

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement supérieur et de la Recherche scientifique
Faculté : Sciences de la terre
Département : Des mines



Polycopié de cours

Matière : Exploitation à ciel ouvert

Ce cours est destiné aux étudiants de troisième année licence, spécialité Exploitation des Mines, du Département des Mines, Faculté des Sciences de la Terre, Université Badji Mokhtar - Annaba.

Réalisé par :

Dr.TABET .Abdelhak

Email: abdelhak.tabet@univ-annaba.dz / tabetabdelhak@gmail.com

Maitre de conférences classe A, Département des Mines, Faculté des Sciences de la Terre, Université Badji Mokhtar - Annaba.)

Année 2024-2025

Table des matières

Introduction générale	01
Chapitre I : Généralités sur l'exploitation à ciel ouvert	
I. DEFINITIONS.....	04
II. CLASSIFICATIONS DES GISEMENTS DES MINERAUX UTILES.....	07
II. 1. Morphologie des corps de minerais.....	07
II. 2. Puissance d'un gisement.....	10
II. 3. Pendage d'un gisement.....	10
II. 4. La position à la surface.....	11
III. CLASSIFICATION DES RESERVES DE MINERAUX UTILES.....	12
IV. ETAPES D'UN PROJET MINIER.....	13
V. EXPLOITATION MINIÈRE.....	14
V.1.1 les travaux miniers à ciel ouvert.....	15
V. 2. L'exploitation souterraine.....	15
V. 3. Exploitation minière combinée.....	16
V. 4. Choix d'un mode d'exploitation (A ciel ouvert ou souterrain).....	17
VI. Principaux éléments de la mine à ciel ouvert.....	17
VII. Les étapes essentielles d'une exploitation minière à ciel ouvert.....	19
Chapitre II : Rapport de découverte	
I. DEFINITION DU RAPPORT DE DECOUVERTURE.....	21
II. TYPES DE RAPPORT DE DECOUVERTURE.....	22
II. 1. Rapport de découverte moyen (K _{moy}).....	22
II. 2. Rapport de découverte courant (K _c).....	23
II. 3. Rapport de découverte de contour (K _{cont}).....	23
II. 4. Rapport de découverte maximum admissible (K _{max}).....	23
II.5. Les méthodes de découverte.....	24
III. DETERMINATION DES PARAMETRES PRINCIPAUX DE LA MINE.....	26
III. 1. Profondeur finale de la mine.....	26
III.2. DETERMINATION DU CONTOUR INFERIEUR ET SUPERIEUR.....	28
III.3. ANGLE DU TALUS DES BORDS EXPLOITABLES ET INEXPLOITABLES.....	30
Chapitre III : Ouverture des gisements à ciel ouvert	
I. CHOIX DU MODE D'OUVERTURE.....	33
II. MODES D'OUVERTURES DES GISEMENT A CIEL OUVERT.....	34
II 1. Suivant la disposition par rapport au contour du champ minier.....	34
II 2. Suivant le nombre des gradins qui elles desservent.....	35
II 3. Suivant la destination principale de la tranchée.....	40
II. 4. Schéma d'accès combiné.....	41
III. ÉTAPES DE CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES.....	41
IV. LA GEOMETRIE DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES.....	42
IV 1. Paramètres de la demi-tranchée d'accès.....	42
IV 2. Construction de la demi -tranchée.....	43
V. LES OUVRAGES MINIERS.....	44
Chapitre IV : Méthodes d'exploitation à ciel ouvert	
I. CLASSIFICATION DES METHODES D'EXPLOITATION.....	49
II. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "RJEVSKY".....	49
II 1. Méthodes continues.....	49
II 2. Méthodes de fonçages.....	49
III. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "CHECHKO".....	50
IV. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "ARSENTIEV".....	55
IV. 1. Méthode par fosses.....	56

IV. 2. Méthode en découverte.....	58
V. LES PARAMETRES D'EXPLOITATION.....	59
V. 1. La Hauteur du gradin.....	59
V. 2. La largeur d'enlevure.....	60
V. 3. La largeur de plate- forme de travail.....	61
Chapitre V : Travaux de forage et de Tir	
I. EXIGENCES TECHNOLOGIQUES DES TRAVAUX D'ABATTAGE.....	65
II. TRAVAUX DE FORAGE.....	67
II. 1. Choix du mode de Forage.....	67
II. 2. Composants d'un système de foration.....	68
II 3. Qualité de la foration des trous.....	70
II. 4. Préparation et Travaux auxiliaires de forage.....	71
III. TRAVAUX DE TIR.....	72
III. 1. Caractéristiques techniques des substances explosives.....	72
III. 2. Processus de la fragmentation des roches par explosifs.....	73
III. 3. Principaux Paramètres influents sur la qualité de la fragmentation.....	74
III. 4. Calcul des paramètres de forage et de tir.....	74
III. 5. DEBITAGE SECONDAIRE.....	86
Chapitre VI Chargement et Transport	
I. CHARGEMENT.....	87
I .1. Engins de chargement.....	87
I. 2. Rendements des engins de Chargement.....	90
II. TRANSPORT.....	91
II. 1. Engins de transport.....	92
II. 2. Paramètres de Transport.....	93
Chapitre VII : Mise a terril	
I. MODE DE TERRIL.....	95
II. CHOIX DU MODE DE TERRIL.....	96
III. ENGINS UTILISES POUR CONSTITUER LES TERRILS.....	99
IV. PARAMETRES TECHNIQUES DE LA MISE A TERRIL.....	102
IV 1. Surface du terril.....	102
IV 2. Nombre de bulldozer.....	102
Conclusion générale.....	104

