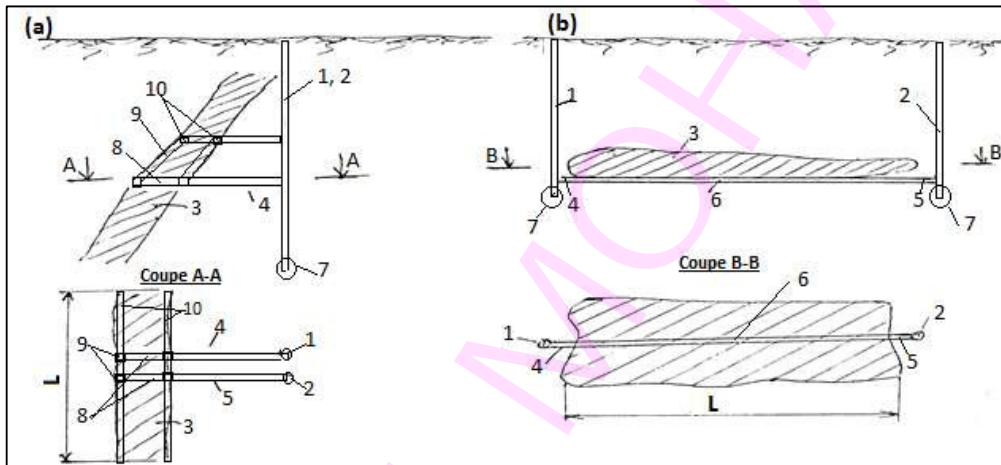


Figure 1.2. Ouvertures par puits verticale.

1-Puits principal, 2-puits auxiliaire ; 3- gite ; 4- travers-banc ; 5- travers-banc d'aéragé, 6- galerie, 7- puisard, 8- recoupe, 9- cheminée, 10- galeries.

➔ **Puits d'exploitation** est une excavation verticale communiquant au jour et destinées aux services des travaux souterrains. Suivant leur domaine d'utilisation, on distingue le **puits principal** (1) et les **puits auxiliaires** (2). Le puits principal, on comprend le puits d'extraction, rarement, il est aussi utilisé à d'autres. Les puits auxiliaires sont destinés, en principe, à soulager le puits principal (descente du personnel, montée des roches, montée et descente du matériel et des équipements, aéragé et pompage d'eau). En fonction de leur destination première, les puits auxiliaires portent le nom de *puits d'aéragé*, *puits à remblais*, ...etc. le puits se termine au fond, par un **puisard** (7).

En général, les excavations horizontales sont creusées avec une faible pente (4 à 5 ‰) de façon à faciliter le roulage des charges et drainage des eaux.

On appelle *galerie* (5), toute excavation souterraine horizontale, ne communiquant pas directement au jour, menée, dans le cas d'un gisement incliné, le long de la direction des roches et dans le cas d'un gisement horizontale, dans n'importe quelle direction et ayant les mêmes fonctions que le travers-banc. On distingue les galeries principales et les galeries d'intermédiaires, et en fonction de leur destination, les galeries de roulage, d'aérage, etc.

- **Galerie principale**, est une galerie menée dans toute l'étendue du champ minier, jusqu'à ses limites et entretenue pendant toute la période d'exploitation de la partie du champ minier.
- **Galerie de roulage**, est une galerie principale qui, à l'origine, est destinée au transport des charges.
- **Galerie d'aérage**, est une galerie principale destinée dès l'origine à l'aérage des excavations souterraines.
- **Galerie d'exploitation**, est une excavation horizontale tracée dans l'épaisseur du minerai sans recouper les roches avoisinantes et destinées à la réalisation des travaux d'abatage ou à l'aération des galeries pendant leur percement.

→ **Une recoupe** (8) une excavation souterraine (*incliné ou horizontale*), tracée après la découverte du gîte, pour réaliser la communication entre deux puits voisins, deux galeries ou deux étages et pour assurer la ventilation est une recoupe d'aérage.

2.2.2. Ouverture par puits incliné :

Les puits inclinés sont effectivement employés pour les gites dont l'angle de *pendage varié* entre 18° et 35° . Suivant la nature du gisement trois schémas d'ouverture par puits inclinés sont possibles.

- 1) Ouverture par puits incliné placé dans le gisement : ce schéma d'ouverture peut être appliqué pour les gisements minces, mal prospectés peu profonds.
- 2) Ouverture par puits incliné au rocher, (Fig.1.3.a) ce schéma d'ouverture est appliqué pour les gisements faibles profondeur, mais nécessite des travers bancs.
- 3) Ouverture par puits incliné creuser dans le mur du gisement : (Fig.1.3.b) ce schéma d'ouverture est appliqué pour les gisements puissants.

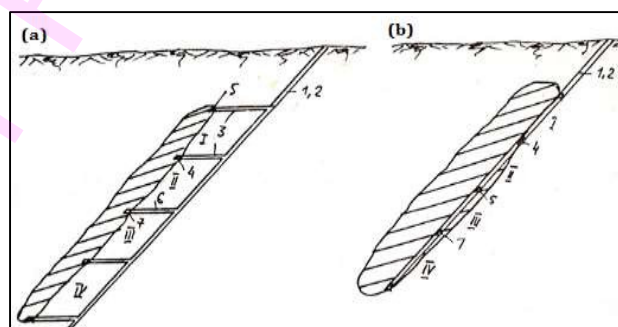


Figure 1.3. Ouverture par puits incliné

1 et 2- puits inclinés ; 3 et 6-travers-bancs ; 4, 5 et 7- galerie d'étages.

Cette solution permet d'éviter des pertes considérables de minerai dans les piliers de protection.

→ **Un montage (Fig.1.4)** est une excavation souterraine inclinée, menée dans le minerai et destinée à la descente des charges, d'un étage supérieur à un étage inférieur, à l'aide de dispositifs mécaniques.

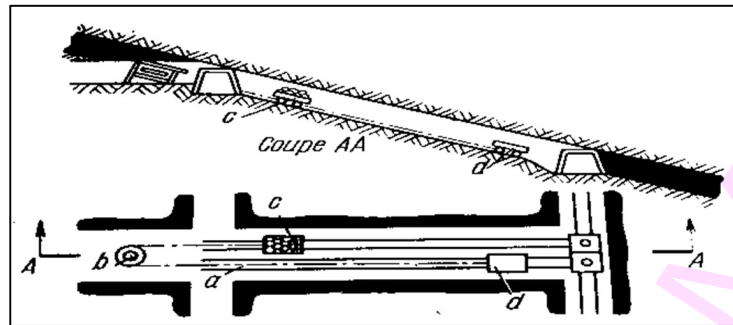


Figure 1.4. Montage

a- câble d'entraînement ; b- poulie ; c- wagonnet chargé ; d- wagonnet vide

→ **Descenderie** ≠ montage

→ **Passage** est une excavation inclinée, destiné habituellement aux déplacements du personnel, mais peut servir quelque fois à d'autres fins.

Les montages, les descenderies et les passages peuvent tout aussi bien creusés dans les stériles. On dit alors qu'ils sont au rocher.

2.3. Ouverture combinee.

L'ouverture d'un gisement donné est dite combinée quand l'ouverture, d'une partie de ce dernier est réalisé par un mode d'ouverture, et une ou les autres parties de ce même gisement est réalisée par une autre mode d'ouverture (Fig.1.5).

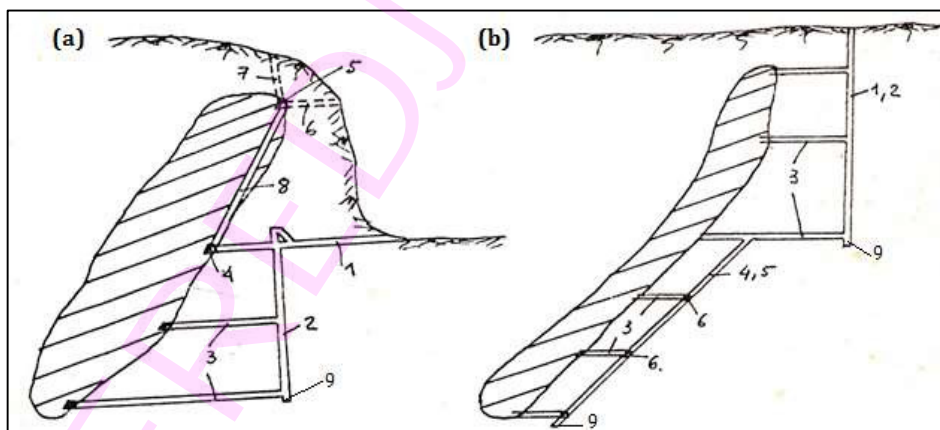


Figure 1.5. Schéma d'ouverture combinée.

(a) *Ouverture par galerie au jour et puits intérieur :*

1-galerie au jour (au rocher) ; 2- puits verticale intérieur (aveugle) ; 3-travers-banc d'étage ; 4, 5-galerie d'étage ; 6- galerie au jour de ventilation ; 7- fouille d'aérage ; 8- cheminée subvertical ; 9- puisard

(b) *Ouverture par puits vertical et incliné :*

1, 2- puits verticaux ; 3- travers-banc d'étage ; 4, 5- puits inclinés ; 6- galerie d'étage au rocher

3. Disposition du (es) puits auxiliaire (s), et celui capital.

Suivant les règles de sécurité, les puits secondaires (auxiliaires) servent pour les travaux de ventilation (aéragé) de la mine, et comme issue de sécurité supplémentaire. En plus de leur destination principale, parfois ils sont utilisés pour la montée, et la descente du matériel, des mineurs, engins miniers, et évacuation des roches stériles dont le but d'activer les travaux préparatoires du champ minier, et des étages.

La **disposition** du (es) puits auxiliaire (s), et celui capital, est déterminé en fonction du schéma d'aéragé appliqué. On distingue deux schémas d'aéragé : **Centrale, et diagonale.** (Fig.1.6).

Lors de l'application d'un schéma d'aéragé **centrale**, le puits capital, et celui auxiliaire sont disposé au centre des champs miniers à une distance de pas moins de 30 m l'un de l'autre (Fig.1.6a).

Lors de l'application d'un schéma d'aéragé **diagonal**, le puits capital est disposé au centre du champ minier, et ceux (celui) auxiliaire aux extrémités du gisement (Fig.1.6b).

La disposition centrale des puits de mines, possède les avantages suivants :

- Minimum de puits auxiliaire ;
- Concentration de tous les blocs techniques se trouvant dans le carreau de la mine ;
- Rapidité de la liaison du puits capital et celui auxiliaire ;

Parallèlement à ses avantages, la disposition centrale est véhiculée par des inconvénients, par mis lesquels on peut citer :

- Augmentation de la portée des conduites d'aéragé, ce qui va dans une certaine mesure engendrer l'augmentation de 30 – 40 % la dépression du ventilateur ;
- Difficulté de l'évacuation des mineurs, en cas d'accidents, à la surface ;

Généralement, dans la pratique minière, l'application d'un schéma d'ouverture par disposition centrale des puits, est rare par rapport à celle diagonale.

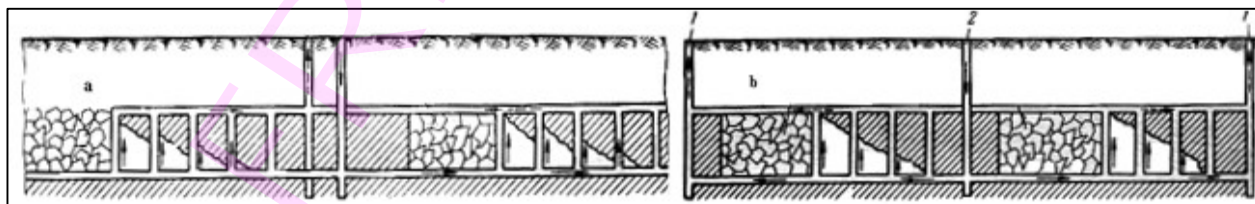


Figure 1.6 Schémas de disposition du puits capital et celui (ceux) auxiliaire (s)
a – disposition centrale ; b – disposition diagonale

4. Champ minier et sa répartition en étages et/ou panneaux.

Le gisement d'un minerai est exploité par l'intermédiaire d'ouvrages de surface ou souterraine construits d'après un plan bien défini et dont l'ensemble constitue une entreprise minière. La partie du gisement délimitée pour l'exploitation par une mine s'appelle **champ minier** (Fig.6). Par exemple, le champ minier du puits N°1 (Fig.7) est défini par le contour *AELM*, du puits N°2 par *EBKL* et du puits N°3 par *MKCD*.

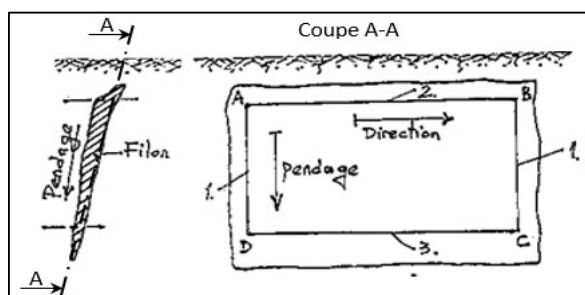


Figure 1.7. Schéma d'un champ minier

- 1- Limites en direction (latérales) ;
- 2- Limites en amont ;
- 3- Limites en aval.

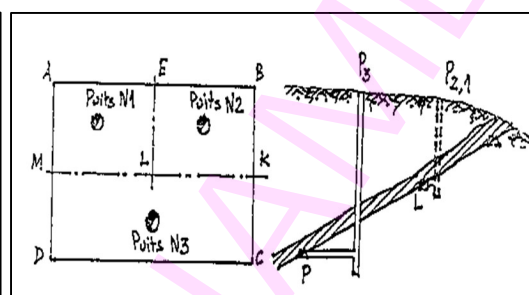


Figure 1.8. Division d'un champ minier

4.1. Répartition du champ minier en éléments.

Les dimensions du champ minier sont choisies afin d'assurer à la mine des réserves pour toute sa durée d'existence atteignant plusieurs dizaines d'années. Pour cette raison, il n'est pas nécessaire d'exploiter le champ simultanément sur toute sa longueur suivant la pente du gite, et on le divise en parties. Dans une couche horizontale, cette division peut être faite de façon différente. Mais comme le minerai se trouve le plus souvent en pente, on divise le champ minier en bandes longitudinales en direction et portant le nom d'*étages*.

Du point de vue de la division du champ minier, on distingue deux types de gisements :

- *Gisements plats ou peu inclinés,*
- *Gisements inclinés et dressants.*

4.1.1. Division du champ minier en panneaux.

Les gisements horizontaux et faiblement inclinés de grande étendue sont généralement divisés en panneaux de dimensions et de dispositions appropriées (Fig.1.9). La largeur d'un panneau varie entre 80 à 300 mètres. Dans les cas particuliers, on peut rencontrer des dimensions plus élevées et bien plus faibles.

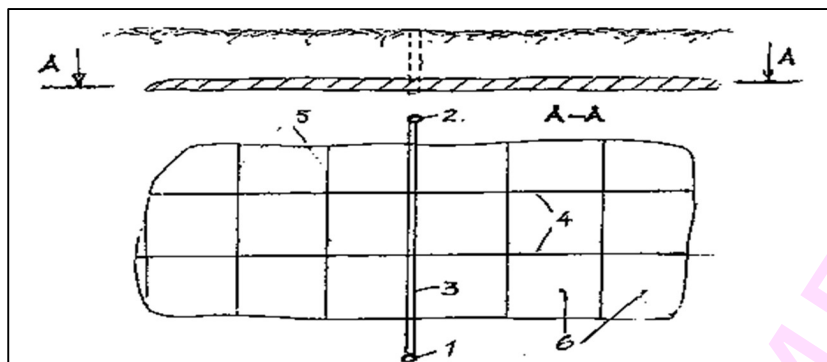


Figure 1.9. Découpage d'un champ minier en panneaux

1-Puits principale ; 2- Puits auxiliaire ; 3- Galerie principale ; 4-galerie de panneaux ;
5-galerie d'exploitation ; 6-panneaux

4.1.2. Division du champ minier en étages.

Pour des gisements inclinés et dressants, le seul mode valable de division du champ minier est celui en étages. L'étage peut être défini comme une partie du champ limitée en direction par les limites du champ et suivant la ligne de plus grande pente par les galeries principales (Fig.1.10). La hauteur d'un étage est la distance verticale entre les galeries (ou travers-bancs). La hauteur inclinée d'étage comptée suivant le pendage du gite s'appelle relevée d'un étage, et il est facile d'en déduire à partir de la hauteur verticale et du pendage du gisement. Dans les mines métalliques, la hauteur de l'étage varie de 30 à 100m.

Les principaux facteurs géologiques, miniers et économiques exerçant une influence sur la hauteur d'étage sont :

- Les propriétés mécano-physiques du minerai et des épontes,
- La morphologie et le degré de prospection du gisement,
- La méthode d'exploitation acceptée,
- Le temps nécessaire pour l'ouverture et la préparation de l'étage et son épuisement,
- Les frais d'exploitation à la tonne de minerai à l'intérieur de l'étage,
- Le cout de creusement et d'entretien des ouvrages de la recette, des travers-bancs et de roulage,
- Le cout de levage et d'exhaure,
- La variation du cout des travaux de défilage en fonction de l'augmentation de la hauteur de l'étage, etc.

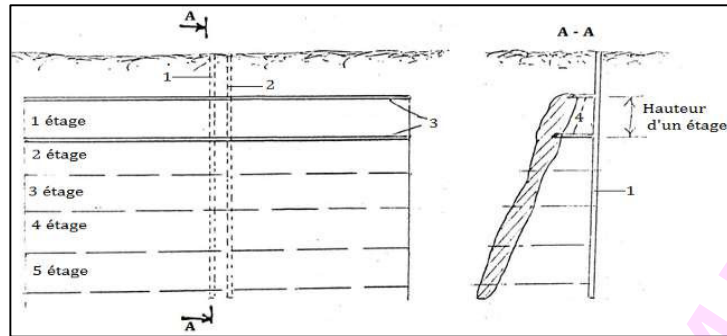


Figure 1.10. Division d'un champ minier en étages.
1-puits principale, 2-puits auxiliaire, 3- galeries, 4-travers-bancs

4.1.2.1. Division d'un étage en blocs.

En pratique, un étage est réparti en blocs exploités dans un certain ordre (Fig.1.11). Le bloc est un volume qui a pour limites :

- Les plans horizontaux inférieur et supérieur de l'étage,
- Les cheminées en direction du gisement,
- Le toit et le mur du gîte.

En général, les cheminées sont disposées aux flancs du bloc. Cependant, dans certaines méthodes d'exploitation, il est nécessaire de les creuser au milieu du bloc.

Les valeurs des dimensions du bloc se déterminent par calcul analytique. Ces dimensions dépendent de la méthode d'exploitation, de la puissance du corps de minerai, du mode de déblocage du minerai, etc. la longueur d'un bloc varie de l'ordre de 30 à 100m.

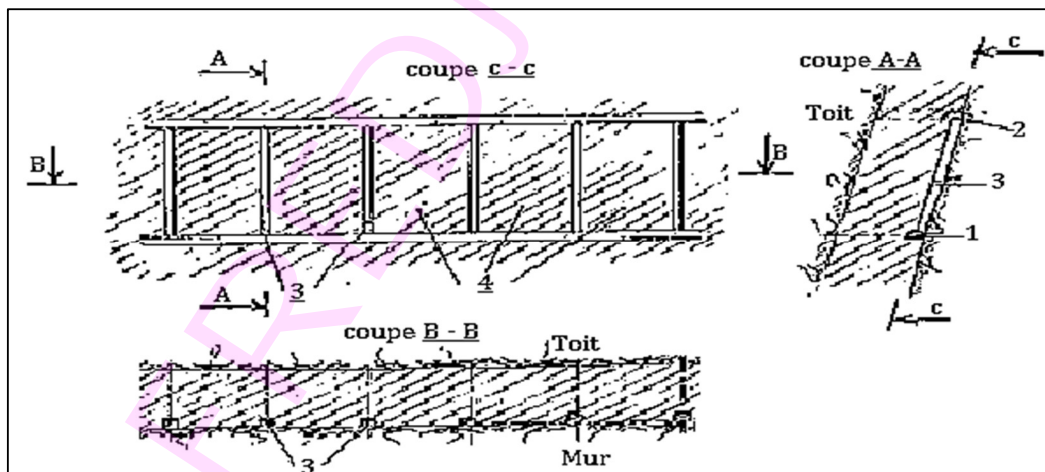


Figure 1.11. Division d'un étage en blocs.
1-galerie de base, 2-galerie de tête, 3- cheminée, 4-blocs

4.1.3. Ordre d'épuisement des étages.

Dans la plupart des cas, les étages sont pris en descendant ce qui permet de réduire les investissements primaires, de faciliter l'ouverture des parties moins profondes du gisement et

d'appliquer les méthodes d'exploitations par foudroyage du toit. L'ordre de prise ascendant (de bas en haut) est très rare. Il est appliqué particulièrement en cas de nécessité de drainage préalable (dessèchement) du gisement afin de préparer à l'exploitation.

4.1.3.1. Ordre de prise des blocs.

L'ordre de prise des blocs d'un étage dépend des conditions locales. On distingue l'exploitation des blocs : en **chassant**, en **rabattant**, **combinée** (Fig.1.12).

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

- Grande étendue du champ minier en direction ;
- Bonne stabilité du minerai et des épontes ce qui réduit le cout d'entretien des excavations de roulage ;
- Disposition de puits d'aérage au flanc du champ minier ce qui admet de liquider la galerie d'aérage au fur et à mesure de l'épuisement de l'étage à partir du puits principal ;
- Et préparation au rocher.

En *exploitation rabattant* les conditions favorables pour son emploi sont les suivantes :

- Faible étendue du champ minier ;
- Mauvaise stabilité du minerai et des roches encaissantes et par conséquent le cout d'entretien des excavations d'étage et de roulage est élevé ;
- Disposition du puits d'aérage au milieu du champ minier ce qui admet d'éteindre la galerie d'aérage au fur et à mesure de l'épuisement d'étage à partir des limites du champ minier ;
- Emplacement cote à cote du puits principal et celui auxiliaire.

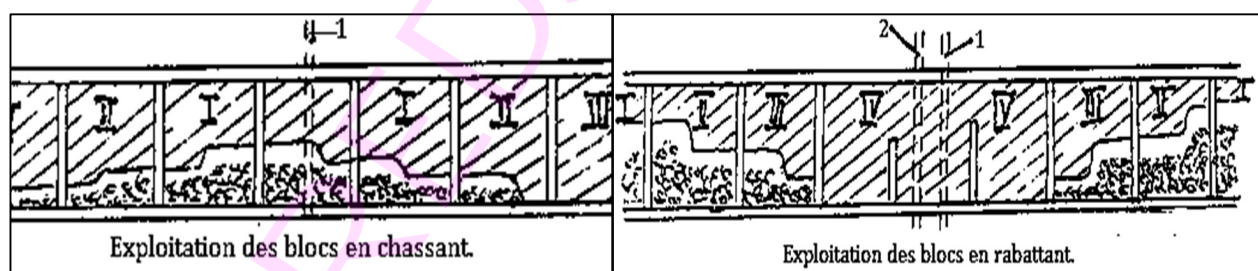


Figure 1.12. Ordre de prise des blocs.

1- 2-emplacement des puits ; I, II, III, IV- succession de l'attaque des blocs.

Cet ordre assure aussi la sécurité remarquable des travaux miniers. Par contre, il exige un grand volume des travaux préparatoires et une longue mise en service des travaux de dépilage dans l'étage.

L'exploitation combinée représente une combinaison des deux modes précédents.

4.1.3.2. Sens de marche de l'exploitation dans un bloc.

Par rapport au pendage, on distingue l'exploitation d'un bloc en montant, en descendant et en direction du gîte (Fig.1.13).

L'exploitation du bloc en montant consiste à attaquer le bloc à partir du niveau de base de l'étage et l'exploitation progresse de plus en plus vers le niveau de tête, et inversement pour le cas d'exploitation du bloc en descendant. Par contre, lors de l'exploitation d'un bloc en direction, l'abattage du minerai se fait sur toute la hauteur du bloc et en direction de gisement.

Les vides créés par l'exploitation seront abandonnés tels quels sont ou foudroyés par les roches du toit ou bien remblayés.

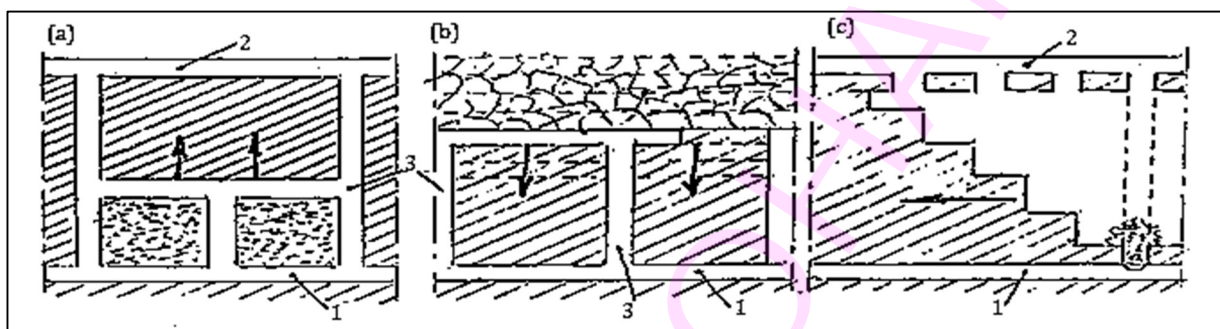


Figure 1.13. Sens de marche de l'exploitation dans un bloc.

(a)-Exploitation en montant, (b)-Exploitation en descendant, (c)-Exploitation en direction
1- galerie de base ; 2-galerie de tête ; 3-cheminée.

4.1.4. Prise des filons

Les filons d'un faisceau de gisement sont pris généralement du toit au mur de ces derniers, de façon à ce que l'exploitation de l'un d'eux ne puisse pas sous-caver les autres (Fig.1.14).

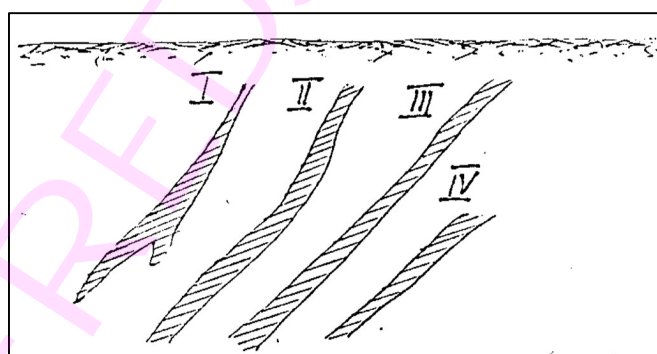


Figure 1.14. Ordre de prise des filons.

5. Production annuelle et durée de vie de la mine.

La production annuelle de la mine influe lourdement sur les indices technico-économique et les principaux éléments de la mine. Souvent, il est nécessaire de déterminer la production de la mine sur la base du plan de développement de l'entreprise minière (mines en activité,

reconstruction de la mine, ordre de mise en service des mines, champ d'exploitation du gisement très vaste, etc.)

La production annuelle de la mine dépend des facteurs économiques et dans une large mesure de la nature du gisement et des conditions d'exploitation parmi lesquels nous pouvons citer :

- Les facteurs géologiques (réserves, forme et dimensions du gîte, tectonique, hydrogéologie, etc.)
- Les facteurs techniques et miniers (méthode d'exploitation et leurs paramètres, mode d'ouverture et de préparation du gîte, ordre de mise en exploitation, nombre d'étages et/ou de panneaux à exploiter simultanément, équipements miniers utilisés, etc.)
- Les facteurs d'organisation (délai de mise en service de la mine, vitesse d'avancement des travaux de creusement des ouvrages, régime de travail de la mine, etc.)

Outre ces facteurs, il faut tenir compte et pour n'importe quelle mine, de la qualité du minerai, de la valeur du produit et du degré de prospection du gisement ainsi que les perspectives géologiques d'extension des réserves.

5.1. Calcul de la production annuelle.

5.1.1. Cas des gisements inclinés et dressants.

$$P_A = \frac{V.S.\gamma.K_a.K_m.(1-p)}{(1-d)} \quad \text{t/an} \quad (1.1)$$

Ou :

V- vitesse d'avancement annuel de l'exploitation suivant la verticale, en (m/an)

S- surface horizontale du corps de minerai, (m²)

γ- poids volumique du minerai en place, (t/m³)

K_a- coefficient de correction tenant compte du pendage du gîte, (tableau 1.1)

α, degrés	90°	60°	45°	30°
K _a	1,2	1,0	0,9	0,8

K_m- coefficient de correction tenant compte de la puissance du gîte, (tableau 1.2)

m, mètres	≤5	5÷15	15÷25	>25
K _m	1,25	1,0	0,8	0,6

P et d- sont respectivement les coefficients de pertes et de la dilution du minerai.

$$P = P_T / R_{exp} = (R_{exp} - R_r) / R_{exp}$$

$$P = \left(1 - \frac{R_r}{R_{exp}} \right)$$

Ou, P_T - pertes de minerai absolues en tonnes ; R_{exp} - réserves exploitables en tonnes ; R_r - réserves récupérables en tonnes.

$$R_r = T_v - S, \quad (t)$$

Ou :

T_v – tout-venant (réserves marchandes) en tonnes ; S – quantité de roche stériles mélangé avec le minerai en tonnes.

Alors :

$$P = \left(1 - \frac{T_v - S}{R_{exp}}\right) 100, \quad (\%)$$

$$d = \frac{S}{T_v} \text{ ou } d = \frac{S}{T_v} \times 100, \quad (\%)$$

5.1.2. Cas des gisements plats et peu inclinés.

$$P_A = L_m \cdot V \cdot m_v \cdot \gamma \cdot \frac{R_{ex}}{(1-d)} \quad \text{t/an} \quad (1.2)$$

Ou :

L_m - longueur moyenne du front des travaux d’exploitation, en (m) ; V - vitesse de progression des travaux d’exploitation, en (m/an)

Sachant que : $S_0 = L_m \cdot V$ - Surface du gite se trouvant en exploitation, (m^2), S_0 n’est qu’une partie de la surface totale S du champ minier. Ainsi le rapport $\frac{S_0}{S} = i$, indique le coefficient d’utilisation de la surface. (Tableau 1.3)

Surface horizontale S , mille m^2	5 - 10	10 -20	20 - 50	50 - 100	100 - 200	200 - 400	400 - 1000	>1000
Coef. d’utilisation de la surface, « i »	0.35-0.27	0.27-0.23	0.23-0.17	0.17-0.12	0.12-0.09	0.09-0.06	0.06-0.01	0.01

m_v –puissance moyenne du gite, en (m) ; R_{ex} –coefficient d’extraction du minerai, $R_{ex} = R_r / R_{exp}$, (%)

La somme des coefficients d'extraction R_{ex} et de pertes P est égale à l’unité ou à 100%.

$$R_{ex} + P = 100, \quad (\%)$$

5.2. Calcul de la durée de vie de la mine

La pratique nous montre qu’il existe des rapports étroits entre la production annuelle de la mine et sa durée de vie (d’existence) permettant d’assurer un minimum d’investissement et des dépenses d’exploitation.