Liste des figures

Liste des figures

Fig. 01 : Les ressources minérales dans notre vie quotidienne	01
Fig. 02 : Localisation des principaux gisements des différents minéraux en Algérie.....	02
Fig.03 : Définitions d'un minéral en anglais.....	05
Fig.04 : Minerai.....	05
Fig.05 : Roche.....	06
Fig. 06 : Principaux types de gisement.....	08
Fig. 07 : Configuration d'un gisement des minéraux utiles avec ces éléments	10
Fig. 08 : Divers angles de pendage de la couche	11
Fig. 09 : Gisements du minerai selon leur position par rapport à la surface	11
Fig. 10 : Mines à ciel ouvert.....	14
Fig. 11 : Schéma des composantes principales d'une mine souterraine	15
Fig. 12 : L'entrée d'une mine souterraine	16
Fig. 13 : Schéma de l'exploitation minière combinée	16
Figure 14 : Éléments d'une mine à ciel ouvert.....	18
Figure 15 : Éléments d'une mine à ciel ouvert.....	18
Fig .16 : La notion de rapport de découverte	22
Fig. 17 : Schéma représente rapport de découverte moyen (Kmoy)	22
Fig.18 : Schéma représente rapport de découverte de contour (K cont)	23
Fig.19 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements plateurs	26
Fig.20 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements inclinés	27
Fig.21 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements dressants	28
Fig.22 : Dimensions de la carrière pour les gisements horizontaux	28
Fig.23 : Dimensions de la carrière pour les gisements inclinés	29
Fig.24 : Dimensions de la carrière pour les gisements dressant	29
Fig.25 : Angles des bords de la mine à ciel ouvert.....	30
Fig. 25 : Types de tranchées selon leurs formes et la position de son fond	32
Fig. 26 : Types de tranchées dans les mines à ciel ouvert.....	33
Fig. 27 : Tranchée d'accès extérieur	35
Fig. 28 : Tranchée d'accès intérieure	35
Fig. 29 : Tranchées extérieure isolées.....	36
Fig. 30 : Tranchées intérieure isolées.....	36
Fig. 31 : Tranchée extérieure de groupe.....	37
Fig. 32 : Tranchée intérieure de groupe.....	38
Fig. 33 : Ouverture par tranchée commune extérieure	38
Fig. 34 : Ouverture par tranchées communes intérieure droite.....	39
Fig. 35 : Ouverture par tranchée commune intérieure en cul-de-sac.....	40
Fig. 36 : Schéma d'accès par tranchée intérieure commune en spirale	40
Fig. 37 : Paramètres géométriques de la demi –tranchée.....	43
Fig. 38 : Technologie de creusement des tranchées sans transport.....	46
Fig .39 : Méthode dite sans transport simple.....	53
Fig.40 : Méthode d'exploitation avec emploi d'engins de transfert.....	54
Fig .41 : Caractère du chargement des roches sur le gradin en exploitation	56
Fig.42 : Schéma d'une exploitation à ciel ouvert en fosse	56
Fig .43 : Méthode d'exploitation par fosses emboîtées	57
Fig.44 : Schémas des systèmes d'exploitation en découverte	58
Fig.45 : Schéma représentatif la hauteur de gradin dépend la hauteur de creusement des engins de chargement.....	59
Fig.46 : Schéma représente d'un front de travail avec emploi d'excavateur	60

Liste des figures

Fig.47: La largeur d'enlevure lors de la fragmentation des roches dures par l'explosif.....	61
Fig.48 : Dimensions optimal de calculs des plateformes de travail dans différentes hauteurs des gradins.....	62
Fig.49 : Schéma de calcul largeur de plateforme de travail dans les roches dures	63
Fig.50 : Principe de forage rotatif et la roto percutant.....	68
Fig.51: Principaux erreurs de foration.....	70
Fig.52 : Schéma représente les principales phases de tir.....	74
Fig.53 : Schéma de plan de tir.....	81
Fig.54: Géométrie de tir.....	82
Fig.55 : Exemples des hors-gabarits dans une mine à ciel ouvert et processus de débitage secondaire.....	86
Fig.56: Pelle hydraulique frontale.....	89
Fig.57 : Excavatrice à godets multiples.....	89
Fig.58 : Transport par camion CATERPILAR.....	93
Fig.59: Exploitation d'un gisement plateure avec terrils intérieurs.....	97
Fig.60 : Exploitation d'un gisement avec terrils extérieurs.....	98
Fig.61 : Exploitation d'un gisement avec terrils combinées.....	99
Fig.62 : Mise à terril par bulldozer.....	100
Fig.63 : Mise à terril par pelle mécanique.....	100
Fig.64 : Mise à terril par excavateurs à godets multiples.....	101
Fig.65 : Mise à terril par charrues.....	101

Liste des tableaux

Liste des tableaux

Tableau 01 : Coefficient d'allongement du tracé en fonction du type de jonction	43
Tableau 02 : Angle du talus d'après le coefficient de dureté de Protodiakonov	45
Tableau 03 : Méthodes d'exploitation des mines à ciel ouvert d'après "E. Chechko"	51
Tableau 04 : Choix des angles α et γ en fonction de la dureté des roches	64
Tableau 05 : Classification de l'indice de tirabilité des roches selon Rjevesky	77
Tableau 06 : Classification de l'indice Kc en fonction du diamètre du trou et de la consommation spécifique étalon de l'explosif	78
Tableau 07 : Classification de l'indice Ksd en fonction du nombre de surfaces dégagées	78
Tableau 08 : Résistance au tirage de quelques roches	83
Tableau 09 : Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous	83

Introduction générale

INTRODUCTION GENERALE

Depuis la Préhistoire, les humains exploitent les ressources minérales. Roches, minéraux et métaux sont devenus indispensables à notre quotidien : le cuivre pour les fils électriques, le sable pour les vitres et le béton, l'argile pour les tuiles et les briques, les terres rares pour les haut-parleurs de nos téléphones, ou encore le kaolin pour le papier et la vaisselle. Tous ces matériaux minéraux, qui composent les objets de notre vie de tous les jours, proviennent des ressources extraites du sous-sol.



Fig. 01 : Les ressources minérales dans notre vie quotidienne

L'exploitation minière permet d'obtenir diverses substances minérales, jouant un rôle essentiel dans le développement économique du pays. Dans notre pays, l'industrie minière est présente sur l'ensemble du territoire national (Fig. 02).