La durée d’exploitation de la mine est exprimée selon la formule suivante :

$$T_{ex} = \frac{R_{ind} \times R_{ex}}{P_A \times (1-d)} \quad (\text{ans}) \quad (1.3)$$

Ou :

R_{ind} - réserves industrielles, (t)

$$\begin{aligned}
 R_{ind} &= R_r + P_{exp} = (T_v - S) + P_{exp} \\
 &= R_{exp} - P_p \\
 &= R_g - (R_{inex} + P_p).
 \end{aligned}$$

La durée de vie totale de la mine T est exprimée selon la formule suivante :

$$T = T_{ex} + T_1 + T_2, \quad \text{ans.}$$

Ou :

T₁- durée de construction de la mine y compris la période d'obtention de la puissance du projet de l'entreprise (2 – 4 ans)

T₂- durée d'extinction des travaux d'exploitation de la mine (1 – 3 ans).

EXERCICES D'APPLICATIONS

Exercice N°1

Soit à exploiter un gisement de puissance 6m, et d'un angle de pendage 60°. La méthode d'exploitation appliquée, est celle par chambres magasins. Le gisement est situé à une profondeur H=500m, la masse volumique de minerai en place est égale 2.5t/m³ et la vitesse d'avancement annuel de l'exploitation est égale 25m/an.

→ Déterminer la production annuelle P_A de la mine et sa durée d'exploitation T_{ex} pour les conditions d'ouverture et d'exploitation favorable, sachant que :

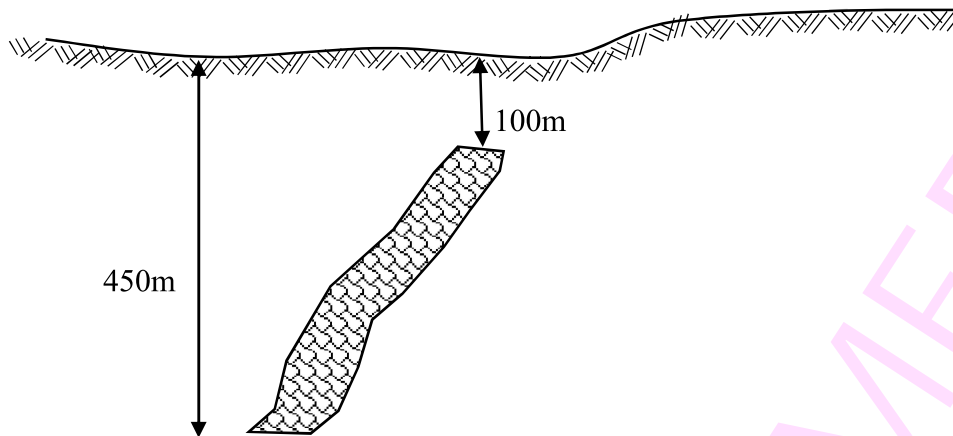
- La surface horizontale du corps de minerai (s=1500m²),
- La quantité de roches stériles mélangées au minerai S=600000 tonnes,
- La quantité de réserves marchandes T_v=7500000 tonnes,
- La quantité de réserves industrielles R_{ind}=7800000 tonnes,
- Les pertes en projet P_p=0 tonne.

Exercice N°2

Soit à exploiter un gisement de puissance 30m, et d'un angle de pendage 60° (Voir la figure ci-dessous). La méthode d'exploitation appliquée, est celle par chambres magasins. La masse volumique de minerai en place est égale 2.1t/m³ et la vitesse d'avancement annuel de l'exploitation est égale 15m/an.

→ Déterminer la production annuelle P_A de la mine et sa durée d'exploitation T_{ex} pour les conditions d'ouverture et d'exploitation favorable, sachant que :

- La longueur de gisement (L_d= 600m),
- La quantité de réserves inexploitable R_{inexp}=0 tonnes,
- La dilution (d=0,08),
- Les pertes totale P_T=10⁶ tonne.

**Exercice N°3**

Soit à exploiter un gisement de puissance moyenne est égale 30m, et d'un angle de pendage 10° . La méthode d'exploitation appliquée, est celle par chambres et piliers. La masse volumique de minerai en place est égale $2.6t/m^3$ et la longueur moyenne du front des travaux d'exploitation est égale 50m.

→ Dessinez ce schéma de gisement, tout en indiquant le mode d'ouverture et les différents éléments du gisement donné

→ Déterminer la production annuelle P_A de la mine et sa durée d'exploitation T_{ex} pour les conditions d'ouverture et d'exploitation favorable, sachant que :

- La surface en exploitation $S_0=1500m^2$,
- La longueur de gisement, $L= 600m$,
- La largeur de gisement, $l=250m$
- La quantité de réserves inexploitable $R_{inexp}=2\%$ de réserves géologiques ;
- La dilution ($d=0,05$),
- Coefficient de perte ($P_m=0.15$)
- Les pertes en projet, $P_p=1\%$ de réserves exploitables (t).

Conclusion

L'ouverture et préparation des gisements dans les mines souterrains présente la partie la plus importante. Dans ce chapitre, une description et analyse des différents modes d'ouverture ainsi que les travaux préparatoires sont détaillées suivies d'une série d'exercices avec solutions.

Dans le chapitre suivant, les travaux de défilage seront décrits

Dr. FREDJ MOHAMMED

Chapitre II. Travaux de Dépilage

Introduction

N'importe quelle méthode d'exploitation nécessite la réalisation de plusieurs opérations distinguées, à savoir :

- L'abattage, destiné à arracher la substance de son massif et à la réduire en morceaux suffisamment petits pour être facilement transportés ;
- le débitage secondaire qui consiste en fragmentation en gros blocs provenant de l'abattage ;
- le déblocage et le chargement du minerai destinés à évacuer le minerai à partir de la chambre d'abattage vers des points de chargement de grand roulage ;
- le traitement des vides créé par l'exploitation qui consiste à maintenir par différents moyens l'espace de travail au cours de l'exploitation et à liquider par tel ou tel procédé l'espace épuisé.

Suivants les méthodes d'exploitation, le cout de dépilage constitue de 25% à 60% dans le prix de revient de la tonne de minerai. Il est évident que toutes les opérations de dépilage doivent être convenablement organisées.

1. Abattage

Le choix de mode d'abattage du minerai repose essentiellement sur les principaux facteurs suivants :

- Les propriétés physiques et mécaniques et surtout sa résistance (dureté) et son degré de fissuration,
- La puissance du gîte.

D'autre part, l'abattage doit assurer :

- La plus grande extraction du minerai,
- La destruction minimale possible de massif on dehors du contour on projet,
- Une fragmentation primaire suffisante,
- Une production maximale,
- Des dépenses minimales, et une parfaite sécurité des chantiers d'exploitation.

Les modes d'abattages possibles sont indiqués dans le tableau 2.1.

Tableau 2.1 : principaux modes d'abattages.

Mode d'abattages	Explications
1. Abattage à l'explosif - trou de mines - trous profonds - par chambre (fourneaux de mines)	Les charges explosives sont introduites dans des cavités créées dans le massif rocheux. longueurs peuvent atteindre 5 m. longueurs sont de 5- jusqu'à 30m et plus. Les charges explosives sont introduites dans des excavations préparatoires et de traçages destinés pour cet objectif.
2. Abattage mécanique - Abattage mécanisés - À l'aide des Marteaux piqueurs	Abattage au moyen d'un outil mécanique (machines d'abattage à pics). Emplois divers engins miniers (haveuse, Mineur continu, tunnelier,...)
3. Eboulement non provoqué	Le massif rocheux est abattu sous l'effet de son propre poids dans l'espace d'exploitation.
4. abattage spéciale - Abattage hydraulique Abattage électro physique	On sépare le minerai de son massif à l'aide d'un jet d'eau (14 – 15 atmosphère) (1atm=1,01325bar =101325Pa) Par transmission de l'énergie électrique, par rayon laser

L'abattage avec emploi des explosifs est généralement utilisé pour l'exécution des excavations situés dans les roches pour lesquels un abattage manuel (marteaux piqueurs, pelle hydraulique) ou un terrassement mécanique (machine foreuse pleine section ou à attaque ponctuelle, brise roche) n'est plus envisageable du point de vue technique ou économique.

L'abattage à l'explosif s'effectue pour chaque volée d'avancement de manière cyclique selon les opérations élémentaires suivantes :

- Traçage et foration des trous de mines ou des trous profonds et rarement le creusement des fourneaux de mines dont lesquels les explosifs seront placés,
- Chargement manuel ou mécanique des trous par l'explosif,
- Connexion du réseau et tir.

Le tir provoque la réaction chimique instantanée qui produit le dégagement d'une quantité de chaleur d'explosion de 800 à 1300 Kcal/Kg. (1calorie=4,1855Joule).

1.1. Mode de forage

Parmi les moyens de forage des trous de mines et des trous profonds, on distingue le forage mécanique, le forage hydraulique (avec jet d'eau sous haute pression) et le forage thermique. La consommation d'énergie lors de l'application du forage hydraulique et du forage thermique est respectivement de 10 et 100 fois plus grande comparativement à celle du forage mécanique. Le forage 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 : c'est une combinaison des deux méthodes précédentes.

1.2. Abatage par Trous de Mine

L'abatage du minerai par trous de mine, peut être appliqué suivant une, deux ou bien trois surfaces de dégagement.

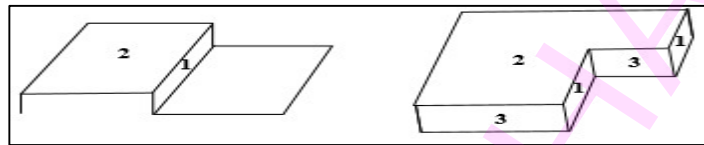


Figure 2.1. Chantiers d'abatage par trous de mine.

1. Surface verticale, 2. Surface horizontale, 3. Surface latérale

1.2.1. Dispositions des trous.

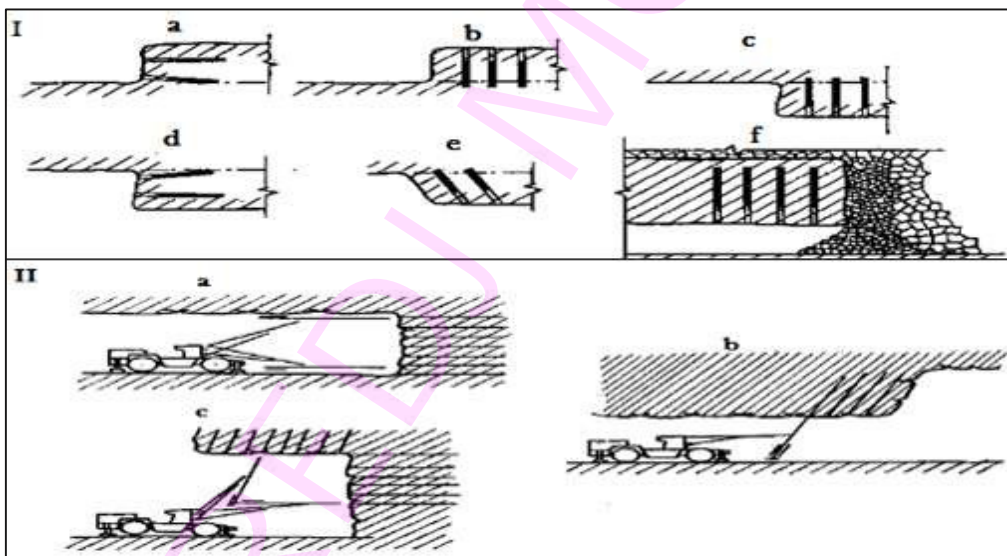


Figure 2.2. Schéma d'abatage par trou de mine

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

Les trous de mines horizontaux sont applicables pendant l'abatage du minerai par les tranches descendantes et montantes.

Les trous de mines verticaux sont utilisés lors de l'abatage du minerai par gradin droits et renversés en tranches descendantes et ascendantes.

Les trous de mines inclinés sont favorables en présence des fissures du minerai pour une meilleure utilisation de leur direction (des plans de fissures) sur l'onde d'explosion.

La disposition des trous de mine en éventail est employée lors de la récupération des piliers de protection et de l'utilisation des méthodes d'exploitation appropriées.

1.2.2. Choix de l'angle d'inclinaison, la longueur et du diamètre des trous de mine

Les résultats techniques et économiques de l'abattage du minerai par les trous de mine sont dictés au préalable par le choix de ces paramètres.

Les facteurs influant sur le choix de l'inclinaison du trou de mine sont :

- Objectif du forage ;
- Forme du front d'attaque ;
- Type de transport utilisé
- Orientation des réseaux de fissures ;
- Stabilité du minerai et type du matériel 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, mais le plus répandu est de 45 à 50 mm

L'abattage du minerai à l'explosif nécessite l'établissement d'un plan de tir composé de paramètres caractérisant l'influence des uns et des autres sur les résultats des travaux de dépilage. Tout plan de tir doit être composé des paramètres suivants :

a) Diamètre du trou de mine

Ce paramètre, peut être déterminé en fonction du diamètre admissible des roches abattues.

$$D_t = K \times C, \text{ mm} \quad (2.1)$$

Où :

K : Diamètre admissible des roches abattues, mm

C : Coefficient de correction, tenant compte de la fragmentation des roches à l'explosif (tableau 2.2) [Lomonossov G.G.].

Tableau 2.2. Coefficient de correction « c ».

Aptitude à l'abattage	Caractéristiques du minerai dans le massif, et dans l'échantillon	Valeur de « C »
Difficile	Le massif est divisé, par des fissures, suivant de gros blocs qui dépassent le diamètre admissible. le minerai est dur	0,05 – 0,10
Normal	Le massif rocheux est divisé, par des fissures, suivant des blocs dont les dimensions sont inférieures à celui admissible. Le minerai peut être dur ou d'une dureté moyenne.	0,10 – 0,125
Facile	Le massif rocheux est divisé par des systèmes de fissures rapprochées. Le minerai peut avoir n'importe quel coefficient de dureté.	0,125 – 0,20

b) *Consommation spécifique d'explosif*

Ce paramètre peut être déterminé par l'expression mathématique proposé par l'académicien *B. Koutouzov*.

$$q_{ex} = q_0 \times k_{ex} \times k_{dis} \times k_{cha} \times k_d \times k_{l.tr}, \quad \text{kg / m}^3. \quad (2.2)$$

Où,

q_0 : consommation spécifique étalon d'explosif, kg / m³

Généralement, elle est déterminée en fonction de la dureté de la roche à abattre, la largeur du front d'abattage et d'autres facteurs.

L. Garodsky a proposé l'expression suivante :

$$q_0 = 0,065 \times f, \quad \text{kg / m}^3. \quad (2.3)$$

Où,

f : Coef de dureté suivant la classification de *M. Protodiakonov*.

k_{ex} : Coef de correction tenant compte de la capacité relative au travail des explosifs (caractéristiques des explosifs)

k_{dis} : Coef de correction, tenant compte de la disposition des trous par rapport au front de taille. Si les trous sont disposés parallèlement au front de taille, $k_{dis} = 1$.

Dans le cas d'une seule surface de dégagement et la disposition perpendiculaire des trous par rapport au front d'abattage, $k_{dis} = 1,4 \div 1,6$.

k_{cha} : Coefficient de correction, tenant compte du mode de chargement des trous en explosifs.

- Si le chargement s'effectue par des moyens pneumatiques, $k_{cha} = 0,9 \div 0,95$.
- Si le chargement est manuel, $k_{cha} = 0,8 \div 0,85$

k_d : Coefficient de correction, tenant compte du diamètre du trou de mine. On peut le déterminer par la formule empirique suivante ;

$$k_d = (D_t / 0,042)^{n_f}$$

Où,

$n_f = (0,3 \div 0,5)$: Coefficient de correction tenant compte du degré de fissuration ;

$n_f = 0,3$ => pour les roches exclusivement fissurées,

$n_f = 0,4$ => pour les roches moyennement fissurées,

$n_f = 0,5$ => pour les roches monolithiques,

$k_{l.tr}$: Coef de correction tenant compte de la profondeur du trou de mine.

$L_{tr} = 1m \Rightarrow k_{l.tr} = 1,3$; $L_{tr} = 3m \Rightarrow k_{l.tr} = 1,0$; $L_{tr} = 5m \Rightarrow k_{l.tr} = 0,8$

c) *Ligne de moindre résistance*

Ce paramètre peut être déterminé par l'expression mathématique, établis, et proposé par L. Baron.

$$W_r = D_t \sqrt{(0,785 \times \Delta \times K_{t.ch} / m_r \times q_{ex})}, \quad (m). \quad (2.4)$$

Où ;

Δ : Densité des explosifs pendant le chargement (caractéristiques des explosifs)

$k_{t.ch}$: Coefficient de correction tenant compte du taux de chargement des trous (en explosifs) Suivant les règles de sécurité, ce coefficient doit varier dans les limites de 0,6 – 0,72

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

$m_r = 0,8$ 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, ($f \leq 6$)

d) *Distance entre les trous dans une rangée de trous.* Ce paramètre peut être déterminé par la formule proposée par G.G. Lomonossov.

$$a = m_r \times W_r ; \quad (m) ; \quad (2.5)$$

$m_r = 0,8$ à 1,2. La valeur minimale est attribuée aux conditions de travail difficiles.

La formule proposée par d'autres auteurs est :

$$a = D_t \sqrt{(0,785 \times \Delta \times K_b / q_{ex})} ; \quad (m) \quad (2.6)$$

Où,

k_b : Coefficient de correction, tenant compte de la valeur du bourrage.

e) *Distance entre les rangées de trous.* Ce paramètre peut être déterminé par la formule suivante :

$$b = m_r \times W_r, \quad (m). \quad (2.7)$$

f) *Nombre de trous dans une rangée.* On peut le déterminer par la formule suivante :

$$N_{tr.R} = [((A, B \text{ ou } C) - 2X) / a] + 1, \quad (\text{trous}) \quad (2.8)$$

Où ;

A, B ou C : L'un des côtés de la tranche suivant lequel les trous sont orientés ;

X : Distance entre les trous extrêmes dans une rangée, et les limites de la tranche à abattre.

g) *Nombre de rangée de trou dans une tranche.* On peut le déterminer par la formule suivante :

$$N_R = [((A, B \text{ ou } C) - (W_r + Y)) / b] + 1, \quad (\text{rangés}) \quad (2.9)$$

Où ;

Y : Distance entre la dernière rangée de trou, et la limite de la tranche à abattre.

Remarque : Le nombre de trous dans une rangée, ainsi que celui des rangées doit être arrondi, soit par excès, soit par défaut ce qui nous ramène à recalculer la valeur de **X** et celle de **Y** dans le cas de l'abattage par tranche de dimensions bien déterminées.

h) Profondeur d'un trou de mine. On peut la déterminer par la formule suivante :

$$L_{tr} = (A, B \text{ ou } C / \sin\beta) \pm l_{exc}, \quad (m). \quad (2.10)$$

Où ;

β : Angle suivant lequel les trous sont disposés.

l_{exc} : excès ou réduction de forage.

i) Longueur totale forée par volée. Ce paramètre peut être déterminé par l'expression mathématique suivante ;

$$L_{T.F} = N_{tr,R} \times N_R \times L_{tr}, \quad (m) \quad (2.11)$$

j) Volume du minerai à abattre par volée.

$$V_v = (A \times B \times C) / \sin\alpha, \quad (m^3) \quad (2.12)$$

La quantité est déterminée suivant la formule suivante ;

$$Q_v = (A \times B \times C) \times \delta / \sin\alpha, \quad (t). \quad (2.13)$$

Où ;

α : Angle d'inclinaison de la tranche à abattre, par rapport au plan vertical.

δ : Masse volumique des roches.

Si l'abattage par volée concerne un nombre bien déterminé de rangées de trou, le paramètre recherché sera déterminé de la manière suivante ;

$$V_v = W_r \times N_R \times A \times B, \quad (m^3). \quad (2.14)$$

$$Q_v = W_r \times N_R \times A \times B \times \delta, \quad (t). \quad (2.15)$$

Suivant cette formule, on suppose que « A et B » représentent les dimensions de la tranche à abattre.

k) Volume du minerai abattu par un mètre de trou foré. Ce paramètre peut être déterminé de la manière suivante ;

$$V_{1m} = V_v / L_{T.F}, \quad (m^3 / m). \quad (2.16)$$

l) Quantité du minerai abattu par un mètre de trou foré. Ce paramètre peut être déterminé de la manière suivante ;

$$Q_{1m} = Q_v / L_{T.F}, \quad (t / m). \quad (2.17)$$

m) Consommation spécifique de forage par 1 m³ (t) de minerai abattu

On peut le déterminer par la formule suivante ;

$$L_{SF} = L_{T.F} / V_v, \quad (m / m^3). \quad (2.18)$$

$$L_{SF} = L_{T.F} / Q_v, \quad (\text{m} / \text{t}). \quad (2.19)$$

n) Quantité des explosifs dans un trou

$$Q_{\text{ex.tr}} = q_{\text{ex}} \times a \times W_r \times L_{\text{tr}} \times k_u, \quad (\text{kg}). \quad (2.20)$$

Où ;

k_u : Coef d'utilisation du trou.

o) Consommation d'explosif par volée

On peut la déterminer par l'expression mathématique suivante ;

$$Q_{\text{ex}} = P \times L_{T.F} \times k_{t.ch}, \quad \text{kg}. \quad (2.21)$$

Où ;

P : quantité d'explosif dans un mètre de trou (Capacité métrique),

$$P = (\pi \times D_t^2 \times \Delta) / 4, \quad (\text{kg}).$$

$$Q_{\text{ex}} = (\pi \times D_t^2 \times \Delta \times L_{T.F} \times k_{t.ch}) / 4, \quad (\text{kg}). \quad (2.22)$$

Les indices des travaux d'abattage par application d'un schéma de tir par trou de mine, dépendent de la dureté du minerai, le nombre des surfaces de dégagement, et de la puissance du gisement.

La consommation spécifique d'explosif suivant l'abattage varie de $0,6 \div 3 \text{ kg/m}^3$, et la productivité d'un foreur, lors de l'emploi des marteaux perforateurs manuels, varie de $5 \div 50 \text{ m}^3/\text{hp}$, et dans le cas de l'emploi des chariots de forage, elle varie de $400 \div 700 \text{ m}^3/\text{hp}$.

Les **avantages** de l'application de tels schémas d'abattages sont les suivants :

- possibilité d'obtenir un tas de roche abattu d'une granulométrie plus ou moins uniforme ;
- réduction des pertes et de la dilution du minerai ;
- possibilité de son application dans des cas de gisement faiblement puissant suivant de faible stabilité.

Aux **inconvénients** on peut rapporter :

- beaucoup de dépenses de travail suivant le forage ;
- beaucoup de poussière et bruit, ainsi que des vibrations importantes dans le cas de l'emploi de marteaux perforateurs manuel (néfaste pour la santé des foreurs).

Les trous de mines sont appliqués dans le cas de gisement d'une puissance jusqu'à $5 \div 8 \text{ m}$, et gisement puissant lorsqu'il y a possibilité d'introduction des mineurs à l'intérieur de l'espace d'exploitation. Aussi leurs applications sont préférables dans le cas de l'exploitation des gisements dont le minerai est d'une stabilité faible ou moyenne suivant une technologie d'exploitation avec remblayage de l'espace d'exploitation, ainsi que lors de l'exploitation des gisements d'une morphologie compliquée.

Exercice

Soit à exploiter un gisement de puissance 3m, et d'un angle de pendage 90° est réalisée par l'application d'une méthode d'exploitation par chambres magasins. Le poids volumique du minerai est égale 2,5 t/m³, et X=Y = 0,2m. La densité de l'explosif utilisé est égale à 1100 kg/m³ avec (K_{ex}=1), et les rangées de trous sont orientées suivant la puissance du gisement. La mise à feu est électriques, et les trous de mines sont chargés de 2/3 de leurs profondeurs et disposés parallèlement au front (K_{dis}=1). Le coefficient de dureté suivant la classification du savant M. PROTODIAKONOV est égal à 8, et l'excès de forage est égal à 0,6m. Le minerai est difficile à l'abattage et le chargement des explosifs dans les trous est pneumatique. Le diamètre admissible des roches est égal à 500 mm, et le coefficient de rapprochement des trous est égal à 1. La longueur de la tranche à abattre est de 4m, et sa hauteur est égale à 2m.

NB : Coef de correction tenant compte profondeur de trou, K_{l, tr}=1.

Angle d'inclinaison de front de taille, $\alpha = 75^\circ$

- Calculer les paramètres de l'abattage, tout en établissant un schéma de tir en trois projections ?

Solution**1/ Diamètre du trou de mine**

$$D_t = 40 \text{ mm},$$

2/ Consommation spécifique d'explosif

$$q_{ex} = 0,52 \times 1 \times 1 \times 0,925 \times 0,975 \times 1 = 0,468 \text{ kg / m}^3$$

3/ Profondeur d'un trou de mine

$$L_{tr} = 2,67 \text{ m}$$

4/ Ligne de moindre résistance

$$W_r = 1,395 \text{ m}$$

5/ Distance entre les trous dans une rangée, et entre les rangées de trous

$$b = a = 1,395 \text{ m}$$

6/ Nombre de trous dans une rangée

$$N_{tr,R} = 3 \text{ trous}$$

7/ Nombre de rangée de trou dans une tranche

$$N_R = 3 \text{ rangées}$$

8/ Longueur total foré par volée

$$L_{T,F} = 24,03 \text{ m}$$

9/ Volume (quantité) du minerai à abattre par volée

$$V_v (Q_v) = 62,5 \text{ t}$$

10/ Volume du minerai abattu par un mètre de trou foré

$$V_{1m} = 1,04 \text{ m}^3 / \text{m}$$

11/ Quantité du minerai abattue par un mètre de trou foré

$$Q_{1m} = 2,6 \text{ t} / \text{m}$$

12/ Consommation spécifique de forage par 1 m³ (t) de minerai abattu

$$L_{SF} = 0,96 \text{ m} / \text{m}^3$$

$$L_{SF} = 0,38 \text{ m} / \text{t}$$

13/ Quantité de l'explosif dans un trou

$$Q_{ex. tr} = 1,79 \text{ kg}$$

14/ Consommation d'explosif par volée

$$Q_{ex} = 17,20 \text{ kg}$$

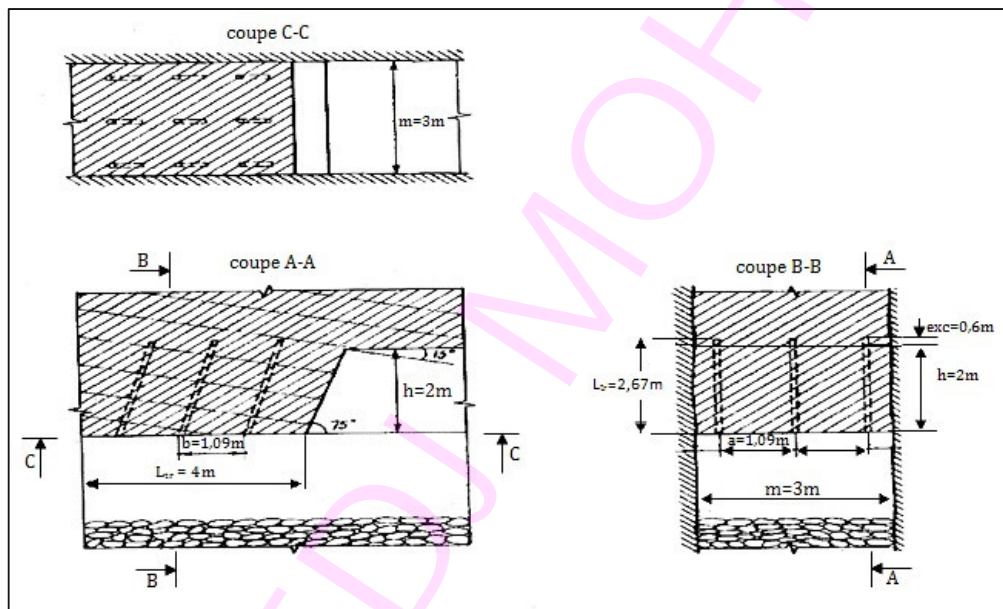


Schéma de disposition de trous de mine dans une tranche à abattre

1.3. Abattage par Trous Profonds.

La profondeur des trous profonds varie de 5 jusqu'à 60m, et même plus, et le diamètre de 30-40mm jusqu'à 150 – 200mm.

Les trous profonds peuvent être sondés dans une tranche parallèlement, en éventail ou en faisceau, (Fig.2.3). La disposition parallèle assure une utilisation plus complète de la longueur des trous profonds, répartition régulière des charges sur la longueur des trous.

La disposition en éventail est plus répandue. Sa qualité principale repose sur la réduction du volume des travaux de découpage parce qu'on fore plusieurs trous de même endroit. De même, elle est plus économique lorsque la vitesse de forage est supérieure à 10m/poste, et le diamètre des trous varie de 100 à 150mm.

Les trous profonds en faisceaux sont possibles lors de la récupération des piliers de protection entre les étages et les chambres. Cette opération consiste à forer plusieurs éventails au même lieu et dans quelques plans.

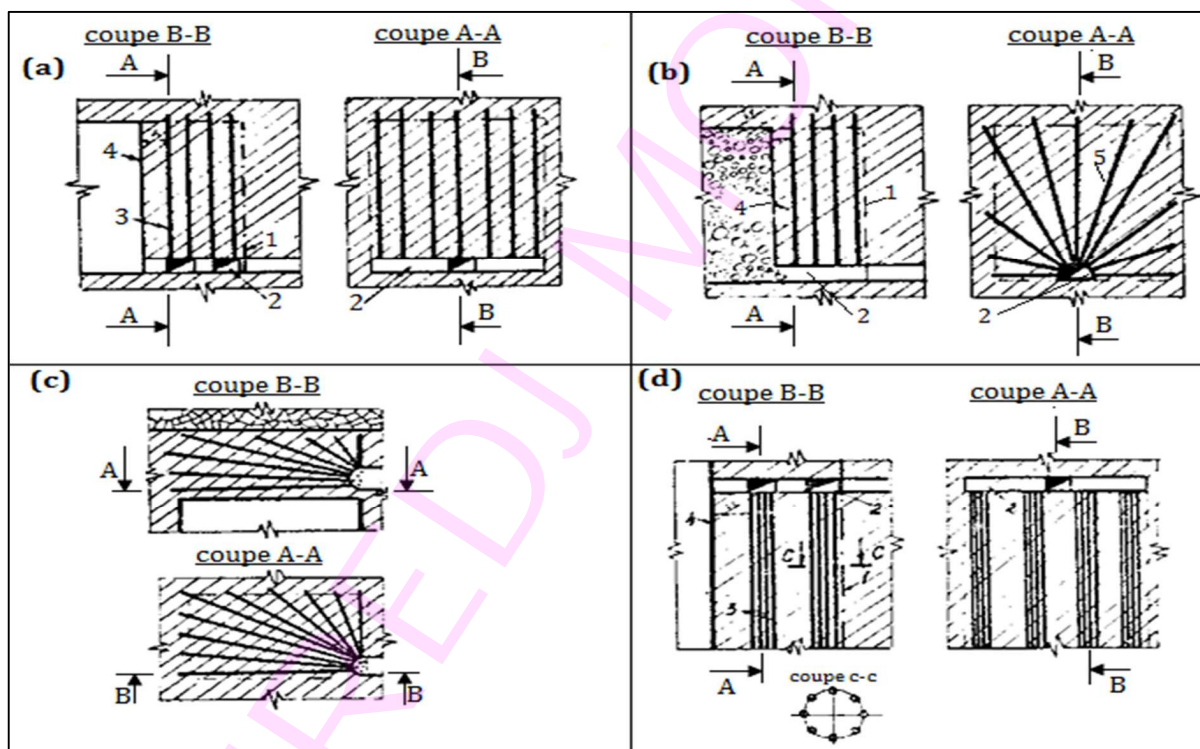


Figure 2.3. Schéma d'abattage par trou profond

a,d - en parallèle ; b - en éventail ; c, - en faisceau.