La demande en matières premières ne cesse d'augmenter, ce qui oblige à intensifier les travaux d'extraction tout en veillant à préserver l'environnement.

Des questions cruciales liées à l'exploitation minière doivent être résolues de manière technique et scientifique : exploitation optimale des ressources naturelles,

Introduction générale

amélioration des technologies et des méthodes de mécanisation, développement de techniques d'extraction générant un minimum de déchets, ainsi qu'une automatisation des principaux processus technologiques.

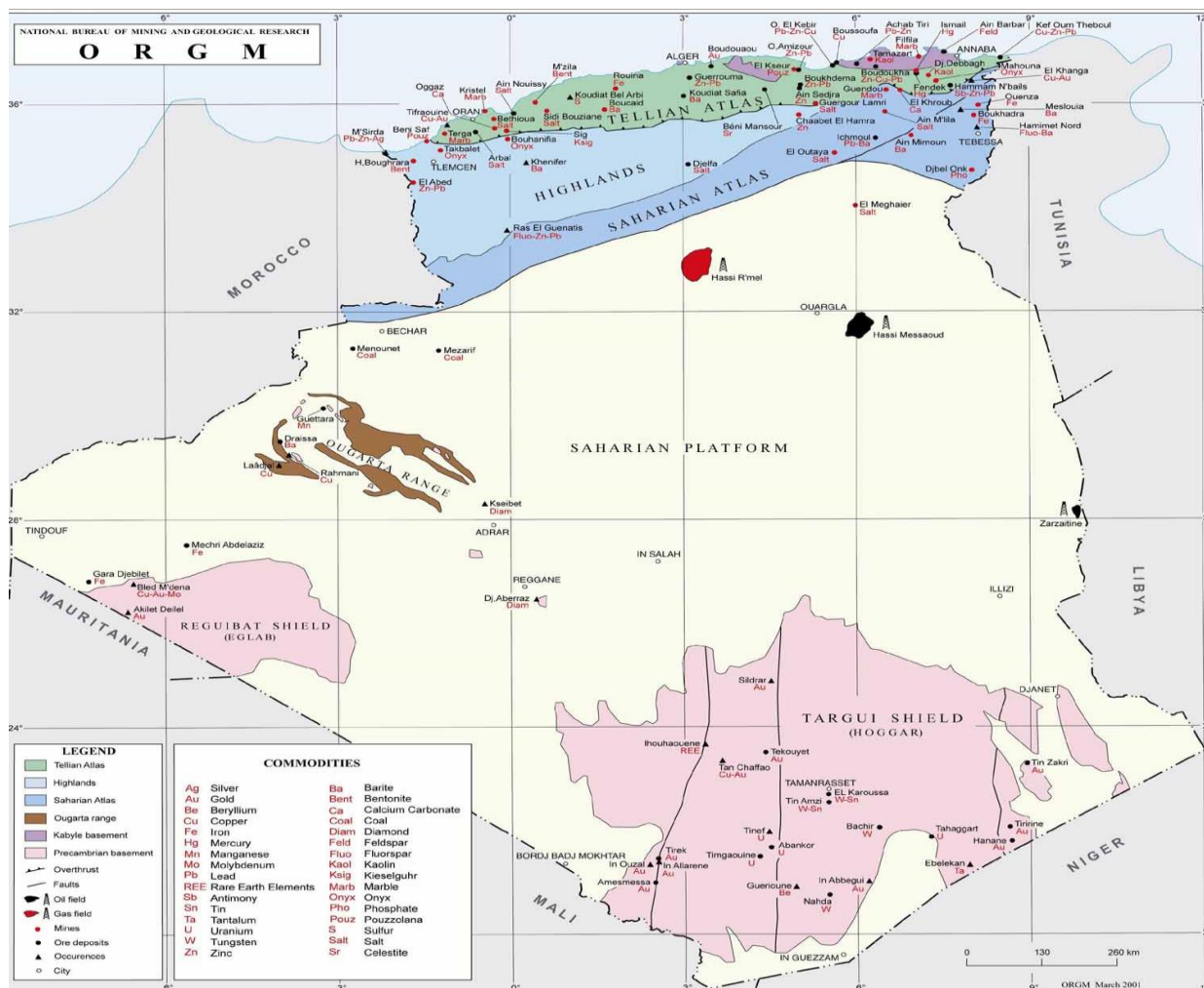


Fig. 02 : Localisation des principaux gisements des différents minéraux en Algérie

Dans ce cours, nous aborderons les principales techniques d'exploitation des mines à ciel ouvert à travers plusieurs chapitres détaillés :

- **Chapitre 1 : Généralités sur l'exploitation à ciel ouvert**

Ce chapitre introduit les concepts fondamentaux, notamment les caractéristiques générales des gisements, les éléments d'une mine à ciel ouvert et les étapes essentielles d'une exploitation minière à ciel ouvert.

- ***Chapitre 2 : Rapport de découverte***

Ce chapitre traite de la notion du rapport de découverte, un paramètre clé dans l'exploitation des mines à ciel ouvert.

- ***Chapitre 3 : Ouverture des gisements à ciel ouvert***

Nous y étudierons les différentes techniques d'ouverture des gisements, telles que l'exploitation par demi-tranche d'accès, par tranchée commune ou par tranchée de groupe, ainsi que les travaux miniers nécessaires à cette étape.

- ***Chapitre 4 : Méthodes d'exploitation à ciel ouvert***

Ce chapitre présente les différentes méthodes d'exploitation, leur classification et les critères de choix de la méthode la plus adaptée en fonction des caractéristiques du gisement et des contraintes techniques et économiques.

- ***Chapitre 5 : Travaux de forage et de tir***

Ce chapitre est consacré aux techniques de forage et de tir, en détaillant les types d'engins utilisés, les méthodes de forage et les calculs des paramètres essentiels pour une exploitation efficace.

- ***Chapitre 6 : Opérations de chargement et de transport***

Ici, nous analyserons les différentes opérations de chargement et de transport, en passant en revue les types d'engins utilisés, leurs paramètres techniques et leurs rendements dans le cadre de l'exploitation minière à ciel ouvert.

- ***Chapitre 7 : Mise à terril***

Ce dernier chapitre est dédié au processus de mise à terril, une étape essentielle dans la gestion des matériaux extraits et leur impact environnemental.

Ce cours vise à fournir une compréhension approfondie des techniques d'exploitation à ciel ouvert et des choix stratégiques associés à chaque étape du processus minier.

Chapitre I : Généralités sur l'exploitation à ciel ouvert

INTRODUCTION

Depuis l'aube des temps, l'homme cherche à satisfaire ses besoins en créant divers outils et instruments : les montres pour mesurer le temps, les téléphones pour communiquer, etc. Ces outils et instruments font appel à des éléments présents dans la nature, tels que le fer, le cuivre, le cobalt, et bien d'autres [USGS., 2022].

Pour obtenir ces éléments, l'homme se consacre à des activités d'extraction de la croûte terrestre, que l'on appelle l'exploitation minière. Avant d'aborder ce domaine, il est essentiel de définir certains termes. L'exploitation minière est probablement la seconde activité la plus ancienne de l'humanité, après l'agriculture, qui a joué un rôle primordial dans le développement de la civilisation [Hartman & Mutmansky., 2002].

I. DEFINITIONS

L'exploitation minière utilise de nombreux termes et expressions spécifiques qui permettent de caractériser le terrain et d'identifier les professionnels du secteur. Certains termes généraux méritent d'être définis dès le départ pour faciliter la compréhension de ceux qui seront présentés ici.

➤ **Minéral :**

On appelle Minéral chaque substance minérale naturelle se trouvant dans l'écorce terrestre que peut être utilisée par l'homme dans sa vie dans les buts divers (cités précédemment) à l'état naturel ou après un traitement préalable [Miller, D. D. 2017].

En géologie, un minéral est un solide naturel qui possède une composition chimique et une structure cristalline bien définies. Le mot minéral vient du latin médiéval *minera*, qui signifie minerai ou mine. Plusieurs milliers de minéraux sont connus. Parmi ceux-ci, une centaine sont des composants de roches. Voici quelques exemples de minéraux et leurs formules chimiques : Calcite (CaCO_3), Cuivre (Cu) [Klein & Dutrow 2007].



Fig.03 : Définitions d'un minéral en anglais

➤ **Minerais :**

sont des substances minérales naturelles contenant des composants utiles qui peuvent être exploitées avec profit pour être utilisées après une élaboration industrielle physique et chimique. Un minerai est se compose des minéraux utiles et inutiles disséminés dans ce minerai. Par exemple le minerai de fer se compose de minéraux suivant : magnétite, hématite et quartz. Les deux premiers sont utiles et le dernier est inutile de point de vue de la sidérurgie [Craig et al., 2011].



Fig.04 : Minerai

➤ **Roche :**

Une roche est une masse solide d'un ou plusieurs minéraux. Les roches sont identifiées en fonction des minéraux qu'elles contiennent et de la manière dont elles se forment. Les trois principaux types de roches sont les roches ignées (magmatiques), les roches métamorphiques et les roches sédimentaires [Tarbuck et al., 2017].



Fig.05 : Roche

➤ **Gîte minéral :**

Est toute concentration anormale dans le sous-sol de minéraux utiles à l'Homme, quelle que soit sa taille, son volume et sa valeur. C'est une notion purement géologique [Craig et al., 2011].

➤ **Gisement :**

Est une accumulation de substance utile qui est présente en concentration suffisante pour être extraite en générant des profits. Dans cette définition se trouvent à la fois les termes « substance utile » et « profit » : c'est une définition géologique et économique [Bardi, U. 2014].

Un gisement, est un gîte ou une partie de gîte minéral bien définie qui a été testé et jugé de taille, de teneur en minéral utile et d'accessibilité suffisante pour être extrait et utilisé avec profit à un moment précis [Craig et al., 2011].

" Un gîte devient un gisement lorsqu'il est économiquement exploitable. "

➤ **Stériles :**

Les roches, encaissant les minéraux utiles ou incluses dans l'épaisseur de ces derniers sont **les stériles**. Les stériles s'appellent aussi "roches de la découverte" (découverte), ou encore les "morts-terrains" [Lottermoser., 2010].

➤ **Mine et Carrière :**

Une mine est une excavation faite dans la terre pour extraire les minéraux. Les notions de "mines" ou de "carrières" sont juridiques c'est-à-dire définies par le Code Minier et sont indépendantes du fait qu'elles soient à "ciel ouvert" ou souterraines. [Darling, P. Ed. 2011].

L'emploi de l'un ou l'autre de ces termes dépend ainsi de la substance extraite. Une mine consiste en l'exploitation d'un gisement à minéraux, considérés de grande valeur.

II. CLASSIFICATIONS DES GISEMENTS DES MINERAUX UTILES

La morphologie, les dimensions et les conditions de formation des gisements influencent directement le choix de la technologie d'extraction à appliquer.

Le mineur classe les principaux types de gisements en fonction de leur géométrie (enveloppe spatiale) et de l'orientation du corps minéralisé par rapport au plan horizontal. Les gisements peuvent ainsi être catégorisés en fonction de leur forme, de leur angle de pendage, de leur épaisseur et d'autres caractéristiques géologiques [Misra, K. 2012].

II. 1. Morphologie des corps de minerais

Indépendamment de leur origine et de leur usage, les gisements de minéraux exploitables peuvent être classés, selon leur forme, en deux catégories : réguliers et irréguliers. Les gisements réguliers incluent notamment les couches, tandis que les gisements irréguliers comprennent les filons, les amas et les lentilles [Hodgson, C. J. 1989].