1. limite de bloc à abattre ; 2 : recoupe ; 3 : trou profond parallèle ; 4 : front de taille ; 5 : trous profond en éventail

1.3.1. Choix du diamètre des trous profonds

Le degré de destruction du massif dépend de la capacité d'explosif placée dans ce dernier, du diamètre et de la distance entre les trous profonds. Compte tenu des données pratiques, il existe une relation approximative entre le diamètre (D_i) du trou et la puissance (M) du gîte à exploiter.

Pour le minerai de dureté moyenne $D_t \leq \frac{M}{50}$; pour $f \leq 9$.

Et pour le minerai de grande dureté $D_t \leq \frac{M}{30}$; pour $f > 9$.

En déterminant le diamètre des trous profonds, on doit tenir compte aussi des avantages des trous de petit diamètre à savoir :

- La pression suffisante du contour d'abattage,
- La destruction réduite du massif avoisinant,
- Faible rendement en gros blocs,
- Les possibilités de son application dans n'importe quelle condition.

Et de ses inconvénients ci-après :

- Nombre de trous profonds élevé (plus de 9000 trous pour 1000000 tonnes de minerai),
- Possibilité de déviation des trous forés.

a) Condition d'emploi des trous profonds de petit diamètre

- Abattage par tranches,
- Réseau de fissures rare,
- Minerai instable,
- Faible puissance de gîte.

Les trous profonds de grand diamètre sont favorables dans un vaste réseau de fissures et pendant l'éboulement d'un volume de minerai.

1.3.2. Particularités du forage des trous profonds

Les types de forage des trous profonds sont les suivants :

- *Forage à tige* (se pratique pour des trous de 40 à 85mm de diamètre dans le minerai de dureté dépassant 6 à 8. La profondeur du forage est limitée à 12 à 15m).
- *Forage par marteau perforateur pneumatique descendant dans les trous* (utilisé dans le minerai de dureté moyenne à dur et lorsque la profondeur du forage dépasse 12 à 15m. le diamètre du trou est généralement égale à 100mm).
- *Forage à tricônes* (est muni de trois cônes armés d'alliage dur. Le diamètre du trou est de 150 à 200mm et rarement 300mm. La profondeur maximale varie de 50 à 60m et même plus (c-à-d 100m). on l'applique dans le minerai de dureté dépassant 8.)
- *Forage rotatif* (est fabriqué en couronne diamantée ou garni d'alliage dur et sont respectivement utilisées pour le forage des trous profonds de longueur supérieure à 20m avec un diamètre de 30 à 50mm et dans les roches très dures et abrasives).

Principales conditions d'emploi des différents modes de forage des trous profonds :

Tableau 2.3. Différents mode de forage et leurs conditions d'emploi

Mode de forage	Dureté des roches (f)	Profondeur de forage en (m)	Diamètre des trous profonds en (mm)
Forage à tige. - Forage roto percutant. - Forage percutant	N'importe quelle Jusqu'à 15	Jusqu'à 50 Jusqu'à 10-15	40 à 85
Forage avec marteaux fond de trous	>8	15 - 50	100 et rarement 150
Forage par tricônes	>8	15 - 100	150
Forage rotatif à couronnes garnies d'alliage dur	Jusqu'à 8	10 - 40	80 - 100

1.3.3. Calcul des paramètres d'abattage par trous profonds en éventail

L'abattage par tir à l'explosif des trous profonds en éventail est caractérisé par les paramètres suivants :

1/ Diamètre de trous « D_t », en mètres

D'après la pratique, on détermine le diamètre selon les corrélations approximatives

$$D_t \leq \frac{M}{50}; \text{ pour } f \leq 9.$$

$$D_t \leq \frac{M}{30}; \text{ pour } f > 9.$$

Ou, **M** : la puissance de gîte en mètre.

2/ Consommation spécifique d'explosif « q_{exp} », en kg/m^3 , On la prend d'après la relation,

$q_{exp}=f(f)$ (tableau 2.4)

Tableau 2.4. Consommation spécifique d'explosif.

Dureté du minerai, (f)	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Consommation spécifique d'explosif, q_{exp} en kg/m^3	1,00	1,1	1,27	1,40	1,52	1,67	1,80	1,92	2,08	2,2	2,3	2,46	2,6

3/ Distance moyenne conventionnelle entre les trous profonds. « a_{conv} », en mètres.

On la fixe d'après la relation $a_{conv}=f(f, D_t)$, (Fig. 2.4)

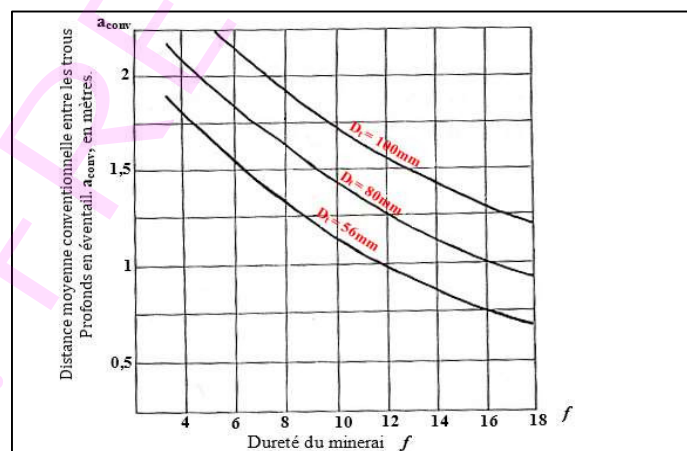


Figure 2.4. Influence de la dureté du minerai f et du diamètre des trous D_t profond en éventail sur la distance moyenne conventionnelle entre eux a_{conv}

4/ ligne de moindre résistance « W_r » est déterminée par la formule suivante :

$$W_r = \sqrt{\frac{\pi D_t^2}{4} \cdot \Delta \cdot K_{ch} / m \cdot q_{exp} \cdot \lambda} \quad ,m \quad (2)$$

Ou :

D_t - diamètre des trous profonds en éventail, en mètre.

Δ : densité de l'explosif, en kg/m^3 .

$$\Delta = 900 \text{ à } 1200 kg/m^3$$

K_{ch} : coefficient de chargement des trous profond $K_{ch} = 0,6 \text{ à } 0,80$.

m : distance relative entre les trous profonds déterminé d'après la dépendance, (Fig.2.5).

$$m = f(D_t, l_m)$$

ou

$$l_m = (l_I + l_{II}) / 2. \text{ (Selon le schéma)}$$

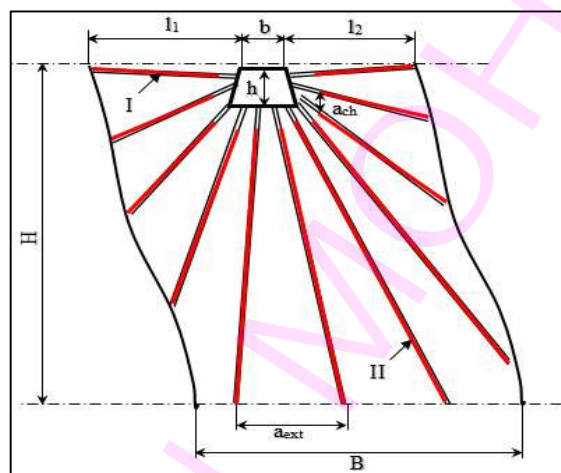


Schéma de la disposition des trous profonds en éventail.

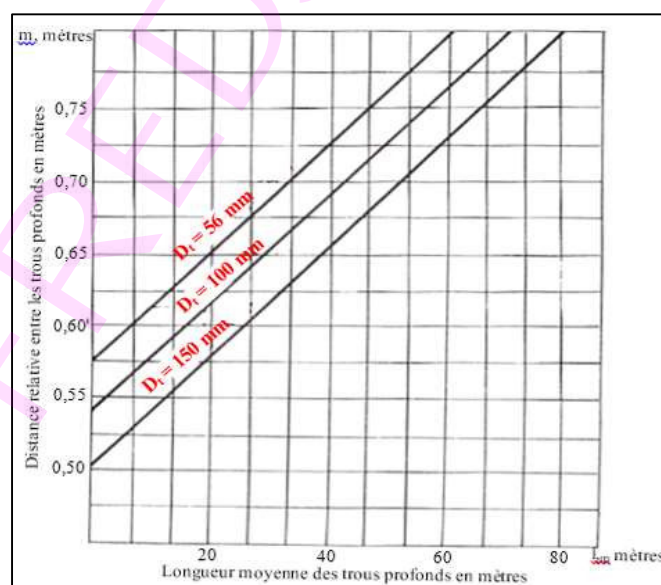


Figure 2.5. Influence de la longueur moyenne des trous profonds l_m et leur distance relative m entre les trous profonds

λ : Coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de présence des trous de contour.

$$\lambda = \frac{2.S}{2.S + a_{conv} \sum l_{cont}} \quad (3)$$

Ou :

S : surface du front d'abattage, en m²

$$S = B.H - S_g, \quad (m^2) \quad (4)$$

B : largeur du chantier d'abattage (puissance horizontale du gite), en mètres.

H : hauteur du front d'abattage (distance entre les ouvrages d'abattage), en mètres.

S_g : section transversale de l'excavation de forage, en m².

$\sum l_{cont}$: Longueur totale des trous profonds de contour (selon le schéma d'abattage), en mètres.

$$\sum l_{cont} = l_1 + l_2 = B - b, \quad (m) \quad (5)$$

Ou :

b : largeur de l'excavation de forage, en mètres.

5/ Distance moyenne entre les extrémités des trous profond en éventail. « a_{ext} »

$$a_{ext} = (1 \text{ à } 1,4). W_r, \quad (m) \quad (6)$$

6/ Distance maximale entre les charges d'explosifs dans les trous profonds. « a_{ch} »

$$a_{ch} = (0,4 \text{ à } 0,5). W_r, \quad \text{en mètres.} \quad (7)$$

7/ Quantité du minerai à abattre en masse lors de l'abattage d'une tranche

$$V = S.W_r.\gamma, \quad (\text{tonnes}) \quad (8)$$

γ : masse volumique du minerai en t/m³

8/ la quantité de minerai abattu en masse par 1m de trou profond. « Q_{1m} »

$$Q_{1m} = m.(W_r)^2 . \gamma . \lambda, \quad t/m \quad (9)$$

9/ la longueur totale des trous profond dans une tranche « $\sum l_{tr}$ »

$$\sum l_{tr} = \frac{V}{Q_{1m}}, \quad (m) \quad (10)$$

10/ la charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche « Q_{tot} »

$$Q_{tot} = q' . \sum l_{tr}, \quad (kg) \quad (11)$$

Ou :

q' : Consommation d'explosif dans un mètre de trou, en (kg/m)

$$q' = \frac{\pi D_t^2}{4} . \Delta . K_{ch}, \quad kg/m \quad (12)$$

11/ le nombre de trous en éventail « N_{tr} »

$$N_{tr} = \frac{2H+B}{a_{ext}} + 1, \quad (\text{trous}) \quad (13)$$

12/ la consommation spécifique d'explosif précisée « q_{exp}^{*} »

$$q_{exp}^* = \frac{Q_{tot}}{V}, \quad \left(\frac{kg}{t}\right) \quad \text{ou} \quad q_{exp}^* = \frac{Q_{tot}}{V/\gamma}, \quad \left(\frac{kg}{m^3}\right) \quad (14)$$

1.3.4. EXERCICE.

Étant donnée un gisement métallifère de 13m de puissance, et d'un angle de pendage 50°. Le gisement est situé à une profondeur $H=800m$. La méthode d'exploitation appliquée, est celle par chambres foudroyées, la masse volumique de minerai en place est égale $2,6 t/m^3$. Après la réalisation des ouvrages préparatoires, l'abattage se fait par tir dans des trous profonds en éventail

→ Calculer les différents paramètres d'abattage des roches, et faire le schéma du chantier sachant que :

- Consommation spécifique d'explosif $q_{exp}=1,4Kg/m^3$
- Hauteur du chantier $H= 17m$,
- Quantité d'explosif dans 1 mètre de trou : $5kg/m$,
- Diamètre des trous $D_t=100mm$,
- Distance relative entre les trous $m=1m$
- Distance moyenne entre les extrémités des trous $a_{ext}=2.6m$
- Dimension de l'ouvrage (galerie) de forage $b=2,2m$ et $h=2,5m$
- Distance moyenne conventionnelle entre les trous $a_{conv}=1.6m$,

SOLUTION

1/ ligne de moindre résistance « W_r », en mètres.

$$W_r = 1,92m$$

2/ Distance maximale entre les charges d'explosifs dans les trous profonds. « a_{ch} »

$$a_{ch}=0,86 \text{ mètres.}$$

3/ Le nombre de trous en éventail « N_{tr} »

$$N_{tr} = 19 \text{ trous.}$$

4/ Quantité du minerai à abattre en masse lors de l'abattage d'une tranche

$$V= 1075,77 \text{ (tonnes)}$$

5/ la quantité de minerai abattu en masse par 1m de trou profond. « Q_{1m} »

$$Q_{1m}= 9,20t/m.$$

6/ la longueur totale des trous profond dans une tranche « $\sum l_{tr}$ »

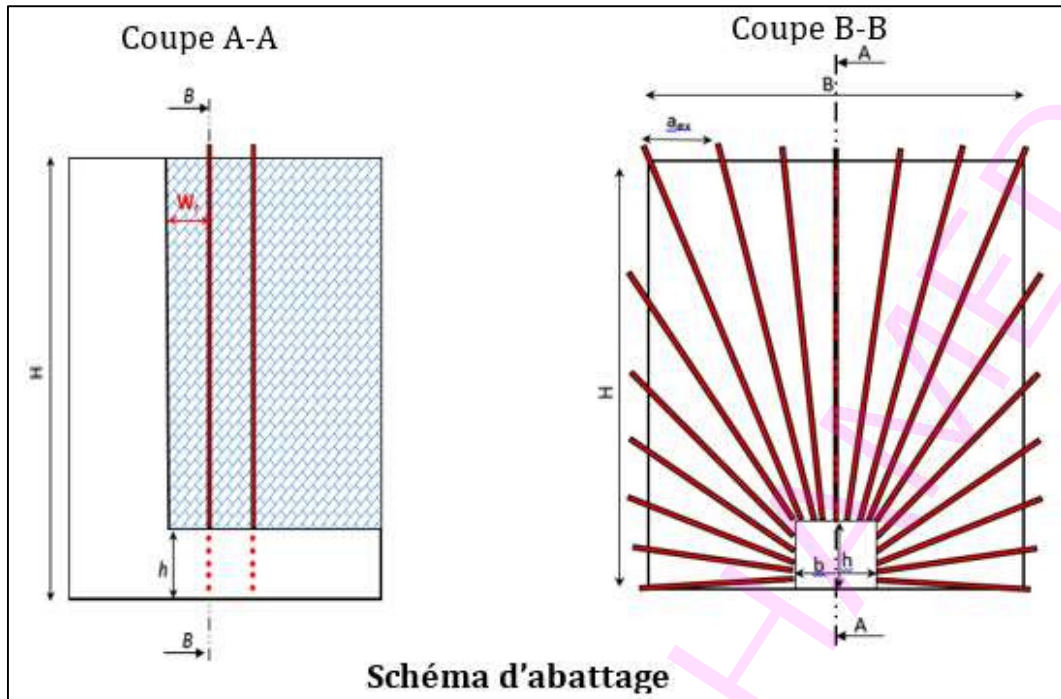
$$\sum l_{tr} = 116,93 \text{ mètres}$$

7/ la charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche « Q_{tot} »

$$Q_{tot} = 584,65 \text{ kg.}$$

8/ la consommation spécifique d'explosif précisée « q_{exp}^* »

$$q_{exp}^* = 0.53 \text{ (kg/t)} \text{ ou } q_{exp}^* = 1,41 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$



Dr. FREDJ MOHAMED

1.3.4. Calcul des paramètres d’abattage par trous profonds en parallèles

Le calcul des paramètres d’abattage par trous profonds en parallèles est basé sur le même principe que celui des trous profonds en éventail.

1/ **Consommation spécifique d’explosif « q_{exp} », en kg/m^3 ,**

On la prend d’après la relation, $q_{exp}=f(f)$ (tableau 2.5)

Tableau 2.5. Influence de la dureté du minerai sur la consommation spécifique d’explosif.

Dureté du minerai, (f)	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Consommation spécifique d’explosif, q_{exp} en kg/m^3	0,7	0,8	0,9	0,95	1.05	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,8	1,95	2.2	2,4	2.6	2.9

2/ **Distance moyenne conventionnelle entre les trous profonds parallèle dans une rangée « a_{conv} », en mètres.** On la fixe d’après la relation $a_{conv}=f(f, D_t)$, (Fig. 2.6)

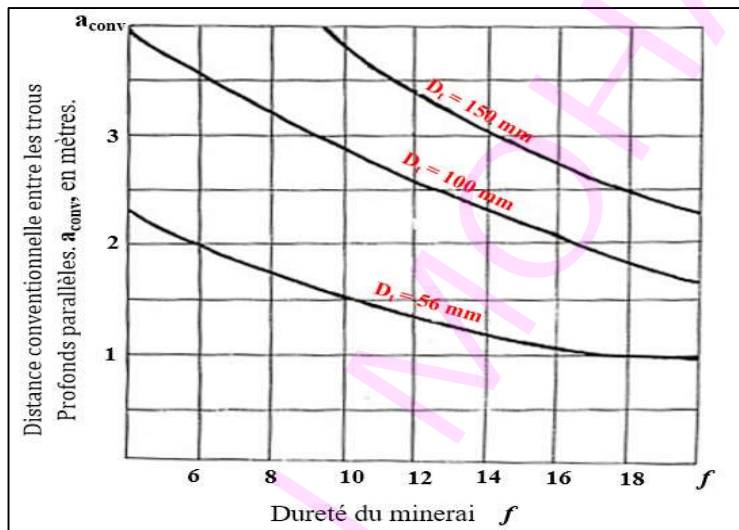


Figure 2.6. Influence de la dureté du minerai f et du diamètre des trous D_t profonds parallèles sur la distance conventionnelle entre eux a_{conv}

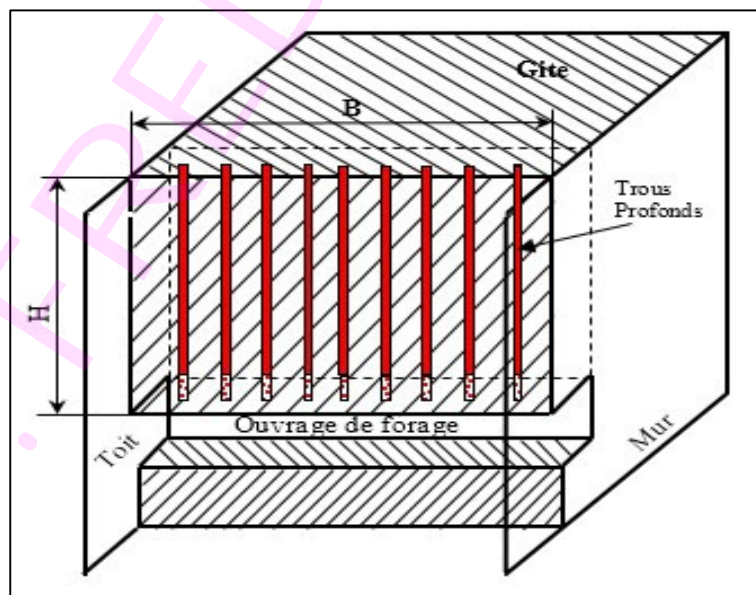


Figure 2.7. Schéma du chantier d’abattage par trous profonds parallèles

3/ ligne de moindre résistance « W_r » est déterminée par la formule suivante :

$$W_r = \sqrt{\frac{\pi D_t^2}{4} \cdot \Delta \cdot K_{ch} / m \cdot q_{exp} \cdot \lambda'} \quad (m) \quad (2.15)$$

Ou :

D_t - diamètre des trous profonds en parallèle, en mètre.

Δ : densité de l'explosif, en kg/m^3 . $\Delta=900$ à $1200kg/m^3$

K_{ch} : coefficient de chargement des trous profond $K_{ch}=0,60$ à $0,80$.

m : distance relative entre les trous, on la prend d'après la dépendance, (Fig. 2.8).

$$m = f(f, D_t)$$

λ : Coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de présence des trous de contour.

$$\lambda = \frac{2.S}{2.S + a_{conv} \sum l_{cont}} \quad (2.16)$$

Ou :

S : surface du front d'abattage, en m^2

$$S = B \cdot H, \quad (m^2) \quad (2.17)$$

B : largeur du front d'abattage, en mètres.

H : hauteur du front d'abattage, en mètres.

$\sum l_{cont}$: Longueur totale des trous profonds de contour (selon le schéma d'abattage figure.2.7), en mètres.

$$\sum l_{cont} = 2 \cdot L_{tr}, \quad (m) \quad (2.18)$$

Ou :

L_{tr} : Longueur de du trou profond parallèle, en mètres.

$$L_{tr} = \frac{H}{\sin \alpha} + l_{ex}, \quad (m) \quad (2.19)$$

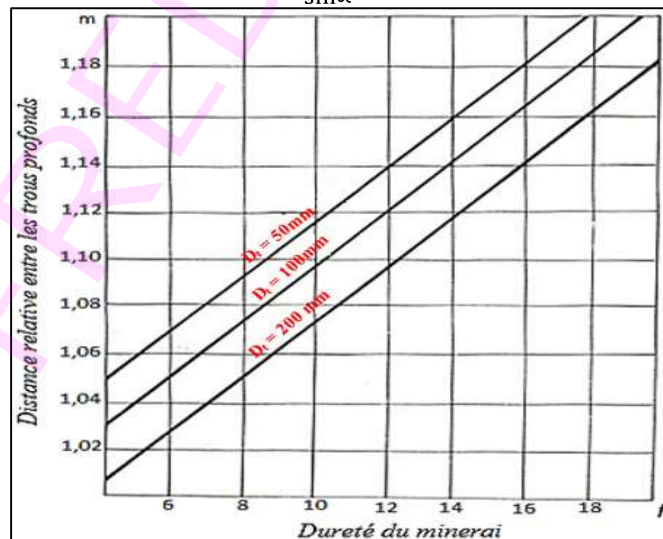


Figure 2.8. Influence de la dureté du minerai f et du diamètre (D_t) des trous profonds parallèles sur la distance relative m entre ces derniers.

4/ Distance entre les trous profonds parallèles « a », en mètres.

$$a = m \cdot W_r, \quad (m) \quad (2.20)$$

5/ Nombre de trous profonds dans une rangée « N_{tr} »

$$N_{tr} = \frac{B}{a} + 1, \quad (trous) \quad (2.21)$$

6/ longueur totale foré des trous profonds dans une rangée « L_{tot} », en mètres

$$L_{tot} = N \cdot L_{tr}, \quad (m) \quad (2.22)$$

7/ la charge totale d'explosif « Q_{tot} », en Kg

$$Q_{tot} = q' \cdot L_{tot}, \quad (kg) \quad (2.23)$$

Ou :

q' : quantité d'explosif dans une mètre de trou (capacité métrique), kg/m

$$q' = \frac{\pi}{4} \cdot D_t^2 \cdot \Delta \cdot K_{ch}, \quad (kg/m)$$

8/ Volume de minerai abattu par un tir « V », en tonnes

$$V = S \cdot W_r \cdot \gamma, \quad (tonnes) \quad (2.24)$$

9/ la consommation spécifique d'explosif précisée « q_{exp}^* »

$$q_{exp}^* = \frac{q \cdot L_{tot}}{S \cdot W_r}, \quad (kg/m^3) \quad \text{ou} \quad q_{exp}^* = \frac{Q_{tot}}{V}, \quad (Kg/tonnes) \quad (2.25)$$

1.3.4.1. EXERCICE

Soit à exploiter un gisement métallifère de forme tabulaire, 20m de puissance, et un angle de pendage de 75°. Le gisement est situé à une profondeur $H_g=600m$. Le minerai est dur et les roches encaissantes sont stables, La méthode d'exploitation appliquée, est celle par chambres vides (sous-niveaux abattus), la masse volumique de minerai en place est égale 2,5 t/m³.

Après la réalisation des ouvrages préparatoires, l'abattage se fait par tir dans des trous profonds en parallèles

➔ Calculer les différents paramètres d'abattage des roches, et faire le schéma du chantier sachant que :

- Consommation spécifique de l'explosif $q_{exp}=1,4Kg/m^3$
- Hauteur du chantier $H_{ch}= 30m$,
- Quantité d'explosif dans 1 mètre de trou : 5kg/m,
- Diamètre des trous $D_t=100mm$,
- Longueur du trou $L_{tr}= 29,5m$
- Distance relative entre les trous $m=1m$
- Distance moyenne conventionnelle entre les trous $a_{conv}=2.6m$,

SOLUTION

1/ ligne de moindre résistance « W_r »

$$W_r = 2 \text{ m}$$

2/ Distance entre les trous profonds parallèles « a », en mètres.

$$a = 2 \text{ m}$$

3/ Nombre de trous profonds dans une rangée « N_{tr} »

$$N_{tr} = 11 \text{ trous}$$

4/ longueur totale foré des trous profonds dans une rangée « L_{tot} », en mètres

$$L_{tot} = 324,5 \text{ m}$$

5/ la charge totale d'explosif « Q_{tot} », en Kg

$$Q_{tot} = 1622,5 \text{ kg}$$

6/ Volume de minerai abattu par un tir « V », en tonnes

$$V = 3000 \text{ tonnes}$$

7/ la consommation spécifique d'explosif précisée « q_{exp}^* »

$$q_{exp}^* = 1,35 \text{ Kg/m}^3$$

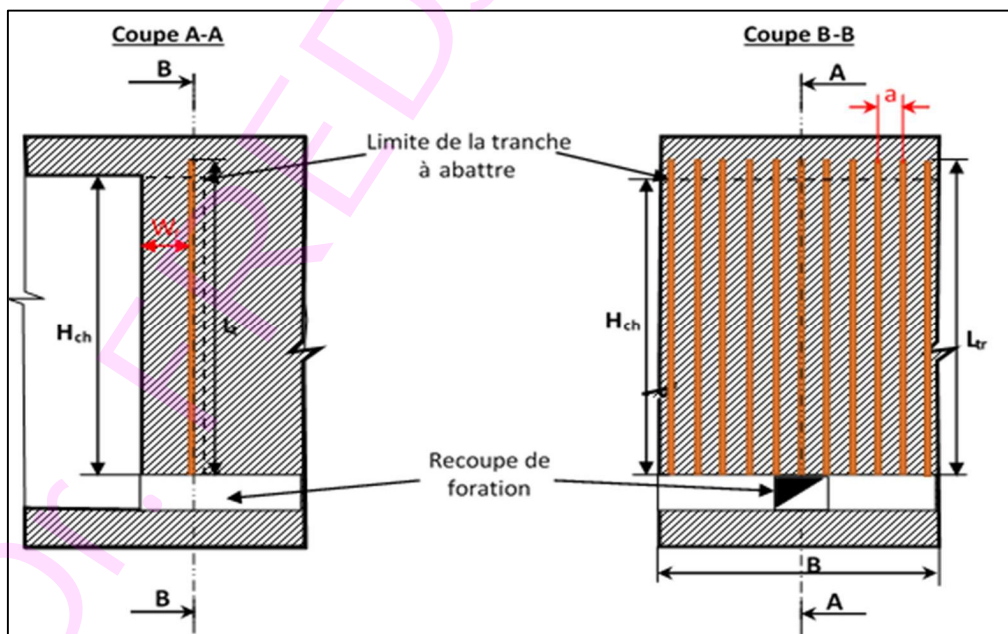


Schéma d'abattage par trous profonds.

1.4. Conditions d'emploi des trous profonds

L'application de l'abattage par tir des trous profonds exige une puissance du gîte supérieur à 5-8 m afin d'éviter les grands pertes et la dilution du minerai, en conséquence, l'abattage inexacte près du contour du gîte.

Les **avantages** de l'application de l'abattage par tir des trous profonds sont les suivants :

- Augmentation du rendement du bloc par h-p à 2-3 fois,
- Réduction de la consommation d'explosif,
- Dégagement des poussières réduit,
- Sécurité de travail plus élevée,
- Possibilité du dépilage sans soutènement artificiel du minerai et de n'importe quelle stabilité.

Aux **inconvenients** on peut rapporter :

- Rendement plus élevé du chantier en gros blocs,
- Conduite des travaux de dépilage inexacte,
- Pertes et dilution du minerai plus élevées,
- Perturbation des piliers de protection et des épontes sous l'effet de l'explosion.

2. Déblocage et Chargement du Minerai

L'évacuation du minerai de la chambre d'abattage vers des points qui aboutissent au niveau de roulage (galerie de roulage) se fait par gravité, par machines mécaniques et parfois manuellement, lorsqu'il est impossible de faire autrement. Lors du déblocage mécanique, le matériel le plus répandu est : Scrapers, chargeuses à pinces et celles à godet, camions-navettes, camions basculants, camions à benne pousseuse, chargeuse à benne. L'opération de déblocage est liée étroitement au soutirage et au chargement du minerai.

2.1. Chargement par gravité

Les exemples d'application de ce principe sont nombreux. Le minerai abattu se déplace sous l'effet de son propre poids dans le chantier d'abattage, dans des cheminées inclinées ou verticales. L'angle de pendage du gîte favorable à la descente de minerai par gravité est supérieur à 45° - 50°. En utilisant des couloirs ou des fouillants on peut le diminuer jusqu'à 30°.

Le principe du déblocage par gravité est donné par la figure 2.9. Le minerai descendu par gravité s'accumule dans des cheminées qui aboutissent à la galerie de roulage. La base de chaque cheminée se termine par trémie, dispositif permettant le chargement du minerai directement en berlines.

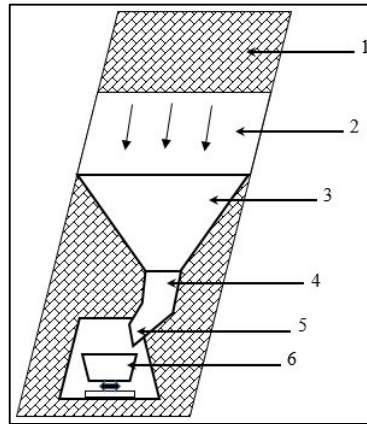


Figure 2.9. Déblocage par gravité

1. minerai en place, 2. chambre d'abattage, 3. entonnoir, 4. Cheminée de soutirage, 5. Trémie, 6. Berline de transport

2.2. Raclage

Le raclage est très répandu dans les mines métalliques. Il consiste à animer d'un mouvement va-et-vient d'un scraper, qui se remplit et déplace sa charge dans un sens seulement. Dans l'autre sens le scraper reste vide.