Fig. 06 : Principaux types de gisement

A. Les couches :

On désigne par couches, les gisements dont la masse, compacte et régulière, se trouve comprise entre 2 plans parallèles, ces gisements sont en général d'origine sédimentaire. Les gisements des sels de potassium et certains gisements de minerai de fer ont la forme de couches.

B. Filons :

On nomme filons, les gisements constitués par le remplissage, en général irrégulier et discontinu, de fractures préexistantes de l'écorce terrestre par des minerais divers.

C. Amas, Lentilles :

On appelle amas, les gisements de forme quelconque, généralement sous forme de lentille ou de forme sphéroïde dont les 3 dimensions (longueur, largeur, profondeur) sont de même grandeur. Ces amas sont faits de très forte concentration de sulfures de fer auxquels sont associés parfois des sulfures de cuivre, de zinc, de plomb.

D. Gisements porphyriques :

Sont caractérisés par de faibles teneurs et d'énormes tonnages de minerais pouvant dépasser le milliard de tonnes. Les éléments utiles (cuivre et molybdène, or ou étain parfois) sont associés à des roches porphyriques cristallines, c'est à dire à des roches granitiques qui sont mises en place à quelques milliers de mètres de profondeur

et se sont refroidies en deux temps, si bien que ces roches sont faites de gros cristaux enrobés dans une pâte plus fine.

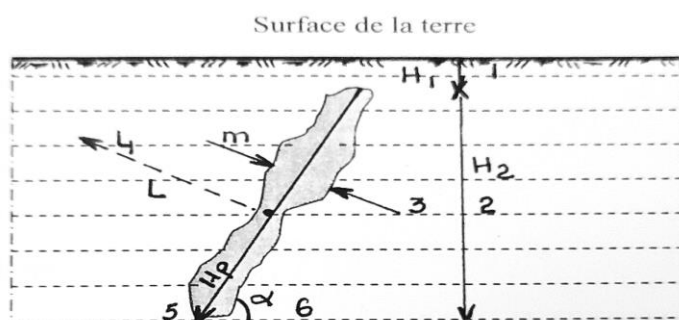
E. Les placers :

Peuvent être qualifiés de gisements secondaires. Ils sont formés, en effet, d'alluvions que des cours d'eau ont arrachées à des gisements primaires (les 4 premiers types), transportées, puis abandonnées lors d'une rupture du débit.

F. Les latérites :

Formées par l'altération sous l'effet de la pluie des roches superficielles sous climat tropical peuvent constituer parfois des gisements dits « résiduels ».

Tous les gisements des minéraux utiles possèdent les éléments suivants : La direction (c'est l'étendue de la couche en longueur), le pendage, la puissance, le toit et le mur (Fig. 07). Les roches voisinant la couche sont appelées roches encaissantes. Le contact supérieur est appelé **toit** de la couche (Hanging wall), le contact inférieur **mur** de la couche (footwall).



Désignation des paramètres

- 1. Profondeur initiale du gisement ;
- 2. Profondeur finale du gisement ;
- 3. Puissance ;
- 4. Longueur en direction ;
- 5. Profondeur en pendage ;
- 6. Angle de pendage.

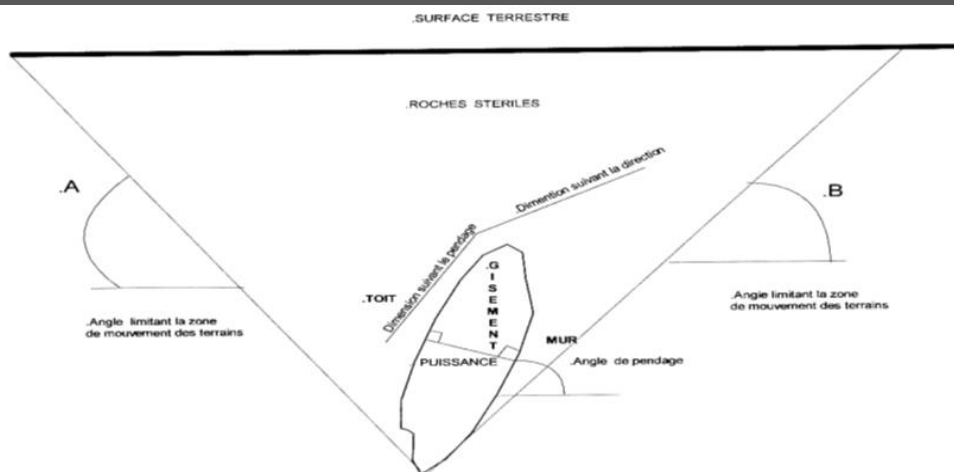


Fig. 07 : Configuration d'un gisement des minéraux utiles avec ces éléments.

II. 2. Puissance d'un gisement :

La puissance : C'est la distance orthogonale entre le toit et le mur du gisement. Sa valeur varie de quelques centimètres, jusqu'à des dizaines de mètres, et peut, dans des cas atteindre un kilomètre et même plus. Sur la base de la classification des normes technologiques de projection des mines, établis par l'institut de recherche russe GUIPROROUUD à proposer la classification suivante :

- **Gisement Très minces** : de puissance jusqu'à 0,5m.
- **Gisement minces (faiblement puissant)** : dont la puissance peut aller jusqu'à 5m.
- **Gisement de puissance moyenne** : dont la puissance varie entre 5m à 15m.
- **Gisement puissant** : dont la puissance est supérieure à 15m.

II. 3. Pendage d'un gisement :

Le pendage, Il est déterminé en fonction de la disposition du gisement dans l'espace, et le plan horizontal. Cet angle varie de 0 – 90°. Suivant cet élément, le chercheur russe V. IMINITOV, en collaboration avec des instituts de recherche et de projection des mines, a proposé la classification suivante :

- **Gisement dressant** : dont l'angle de pendage est supérieur à 45° (**Fig. 08. d**).
- **Gisements inclinés (semi dressant)** : dont l'angle de pendage varie entre 25° jusqu'à 45° (**Fig. 08. c**).

- **Faiblement inclinés ou plateaux** : avec un angle de pendage de 0° à 25° . Cette catégorie de gisements, renferme les gisements plateaux, dont l'angle de pendage peut aller jusqu'à 3° (Fig. 08. a et b).

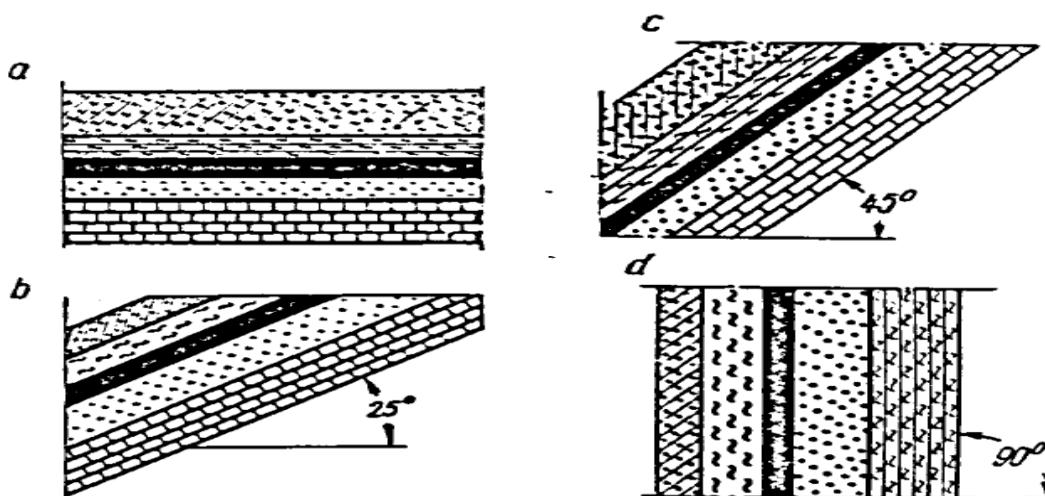


Fig. 08 : Divers angles de pendage de la couche

II. 4. La position à la surface :

Les gisements du minerai selon leur position par rapport à la surface se divisent en 4 groupes (Figure 09).

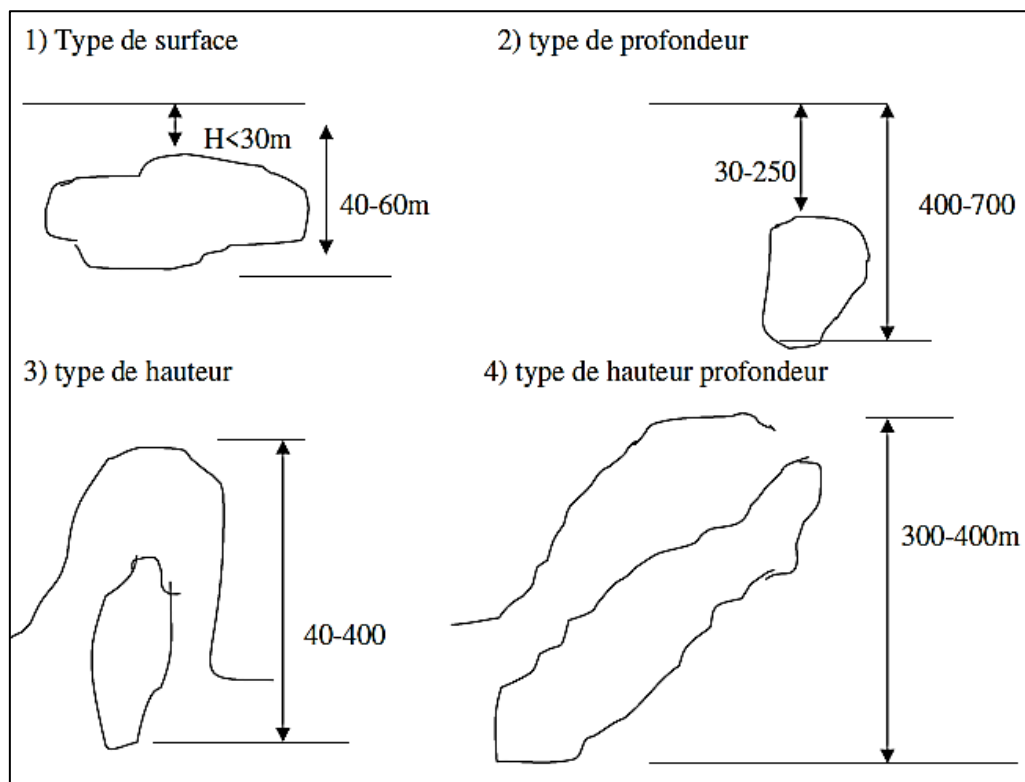


Fig. 09 : Gisements du minerai selon leur position par rapport à la surface

III. CLASSIFICATION DES RESERVES DE MINERAUX UTILES

Une ressource :

Est une concentration de minéraux qui a une perspective raisonnable d'extraction économique. Son emplacement, sa teneur, sa quantité et sa continuité sont raisonnablement connus grâce à des connaissances et des preuves géologiques spécifiques [CRIRSCO 2019].

Une réserve :

Partie d'une ressource qui peut être minée légalement et à profit selon des conditions économiques normales. La différence entre une ressource et une réserve se résume à une chose : « L'étude de faisabilité ». On classe les réserves de minéraux utiles d'un gisement d'après le degré de leur utilisation dans l'industrie et suivant le degré de prospection et d'étude du gisement.

Suivant le **degré de prospection** et l'étude du gisement, les réserves des minéraux utiles sont classées en trois catégories [N.Chibka., 1986] :

- **Catégorie A- réserves certaines** : sont les réserves entièrement prospectées, étudiées et délimitées par les travaux miniers.
- **Catégorie B- réserves probables** : sont les réserves étudiées géologiquement, relativement prospectées et partiellement délimitées par les sondages et les ouvrages miniers.
- **Catégorie C- réserves possibles** : sont celles établies par l'étude géologiques, géochimique, géotechnique, c'est –à –dire par les méthodes qui excluent tous travaux miniers.