L'installation de raclage se compose d'un scraper, d'un treuil, des câbles et des poulies. On distingue scraper-caisse qui sert au transport du minerai de petite granulométrie et le scraper-houe pour le minerai dur, lourd et de granulométrie grosse.

La capacité d'un scraper varie de 0.15 à 1.6m³. La puissance de treuil est de 10 à 100kw. La distance de raclage est généralement de 10 à 40m et rarement atteint 80m.

Le rendement technique horaire d'un scraper en m³ peut être déterminé par la formule suivante :

$$R_s^{tec} = \frac{3600.G.K_r}{\frac{L}{V_v} + \frac{L}{V_{ch}} + t_{ch} + t_{déch} + t_m} \quad (m^3/h) \quad (2.26)$$

Où:

G- Capacité du godet du scraper. (m³)

K_r-coefficient de remplissage du godet du scraper

- K_r = 0.7 à 0.8 pour une granulométrie grosse,

- K_r = 0.9 à 1.1 pour une petite granulométrie,

- K_r = 0.5 lors de raclage à partir des excavations préparatoires ;

L –la distance moyenne de raclage, en m ;

V_{ch} et V_v- respectivement la vitesse de déplacement du scraper chargé, et celle à vide, en m/s.

$$V_{ch} = 0,004.P_{sc} + 1,02 \quad (m/s) \quad (2.27)$$

Où ;

P_{sc} – puissance du moteur des installations de scraper, (Kw)

$$V_v = 1,38.V_{ch}, \quad (\text{m/s}) \quad (2.28)$$

t_{ch} - temps de chargement du godet du scraper, (s)

$t_{déch}$ - temps de déchargement du godet du scraper, (s)

t_m - temps morts, tenant compte des pauses pour l'inversion de la marche et des pertes de temps pendant le ralentissement et l'accélération ; on admet de 20 à 40 secondes, suivant la complication des manœuvres aux points terminus.

Le rendement pratique des installations de scraper, peut être déterminée par la méthode suivante :

$$R_s^p = \frac{R_s^{tec} \cdot T_p \cdot K_u}{K_f} \quad (\text{m}^3/\text{p}) \quad (2.29)$$

Où :

K_u -coefficient d'utilisation du scraper pendant le poste ($K_u = 0.3$ à 0.4).

T_p -durée du poste de travail, (h)

K_f -coefficient de foisonnement des roches

Les schémas de raclage sont très variables. En cas d'exploitation des gites pentes le chargement se fait par scraper installé sur un plan se raclage (Fig.2.10)

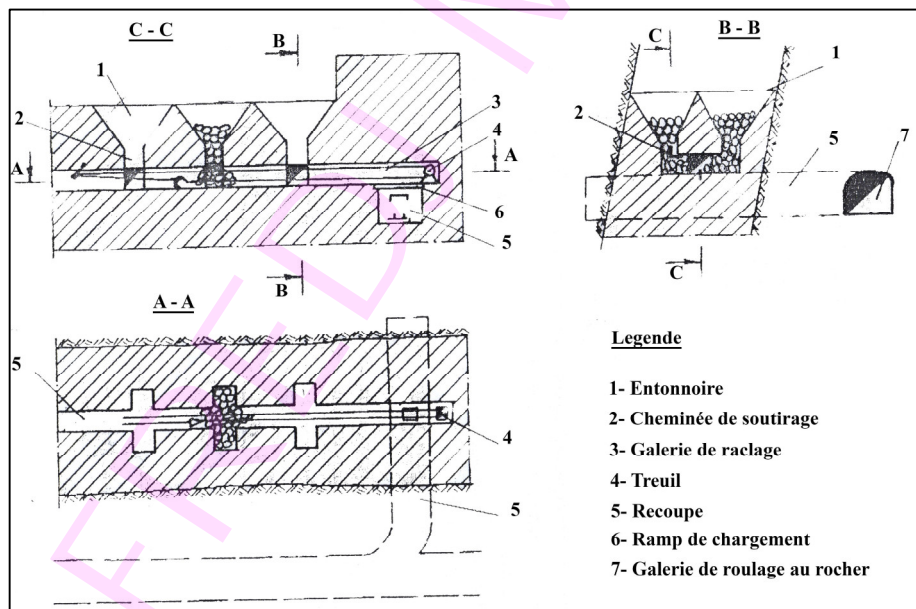


Figure 2.10. Plan de raclage

Entre voie de roulage et le niveau de raclage il y'a une certaine dénivellation permettant le chargement des produits en wagons. Le minerai abattus tombe dans les entonnoirs et, pour par cheminé de soutirage, dans la galerie de raclage.

Les cheminées de soutirage sont débouchées par scraper qui rassemble le minerai vers la rampe de chargement ou vers une courte cheminée à minerai. Cette solution permet de charger le minerai en un point unique.

Le débitage secondaire de gros blocs s'effectue par explosif directement dans la galerie.

Lorsque le chantier a une grande largeur, il est rationnel d'employer le treuil à trois tambours ce qui permet d'atteindre toutes les parties du chantier (Fig.2.11). Par contre le treuil à deux tambours nécessite l'amarrage de la poulie de retour à maintes reprises.

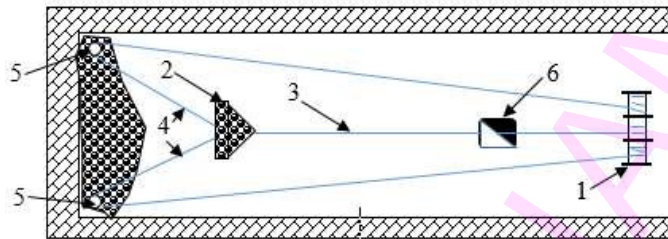


Figure 2.11. Raclage dans une large chambre

1. Treuil à trois tambours, 2. Scraper, 3. Câble, 4. Câbles de retour, 5. Poulies de retour, 6. Cheminée à minerai.

En général, le raclage nécessite une sorte de quai de chargement et un treuil installé stationnairement. Pour éviter cet inconvénient on utilise souvent des estacades de raclage mobile sur pneus ou parfois sur chenilles qui peuvent travailler successivement dans plusieurs chantiers des gisements plats.

Aux *avantages* de l'emploi des installations de scraper, lors du déblocage du minerai, on peut rapporter :

- simple construction, et réduction du coût de l'installation ;
- réduction des dépenses suivant le montage par comparaison aux convoyeurs, et alimentateurs ;
- facilité suivant l'opération de déplacement de l'installation vers d'autres horizons ;
- possibilité de leurs emplois dans des excavations de faibles sections, et différentes conditions géologiques et minière.

Aux *inconvénients* de l'emploi de ces installations, on peut rapporter :

- faible productivité des installations ;
- nécessité de construire beaucoup de cheminées, et d'autres excavations servant pour le déchargement du scraper, ce qui va engendrer l'augmentation des excavations préparatoire et de traçage ;
- travail pénible vis à vie de l'opérateur qui s'occupe de l'installation.

Jusqu'aux années 60, les installations de scraper été pratiquement les seuls moyens de mécanisation, lors de la conduite des travaux miniers, mais après, d'autres moyens plus performant et productif apparaît tel que les engins automoteurs, et les installations stationnaires (convoyeurs, alimentateur), ce qui ne veut pas dire, que les installations de scraper ont disparus de la pratique minière.

2.3. Déblocage du minerai par emploi des engins automoteur.

Les engins automoteurs peuvent être équipés de pneumatique ou bien de chenille, travaillant directement à l'intérieur de l'espace d'exploitation ou bien dans des excavations construite préalablement pour cet effet. Ils peuvent être à énergie diesel, électrique ou bien pneumatique. Lors de l'emploi des engins automoteur à énergie diesel, il se produit un dégagement intensif des gaz qui s'échappe du pot d'échappement de l'engin, ce qui exige une augmentation du volume de l'air frais acheminé vers les chantiers d'abattage. Les engins automoteurs employés, lors du déblocage du minerai peuvent être divisés en trois groupes :

Engins destinés uniquement pour le chargement ; engins destinés pour le déblocage et engins destinés pour le chargement et le déblocage.

Aux engins de chargement se rapportent ; les chargeuses à godet (Fig.2.12) ; les chargeuses à bras ramasseur (Fig.2.13) et les excavateurs souterrains (Fig.2.14)

Aux engins de déblocage, se rapportent les camions et les camions navette (Fig. 2.15).

Aux engins de chargements et de déblocages se rapportent les chargeuses à benne.

Les avantages principaux de l'emploi des engins automoteurs dans la pratique minière, résident dans leurs grandes productivités, simple manœuvre et autonomie.

Les principaux facteurs influant sur la productivité des engins de chargement et de déblocage sont :

Le diamètre admissible des roches abattues ou bien le diamètre moyen, et le taux des hors gabarits, dont leurs degrés de l'influence dépendent des dimensions géométriques du godet ; l'état du tracé des chemins à emprunter dans les excavations de déblocage ; les conditions de chargement, ainsi que le facteur organisationnel.

Les chargeuses à bras ramasseur (Fig.2.13) sont équipées par des convoyeurs et travaillant suivant un régime continu. Suivant le gabarit et la puissance de ces engins, leurs productivités varient de 150 – 1200 t / p.



Figure 2.12. Chargeuse à godet

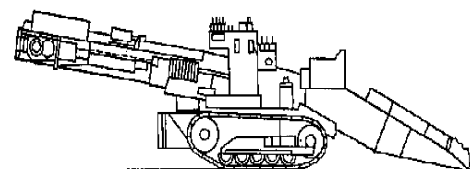


Figure.2.13. Chargeuse à bras ramasseurs.

Les excavateurs souterrains, sont employés pour le chargement du minerai, lors de l'exploitation des gisements faiblement inclinés, dont la hauteur de l'espace d'exploitation est supérieure 4,5 – 5 m. La capacité du godet varie, suivant la puissance, de 1 – 2 m³. Ils se déplacent sur chenille, suivant une énergie électrique (Fig.2.14).

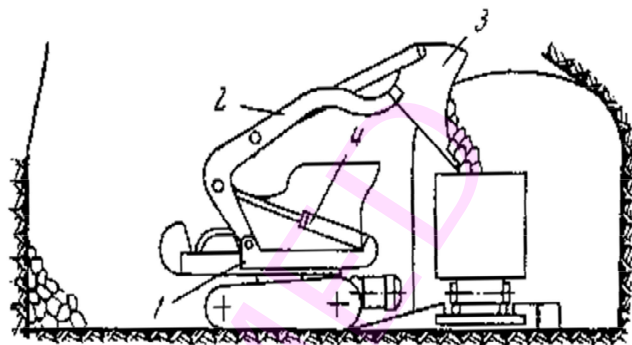


Figure.2.14. Schéma de travail d'un excavateur souterrain.

1. Châssis : 2. Flèche : 3. Godet : 4. Vérins hydrauliques

Le rendement d'exploitation des engins de chargement, peut être déterminé par la méthode suivante :

➤ **Chargeuses à godet et excavateur souterrain.**

1. Rendement technique, m³ / h

$$R_t = (60 * G * K_r) / (T_c * K_f), \text{ m}^3/\text{h} \quad (2.30)$$

Où ;

G : capacité du godet, m³

K_r : coefficient de remplissage du godet :

- si la granulométrie est plus ou moins importante ; → K_r = 0,8 – 1,1
- si le minerai est humide dans son état foisonné ; → K_r = 0,55 – 0,7
- si la granulométrie est plus ou moins faible ; → K_r = 0,55 – 0,75

K_f : coefficient de foisonnement ; K_f = (1,3 à 1,5) ;

T_c : durée d'un cycle, (s)

$$T_c = t_{ch} + t_{déch} + t_s (t_{m.ch} + t_{m.v}), \quad (2.31)$$

Où ;

T : temps de chargement du godet, (s)

t_{déch} : temps de déchargement du godet, (s)

T_s : coefficient tenant compte de la non-uniformité du mouvement (T_s = 1,1)

t_{m.ch} : durée du trajet de la chargeuse chargé, (s)

$$t_{m.ch} = 0,06. L_d / V_{ch}; \quad (2.32)$$

Où ;

L_d : distance de déblocage, m

V_{ch} : vitesse de déplacement de la chargeuse chargé (m / s)

t_{m.v} : durée du trajet de la chargeuse à vide, (s)

$$t_{m.v} = 0,06. L_d / V_v \quad (2.33)$$

Où ;

V_v – vitesse de déplacement de la chargeuse à vide (m / s)

2. Rendement d’exploitation, (m³/ Poste)

$$R_{exp.} = R_t * K_u (T_p - T_{pré}), (m^3/poste). \tag{2.34}$$

Où ;

K_u : coefficient moyen, tenant compte de la capacité d’utilisation de la machine, $K_u = 0,8 - 1$.

T_p : durée d’un poste,

$T_{pré}$: durée des opérations préparatoires, $T_{pré} = 0,7 - 0,8$ h.

➤ **Camion et camion navette**

Les camions sont rationnellement utilisés, lors du déplacement des charges suivant des distances importantes (300 jusqu’à 1000–2500 m). Ils sont employés, en même temps, pour le déblocage, et le transport du minerai jusqu’aux points de déchargement ou bien directement à la surface (ouverture par galerie au jour, et puits incliné) ainsi que l’acheminement des charges directement du front d’abattage jusqu’à l’unité de traitement. La vitesse de déplacement des camions, est supérieur à celle des camions navettes, et peut atteindre 40-45 Km/ h.

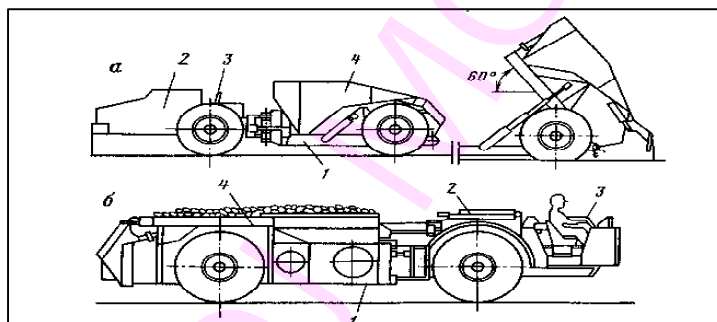


Figure 14. Schéma de travail d’un camion et camion navette.

1. châssis ; 2.moteur ; 3.cabine ; 4.benne

3. Traitement des vides

Au fond, le terrain vierge se trouve sous une contrainte en état d’équilibre naturel. Cette contrainte a pour origine le poids des terrains situés au-dessus. La pression verticale régnante à une certaine profondeur est à peu près égale $P_v = \gamma.H$

Ou :

γ : le poids volumique des roches ;

H : la profondeur

L’exploitation du gisement conduit à la formation des vides ce qui produit une redistribution des tensions autour des ouvrages miniers, des mouvements de terrains, c-à-d, des manifestations de pression. Ainsi, les forces qui se manifeste dans le massifs après avoir creusé des ouvrages et qui provoquent une déformation des roches autour de ces ouvrages nous appellerons pression des terrains.

La grandeur et le caractère de cette pression dépendent de la profondeur du gisement, de propriétés des roches, des conditions minières de l'exploitation, etc.

La pression des terrains se renforce avec la profondeur. A la profondeur de plus de 700-800m les tensions énormes dans les massifs sont souvent l'origine des coups de roche avec projection de grandes masses. Un coup de roche peut renverser le soutènement des ouvrages miniers de former des éboulements considérables.

A l'opposé de la pression, on distingue la tenue en stabilité de terrains. La tenue dépend de la nature du gisement, de la stratification et fissuration des roches, de leur dureté et dans une très large mesure des facteurs technologiques.

Les mines métalliques exploitent généralement des gisements d'origine intrusive. La tenue du minerai et des épontes de ces gisements sont souvent d'excellente qualité et ceci permet de prendre certaines libertés avec le soutènement et même l'annuler parfois totalement.

L'augmentation de la dureté du minerai et des terrains encaissants favorise à leur tenue des ouvrages miniers creusés dans les roches suffisamment dures peuvent rester plusieurs centaines d'années sans soutènement. Par contre, la fissuration naturelle du massif entraîne l'affaiblissement de la tenue. Parmi les facteurs technologiques qui influent sur la tenue de terrains on peut nommez :

- Dimensions des ouvrages, leur formes et disposition réciproque ;
- Délai de l'exploitation du chantier ;
- Mode d'abattage, etc.

La tenue de toit est d'autant mauvaise que les dimensions de l'ouvrage sont plus élevées. Pour cette raison il faut réduire l'espace exploité dans les roches instables. La forme des ouvrages en voute est préférable du point du vue de la tenue de terrains. Notons encore que le toit est d'autant plus stable que le chantier avance plus rapidement et cela pour plusieurs raisons.

La destruction des roches sous l'action de pression se passe peu à peu. D'abord, les déformations produisent des fissures invisibles. Au fur et à mesure que les fissures s'élargissent, les morceaux de roche se détachent et tombent dans l'espace dépilé. Ainsi, un renouvellement opportun du toit est une des conditions de bonne tenue.

Quant au mode d'abattage, il faut souligner que l'abattage par trous profonds conditions un affaiblissement du massif plus grand que l'abattage par trous de mine. Pour éviter les dangers de pression de terrains et protéger l'éboulement du toit on applique dans les mines les mesures suivantes :

- Le foudroyage ;
- L'abandon du massif de minerai ou de roche ;

- L'emmagasinage du minerai abattu ;
- Le remblayage ;
- La mise en place d'un soutènement artificiel.

3.1. Foudroyage

Cette opération consiste à provoquer artificiellement l'effondrement du toit, qui par foisonnement remplit tous les vides. Le foudroyage permet de faciliter l'entretien de l'espace de travail et d'éviter les mouvements brutaux de terrains.

Il s'applique couramment dans les gisements peu pentes, mais il y'a assez d'exemple de son application en dressant. Le foudroyage a ces inconvénients de l'affaissement de la surface qui peut atteindre 90% de la puissance du gîte et la formation de la poussière.

3.2. Abandon du massif

Celui-ci est très employé pour maintenir les terrains autour des excavations préparatoires et des chambres d'exploitation. Le massif du minerai abandonné au cours de l'exploitation s'appelle *pilier ou stot*. Les piliers jouent le rôle du soutènement. L'abandon des piliers est pratiqué ainsi que pour des gisements plats ou moyennement pentes aussi bien que pour des gisements dressants.

On sait que plusieurs méthodes de dépilage des gisements dressants nécessitent l'abandon du pilier au-dessus de la chambre appelé *pilier de couronne*, au-dessus de niveau de base dit *stot de niveau de base* et du pilier entre les chambres. On abandonne des piliers définitivement ou on récupère après le dépilage de la chambre.

3.3. Emmagasinage du minerai abattu.

Cette opération consiste à laisser provisoirement une partie du minerai abattu dans la chambre pour maintenir dans une certaine mesure les épontes et pour servir en même temps de plancher de travail. Il est évident que le minerai ne doit pas se colmater et l'angle de pendage du gisement au moins 50° - 55° est nécessaire pour le soutirage final du minerai après l'achèvement de la chambre.

3.4. Remblayage

Le remblayage consiste à combler le vide crée par l'exploitation par des pierres spécialement introduites dans la mine ou préparées au fond.

Le remblayage est très couteux, il exige beaucoup de travail et ne s'applique que pour le minerai de grande valeur ou lorsque la surface du sol n'admet pas son affaissement.

4. Soutènement

Dans le cas de terrains difficile, l'espace de travail peut être conservé provisoirement par un soutènement artificiel. Celui-ci est souvent réaliser par simple buttes coincées entre les épontes (gisement de faible puissance), par cadre en bois, par étaçons métallique.

Pour les puissances plus grandes en passe aux cubes de bois de dimensions appropriées. Dans les conditions favorables il est souvent possible d'utiliser le boulonnage. Le soutènement marchant permis par les caractéristiques spéciales des charbonnages est d'un emploi exceptionnel dans les mines métalliques. Plusieurs schémas du soutènement artificiel peuvent être imaginés pour répondre à tous les types de chantiers.

Conclusion

Dans ce chapitre, Les travaux de dépilage présentent l'étape le plus difficile dans l'exploitation des mines souterrain. Une description des opérations des travaux de dépilage, ainsi que le traitement de vide crée par l'exploitation ont été détaillées suivi par des séries d'exercices avec solution.

Dans le chapitre suivant les travaux de fonçage et soutènement des puits seront décrits.

Chapitre III. Fonçage et Soutènement des Puits

Introduction

Dans le domaine minier, le creusement d'un puits est dit fonçage qui est une activité cruciale pour l'exploitation des espaces souterraines, on l'a toujours associé à des fins minières, mais son champ d'application s'est accrue qu'il se voit apparaître maintenant dans les tracés de voies de communications, dans creusement de caverne artificielle pour stockage. Cependant ce n'est pas sans danger, le creusement induit des risques constants d'effondrement ou d'éboulement, du fait des créations de vide nuisant aux conditions d'équilibre du terrain encaissant. En outre, les travaux sont dans la plupart exécutés en aquifère, alors contraint les travailleurs à faire face aux venues d'eau, pire, l'inondation, sans parler des coûts faramineux qui sont à débloquer, pour la réalisation de tel ouvrage souterraine.

Les différentes méthodes pour exécuter ce travail ont évolué au cours des années. Elles ont évidemment été influencées par les progrès technique et technologique. Mais c'est surtout la nature des terrains à creuser et la profondeur à atteindre qui étaient les facteurs déterminants.

Ce chapitre est subdivisé en deux parties. Dans la première partie nous traitons le fonçage des puits ainsi que les différents modes de fonçage et, la deuxième partie est consacrée à la description de soutènement des puits.

Partie 1. Fonçage des puits

Généralité

On appelle fonçage, un creusement en descendant d'une voie verticale (cheminée verticale) à partir de la surface jusqu'à atteindre le gisement que ce soit directement ou indirectement par les travers-bancs. Avant d'aborder directement les travaux de fonçage de puits, il est nécessaire de réaliser des travaux préparatoires.

Le projet principal de création d'une mine doit comprendre un plan d'aménagement de terrain pour les constructions industrielles et d'habitations, les coordonnées, forme et dimensions des puits, les devis et inventaires, les spécifications de l'équipements et le projet d'organisation des travaux.

Dans le projet de fonçage des puits, on doit élaborer un plan de masse des bâtiments permanents et provisoires, de manière que les édifices provisoires ne gênent pas ultérieurement la construction des bâtiments permanents.

1. Travaux Préparatoires

1.1. Travaux Préparatoires Géodésiques

Parmi les travaux géodésiques, précédant le début des constructions, se trouvent :

- Il s'agit de faire un levé topographique avec un écart des courbes de niveau de 0.5m de déviation 150-200m autour du puits et chaque mètre de déviation dans un rayon de 250-500m
- fixation du centre du puits par pose des repères dans les endroits où ils ne peuvent pas être détériorés au cours des travaux pour qu'ils soit toujours possible de trouver le centre du puits.
- tracé des axes principaux du puits.
- détermination et fixation à l'aide de repère d'altitude du niveau de la bouche du puits qui porte habituellement le nom de 0 relatif et à partir duquel on déterminera à l'avenir tous les horizons de travaux.

1.2. Travaux hydrogéologiques

Le but des recherches hydrogéologiques est de préciser les caractères des roches qui seront traversées par le puits, de déterminer les horizons aquifères, Les infiltrations de l'eau dans le puits pendant le fonçage (fissuration, fracture) et, aussi, la composition des eaux souterraines (dans ces buts de recherches on fait un sondage spéciale hydrogéologique de 50-75 mm à une distance maximale de 50-60 m de l'axe de puits).

1.3. Travaux d'analyse de sol

L'examen des sols nécessaire pour déterminer leurs caractéristiques mécaniques et le régime des eaux souterrains est réalisé par la foration de trous ou le fonçage de puits d'essai à faible profondeur.

2. Mode de fonçage des puits.

Le mode de fonçage d'un puits se détermine par les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement. Suivant la stabilité des roches et le degré de saturation en eau, on distingue deux modes de fonçage *traditionnels* et *spéciaux*.

- Les modes classiques (traditionnels) sont employés pour le fonçage dans les roches stables, contenant peu d'eau, c-à-d, quand cette dernière peut être éliminée de la taille vers la surface à l'aide de récipients ou de pompes et quand les parois restent stables, éventuellement, à l'aide d'un soutènement provisoire.

- Les modes spéciaux sont employés pour les roches meubles ou coulant, ou stable, mais fortement fissurés et aquifères (venue d'eau dans la taille 20-30 m³/h et plus).

Les travaux de fonçage par le mode traditionnel se divisent en trois (03) groupes :

- **Les travaux principaux** qui comprennent le fonçage même (extraction de la roche), le soutènement et l'équipement du puits ;
- **Les travaux de service**, comprenant le levage, pompage, ventilation et éclairage ;
- **Les travaux auxiliaires** : Addition de l'eau et de l'énergie, transport du personnel, magasinage, travaux d'entretien.

La méthode classique nous offre (03) gammes de choix pour réaliser un fonçage en fonction de son usage, de sa destination et des moyens que l'on a.

✚ **Méthode successive.**

La méthode consiste à exécuter tous les travaux nécessaires dans un cycle complet avant d'entamer un autre ; cela sous-entend que le revêtement de la partie supérieure devait être achevé, si ce dernier est imploré, avant de creuser la partie au-dessous de la plate-forme.

Ainsi, le fonçage s'exécute de la bouche du puits jusqu'à l'assise, durant lequel plusieurs opérations se succèdent et peuvent varier d'une volée à l'autre compte tenu de la diversité des formations traversées.

Afin d'assurer la protection du personnel pendant le creusement, une deuxième plateforme est bâtie à environ 4m de cette première. Le revêtement s'adoucit voir même inexistant au fur et à mesure de l'avancement du creusement.

✚ **Méthode simultanée**

La méthode simultanée comme son nom l'indique, désigne l'exécution du soutènement définitif au fur et à mesure que le travail de fonçage avance ce qui est contraire aux autres méthodes.

Ainsi, la réalisation d'une telle opération se fait avec usage d'un dispositif particulier qui est le 'coffrage glissant'.

✚ **Méthode parallèle**

Cette méthode consiste à creuser un tronçon de 40 à 45 mètres. Pour se faire, on aura deux chantiers :

- *premier chantier* : c'est le tronçon inférieur servant pour le soutènement provisoire avant d'être soutenu définitivement ultérieurement.
- *deuxième chantier* : c'est le tronçon supérieur. Une deuxième équipe pose le soutènement définitif (généralement du béton ou un voussoir).

3. Organisation des travaux pendant le fonçage

Les travaux de fonçage du puits sont exécutés en continu pendant toute l'année. Ils peuvent être divisés en 3 stades :

- ➔ fonçage proprement dit
- ➔ le soutènement
- ➔ l'armement du puits

Dans le puits à section rectangulaire avec le boisage tous ces travaux sont réalisés simultanément tandis que les puits à section circulaire avec un soutènement maçonné. Ils sont exécutés soit successivement, soit simultanément (parallèlement).

Les travaux de fonçage peuvent être subdivisés en opérations successives suivantes :

- Foration des trous de mines dans la taille.
- Chargement des trous à l'explosif.
- Tir des mines (électrique)
- Aération et mise de la taille en état de sécurité après le tir.
- Chargement du déblai.
- Construction du soutènement provisoire.
- Construction du soutènement définitif.
- Opérations auxiliaires nécessaires à l'exécution des processus principaux.

Ces opérations représentent un cycle total des travaux de fonçage chaque fois après son achèvement, le chantier de fonçage du puits descend à une profondeur correspondant à la longueur utile des trous de mine, soit de 0.8 à 0.9 de leur longueur totale et les travaux recommencent dans le même ordre.

4. Fonçage spécial

Dans des situations particulièrement difficiles que l'on a des conditions hydrogéologiques difficiles (terrains aquifères et inconsistants), on emploie des méthodes de fonçage spéciales (ou particulières), en principe, les cas difficiles de fonçage peuvent être séparés en 2 groupes :

- Fonçage en roche dures mais fortement poreuses très fissurées contenant de grandes quantités d'eau ;
- Fonçage en terrain éboulés, saturés d'eau (terrain coulants).

Les cas les plus difficiles sont ceux où l'eau se trouve dans un terrain sous forte pression, toutes les méthodes spéciales de fonçage connus peuvent être séparées en 3 groupes :

- a) **Protection du chantier du puits** : roches éboulées et les eaux à l'aide de cuvelage spéciaux précédent le chantier par exemple : le palplanchage, trousse coupante, fonçage à l'air comprimé.

- b) *L'assèchement provisoire* : de l'endroit où doit passer le puits par exemple : tamponnement des roches, par congélation artificielle, consolidation chimique des sols et par abaissement artificielle du niveau des eaux souterraines.
- c) *Forage des puits de mine* : dans les roches dures et aquifères on peut employer donc le tamponnement, le fonçage à l'air comprimé, la congélation, l'abaissement des eaux souterraines, mais la méthode principale de fonçage dans les terrains coulants on emploie toutes les méthodes sauf le tamponnement.

4.1. Le Palplanchage

Il est employé dans le cas d'un fonçage de puits à travers une couche de terrain peu profond de terrains éboulés ou coulants de faible puissance. A cet effet, dans les roches inconsistantes et suivant le contour du puits on enfonce des palplanches en bois ou en métal dont la juxtaposition parfaite est obtenue grâce au profil des joints.

Les palplanches en bois sont habituellement des planches de sapin ou de chêne de longueur de 2 à 6m d'épaisseur 5 à 10cm de largeur 15 à 20cm. On commence à les enfoncer à une distance de 1 à 1.5m avant les terrains meubles pour les orienter et prévenir leur déplacement vers l'intérieur du puits on dispose des cadres de base et des cadres directeurs.

Les palplanches sont enfoncées verticalement ou inclinées, au fur et à mesure du palplanchage on installe le cuvelage définitif constitué en éléments de maçonnerie. Pour le palplanchage métallique on utilise des palplanches en acier laminé en profil spécial.

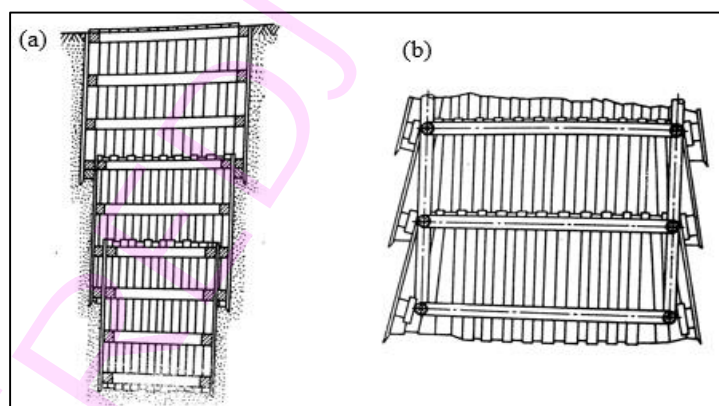


Figure 1. Fonçage d'un puits vertical avec palplanchage en bois,
a) Palplanchage vertical, b) Palplanchage inclinée

Le palplanchage en bois est une vieille méthode peu sûre qui exige une main d'œuvre très qualifiée, elle n'est pratiquée que pour des couches de terrains éboulés < 2m et en absence de sous pression.

Les palplanches métalliques peuvent être appliquées dans les terrains meubles de plus grande puissance (8 à 12m). L'enfoncement des palplanches métalliques est plus pratiqué dans

le fonçage de puits circulaire. Elles sont enfoncées à l'aide de moutons à vapeur ou de vibreurs. L'extraction des déblais est faite après le placement des palplanches après l'arrivée dans la couche sous-jacents à une profondeur de 2m ou pratique une roulisse et on construit un cuvelage définitif en maçonnerie, les palplanches ne sont pas extraites.

4.2. Le fonçage avec tamponnement des roches

Dans les cas des roches fortement fissurées et aquifères dans lesquelles le fonçage est difficile, on remplit les fissures et les pores par une solution de ciment ou avec du bitume formant un précipité solide (tamponnement des roches). Ce procédé de protection de l'ouvrage contre la venue des eaux porte le nom de *tamponnement* et, en fonction du matériau de remplissage, s'appelle soit *cimentation*, soit *bitumage*.

Après la prise du ciment la roche fissurée se transforme en un bloc monolithe et l'on peut procéder au fonçage sans risque de l'inondation.

Lorsqu'on ait en surface (au début de fonçage) et on attend à ce qu'il ait des roches fissurées avec des venues d'eau, on fore à partir de la surface un certain nombre des trous de 8 à 12 avec un diamètre de 100mm autour du puits. Ceci sont forées sur toute la distance de la couche fissurée, ensuite on injecte le mortier du ciment à prise rapide après un moment on retire les tubes et on commence le fonçage ordinaire à l'aide du marteau piqueur.

Dans ce cas on fait la foration d'un certain nombre de trous de l'ordre de 16 à 30, mais de diamètre très petit (50mm environ) de 12 à 12m de longueur. Dans ce cas on donne aux trous des inclinaisons tangentiels pour une meilleure traversée des fissures et radiales pour la prise du ciment d'un plus grand volume au tour du puits.

4.3. Le fonçage par abaissement artificielle des eaux souterraines

Cette méthode consiste à forer une rangée de trous autour de l'emplacement du puits choisi pour être asséchés (en particulier autour d'un futur puits) et à aspirer l'eau contenue dans les terrains aquifères à l'aide de pompes spéciales. Le résultat de ce pompage a pour effet de créer une zone de dépression à l'intérieur de laquelle les roches se trouve asséchés, on peut alors foncer dans cette zone sans risquer de tomber sur de grandes venues d'eau par la suite on utilise un pompage avec cuvelage à palplanche métallique sur une profondeur plus ou moins acceptable, mais en grandes profondeurs c'est avec des voussoirs métalliques, on emploi alors des pompes centrifuges.

4.4. Le fonçage des puits avec congélation des roches

Cette méthode consiste à congeler artificiellement les eaux dans les roches autour de l'endroit choisi pour le fonçage du puits, à la suite de quoi on obtient un cylindre fermé de glace souterraine dans lequel on peut, par la suite, pratiquer le fonçage ordinaire.

Pour la congélation des roches autour du puits, on fore des trous d'une profondeur légèrement supérieure à la profondeur de congélation projetée.

Partie 2. Soutènement des puits

Généralité

Les puits sont rarement creusés directement dans le rocher. Pour assurer la stabilité et éventuellement l'imperméabilité de l'ouvrage, pendant et après l'exploitation, un renforcement des parois est nécessaire. Le revêtement confère un soutènement pour les terrains les moins résistants et une étanchéité dans les niveaux aquifères.

Les soutènements les plus communément utilisés sont :

- De la maçonnerie ou des briques ;
- Du béton ;
- De la fonte pour étanchéifier des niveaux aquifère (cuvelage) ;
- Du bois, aussi utilisé dans les puits les plus anciens pour la partie du puits à étanchéifier.

Un soutènement en bon état aide à la mise en sécurité du puits. Par exemple, le cuvelage en fonte est un matériau très résistant. Il serrement en béton ou comme surface d'appui pour les bouchons autoportants quand la surface de contact béton-revêtement est propre. Par contre, un mauvais état du revêtement peut mettre en cause l'efficacité du traitement. Le bois par exemple se dégrade avec le temps. Dans ces cas, il est préférable de retirer le soutènement, car il peut entrainer des problèmes soit pour le remblayage (risque de création de voûtes), soit pour l'appui des structures en béton (non acceptable comme surface de contact ou comme support).

1. Le soutènement par boisage

Ce type est utilisé seulement dans les puits rectangulaires, on utilisant comme type de bois (chêne, pin, mélèze). Suivant la stabilité de la roche traversée par le puits on installe les cadres les uns par les autres ou bien par intervalles de 0.75 à 1m. Pour les roches peu stables on à faire un boisage à cadres jointifs, les cadres sont posés les uns sur les autres. Pour les roches plus stables on a à faire à un boisage à cadres espacés.

1.1. L'opération du boisage

L'opération de mise en place du cadre d'appui (côté court) préparés en bois solides avec des extrémités saillants sur le côté courts du cadre. Pendant l'installation du soutènement à cadre espacés, l'espace entre les cadres successives. On place des palplanches serrées solidement entre les cadres. Au fur et à mesure de l'installation du soutènement on effectue le renforcement du puits c-à-d la mise en place des longrines (les madriers longitudinaux installées contre les côtés long du cadre pour fixer les moises ; les longrines et les moises assurent une solidité plus grande du puits), ensuite l'installation des planchers d'échelles et échelles.

La détermination des dimensions de soutènement pour la construction des cadres est effectuée d'après les côtés courts du cadre car le côté long quoi que subissant une charge plus élevée possédant des appuis intermédiaires sous forme de longrines et moises. Pour déterminer les dimensions transversales du bois de soutènement il est nécessaire de connaître la pression des terrains « p », la distance « a » entre les axes des cadres et la longueur du côté court « l ».

➔ Pour le boisage à cadres jointifs :

$$d = 1.12l \sqrt{\frac{p}{k_{flex}}}, \text{ cm} \quad (3.1)$$

➔ Pour le boisage à cadres espacés :

$$d = 0.8 \sqrt[3]{\frac{apl^2}{k_{flex}}}, \text{ cm} \quad (3.2)$$

Ou,

a : distance entre les cadres ; l : longueur du côté court ; k_{flex} : résistance à la flexion ;

P : pression des terrains ; d : diamètre du bois de soutènement.

2. Le soutènement en maçonnerie

L'épaisseur du soutènement en maçonnerie pour les puits à section circulaire est déterminée par la formule suivante :

$$d = R \left(\sqrt{\frac{k}{k-2p}} - 1 \right), \text{ cm} \quad (3.3)$$

Ou,

R : rayon de la section libre du puits, en m ;

k : résistance du matériau de soutènement (Kg/cm^2).

P : pression sur le soutènement du puits (Kg/cm^2).

Lors des travaux suivant le schéma en série, le soutènement est érigé par section de bas vers le haut. Le passage des travaux de fonçage aux travaux de soutènement est, dans ce cas, plus compliqué que lors du boisage. Pour cette raison, la longueur des tronçons de soutènement

est augmenté de 30 à 50m et parfois plus. A cause du danger que représentent ces tronçons importants non soutenus, on construit pendant le fonçage un soutènement provisoire qui suit la taille à une distance inférieure à 2m.

Le soutènement provisoire est composé d'anneaux en acier et constitué de 4 ou 6 éléments en fonction de diamètre de puits facilitant ainsi leur descente et leurs installations dans le chantier de creusement. Les anneaux de soutènement provisoire sont suspendu l'un à l'autre, pour leurs installations dans le puits à l'aide de crochets spéciaux de 1m de longueur. Après la suspension des anneaux les parois du puits sont garnis de palplanches entre les anneaux et la roche.

Lorsqu'on monte le soutènement définitif on enlève progressivement les anneaux de soutènement provisoire, avec des roches faibles il est impossible d'enlever ces anneaux et ils restent dans le soutènement définitif.

On commence la construction du soutènement définitif en maçonnerie par l'installation d'une *roulisse* (l'emplacement est choisi autant que possible dans une roche dure ou stable), le montage du soutènement en maçonnerie des briques ou pierres de béton se fait au mortier du ciment. Le soutènement définitif est érigé à partir d'un plancher suspendu dont le levage et la descente sont réalisés à l'aide d'un treuil à marche lente installé au jour.

Pour les travaux de soutènement en *béton*, on utilise des *gabarits* préparés d'après la forme de la section du puits soit en bois, soit en métal ; les gabarits métalliques (coffrage) sont composés d'une carcasse métallique revêtus de tôle d'acier. Les éléments du béton composé de 4 à 6 éléments amovibles. La hauteur d'un gabarit est 1 à 1.5m, le premier élément est installé sur un plancher en bois placés dans la taille avant l'installation d'un sabot d'appui et tous les suivants sont placés l'un sur l'autre, par des boulons. Par la suite, entre ces gabarits et les parois de puits on met du béton liquide que l'on tasse avec des *dames pneumatiques* ou vibreurs.

3. Le soutènement par les voussoirs du cuvelage (métallique ou en béton armé)

Le soutènement en *élément de cuvelage* (le plus résistant) peut être érigé de bas en haut ou de haut en bas. Dans le dernier cas avec le schéma parallèle de l'organisation des travaux, on peut placer les éléments à une certaine distance du front à partir d'un plancher suspendu ou directement dans le front, après l'enlèvement de déblais. Dans ce cas, le soutènement suit le front d'une distance de 1 à 2m seulement, supprimant ainsi le soutènement provisoire.

Les voussoirs sont fabriqués suivant des sections types du puits ; ils peuvent être lisses ou côtelés. Pour le montage d'un anneau complet il faut 7 voussoir, ils sont fixés à l'aide des

boulonnes. Si l'on désire d'obtenir un cuvelage parfaitement étanche, tous les joints entre les voussoirs sont rejointoyés au mortier de ciment foisonnant.

Conclusion

Les travaux de fonçage d'un puits n'est pas une activité facile à faire. Cette activité cruciale nécessite une bonne organisation de travail incluant la maîtrise du temps, la connaissance en ce domaine et la minimisation du coût afin de le maîtriser théoriquement pour être réalisé correctement. Dans le chapitre suivant les méthodes d'exploitations souterraines seront décrites.

Dr. FREDJ MOHAMMED

Chapitre IV. Méthodes d'exploitation souterraine

Introduction

Après la mise en découverte du gisement, l'ordre établi de la conduite des travaux préparatoires, de traçage et d'abattage, dans les conditions naturelles d'un gisement donné, suivant la variation et le développement des engins d'extraction d'un minerai et de l'organisation des travaux s'appelle *méthode d'exploitation*.

On doit considérer une *méthode d'exploitation rationnelle* de manière qu'au cours des travaux elle satisfasse aux conditions fondamentales suivantes :

- ❖ Sécurité des travaux ;
- ❖ Extraction maximale du minerai ;
- ❖ Minimum des ouvrages préparatoires ;
- ❖ Prix de revient minimum pour le maximum de rendement des travaux ; et
- ❖ Pertes minimales du minerai.

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

- ✓ La forme de gite ;
- ✓ Les dimensions du gite (puissance, dimensions comptées en direction et au pendage) ;
- ✓ Les propriétés des minerais et des roches avoisinantes en ce qui concerne la stabilité, le caractère de leur effondrement, le tassement après effondrement, etc.
- ✓ La répartition des teneurs en métal dans le gite.

Lorsque on exploite les gites métallifères, suivant les conditions de gisement et le caractère des terrains sus-jacents et du minerai, on emploie pour soutenir les chantiers :

- L'abandon de massif (pilier ou stot) de minerai ou de roches ;
- La mise en place d'un soutènement artificiel ;
- Le remblayage ;
- L'emmagasiner du minerai, c-à-d qu'on laisse provisoirement le minerai abattu dans le chantier pour maintenir les roches encaissantes.

Les méthodes d'exploitation souterraine des gites métallifères peuvent être classées de la manière suivante :

- 1) Méthode d'exploitation par chambres-magasins ;
- 2) Méthode d'exploitation par chambres vides ;
- 3) Méthode d'exploitation par chambres foudroyées ;

- 4) Méthode d'exploitation par chambres boisées ou charpentées ;
- 5) Méthode d'exploitation par chambres remblayées ;

1. Méthodes d'Exploitation par Chambres Magasins

Dans ces méthodes, l'exploitation se fait par chambres, du bas vers le haut. La méthode d'exploitation par chambres magasins convient à l'exploitation de gisements fortement pentus inclus dans un massif rocheux dont la stabilité est bonne à moyenne. La particularité de ces méthodes réside dans le fait que le minerai brut est emmagasine dans le chantier pour assurer (l'assurance) le soutènement de celui-ci jusqu'à l'achèvement du bloc, ce qui fait on enlève que le foisonnement durant toute la période d'abatage, en procédant par soutirage depuis la galerie de base.

1.1. Paramètres d'application de la méthode

En général, la méthode ne s'applique que pour des gisements dressant ($> 45^\circ$) avec des limites régulières. Le minerai et les roches encaissantes devraient être solide (stable) et le minerai ne devrait pas être affecté par le stockage (non oxydant, un minerai qui ne s'accroche pas ou ne colle pas et qui ne brûle pas spontanément).

Résumé des paramètres d'application de la méthode à un corps de minerai particulier (Hartman, H.L. and Mutmansky, J.M (2002)) :

- *Caractéristiques du minerai* : Le minerai doit être solide et non oxydant, ne pas s'accumuler ni se coller, ni brûler spontanément.
- *Caractéristiques de la roche encaissant* : Les roches encaissantes doivent être caractérisées par des murs moyennement résistants (sans d'argile ou de structures géologiques comme les failles, les joints, etc).
- *La forme de gisement* : n'importe quelle forme, mais il doit avoir des limites uniformes et définitives.
- *Pendage* : Le pendage de gisement doit être supérieur à l'angle de repos (angle naturel) ($> 45^\circ$) et de préférence plus raide que 50° .
- *Dimension de gisement* : gisement de puissance (mince, moyenne et puissant) étroite et modérée et n'importe quelle longueur et hauteur.
- *Classe de minerai* : La teneur de minerai devrait être modérée à élever.

1.2. Paramètres principaux du bloc (fig.4.1)

Hauteur de l'étage	« H » varié de 50 à 60m
Longueur du bloc	« L » varié de 30 à 100m
Épaisseur de stot de base	« E » varié de 04 à 08m

Longueur des enlevures

« l » varié de 10 à 12m

Distance entre les cheminées de soutirage

« d » varié de 04 à 05m.

1.3. Travaux Préparatoires

La galerie de roulage est disposée au milieu du gisement ou près de son mur (Figs 4.1 et 4.2). Les cheminées de bloc à un ou deux compartiments sont généralement soutenues par boisages (poussards). Par fois la méthode nécessite le creusement d'une *cheminée au centre du bloc* (Fig. 4.3), pour faciliter le transport du matériel et d'améliorer l'aéragé du bloc. Les cheminées sont liées à la chambre par de courts passages (niches) distants de 04 à 06 m. A la base de la chambre on abandonne on stot pour protéger les galeries de roulage.

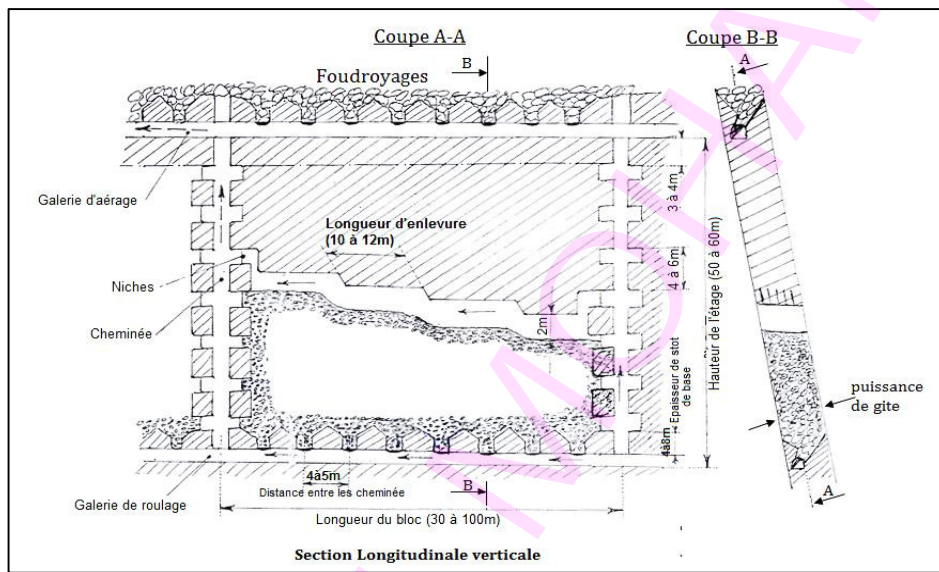


Figure 4.1. Schéma de la méthode d'exploitation par chambres magasins (gisement de puissance moyenne)

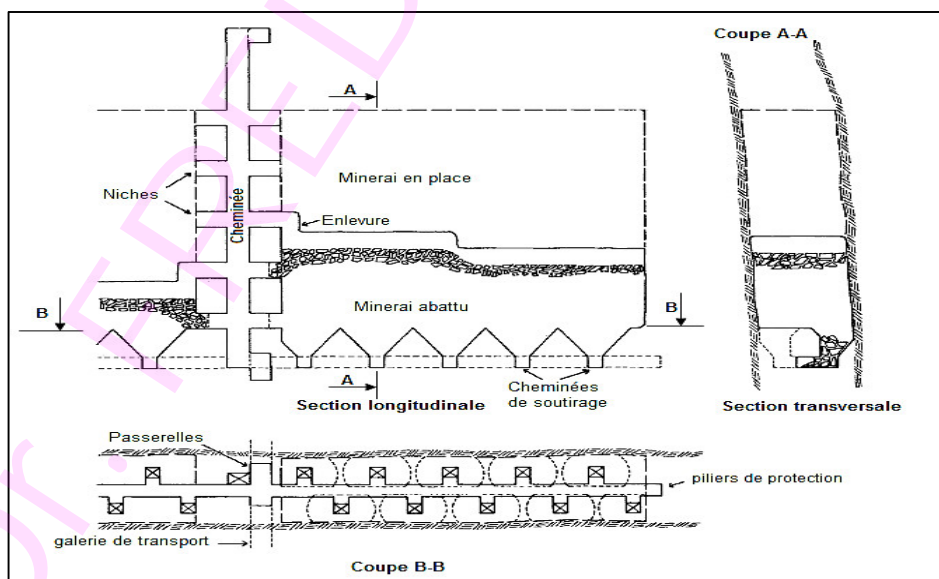


Figure 4.2. Schéma de la méthode d'exploitation par chambres magasins (puissance moyenne)

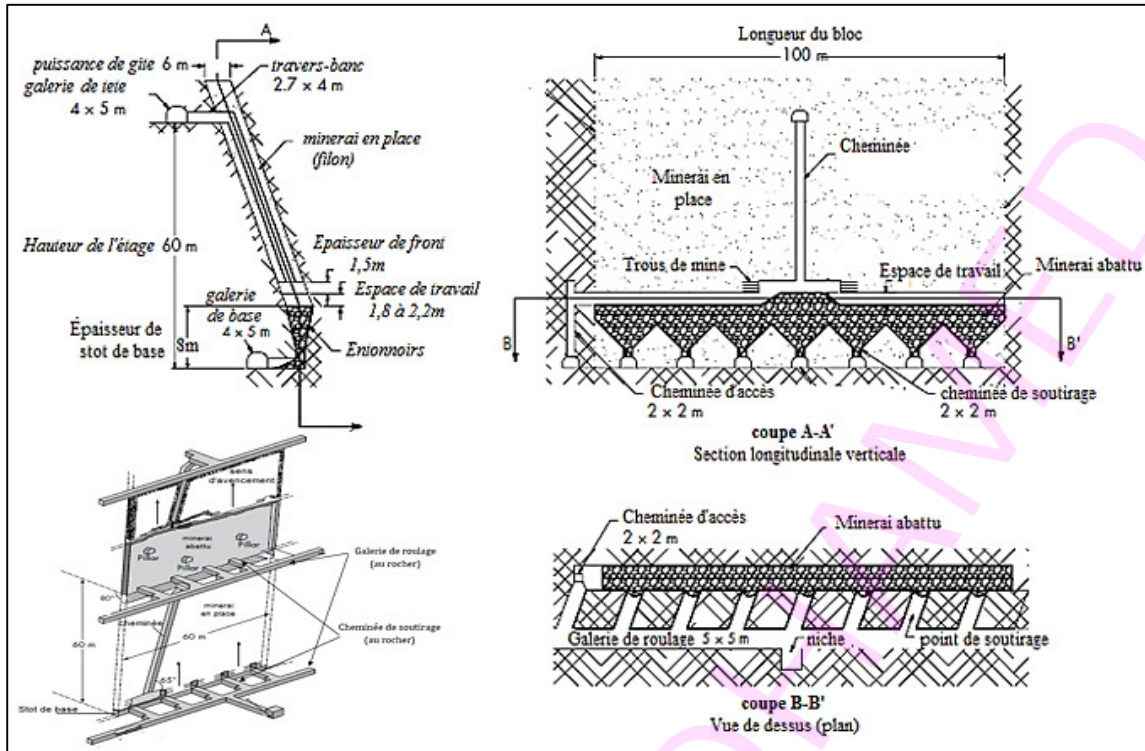


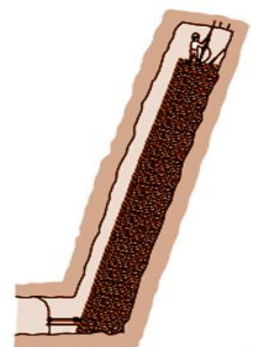
Figure 4.3. Schéma de la méthode d'exploitation par chambres magasins (filons), (Marchand et al. 2001)

1.3.1. 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 sont du creusement manuel, par foration de trous au marteau-perforateur et tir à l'explosif, jusqu'à la foreuse de montage.

1.3.1.1. Le creusement manuel

Le creusement manuel d'une cheminée est un travail difficile et dangereux qui demande beaucoup d'agilité, de force physique et d'endurance. En règle générale, la cheminée est divisée en deux compartiments par une cloison de bois (Fig.4.6). L'un sert de train d'échelle pour accéder au front d'attaque, de passage pour les canalisations d'air, etc. L'autre recueille la roche abattue, qui est utilisée comme plancher de travail pour la foration et le chargement de la volée suivante. La cloison de bois est déplacée au fur et à mesure de l'avancement du front. Il faut, après chaque tir, remonter l'échelle jusqu'au front d'attaque, mettre en place la cloison, forer les trous de mine et les charger. Toutes ces opérations sont exécutées dans un espace exigü et mal aéré, par un mineur seul, puisqu'il n'y a pas de place pour deux. L'industrie cherche des



Creusement manuel

solutions de remplacement moins laborieuses et moins dangereuses au creusement manuel des cheminées.

1.3.1.2. La plate-forme de montage

La plate-forme de montage remplace l'échelle et élimine en grande partie de difficultés du creusement manuel. Il s'agit d'une sorte d'ascenseur qui grimpe dans la cheminée le long d'une crémaillère ancrée dans la roche et qui sert de plancher de travail pour la foration et le chargement des trous de mine. Ce véhicule permet de creuser de très hautes cheminées beaucoup plus sûrement qu'avec la méthode manuelle. Le creusement de cheminées n'en reste pas moins un travail très dangereux.

1.3.1.3. La foreuse de cheminée

La foreuse de cheminée ou foreuse de montage est une machine puissante qui disloque et fragmente le massif. Elle travaille à partir du niveau de tête, en forant d'abord un trou pilote d'environ 300 mm de diamètre aboutissant au niveau de base. L'outil de foration est remplacé par un trépan de diamètre égal à celui que doit avoir la cheminée, et la machine est remise en marche inverse, rappelant le trépan qui agrandit en remontant le trou initial pour donner à la cheminée sa dimension finale.

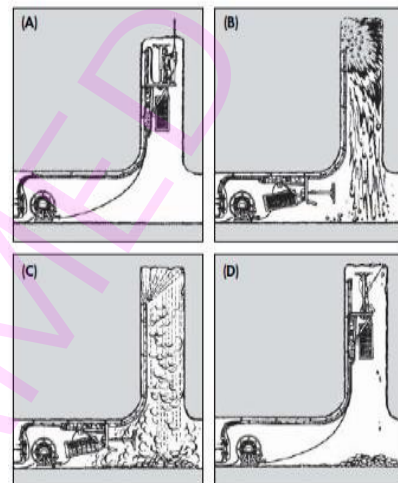
Dans le cas où on exploite des *filons minces* par cette méthode, on ne laisse pas des piliers en minerai entre les chambres ainsi que le stot de niveau de base. Dans ce cas, les *cheminées sont boisées* et les trémies de chargement sont établies dans une couronne artificielle en bois, métal ou en béton pour réduire les pertes en minerai dans les stot de base, on creuse parfois la *galerie de roulage au rocher* tout près du gisement, les *cheminées de soutirage* sont creusées alors dans les stériles (Fig.4.3).

La préparation des blocs nécessite une coupure horizontale et des entonnoirs sur toute la longueur de la chambre.

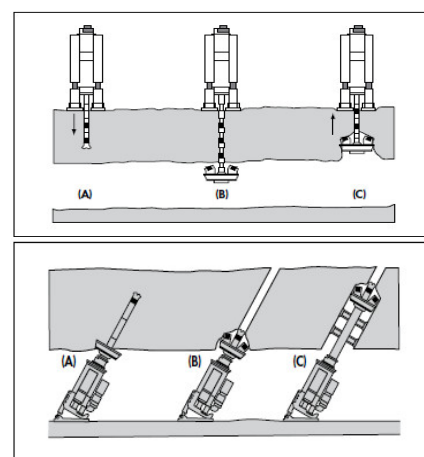
1.4. Travaux de Dépilage

Le dépilage comprend l'abattage, l'emmagasinage du minerai son évacuation partielle, le soutirage final et la récupération des piliers lorsqu'elle est pratiquée.

1) L'abattage dans la chambre est réalisé par des *gradins uniques* de 1,2 à 1,5m d'épaisseur et *gradins renversé* (Fig.4.4). Les gradins sont forés par trous de mine montants ou horizontaux. (utilisé pour les gisements minces et de puissance moyenne).



Creusement sur plate-forme mobile



Foreuse de cheminée

- 2)) Avec abattage du minerai à partir des ouvrages préparatoires. (pour les gisements puissants et très puissants). Les tranches sont forées par trous profonds horizontaux (Fig.4.5).

1.5. Soutirage du Minerai

Le soutirage partiel est réglé de façon à maintenir toujours un espace de travail suffisant entre le front et le minerai abattu (de 1,8 à 2,2m) et que la surface du minerai abattu soit approximativement horizontale. Lorsque l'abatage est terminé dans une chambre, on procède au soutirage complet du minerai. Pour des raisons de sécurité il est strictement interdit d'entre dans la chambre pendant que l'opération de soutirage s'effectue, toute les cheminées doivent être fermé par trappes ou grilles.

Les Avantages :	Les Inconvénients :
- soutirage par gravité.	- Travail intensif, mécanisation limitée.
- faible investissement,	- Conditions de travail difficiles.
- bonne récupération du minerai (75 à 100%) et faible dilution (10 à 25%).	- Le minerai peut colmater, oxyder, ou brûler spontanément dans les entonnoirs.
	- Risque de perte de chantier pendant le soutirage s'il n'est pas correctement contrôlé.
	- Risque d'utiliser le débitage secondaire.

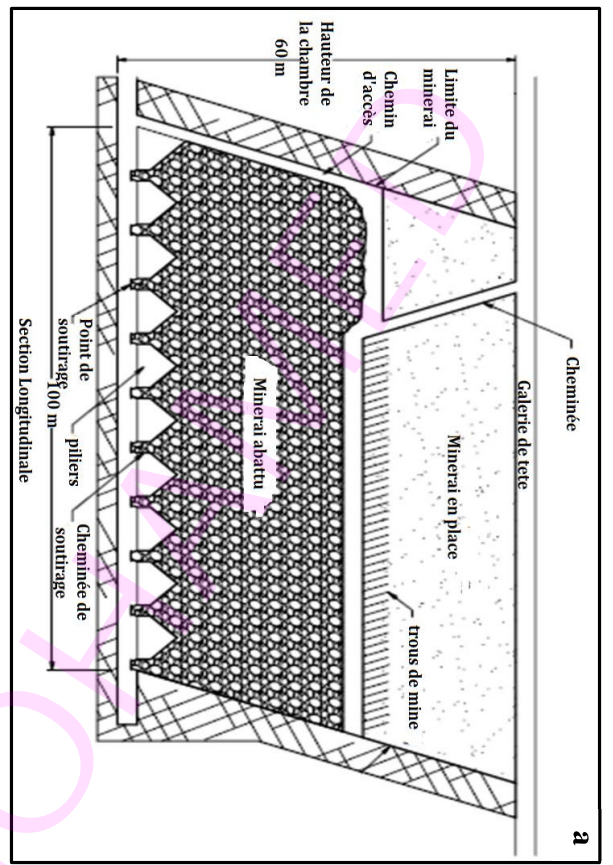


Fig.4.5. Méthode d'exploitation par chambre magasin (Gisement très puissants)

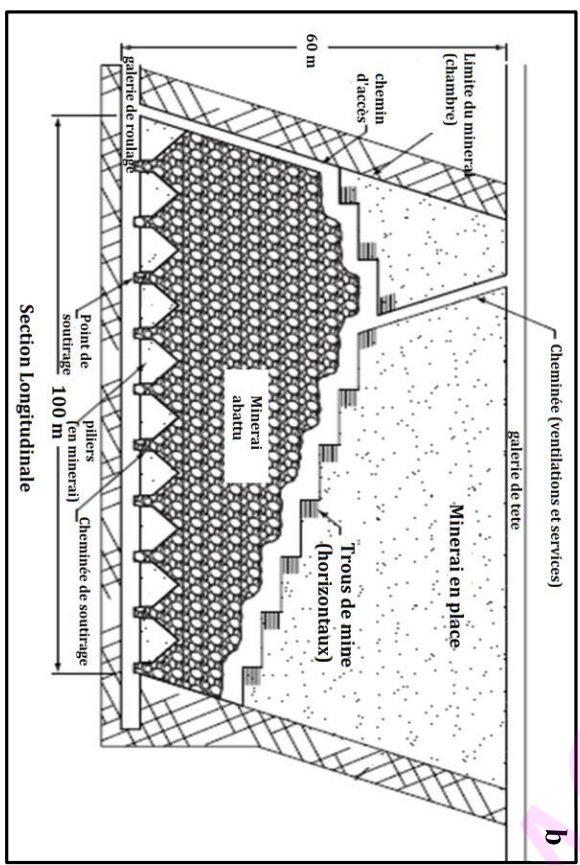


Fig.4.4. Méthode d'exploitation par chambre magasin (a- gradin unique, b- gradins renversé)

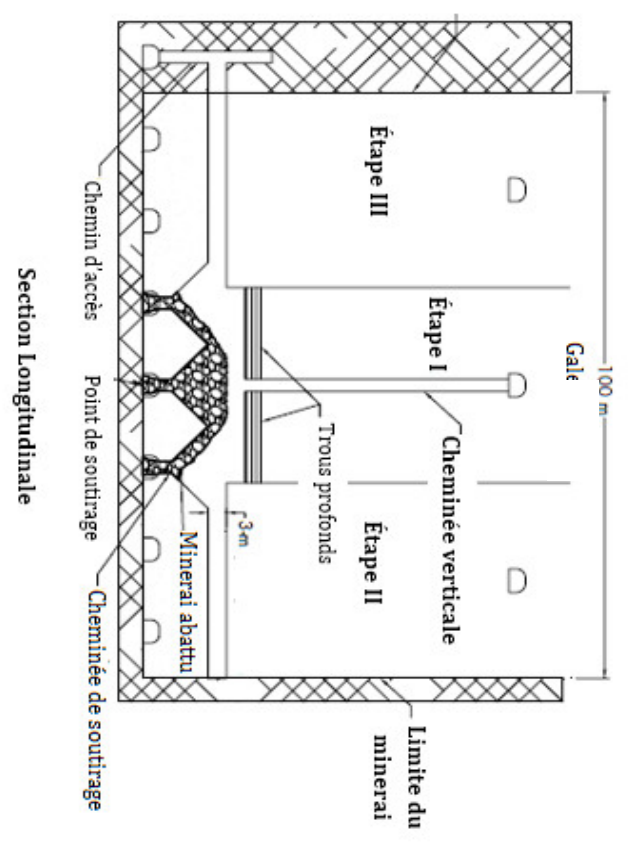
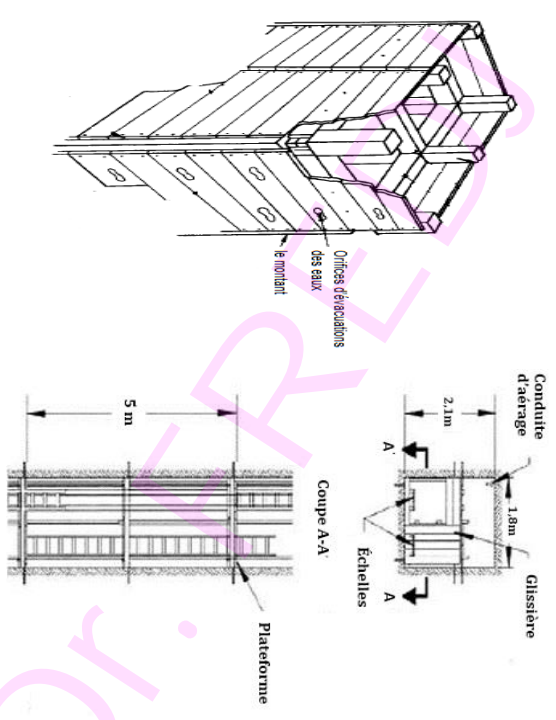


Fig.4.6. Schéma de soutènement d'une cheminée à deux compartiments par boisage



2. Méthodes d'Exploitation par Chambres Vides

On appelle chambre vide un chantier d'exploitation qui est conservé sans remblayage ni mise en place d'un soutènement systématique et sans que le minerai soit provisoirement laissé sur place, dans lequel les ouvriers peuvent se déplacer librement lors de l'abattage et de l'évacuation du minerai.