Suivant le degré de leurs utilisations dans l'industrie et l'étude du projet (économique et technique), on distingue [N.Chibka., 1986] :

- **Les réserves géologiques :**

Correspond aux réserves totales du gisement qui ont été prospectés et identifiés, s'appellent aussi réserves totales.

- **Les réserves exploitables :**

Correspondent à la partie des réserves géologiques qui répondent aux conditions industrielle et technico-économiques pour être exploitées avec profit.

- **Les réserves inexploitable :**

C'est la partie des réserves géologiques qui ne peuvent pas être exploitées actuellement à cause de ses faibles teneurs en composant utile, des puissances réduites du gîte, des conditions défavorables de l'exploitation et de traitement. ces réserves peuvent être considérées l'objet d'utilisation industrielle à l'avenir.

IV. ETAPES D'UN PROJET MINIER

La recherche de gisements de minerais constitue la première phase de l'extraction minière. La géologie, science d'études et d'analyses de la composition des sols intervient en amont pour découvrir les futurs sites miniers. Si la présence de matières premières est détectée, ce n'est pas forcément une garantie de l'installation d'un projet minier.

L'élaboration d'un projet minier, qui doit réunir les importants investissements nécessaires à sa mise en production, nécessite la prise en compte de nombreux paramètres techniques, économiques, environnementaux et sociaux. Dans le cas où le projet minier abouti, les ressources naturelles bénéficient d'un enrichissement pour être transformées en produit industriel.

Du début des prospections minérales jusqu'à la clôture de la mine, on distingue différentes phases dans un projet minier [P. CHRISTMANN et al. 2016] :

- La recherche minière (prospection et exploration) : l'ensemble des méthodes exécutées qui permettent de découvrir un gisement avec ses caractéristiques (pendage, puissance, profondeur, .. etc), ses paramètres quantitatifs et qualitatifs.
- Etude de faisabilité (étude technico-économique) : L'objectifs de cette étude sont de démontrer que l'exploitation d'un gisement déterminé est techniquement et économiquement viable (« faisable ») et socialement accepté.
- Développement et aménagement de surface : signifient tous les travaux nécessaires avant l'ouverture et l'exploitation minière (pistes d'accès, travaux de découverte...), les travaux de construction des bâtiments administratifs, ...etc.
- L'ouverture de la mine : C'est le développement du réseau d'ouvrages donnant accès à un gisement à partir du jour.
- Exploitation : C'est un ensemble d'opérations technologiques qui consiste à l'extraction d'une substance utile du sol ou sous-sol.

- Enrichissement des minerais (Mineralurgie) : C'est le traitement ou valorisation des minerais en appliquant un ensemble d'opérations permettant la séparation entre les composés qui présentent un intérêt économique et des éléments qui n'ont pas de valeurs.
- Transformation des minerais (métallurgie) et leurs commercialisations.
- Fermeture de la mine (réhabilitation des sites) : La fermeture de la mine est la phase ultime du projet minier, la fin de la production, la fermeture des installations et leur mise en sécurité, notamment sur le plan environnemental.

V. EXPLOITATION MINIERE

L'exploitation minière :

Est l'ensemble des opérations qui consistent à extraire, de façon sécuritaire et économique, les minéraux de la croûte terrestre pour répondre aux besoins de l'Homme. En pratique, seules les zones minéralisées ou parties peu profondes des gisements (+ 150 m, rarement jusqu'à 500 m et plus) peuvent être exploitées économiquement à ciel ouvert ou « open pit » en anglais. Les gisements plus profonds ne peuvent être exploités que par des méthodes d'exploitation en souterrain ou « Underground Mine » en anglais.

V. 1. L'exploitation à ciel ouvert

L'exploitation d'une mine à ciel ouvert (MCO ou « open pit » en anglais) consiste à exploiter le minerai depuis une excavation créée en surface après avoir enlevé les matériaux stériles qui le surmontent. Les MCO concernent l'exploitation de parties de gisement situées proches de la surface topographique (typiquement entre 0 et 400 m de profondeur).



Fig. 10 : Mines à ciel ouvert

V.1.1 les travaux miniers à ciel ouvert

On appelle travaux miniers à ciel ouvert, un complexe de travaux lors des quels les procédés technologiques miniers (forage des trous, fragmentation des roches, chargement et transport des roches foisonnées, débitage secondaire des blocs hors gabarit) nécessaires à l'extraction du minerai, sont réalisés à la surface terrestre. Dans les mines à ciel ouvert ou dans les carrières, on distingue :

- A. Les travaux de découverte est un ensemble de procédés miniers concernant l'extraction des stériles (roches couvrant le minerai) et leur transfert vers le terril.
- B. Les travaux d'exploitation est un ensemble de procédés miniers concernant l'extraction du minerai et son transport vers l'usine de traitement, ou vers les zones de stockage.

V. 2. L'exploitation souterraine

L'exploitation d'une mine souterraine (ou «Underground Mine» en anglais) consiste à exploiter le minerai depuis une excavation créée sous la surface du sol, en souterrain, sans avoir à enlever l'intégralité des matériaux stériles qui le surmontent. Pour une exploitation souterraine, une quantité minimale de morts-terrains est donc enlevée pour accéder au gisement. Ces derniers permettent d'accéder au minerai et de mettre en place toutes les infrastructures afin d'assurer l'aération, l'accès du personnel et l'évacuation du minerai.