2.1. Paramètres d'application de la méthode

On emploie la méthode d'exploitation par chambres vides quand on a des gisements métallifères avec le minerai et les roches encaissantes durs et stable.

On peut distinguer trois groupes de méthodes à savoir :

- 1/ Méthodes d'exploitation par gradins droits,
- 2/ Méthodes d'exploitation par gradins renversés,
- 3/ Méthodes d'exploitation par sous-niveau abattu.

2.2. Méthodes d'Exploitation par Gradin Droits

Cette méthode a pour objectif l'extraction du minerai par un système de gradins droits. Elle s'applique pour des gisements minces de puissance variant de 0.6 à 3m et dressant avec une bonne tenue des épontes.

2.2.1. Paramètres principaux du bloc (Fig.4.7)

Hauteur du bloc de 20 à 30m, Longueur du bloc de 20 à 30m. Distance entre les trémies de chargement de 04 à 06m, Largeur des enlevures de 1.5 à 2m

Hauteur de l'enlevure de 2 à 3m.

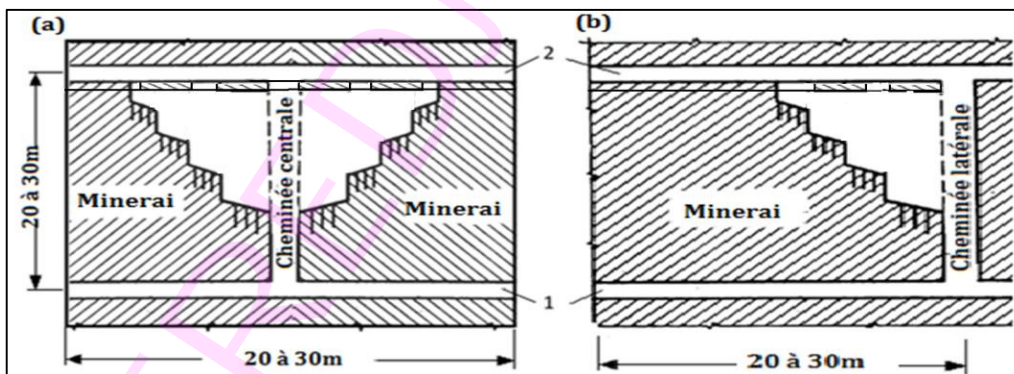


Figure 4.7. Méthode d'exploitation par chambre vide (Gradins droits)

(a)- Cheminée centrale, (b)- Cheminées latérales
1- Voie de roulage, 2- Voie d'aérage

2.2.2. Travaux de Dépilage

Lorsque les roches encaissantes sont stables et le minerai est dur, on peut employer les gradins droits, L'avancement des travaux s'effectue à partir du pilier de couronne *c-à-d* au niveau de la sole de la galerie d'aérage, l'obtention des gradins droits vient par l'élargissement de la

cheminée centrale (Fig.4.7a), soit de la cheminée en périphérie (latérale) (Fig.4.7b). La largeur et la hauteur de ces gradins varient de 2 à 5m et de 1.5 à 2m respectivement. Les ouvriers se tiennent sur le minerai et forent des trous de mine dirigés vers le bas. La foration se trouve ainsi facilitée, ce qui constitue l'avantage de ce procédé d'abatage qui, par contre présente l'inconvénient d'une évacuation du minerai vers la voie de roulage par pelletage du gradin en gradin.

On adopte parfois un mode d'abatage montant ou descendant dans lequel la partie supérieure de l'étage est exploitée par gradins droits et/ou la partie inférieure par gradin renversés.

Le soutirage du minerai se fait de gradin en gradin sous l'action de son propre poids et partiellement par pelletage jusqu'à la cheminée, ensuite en galerie de roulage ou il sera transporté par des wagons en surface.

2.3. Méthode d'Exploitation par Gradins Renversés

Lorsqu'on exploite par chambres vides les gites métallifères inclinés de 30 à 90°, dont la puissance est inférieure à 3.5m, on emploie le plus souvent les gradins renversés (Fig.4.8)

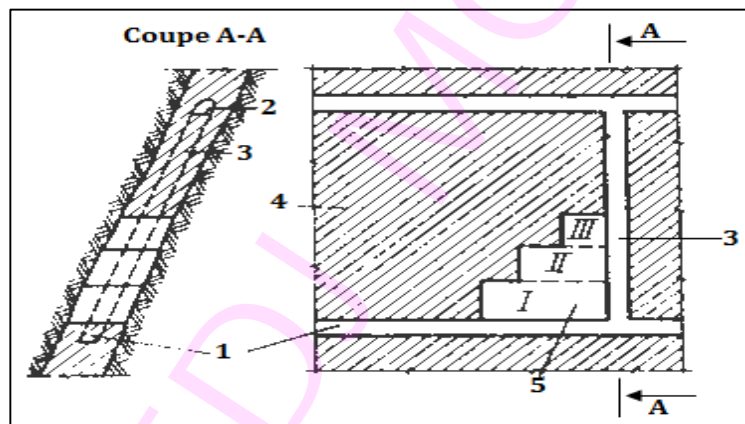


Figure 4.8. Méthode d'exploitation par chambres vides (gradin renversé).

I, II et III : numéros des gradins renversés ; 1 : voie de roulage ; 2 : voie d'aéragé ;
3 : voie ascendante (cheminée) ; 4 : minerai ; 5 : vide créée par l'exploitation.

2.3.1. Travaux de Dépilage

L'avancement des travaux s'effectue à partir du pilier de couronne *c-à-d* au-dessus de la galerie de roulage, l'obtention des gradins renversés vient par l'élargissement de la voie ascendante 3 (Fig.8). La largeur et la hauteur de ces gradins varient de 2 à 5m et de 1.5 à 2m respectivement. L'abatage est exclusivement exécuté par foration de trous de mine horizontale ou dirigés vers le haut à l'aide d'un outillage de forage installé sur une plateforme mobile qui se déplace à l'aide d'un treuil électrique ou pneumatique. La foration se trouve ainsi difficile,

ce qui consiste l'inconvénient de ce procédé d'abatage qui, par contre présente l'avantage d'une évacuation du minerai vers la voie de roulage par gravité.

Le soutirage du minerai se fait par gravité sous l'action de son propre poids jusqu'à la galerie de roulage ou il sera transporté par des wagons en surface.

AVANTAGES ET INCONVÉNIENTS

Les Avantages	Les Inconvénients
Forages des trous se fait sans difficulté (gradins droits),	Conditions de travail difficiles.
faible investissement,	Nécessité du pelletage manuel (gradins droits),
soutirage par gravité (gradin renversé),	Risque d'effondrement des roches au niveau du toit
bonne récupération du minerai.	Faible rendement du bloc.

2.4. Méthode d'Exploitation par Sous-Niveaux Abattus

Dans ces méthodes, l'exploitation se fait par chambres, du bas vers le haut. La méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus convient à l'exploitation de gisements dressants inclus dans un massif rocheux relativement stable. L'objectif de ces méthodes, est l'extraction par un système de sous-niveaux et l'évacuation du minerai s'effectue par gravité (Fig.4.9).

2.4.1. Paramètres d'application de la méthode

En général, L'application de la méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus dépend de plusieurs paramètres dont les principaux sont :

- *Caractéristiques du minerai* : Le minerai doit être solide (stable),
- *Caractéristiques de la roche encaissant* : Les roches encaissantes doivent être stable (sans d'argile ou de structures géologiques comme les failles, les joints, etc).
- *La forme de gisement* : est de préférence de forme tabulaire et régulière d'un niveau à l'autre,
- *Pendage* : Le pendage de gisement doit être supérieur à l'angle de repos (angle naturel) (> 45°).
- *Dimension de gisement* : gisement de puissance (mince, moyenne et puissant) modérée, grande profondeur et n'importe quelle longueur et hauteur.

2.4.2. Travaux Préparatoire

Les travaux préparatoires en vue de l'abatage par sous-niveaux abattus sont importants et complexes. Lorsque la puissance du gite est inférieur à 20m (Fig.4.10), on exploite les blocs en direction, et en laisse des piliers pour protégé les cheminées et séparer les chambres. Chaque cheminée est construite à deux compartiments l'un pour le personnel et l'autre pour le déplacement du matériel.

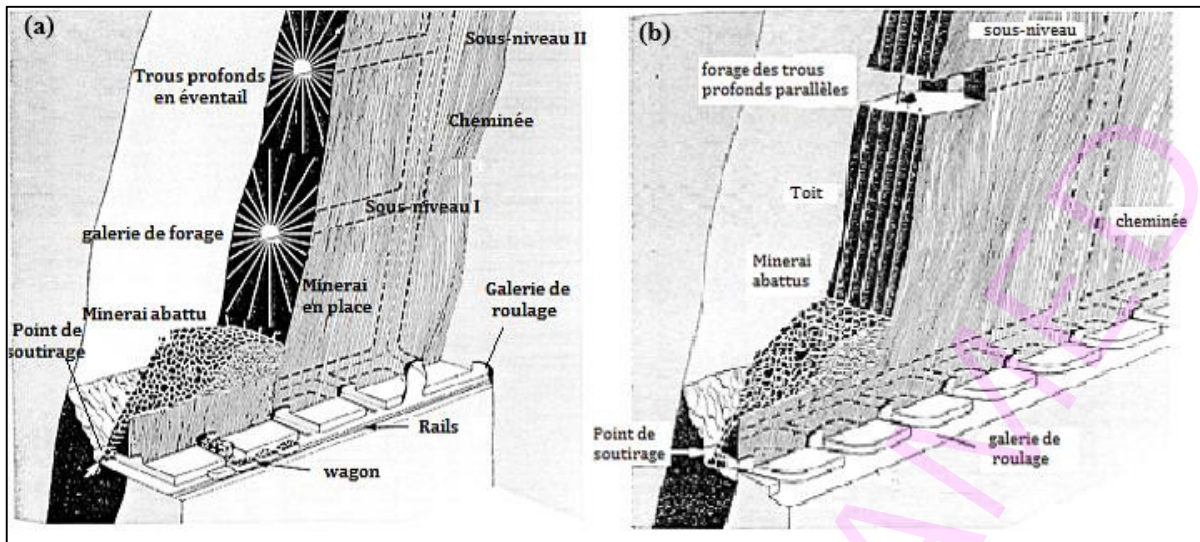


Figure 4.9. Méthodes d'exploitation par sous-niveaux abattus (Hamrin, 1982).

a-Abattage par trous profonds en éventails, **b-**Abattage par trous profonds parallèles.

On accède au gisement par travers-bancs et l'on creuse à partir de ceux-ci la galerie de base (galerie de roulage au rocher 1) et galerie de tête (7) (étages d'environ 100 m de hauteur). Ces galeries sont reliées entre elles par des voies ascendantes (3)(cheminées), à partir desquelles on trace les galeries de sous-niveaux (8) à intervalles de 7 à 15 m. La partie inférieure de la chambre est aménagée en forme d'entonnoir, de manière que les matériaux abattus glissent vers les points de soutirage (10) (cheminée de soutirage).

- **Travaux dans le bloc**

Ces travaux nécessitent le creusement des ouvrages suivants :

- Une galerie de raclage (4) avancée au toit des recoupes (2) est communiquée avec ces dernières par des rampes de chargement qui permettent l'évacuation des produits par scraper directement en wagons ;
- Les cheminées de soutirage (10) qui aboutissent deux à deux à la galerie de raclage(4) ;
- Quatre galeries de sous-niveaux (8) reliant les cheminées latérales de bloc ;
- La galerie inférieure de sous-niveau creusée de 7 à 10m au-dessus de celle de raclage est utilisé pour la création de la coupure horizontale inférieure ;
- La cheminée initiale (5) creusée au milieu du bloc est destinée à la réalisation de la coupure verticale suivant la hauteur et largeur de chambre.

Lorsque la puissance du gîte supérieur à 20m (Fig.4.11), on exploite perpendiculairement à la direction, et en laisse temporairement des piliers (subsister des stots) pour séparer les chambres.

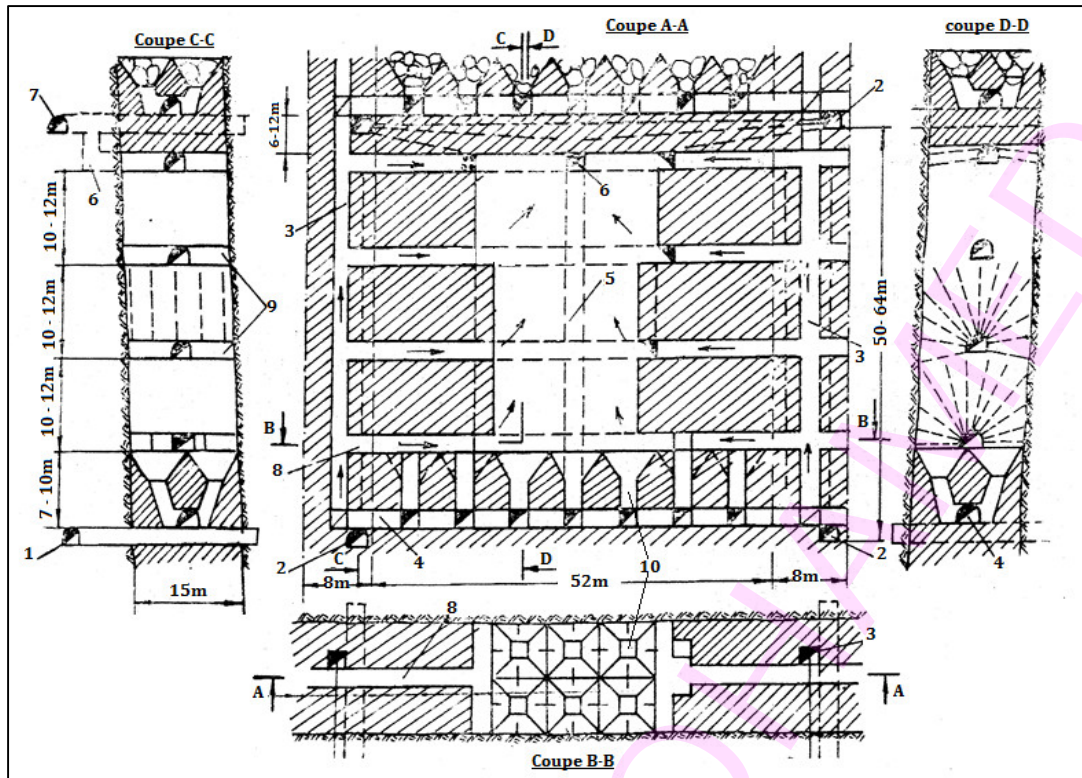


Figure 4.10. Méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus (puissance moyenne)

1- galerie de base (roulage au rocher); 2- recoups; 3- cheminées; 4-galerie de raclage; 5- cheminée initiale; 6- travers-bancs d'aérage; 7-Galerie de tête (aérage); 8-galerie de sous-niveaux; 9-enlevures; 10- cheminées de soutirage,

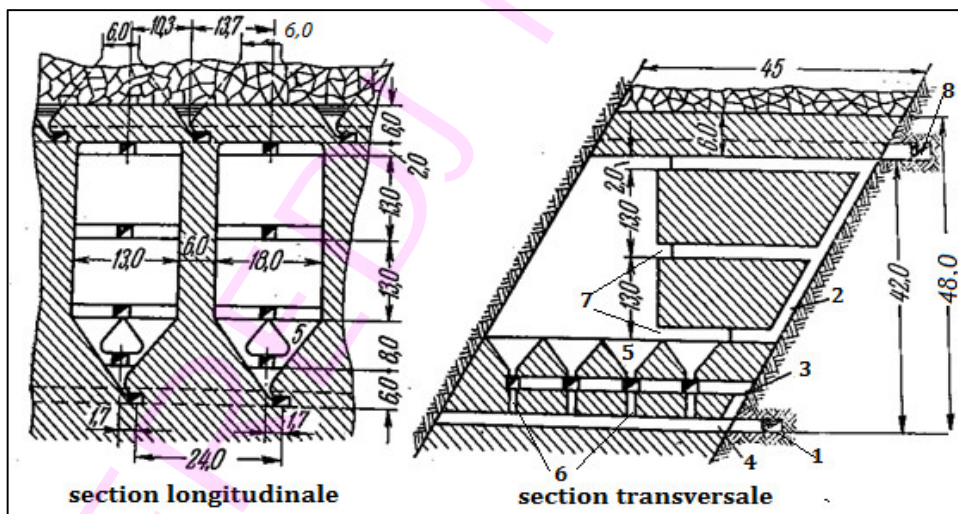


Figure 4.11. Méthode d'exploitation par sous-niveaux abattus (gisement puissant)

1- Galerie de base (roulage) ; 2- Voies ascendantes ; 3- niveau de soutirage ; 4-galerie de raclage ; 5- Entonnoirs ; 6-cheminées de soutirage ; 7- Sous-niveaux intermédiaires ; 8-Galerie de tête (aérage),

2.4.3. Travaux de Dépilage

L'abattage de minerai se fait par tranches verticales de 1.5 à 2.5m d'épaisseurs forées par des trous profonds (en éventail ou parallèle) suivant un plan de tir établi par les spécialistes (ingénieur minier) (Fig.4.12), qui précise le nombre, la position, la direction et la profondeur des trous. Tous les trous du premier niveau sont forés avant de passer au niveau supérieur. Pendant la foration au niveau supérieur, les premières mines sont chargées et tirées selon un plan de tir conçu pour abattre une volée d'un volume important des roches.

Le forage des trous profonds parallèles nécessite le creusement des enlevures d'une part et d'autre part élargissement de galeries de sous-niveaux sur toute la puissance de gisement (Fig.4.9b), ces enlevures sont préparées au fur et à mesure de la progression du front d'abattage. Le forage des trous profonds se fait par des machines de forage ou par des marteaux perforateurs lourds. Pour les trous en éventail, le matériel doit assurer la foration dans un plan vertical de 0 à 180° (Fig.4.9a), le chargement des trous par explosifs se fait par des machines mécaniques ou pneumatique.

Après le tir, le minerai est évacué par gravité dans des entonnoirs et par des cheminées de soutirage, dans la galerie de raclage sur laquelle elles débouchent. Le déblocage du minerai se fait par des engins mécanisés dans les rampes de chargement ou ils tombent dans des berlines.

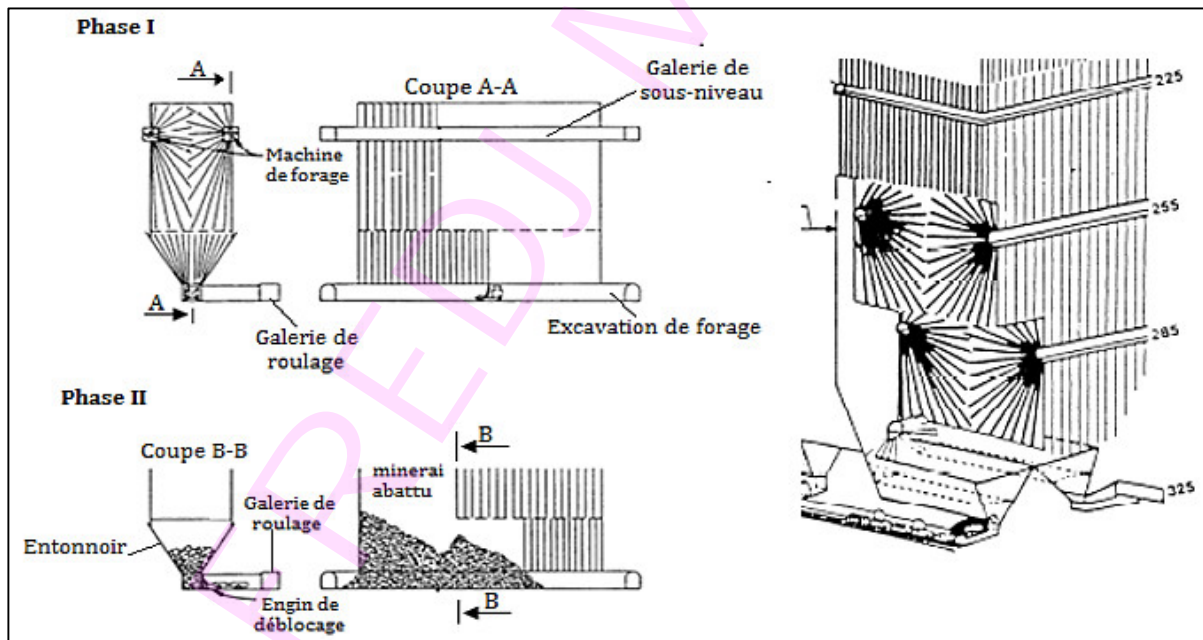


Fig.4.12. Schéma d'abattage et système d'évacuation du minerai

(Matikainen, 1981 and Irvine, 1982).

AVANTAGES ET INCONVÉNIENTS

Les Avantages	Les Inconvénients
Méthode productive ;	Nécessite un Débitage secondaire ;
L'aérage des chantiers d'abattage se fait sans difficulté ;	Pertes importantes en minerai et dilution pendant la récupération des piliers.
bonne récupération du minerai, dépassant 90%, lorsque la récupération du bon pilier est possible ;	Risque d'effondrement des roches au niveau du toit et ébranlement des terrains avoisinantes ;
Les sous-niveaux peuvent être forés avant le dynamitage lorsque l'équipement est disponible ;	La méthode est très intensive en capital, nécessitant une grande quantité de développement (préparation du bloc) ;
Le minerai peut être retiré immédiatement après le démarrage de l'abattage primaire.	

3. Méthode d'Exploitation par Chambres Boisées ou Charpentées

On appelle ainsi les méthodes dans lesquelles le vide créé par l'exploitation est conservé moyennant un soutènement artificiel systématique.

Les méthodes des chambres boisées ou charpentées employées pour l'exploitation des gites inclus dans des *terrains instables*, nécessitant la mise en place d'un soutènement systématique, où les méthodes des chambres vides seraient inapplicables.

Ces méthodes sont également utilisées, lorsque les terrains encaissants sont stables, pour l'exploitation du minerai ébouléux présentant des inclusions de variétés meubles, des filons minces, des gites sillonnés de failles, etc.

Ces méthodes peuvent être classées en deux groupes :

- a. Méthodes d'exploitation par chambres boisées ou charpentées sans remblayage
- b. Méthodes d'exploitation par chambres boisées ou charpentées avec remblayage

Le premier groupe comprend les méthodes dans lesquelles le vide de l'exploitation est maintenu au moyen du seul soutènement artificiel ; dans ce cas, s'il y a remblayage, ce remblayage n'est pas destiné à soutenir les terrains mais résulte de l'abandon de la roche stérile abattue en même temps que le minerai dans le vide de l'exploitation. Dans les méthodes appartenant à ce groupe, le soutènement sert également à l'installation d'un plancher de travail sur lequel se tiennent les ouvriers.

En pratique, les méthodes d'exploitation par chambres boisées ou charpentées sans remblayage sont employées pour l'exploitation des gites filoniens dont la puissance est inférieure à 5m.

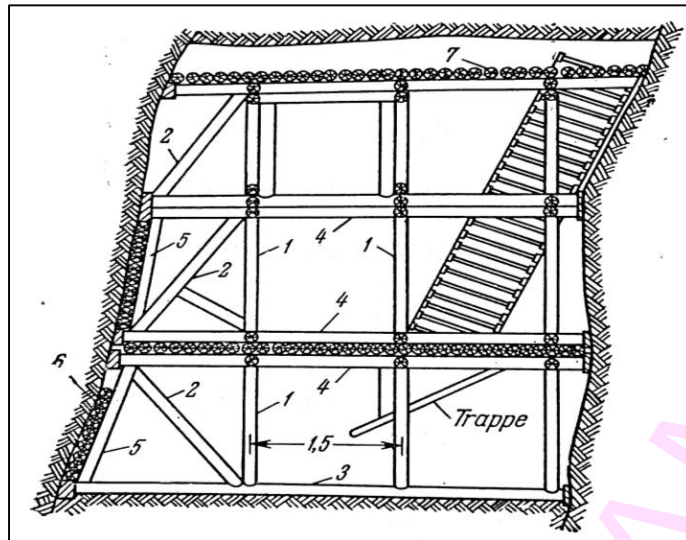


Figure 4.13. Schéma d'exploitation par chambres boisées.

- 1- étais verticaux ; 2- poussards diagonal ; 3- semelle ; 4- poussards transversal ;
- 5- montants placés coté toit ; 6- garnissage ; 7- bois ronds formant le plancher.

Les méthodes d'exploitations par chambres boisées ou charpentées **avec remblayage** sont celles où, pour soutenir le vide créé par l'exploitation, on procède à la mise en place d'un soutènement artificiel et au remblayage de manière permanente et systématique. Le soutènement est placé au fur et à mesure de l'abattage du minerai, il sert à maintenir le toit et les épontes à l'emplacement de travail. Ces méthodes sont employées pour l'exploitation des gisements puissants.

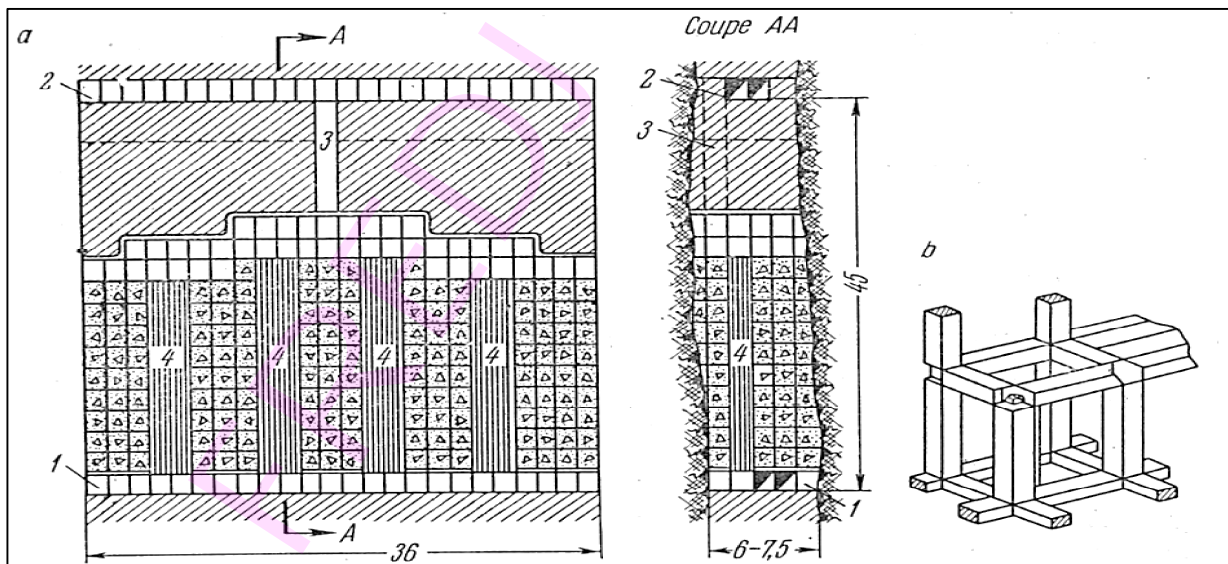


Figure 4.14. Méthodes d'exploitation par chambrs charpentées avec remblayage

- a- schéma de la méthode ; b- cube de soutènement ; 1- galerie de roulage ; 2- galerie d'aérage ; 3- voie ascendante ; 4- cheminée à minerai.

Suivant le mode de soutènement, on distingue trois variantes principales de ces méthodes :

- 1- avec boisage par cadres ;
- 2- avec boisage poussardé ;
- 3- avec charpentes.

La méthode avec boisage par cadres est employée pour l'exploitation des filons fortement pentés de faible puissance, lorsque le minerai est tendre et roches encaissantes instables ;

Dans ces conditions le minerai est enlevé par zones horizontales de 2m de hauteur. L'exploitation de la zone inférieure possède une avance de 2 à 4m sur la zone supérieure. Un étage comprend de 7 à 15 zones. Au fur et à mesure de l'abattage, les zones sont boisées par cadres sans semelles.

Lorsqu'on emploie les méthodes avec boisage poussardé ou avec charpentes, l'étage d'une hauteur de 30 à 40m est découpé au moyen de voies ascendantes en blocs dont la longueur comptée en direction est de 30 à 50m. Les blocs sont exploités en chassant simultanément de deux cotés à partir de la voie ascendante.

Les filons *minces et moyens* sont exploités avec mise en place d'un boisage poussardé ; pour les filons *plus puissant*, on emploie les charpentes (cubes de soutènement).

Ces deux méthodes peuvent être employées avec un remblayage ultérieur du vide de l'exploitation.

Avantages et Inconvénients

Les Avantages :	Inconvénients :
Bonnes sécurité des ouvriers pendant les travaux ;	Les méthodes par chambres <i>boisées ou charpentées sont onéreuses (couteuses)</i> .
L'aérage des chantiers d'abattage se fait sans difficulté ;	Grand consommation du bois ou charpentes ;
	Faibles rendement du bloc ;

4. Méthodes d'Exploitation par Chambres Foudroyées

Les méthodes des chambres foudroyées sont celles dans lesquelles le minerai et les roches encaissantes s'effondrent sous l'effet de la pesanteur, et celles dans lesquelles le minerai est abattu à l'explosif mais où le foudroyage des terrains encaissants fait partie intégrante de l'exploitation. On peut distinguer deux groupes de méthodes à savoir :

- Méthodes d'exploitation par sous-niveaux foudroyés ;
- Méthodes d'exploitation par blocs foudroyés.

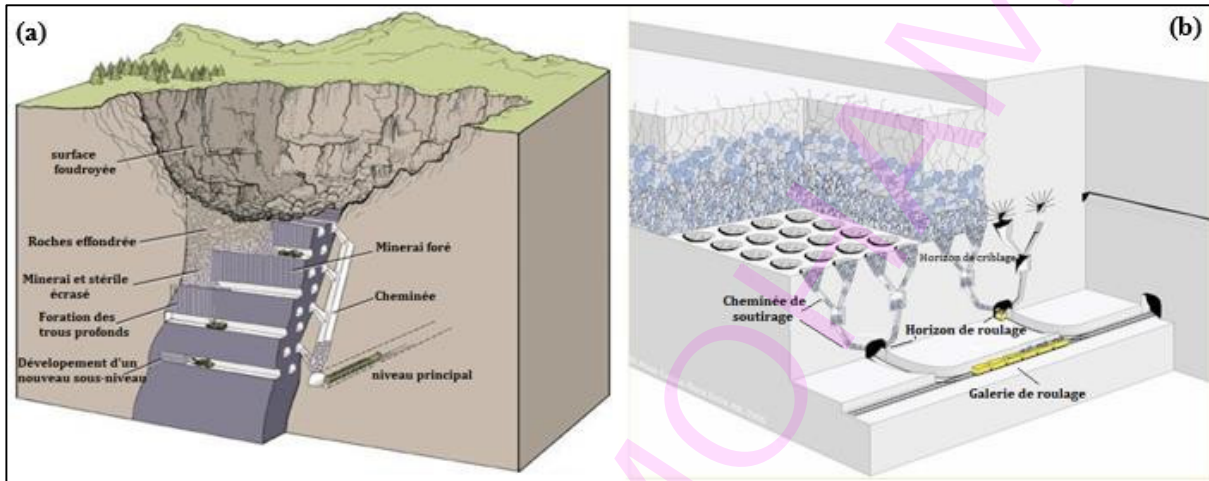


Figure 4.15. Méthodes d'exploitation par chambres foudroyées
a-sous-niveaux foudroyés, b-Blocs foudroyés

4.1. Méthode d'Exploitation par Sous-Niveaux Foudroyés

L'exploitation par sous-niveaux foudroyés s'applique aux gisements moyennement à fortement pentus de grande profondeur (Fig.4.15a). Le minerai doit être de nature à pouvoir être fragmenté à l'explosif en blocs maniables. La méthode entraîne l'éboulement du toit et l'affaissement des terrains de couverture (roches stériles).

Dans cette méthode, la foration est immédiatement suivie de la fragmentation du massif rocheux aux explosifs. La progression de cette méthode est descendante.

4.1.1. Paramètres d'application de la méthode

En général, L'application de la méthode d'exploitation par sous-niveaux foudroyés dépend de plusieurs paramètres dont les principaux sont :

- *Caractéristiques du minerai* : Le minerai doit être moyennement dur,
- *Caractéristiques de la roche encaissant* : Les roches encaissantes doivent s'effondrer facilement (instable).
- *La forme de gisement* : est de préférence de forme tabulaire et régulière d'un niveau à l'autre,
- *Pendage* : Le pendage de gisement doit être moyennement à fortement pentus.

• *Dimension de gisement* : gisement puissant, grande profondeur et n'importe quelle longueur et hauteur.

4.1.2. Travaux Préparatoires

Les travaux préparatoires sont importants. Des galeries d'accès doivent être tracées dans le gisement à intervalles verticaux assez rapprochés (de 10 à 20 m) et suivant une disposition déterminée. Celle-ci est la même à tous les sous-niveaux, sauf qu'elle est légèrement décalée d'un sous-niveau à l'autre, de sorte que les galeries d'un sous-niveau donné se trouvent entre celles du sous-niveau supérieur. Une coupe verticale montrerait une disposition en losanges, avec un espacement régulier dans le sens horizontal et dans le sens vertical. Bien que les travaux de creusement soient ici importants, il s'agit d'une opération simple qui se prête bien à la mécanisation. Le creusement simultané de plusieurs galeries à différents sous-niveaux implique une utilisation optimale du matériel.

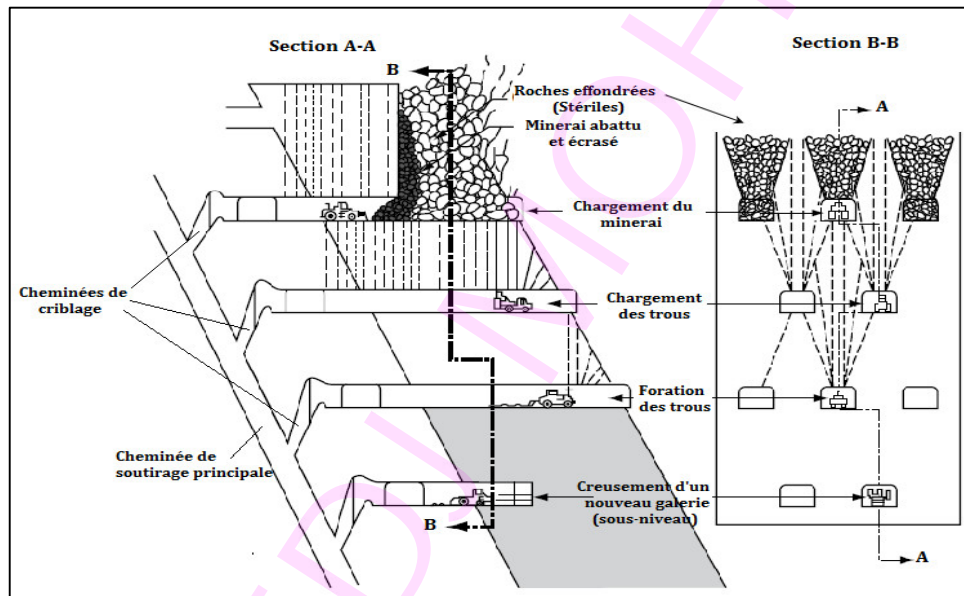


Figure 4.16. Méthodes d'exploitation par sous-niveaux foudroyés (Kvapil 1992)

(Schéma de la réalisation des sous-niveaux et abattage du minerai par tir dans des trous profonds forés en éventail)

4.1.3. Travaux de Dépilage

Lorsque la préparation d'un sous-niveau est terminée, des trous profonds verticaux sont forés en éventail au plafond des galeries. La foration une fois terminée à ce sous-niveau, l'engin de foration est amené au sous-niveau inférieur.

Le tir de mines fragmente la roche, qui se disloque du toit et tombe verticalement sur le mur du sous-niveau inférieur, en laissant un front droit. Une coupe verticale telle que la section (A-A) (Fig.4.16) montrera des chantiers en escalier, les travaux à chaque sous-niveau sont en avance d'une opération sur ceux du sous-niveau inférieur. Les matériaux foudroyés renferment

un mélange de minerai et de stériles. Les premiers matériaux évacués par la chargeuse sont constitués exclusivement de minerai. Au fur et à mesure que le déblocage progresse, la proportion de stériles augmente. Lorsque l'opérateur juge qu'elle est trop élevée, il passe au chantier suivant. Pendant ce temps, les boutefeux prépareront la prochaine volée.

L'exploitation par sous-niveaux foudroyés est caractérisée par un schéma régulier (Fig.4.17) et des opérations répétitives (creusement de galeries, foration, chargement et bourrage de trous, tir de mines, chargement et transport du minerai) réalisées de façons indépendantes. L'exploitation se déroule en continu d'un sous-niveau à l'autre, de sorte que les équipes et le matériel travaillent avec le maximum d'efficacité.

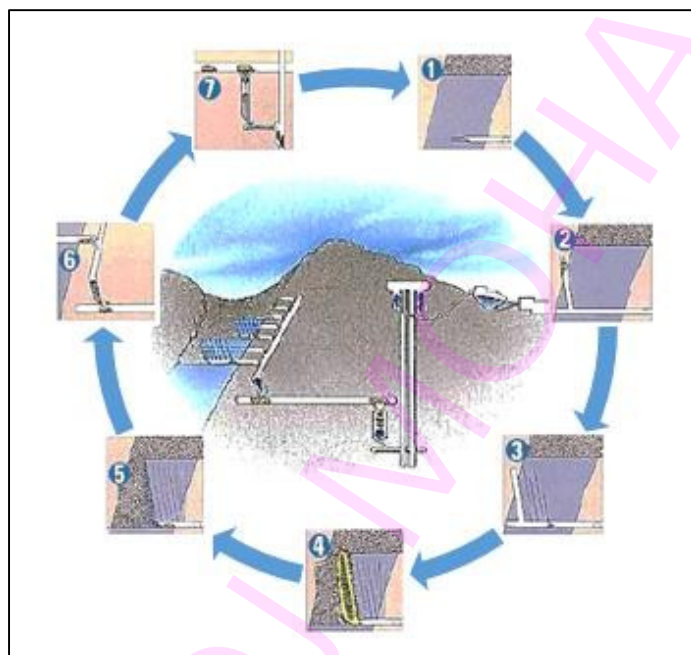


Figure 4.17. Représentation schématique d'une opération typique de sous-niveaux foudroyés

(1 et 2-préparation et creusement (galerie de sous-niveau) ; 3-foration et chargement des trous ; 4- tir et foudroyage de toit ; 5- chargement et transport ; 6-évacuation du minerai au niveau principal ; 7-déchargement et concassage).

Avantages et Inconvénients

Les Avantages :	Les Inconvénients
Taux de production élevé ;	Coût de développement élevé.
Bonne concentration des travaux	Consommation d'explosifs très élevé ;
Nombreux points de chargement	Forte dilution lors du chargement (mélange stérile et minerai),
Bonnes salubrité et sécurité	Évacuation de stérile provenant de creusement des plans inclinés, des passages au mur et des recoupes.
Approprié à la pleine mécanisation ; la bonne tenue générale des terrains permet le creusement des galeries assez larges pour les engins miniers encombrants.	Ébranlement des terrains environnants et création des contraintes induites qui déstabilisent le terrain (affaissements en surface).

4.2. Méthodes d'Exploitation par Blocs Foudroyés

Les blocs foudroyés sont une application à plus grande échelle de la méthode des sous-niveaux foudroyés : la tranche de minerai foudroyée en une fois a ici la hauteur de l'étage. Dans cette méthode le gisement est partagé en blocs qui sont successivement coupés à leur partie inférieure et foudroyés (Fig.4.15b).

La méthode d'exploitation par foudroyage des blocs est employée pour l'exploitation des gisements puissants à fort pendage (plus de 65°), reposant sous des terrains s'effondrant facilement.

4.2.1. Paramètres d'application de la méthode

En général, L'application de la méthode d'exploitation par foudroyage des blocs dépend de plusieurs paramètres dont les principaux sont :

- *Caractéristiques du minerai* : Le minerai doit être faible ou moyennement dur, de préférence moelleux ou friable, qui se sépare facilement lorsqu'ils sont creusés ;
- *Caractéristiques de la roche encaissant* : Les roches sus-jacentes doivent s'effondrer facilement (instable) ;
- *Pendage* : Le pendage de gisement doit être supérieur à 65° (fortement pentus), mais peut être plate si le gisement est épais ;
- *La forme de gisement* : grande étendue et épaisse (>30mètres)
- *Dimension de gisement* : gisement puissant, grande profondeur (>2km de profondeur) et n'importe quelle longueur et hauteur modérée (>500m et <1200m).

4.2.2. Principe de cette méthode

Dans le procédé de foudroyage des blocs, le minerai est déplacé par affaissement (foudroyage) à une cavité formé presque toujours sans utilisation de forage et de dynamitage. L'abattage est utilisé pour établir l'amélioration initiale.

La base du minerai est creusée en enlevant leur support, ce qui entraîne une fracturation du minerai qui migre vers un vide amélioré et qui est ensuite retiré.

4.2.3. Travaux Préparatoires

L'exploitation par foudroyage de blocs nécessite une planification à long terme et des travaux préparatoires importants, comprenant le traçage d'un réseau complexe de voies sous le bloc à extraire.

Les travaux varient d'une mine à une autre, mais comprennent généralement le sous-cavage du bloc. La coupure est réalisée sur une surface importante de la base (Fig.4.18) et d des cotes

de chaque bloc. Au fur et à mesure du foudroyage, le minerai s'écrase et les roches sus-jacentes s'affaissent.

Les galeries principales de roulage sont tracées à intervalles de 30 à 45m ; à partir de ces galeries et de part et d'autre, on creuse des voies inclinées. Le creusement des voies inclinées est commencé à partir d'un cadre supplémentaire de boisage de forme carré fixé sur le soutènement normale de la galerie de roulage. Ces voies sont ramifient dans le même plan à intervalles réguliers.

4.2.4. Foudroyage des Blocs

La base du bloc sous la saignée est découpée en entonnoirs pour conduire le minerai foudroyé vers les cheminées dans lesquelles il descend par gravité au niveau de soutirage, il est repris par des chargeuses et transporté au cheminées d'évacuation. Les fragments trop gros pour la benne des chargeuses sont morcelés à l'explosif au point de soutirage, d'autre moins gros, sont débités sur les cribles. Ceux-ci, constitués d'un grillage de grosses barres parallèles, servent à retenir les fragments de dimension excessive et sont d'un emploi courant dans les mines exploitées par blocs foudroyés, le morcellement se fait de plus en plus souvent par voie hydraulique.

Les excavations pratiquées dans une mine exploitée par blocs foudroyés sont soumises à de fortes pressions du terrain.

Les excavations pratiquées dans une mine exploitée par blocs foudroyés sont soumises à de fortes pressions du terrain.

Avantages et Inconvénients

Les Avantages	Les Inconvénients
Méthode productive (taux de production plus élevé que les autres méthodes) ;	L'affaissement et l'effondrement à grande échelle ;
Bonne récupération (90% ou plus), mais avec une dilution significative ;	Coût très élevé et délais importants de développement (travaux préparatoires) ;
Bonne ventilation et sécurité pour les travailleurs.	La reprise du contrôle est essentielle à la réussite de la méthode ;
	Taux de dilution très élevé ;
	Débitage secondaire est nécessaire.

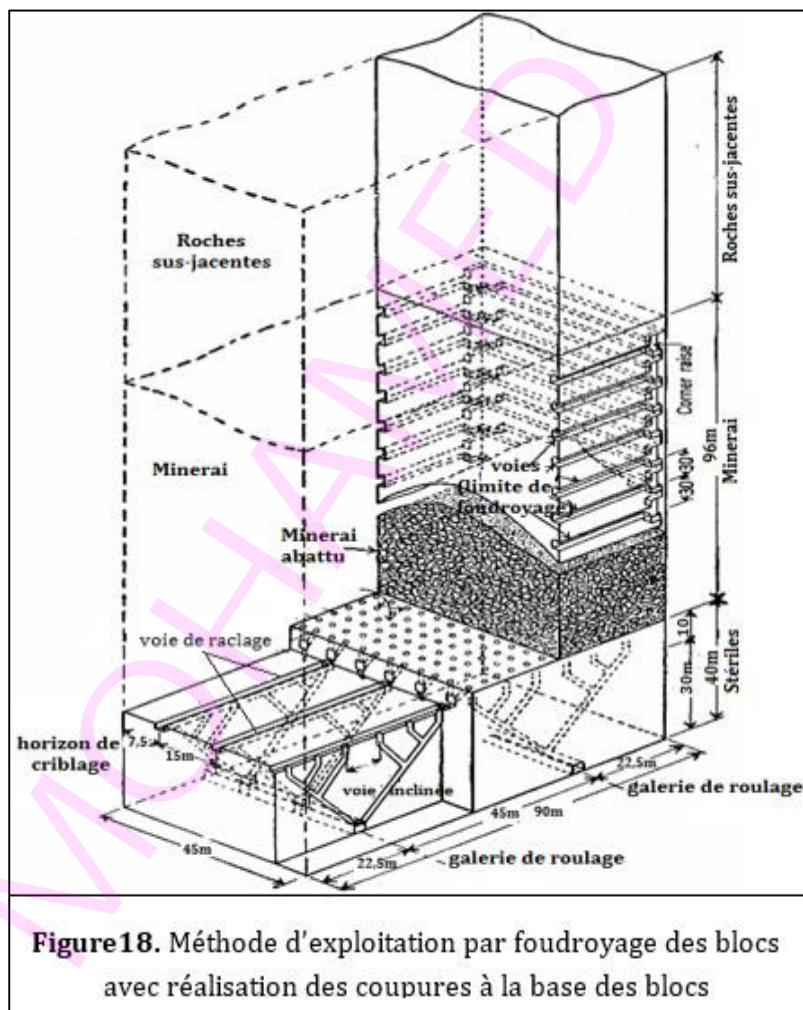


Figure 18. Méthode d'exploitation par foudroyage des blocs avec réalisation des coupures à la base des blocs

5. Méthodes d'Exploitation par Chambres Remblayées

Ces méthodes sont celle dans lesquelles le vide créé par l'exploitation est comblé par un remblai qui remplace le minerai enlevé et maintient les épontes ; en outre, le remblayage entre dans le cycle des travaux d'exploitation.

Le remblayage peut être effectué de deux manières :

1. En même temps que les travaux d'exploitation, au fur et à mesure du déplacement du chantier ;
2. Après l'enlèvement du minerai dans un secteur déterminé.

La méthode d'exploitation par chambres remblayées convient à l'exploitation des gisements suivants :

- *Caractéristiques du minerai* : Le minerai doit être dur et moyennement dur ;
- *Caractéristiques de la roche encaissant* : faible résistances des roches stériles ;
- *La forme de gisement* : tabulaire et peut être irrégulier, discontinu ;
- *Pendage* : Le pendage de gisement doit être supérieur à 45°
- *Dimension de gisement* : gisement puissant (2 à 30m), et inférieur 1,2 à 2,4km de profondeur.
- *Classe de minerai* : La teneur de minerai devrait être très élevée.

Il existe de nombreuses méthodes d'exploitation et de remplissage et de nombreuses combinaisons hybrides.

Suivant la progression verticale de l'exploitation minière on distingue :

- ➔ Exploitation en montant (au-dessus du remblai) (Fig.4.19a),
- ➔ Exploitation en descendant (sous le remblai) (Fig.4.19b).

a) Méthode d'exploitation minière

- ✚ Tranche remblayée (horizontale),
- ✚ Par Post-Piliers,
- ✚ Par gradin avec remblayage,
- ✚ Par tranches verticales (abattage par tir dans des trous profonds).

b) Type de remplissage

- ✚ Remblai cimenté
- ✚ Remblai non cimenté
- ✚ Remplissage de sable (hydraulique)

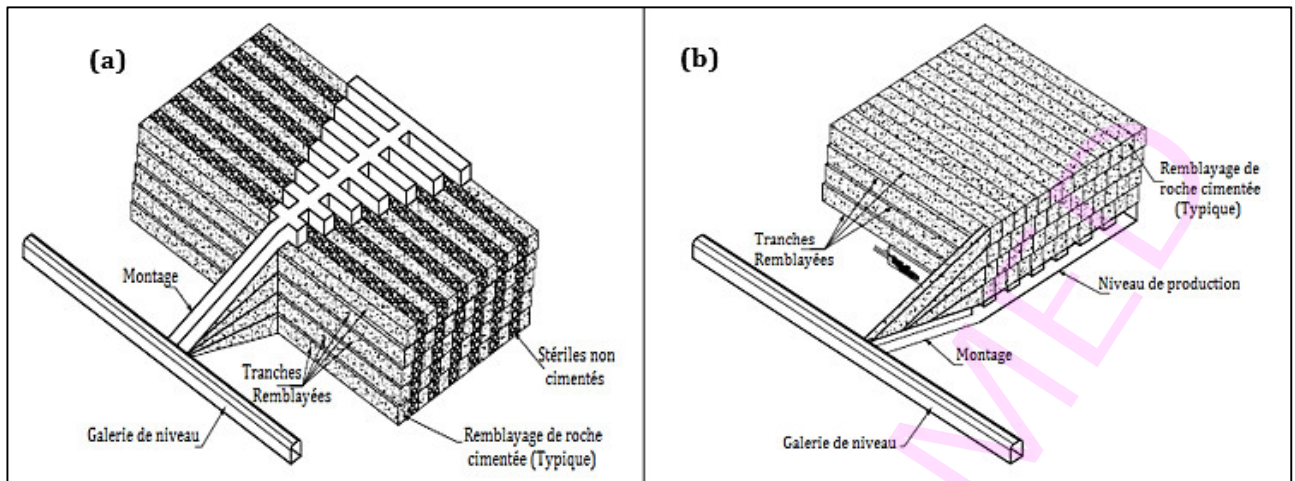


Figure 4.19. Méthodes d'exploitation par tranches remblayées
 a-Exploitation en montant ; b-Exploitation en descendant

L'exploitation par chambres remblayées est extrêmement flexible et diverses combinaisons de méthodes d'extraction et de remplissage peuvent être utilisées pour faire face à des situations minières spécifiques. Cependant, certaines combinaisons ne sont pas réalisables, comme la méthode d'exploitation en descendant remblayée de roche non cimentée.

5.1. Méthodes d'Exploitation par Tranches Remblayées

Le minerai est abattu et déblayé par tranches horizontales successive de 1.5 à 4.6m d'épaisseur à partir de l'arrière du chantier (Fig.4.19). La hauteur de l'étage varie entre 40 à 60m et longueur du bloc varie entre 50 à 100m. L'exploitation minière progresse d'un niveau inférieur à un niveau supérieur ou l'inverse (montant/descendant), Des trous horizontaux de 1,5 à 4,6 m de profondeur sont forés dans le front. Le minerai abattu est ensuite enlevé par l'utilisation des scrapers, ou des équipements de déchargement spéciaux, par des passages du minerai au niveau ci-dessous (Fig. 4.20). Une fois l'abattage et le déblocage terminés, les voies (passages du minerai et chemin d'accès) sont prolongées vers le haut (Fig. 4.20a) (ou vers le bas (Fig.4.20b)).

Les vides sont remblayés de manière :

1/ à former un plancher de travail (Fig. 20.a) (pour la foration de la volée suivante et à assurer le soutènement des parements de la chambre),

2/à éviter l'effondrement du toit (Fig.20.b)

→Les tranches montantes remblayées sont employées lorsque le minerai se produit dans des lentilles minces et peu profond avec une faible résistance des roches stériles.

→Les tranches descendantes remblayées sont employées pour l'exploitation des gisements dressant haut qualité avec une faible résistance du minerai et roches stériles,

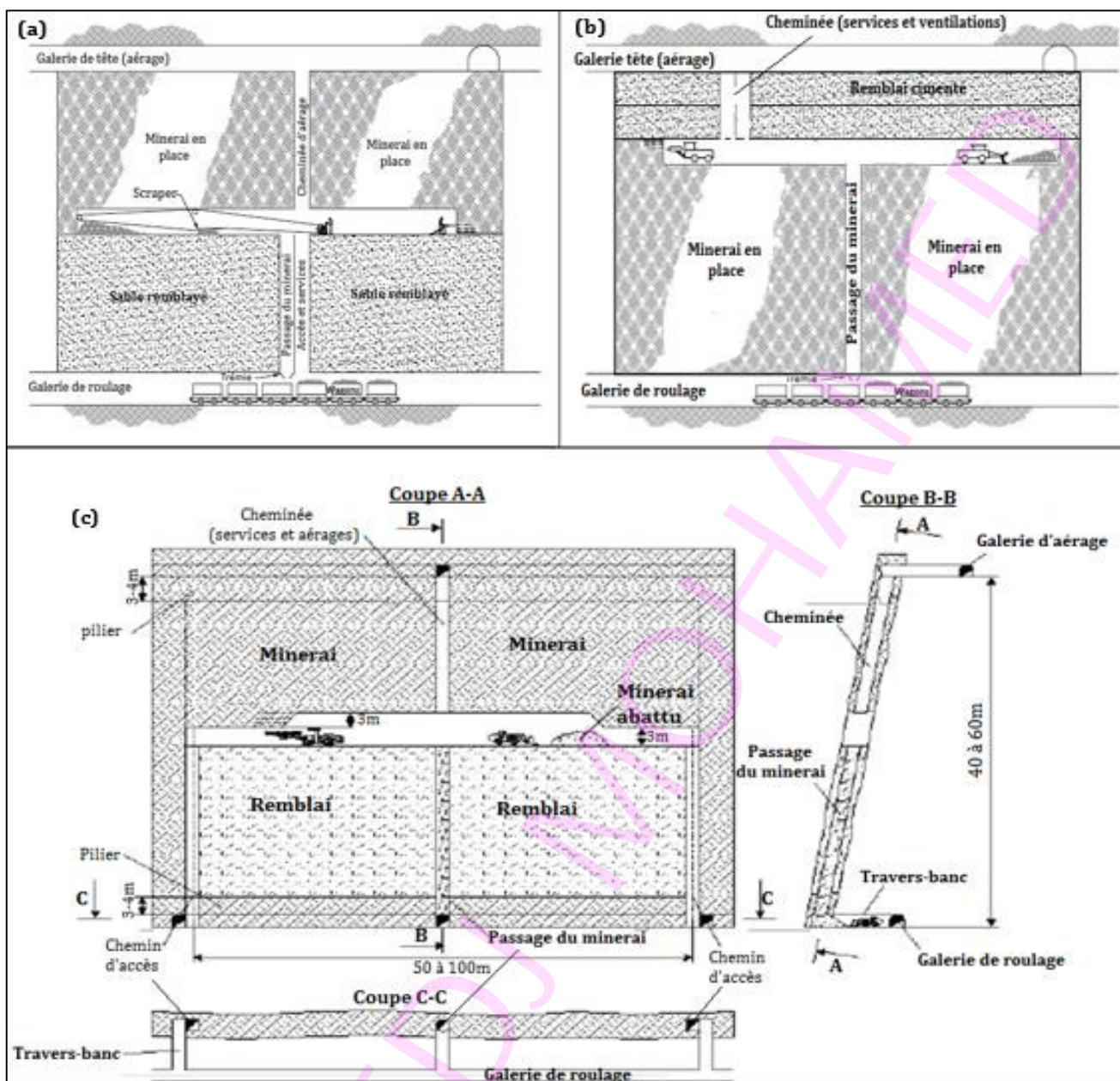


Figure 4.20. Schéma de la méthode d'exploitation par tranches remblayées

a- mode d'abattage montant (par scraper) ; b- mode d'abattage descendant ; c- mode d'abattage montant (abattage mécanisé)

5.2. Méthode par Post-Piliers

La méthode d'exploitation par post-pilier est employée pour l'exploitation des gisements horizontaux ou faiblement inclinée (amas) d'une épaisseur et largeur importante, le placement de remplissage non cimenté a pour but principal d'avoir accès à l'excavation de tranches successives de minerai dans une séquence montant. La méthode des piliers peut être décrite comme la méthode d'exploitation par chambres et piliers où le remplissage (de roche non cimenté) est placé sur le sol afin que les couches successives puissent être extraites vers le haut dans la zone de minerai (Fig.4.21).

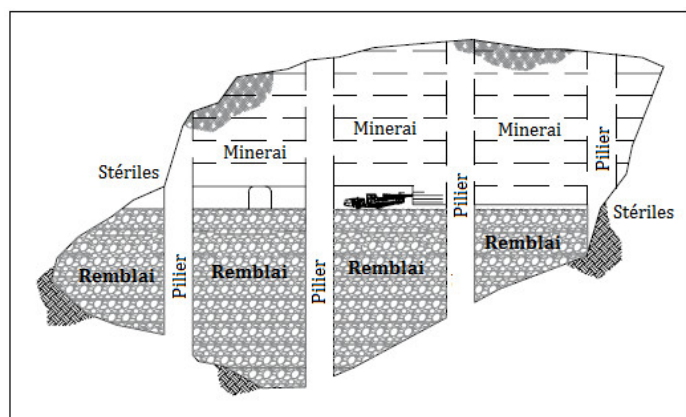


Figure 4.21. Schéma de la méthode d'exploitation par post-piliers

5.3. Méthode d'Exploitation par Gradin avec Remblayage

Le principe d'exploitation est de diviser le gisement en galeries de niveaux (et galeries de sous-niveaux) superposées verticalement et d'abattre le minerai à partir de ces galeries. Cette technique d'exploitation est essentiellement destinée aux gisements réguliers, verticaux ou fortement inclinés.

Le minerai est abattu en grande masse par tranches verticales à l'aide des trous profonds sont forés verticalement à partir de niveau supérieur (en descendant) (Fig.4.22), et ensuite évacué à l'aide des chargeuses à distance. Lorsqu'une section a été exploitée, le vide est remblayé au fur et à mesure de déplacement de chantier par la roche stérile cassée provenant du développement de la rampe et du travers-banc. Le niveau supérieur est ensuite exploité en utilisant le remblai comme plancher. Par conséquent, elles réduisent les problèmes éventuels en contrôle de terrain.

La méthode d'exploitation par gradin avec remblayage est employée pour l'exploitation des gisements sub-verticaux modérément épais.

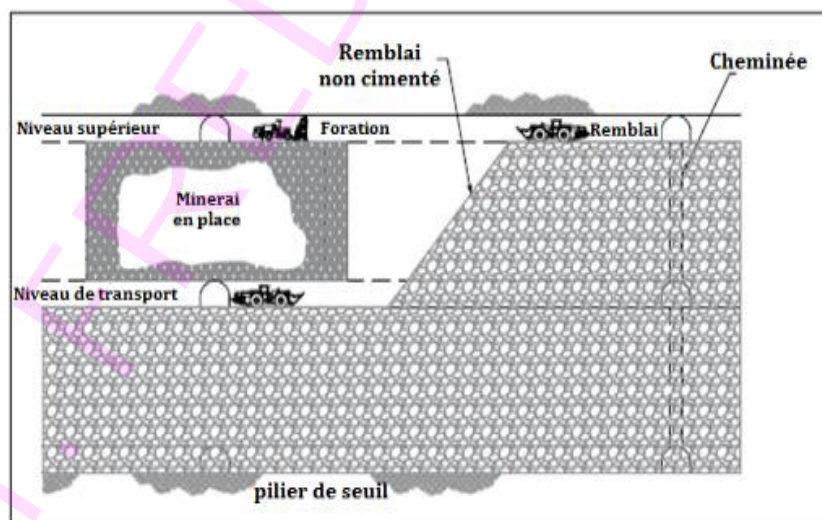


Figure 4.22. Schéma de la méthode d'exploitation par gradin avec remblayage

5.4. Méthode d'Exploitation par Tranches Verticales (abattage par tir dans des trous profonds)

Ce type d'exploitation s'applique à des gisements puissants et fortement pentus. Le minerai est abattu en grande masse par tranches verticales à l'aide des trous profonds sont forés verticalement à partir de niveau supérieur (en descendant) (Fig.4.23), et ensuite évacué à l'aide des chargeuses. Après l'abattage de la dernière tranche la chambre est vidée complètement et préparée en vue du remblayage.

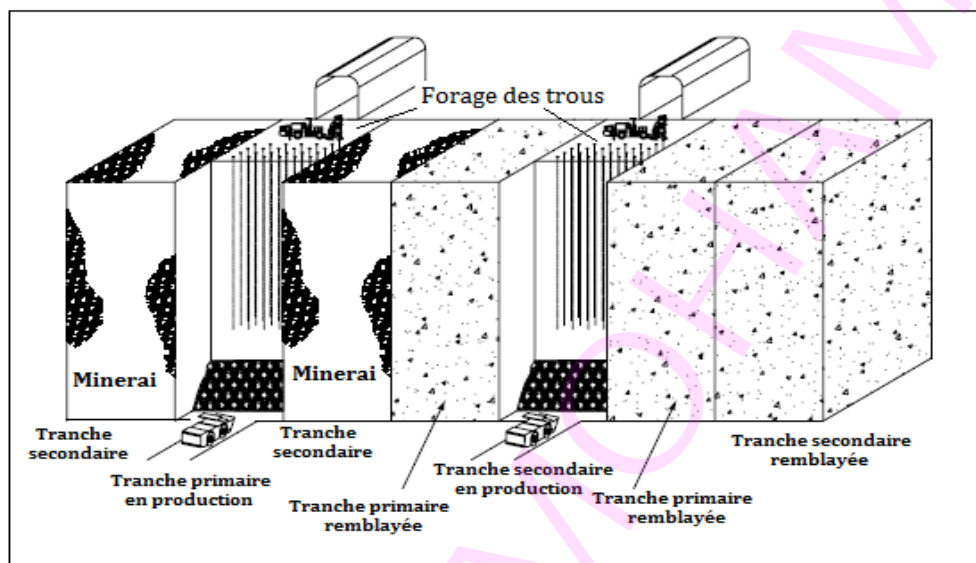


Figure 4.23. Schéma de la méthode d'exploitation par tranches verticales (abattage par tir dans des trous profonds avec remblayage retardé).

Le gisement est souvent exploité sous forme de chambres primaires et secondaires. Les chambres primaires sont exploitées en premier, puis remblayées avec un matériau consolidé. Après un temps d'attente approprié, on peut récupérer le minerai des piliers séparant les chambres primaires, en formant les chambres secondaires. Cette méthode, associée au remblayage consolidé, autorise une récupération presque totale des réserves exploitables.

5.5. Le remblayage

Le remblayage est employé dans les mines souterraines aux fins de l'optimisation de l'exploitation des gisements au niveau du contrôle de terrain et de la gestion environnementale des rejets d'exploitation. Les principaux types de remblais en usage dans les mines souterraines sont le remblai hydraulique cimenté ou non-cimenté, le remblai rocheux cimenté ou non-cimenté et le remblai en pâte cimenté.

- **Le remblai hydraulique** est produit à partir de l'hydro-cyclonage des rejets de concentrateur, son transport s'effectuant par gravité ou par pompage à travers un réseau de trous et de tuyaux jusqu'aux chantiers à un pourcentage solide variant de 60 à 75 %. L'ajout de liant

est requis lorsqu'au moins une des faces du remblai sera exposée par le minage des chantiers adjacents. L'utilisation du remblayage hydraulique n'exige pas de un coût de capital peu élevé, se réalise à un faible coût de production et d'entretien du réseau de distribution et permet une réduction des aires d'entreposage des résidus en surface.

- **Le remblai rocheux** est produit à partir de stérile distribué sous terre par un réseau de cheminées et transporté aux chantiers par convoyeur ou par camion, selon la géométrie du gisement. Lorsque requis, le mélange du stérile et du liant s'effectue aux points de déversement du remblai dans le chantier. L'utilisation du remblai rocheux permet l'emploi du stérile provenant du développement souterrain ou d'une fosse à ciel ouvert.

- **Le remblai en pâte** est un mélange de rejet de concentrateur, d'eau de procédé et de liant hydraulique ramené à un pourcentage solide variant de 70 à 85 % solide suivant la pression de pompage opérationnelle. L'utilisation du remblai en pâte, pour le remblayage des chantiers souterrains, permet l'utilisation de la totalité ou presque des rejets de concentrateur. L'emploi de ce type de remblai entraîne toutefois d'importants coûts d'infrastructures en surface, et la résistance des remblais en pâte est plus faible que celle du remblai rocheux pour les mêmes quantités de liant.

Avantages et Inconvénients

Les Avantages :	Inconvénients
Faible investissement (dans les machines)	La production de minerai est très cyclique
Développement minimal avant l'exploitation	Faible productivité (car l'utilisation de la mécanisation est faible et travaux de remblayages)
Méthode sélective	La méthode nécessite beaucoup de main d'œuvre et main d'œuvre qualifié
Changement de la méthode peut être facilement réalisé	Le personnel travaille sous un toit fraîchement coupé qui peut causer des problèmes de sécurité.
Faible dilution (l'ouverture est faible)	

6. Méthodes d'Exploitation des Gisements en Plateure

Il existe plusieurs méthodes d'exploitation sont applicable à ses type des gisements, telle que :

- 1) L'exploitation par chambres et piliers.
- 2) L'exploitation par longue taille.

6.1. Méthodes d'Exploitation par Chambres Et Piliers

L'exploitation par chambres et piliers « *room and pillar* » s'applique pour tous les types de gisements mais principalement aux formations d'origine sédimentaire (ex. potasse, sel, fer, bauxite), dont le pendage ne dépasse pas une vingtaine de degrés. C'est une méthode d'exploitation très répandue dans les exploitations à faible profondeur (jusqu'à quelques centaines de mètres).

L'abattage du minerai se fait le plus souvent par foration puis tirs de mine pour fragmenter et ébouler la partie qui va être extraite. Des vides (ou chambres) sont ainsi créés et séparés par des piliers de minerai laissés en place qui supportent, au moins temporairement, le poids des terrains sus-jacents et assurent la stabilité globale de la mine.

On distingue deux méthodes d'exploitation par chambres et piliers, telle que :

- 1) L'exploitation par chambres et piliers abandonnés.
- 2) L'exploitation par traçage et dépilage

Conditions d'application de la méthode

<i>Pour les roches dures (Hard Rock) (ex : calcaire, dolomite, les métaux (zinc, cuivre, or, etc.)).</i>	<i>Pour les roches tendre (Soft Rock) (ex : charbon, potasse, sel, etc.)</i>
Bonne stabilité du minerai et des roches encaissantes (roches du toit) ;	Bonne stabilité des roches encaissantes (roches du toit) ;
La forme : tabulaire lenticulaire (variable) ;	La forme : tabulaires (couches), grand étendue latérale ;
Puissance allant de 2 à 30 mètres et rarement plus (modérée)	Puissance allant de 2 à 30 mètres et rarement plus (modérée) ;
Pendage : généralement <30° à l'horizontale ;	Pendage : généralement horizontale ou <15° à l'horizontale ;
Qualité de minerai : faible à bonne qualité ;	Qualité de minerai : bonne qualité ;
Profondeur de gisement : En général, ne dépasse pas les 700-800 mètres.	Profondeur de gisement : de préférence moins de 600 mètres.

6.1.1. Méthode par chambres et piliers abandonnés ($\alpha \leq 20^\circ$)

Le principe de cette méthode est d'enlever le minerai tout en laissant en place des piliers qui assurent le maintien des terrains situés au-dessus du gisement. Les travaux d'abattage du minerai se fait par tir de mine horizontales, en avançant sur plusieurs front en formant des vides (chambres) séparés par du minerai laissés en place pour empêcher le toit de s'effondrer.

6.1.1.1. Travaux Préparatoires

a) *Cas des gisements de puissance inférieur à 5m*, la méthode consiste dans un premier temps, à tracer des chambres de 4 à 5m de largeur, en chassant, laissant entre elles des piliers de 4 m de largeur et de 12 m de longueur, et dans un deuxième temps, de récupérer en rabattant une partie des piliers par creusement de Refonte de 4 m au milieu du pilier (Fig.4.24). On abandonne des piliers de 16 m² de section pour supporter le toit sur une section de 64 m². L'emplacement des piliers, leurs formes et dimensions et leur fréquence dépendra d'une étude géotechnique sur la base des caractéristiques du gisement et de l'exploitation (failles, nature des épontes, la taille de la chambre, la profondeur, etc...).

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

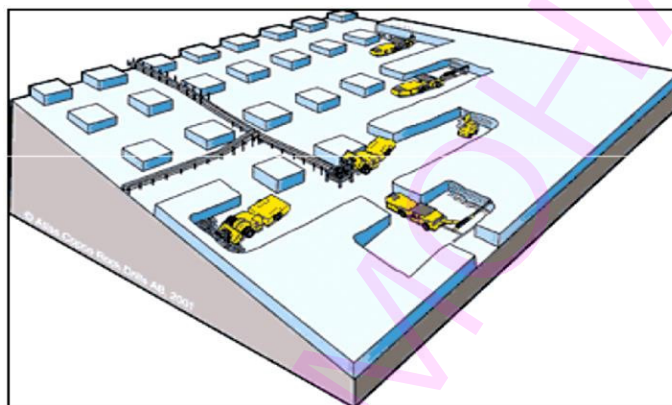


Figure 4.24. Principe d'exploitation par chambre et pilier (gisement mince).

6.1.1.2. Travaux d'abattage

Le front de taille est attaqué par foration et tir de mines, de la même manière que le front d'attaque lors du percement des galeries. La largeur et la hauteur du front correspondent aux dimensions de la galerie, qui peuvent être assez importantes.

Les avantages :

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

Les inconvénients :

- Quand la profondeur augmente, le taux de défrètement (le rapport de la surface de matériau exploité sur la surface de matériau initialement en place, dans un plan parallèle

aux épontes) diminue rapidement. C'est donc une méthode convenant aux faibles profondeurs ;

- C'est une méthode qui peut convenir pour exploiter les zones minéralisées pour protéger les installations en surface (agglomérations).

b) Cas des gisements de puissance supérieur à 5m

Dans les gisements épais (puissants), l'abattage commence en générale à partir du toit. On réalise une première coupure supérieure. L'abattage est ensuite assuré à l'aide des trous verticaux ou horizontaux (Fig.4.25). On procède au dépilage par tranches horizontale successives à partir du haut. Au fur et à mesure que la coupure supérieure progresse, le toit est supporté en générale par des boulons ou d'étai de bois. L'exploitation d'un panneau se fait en rabattant ou en chassant. L'utilisation des trous horizontaux nécessite la création d'une coupure verticale. Le dépilage dans les gisements plats favorise l'utilisation des équipements mécanisés. Le chargement est assuré à l'aide des équipements sur pneus ou sur chenille ; le transport par camion navettes ou des chargeuses transporteuses. Habituellement, on utilise pour cette opération des chargeuses et des camions à benne basculante ordinaires. Pour les galeries de faible hauteur, il existe des chargeuses et des camions spéciaux.

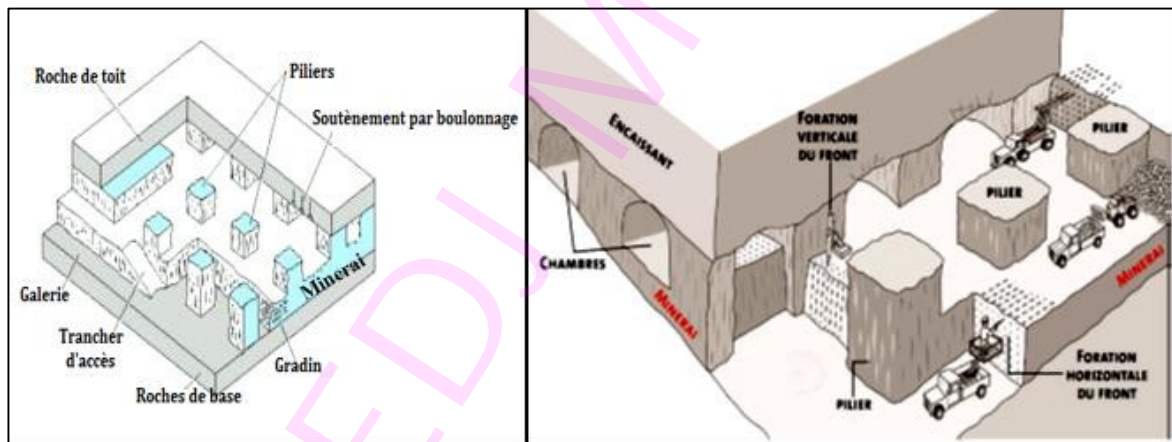


Figure 4.25. Principe d'abattage par chambres et piliers (gisement puissant).

Les avantages :

- La multiplicité des fronts d'attaque (large front) permet d'assurer une grande productivité.

Les inconvénients :

- Les piliers étant plus long que les piliers de la première méthode ils peuvent subir des dégradations plus rapides.
- Maîtrise du toit du fait de sa hauteur devient plus difficile (risque de chutes de blocs)

6.1.2. L'exploitation par Chambres et Piliers pour des Gisements Pentus

Cette exploitation va concerner les gisements tabulaires (plateaux, hautes plaines) à pendage compris entre 15° et 30° : cela représente une pente trop forte pour les véhicules sur pneus et trop faible pour la chute libre du minerai par gravité.

Les trous de mine vont habituellement être forés avec des perforatrices à main et les matériaux abattus sont déblayés par des scrapers (Fig.4.26b). Si toutefois une exploitation mécanisée peut être réalisée (Fig.4.26a), des chambres en gradins sont établies pour obtenir une surface convenant aux véhicules sur pneus.

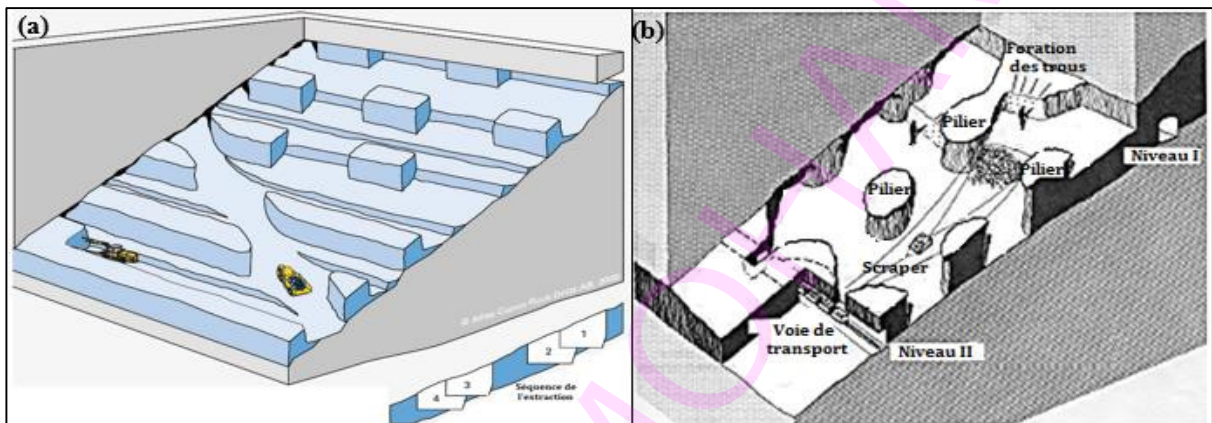


Figure 4.26. Méthode d'exploitation par chambres et piliers (gisements pentus)
a- mécanisé, b- non mécanisé

L'exploitation commence par le traçage des chambres horizontales successives de plus en plus profondes, à partir d'une galerie servant à la fois d'accès et de roulage. Le premier étage horizontal suit le toit. L'étage suivant est tracé un peu plus bas dans la même direction, et ainsi de suite en descendant, de façon à obtenir un découpage en gradins. Des piliers de minerai sont laissés en place pour supporter le toit. Après avoir tracé complètement deux ou trois chambres contiguës, on passe à l'étage inférieur, en laissant un long pilier de minerai.

Des parties de ce pilier peuvent être récupérées ultérieurement, en pratiquant des recoupes et des refontes depuis le chantier situé au-dessous. Les engins modernes montés sur pneumatiques sont bien adaptés à l'exploitation par gradins.

L'abattage peut se faire de façon entièrement mécanique au moyen des matériels mobiles courants.

6.1.3. Méthode de Traçage et Dépilage

C'est une méthode qui convient aux couches minéralisées de faible puissance $\leq 5\text{m}$, (Fig. 4.27). Le principe de cette méthode consiste à creuser une série de chambres parallèles (4 à 5m de largeur et 60 à 120m de longueur) appelées "traçages". Ces chambres sont séparées entre elles par des piliers de 12 à 20m de large. Ces piliers sont exploités de la façon suivante :

On perce une enlèvre de 4 m de large (*Recoupe (1)*), qui laisse entre les éboulements un rideau (2). Ce rideau (2) est finalement, partiellement exploité à son tour, en traçant une refente (3) 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 %.

Ces piliers sont ensuite récupérés partiellement, seuls les piliers résiduels de 2 m de côté sont abandonnés et foudroyés.

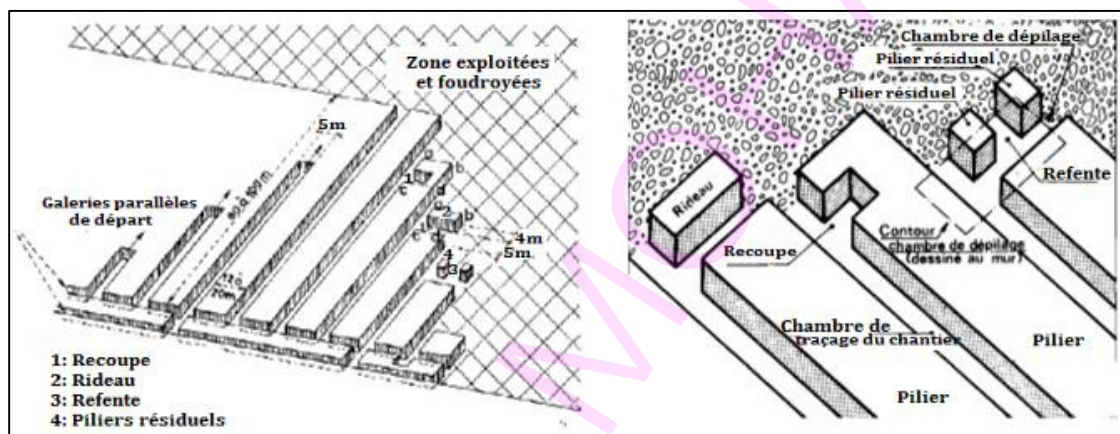


Figure 4.27. Méthode d'exploitation par traçage et dépilage

Les avantages :

- Méthode simple à appliquer est reconnue par la facilité de sa mise en œuvre ;
- La multiplicité des fronts d'attaque permet d'assurer une grande productivité.

Les inconvénients :

- Difficulté d'aérage du chantier.
- Problème de dilution puisque la méthode fait partie des méthodes de foudroyage.

6.2. Méthode d'Exploitation par Longues Tailles

Les longues tailles conviennent aux gisements en couches de forme régulière, d'épaisseur réduite et de grande extension horizontale (par exemple une veine de charbon, une couche de potasse). C'est l'une des principales méthodes utilisées pour l'extraction du charbon.

Le principe de La méthode par longues tailles avec soutènement marchant (supports de plafond hydrauliques auto-avancés), est d'extraire le minerai sur la longueur de panneaux (en moyenne 200 mètres) sur des hauteurs variables (environ 3 mètres), le minerai est abattu par tranches (sur un front se déplaçant parallèlement à lui-même dans la veine (couche minéralisée)). Une allée est maintenue ouverte au front de taille, et on laisse le toit s'ébouler à l'arrière taille à une distance sûre pour les mineurs et de leur matériel.

6.3. Travaux Préparatoires

Les travaux préparatoires comprennent le **traçage des galeries** d'accès aux chantiers et de transport du minerai au puits d'extraction.

La couche à exploiter étant d'épaisseur réduite et de grande extension horizontale, il est généralement possible de l'exploiter par un réseau assez simple de galeries. Les galeries de roulage sont tracées dans la couche même (Fig.4.28). La distance entre deux galeries de roulage voisines détermine la longueur du front de taille.

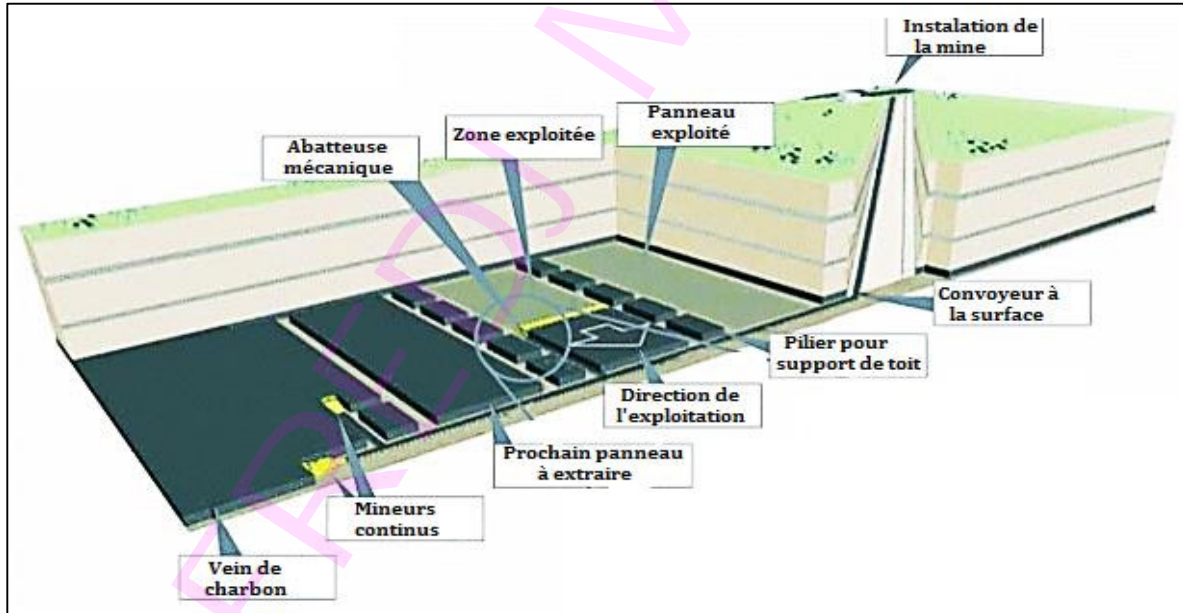


Figure 4.28. Méthode d'exploitation par longues tailles

6.4. Travaux d'Abattage

L'exploitation est complètement mécanisée, l'abattage se fait par le passage d'un engin d'abattage (*Abatteuse mécanique*) qui circule sur un rail entre les 2 extrémités de la zone

d'extraction. Le charbon tombe alors par pression dans un *convoyeur blindé* qui évacue les matériaux hors de la zone d'extraction, et de laisser les terrains s'effondrer (Fig.4.29).

Au lieu de laisser en place un pilier ou de remblayer la zone d'exploitation, on abrite le personnel et le matériel provisoirement pendant l'extraction par un soutènement marchant qui se déplace en même temps que l'engin d'abattage.

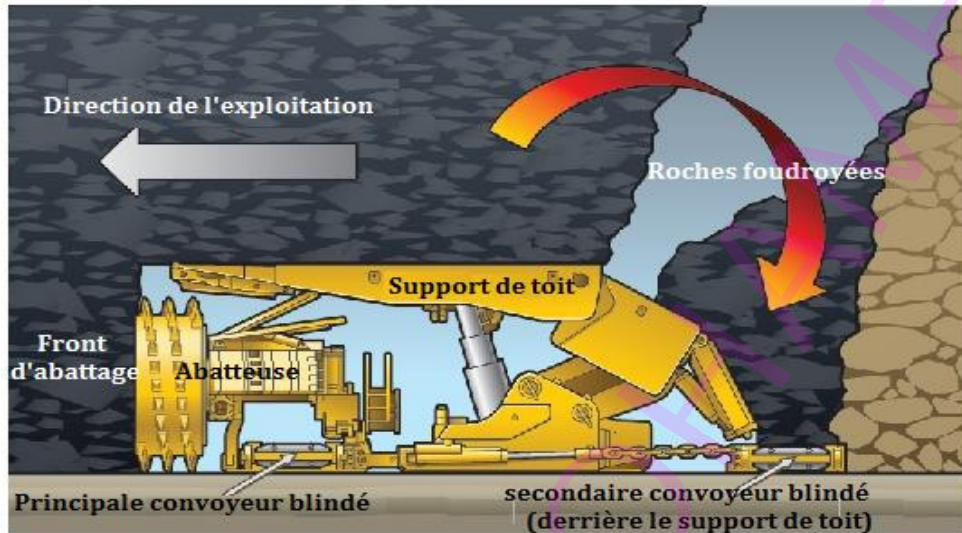


Figure 4.29. Principe de fonctionnement de longue taille

Le pilotage de l'Abatteuse mécanique et de l'ensemble de l'installation (Fig.4.30) (support hydrauliques du soutènement, convoyeur blindé) se fait à distance à une extrémité de la taille. Un système de vérins hydrauliques permet de faire avancer l'installation pour se caler à nouveau à la base de la couche de minerai afin de recommencer le cycle de production. Cette méthode permet de ne pas laisser de vides souterrains en fin d'exploitation, mais peut générer des secousses sismiques provoquées par la rupture du terrain, pendant la période d'extraction, qui sont ressenties au fond et au jour.

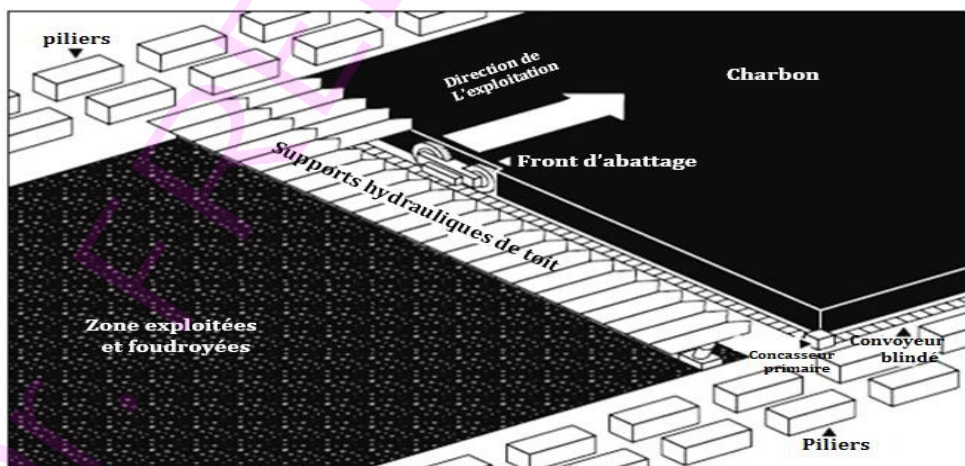


Figure 4.30. Schéma de la méthode longue taille

Avantages et Inconvénients

Les avantages

- Méthode productive (taux de production très élevé que les autres méthodes (après le foudroyage du bloc)) ;
- Bonne récupération (90% ou plus), et faible dilution ;
- Adéquat pour le toit pauvre (roches sus-jacentes instables) ;
- Méthode plus sûr (les travailleurs sont tout le temps sous le support de toit).

Les inconvénients

- Mauvaise fonctionne en couches d'épaisseur irrégulière.
- Le contrôle de la poussière est difficile
- Investissement élevé dans l'équipement
- Duré de changement de panneau très élevé (ce changement prend 10 à 30 jours pour être exécuté et effectué, en moyenne, 1 à 3 fois par an)
- effondrement immédiat du toit après le retrait du support de toit,
- Développement significatif dans la préparation du panneau ;

Conclusion

Dans ce chapitre, les principales méthodes utilisées dans l'exploitation minière en souterraine avec leurs différentes hypothèses ont été détaillées.

Références bibliographiques

- A.B, Cummins and I.A, Given, (eds.), Vol.1. SME-AIME., New York, 12.2–12.13.
- A.B, Szwilski and M.J, Richards. (1987). *Underground Mining Methods and Technology*, Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam.
- B, BOKY. (1968). *Exploitation des Mines*, Edition Mir, Moscou.
- Boshkov, S.H., Wright, F.D., 1973. *Basic and Parametric Criteria in the Selection, Design and Development of Underground Mining Systems*, SME Mining Engineering Handbook,
- Charles N., Bailly, L., Urien, P., Labbé, J. F. (2017) – *Exploration minière*. Collection « La mine en France ». Tome 4.
- Chibka, N. (1980). *Exploitation des gisements métallifères*. Edition n°623. 1/80, Université de Annaba, office des publications universitaires, Hydra, Alger.
- Darling, P., & Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.). (2011). *SME mining engineering handbook*. Englewood, Colo.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Gertsch, R. E., Bullock, R. L., & Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.). (1998). *Techniques in underground mining: Selections from Underground mining methods handbook*. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Hamrin, H., (1982). *Choosing an Underground Mining Method*, *Underground Mining Methods Handbook*, Sec. 1.6, W.A. Hustrulid, ed., SME-AIME, New York, pp. 88–112.
- Hartman, H. L. (1992). *SME mining engineering handbook*. Littleton, Co: Society for mining, metallurgy & exploration.
- Hartman, H.L. and Mutmansky, J.M. (2002). *Introductory Mining Engineering*. John Wiley & Sons.
- Irvine, J.C. (1982). *Recovery of Pillars Between Blast hole Shrinkage and Sublevel Stopes at the Pea Ridge Mine*,” *Underground Mining Methods Handbook*, Sec. 2, Chap. 10, W.A. Hustrulid, ed., SMEAIME, New York, pp. 447–455.
- Jack, Haptonstall. (2011). *Mining Consultant*, Pincock Allen & Holt, Lakewood, Colorado, USA, SME.
- Kvapil, R. (1992). *Sublevel caving*. In *SME Mining Engineering Handbook*. Edited by H.L. Hartman. Littleton, CO: SME.
- Lowrie, R. L., & Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.). (2002). *SME mining reference handbook*. Littleton, Colo: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Matikainen, R. (1981). *Sublevel Stopping in Finland*, *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines*, Chap. 45, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 627–633.
- Souza, E., De, Gagné. D., Archibald, J.F. (2001). *Minefill Applications, Practices and Trends in Canadian Mines*.