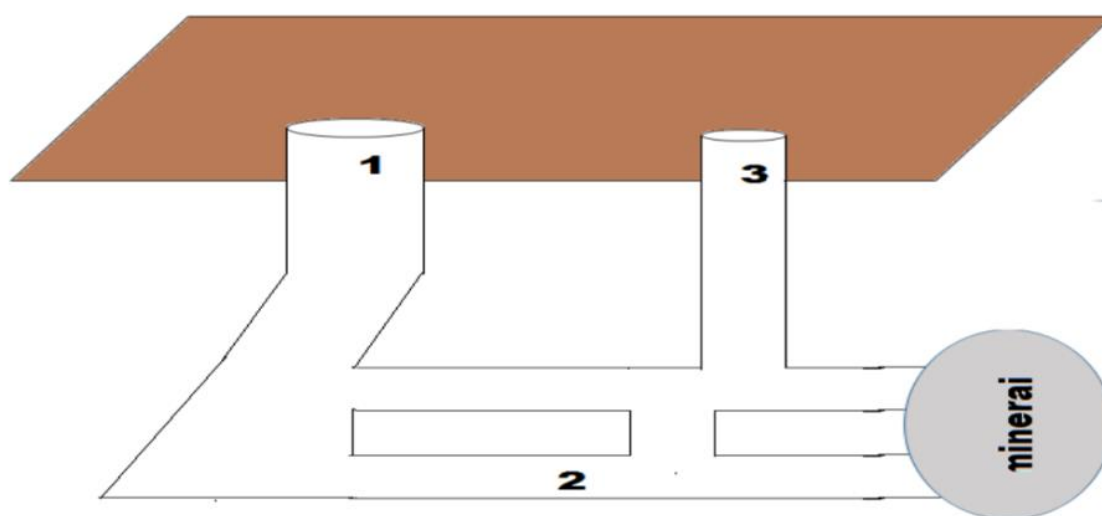


Fig. 11 : Schéma des composantes principales d'une mine souterraine
(1) Rampes ou descenderies, (2) Galeries, (3) Puits



Fig. 12 : L'entrée d'une mine souterraine (mine de Barytine Ain Mimoun, Algérie)

V. 3. Exploitation minière combinée

Parmi tous les types de gisements de minerai, il existe une forme particulière de gisement de minerai qui commence à partir de la surface du sol ou à proximité et se poursuit à une très grande profondeur. Les méthodes à ciel ouvert ou souterraines séparément ne sont pas praticables pour l'extraction de ce type de gisements ; par conséquent, une exploitation minière combinée à ciel ouvert avec l'une des méthodes souterraines est utilisée.

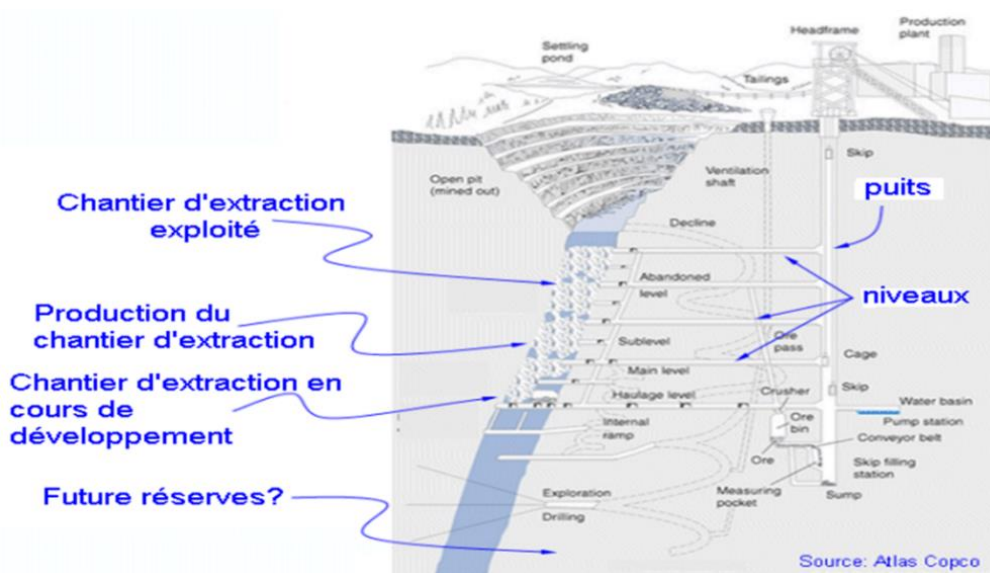


Fig. 13 : Schéma de l'exploitation minière combinée

V. 4. Choix d'un mode d'exploitation (A ciel ouvert ou souterrain)

Lors du choix entre les méthodes de surface et souterraines, il existe de nombreux facteurs, à la fois quantitatifs et qualitatifs (technique et économique), qui doivent être évalués. Dans son livre « Mineral Exploration : Principles and Applications », Swapan Kumar Haldar, (2018) a proposé plusieurs éléments dans le choix des techniques d'exploitation minière :

- Nature des morts-terrains ;
- Forme, taille, régularité et continuité du gisement ;
- Pendage, profondeur, épaisseur, et résistance de la roche ;
- Structure géologique et conditions géotechniques ;
- Le rapport de découverte minéral/mort-terrain ;
- Coût de l'exploitation minière, ...etc.

Généralement dans la pratique minière, lors du choix du mode d'extraction, on peut rencontrer quatre cas :

- Gisements puissants, faiblement inclinés ou plateaux gisants à de faibles profondeurs. Ces gisements sont exploités par application d'une technologie à ciel ouvert.
- Gisement gisant à de profondeur importante. Ce type de gisement est exploité par application d'une technologie souterraine.
- Gisements gisants dans des conditions, qui peuvent permettre leurs extractions par application de technologies à ciel ouvert ou celles souterraines.
- Gisements gisant dans des conditions, nous permettant d'extraire leurs parties supérieures par application de technologies à ciel ouvert, et leurs parties inférieures par application de technologies souterraines (technologie combinée).

VI. Principaux éléments de la mine à ciel ouvert

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert toutes les formations se trouvant dans les limites du contour de la carrière se divisent en couches (Figure 12). Chaque couche supérieure est exploitée avec avancement par rapport à la couche inférieure et finalement la mine obtient une forme de gradin.

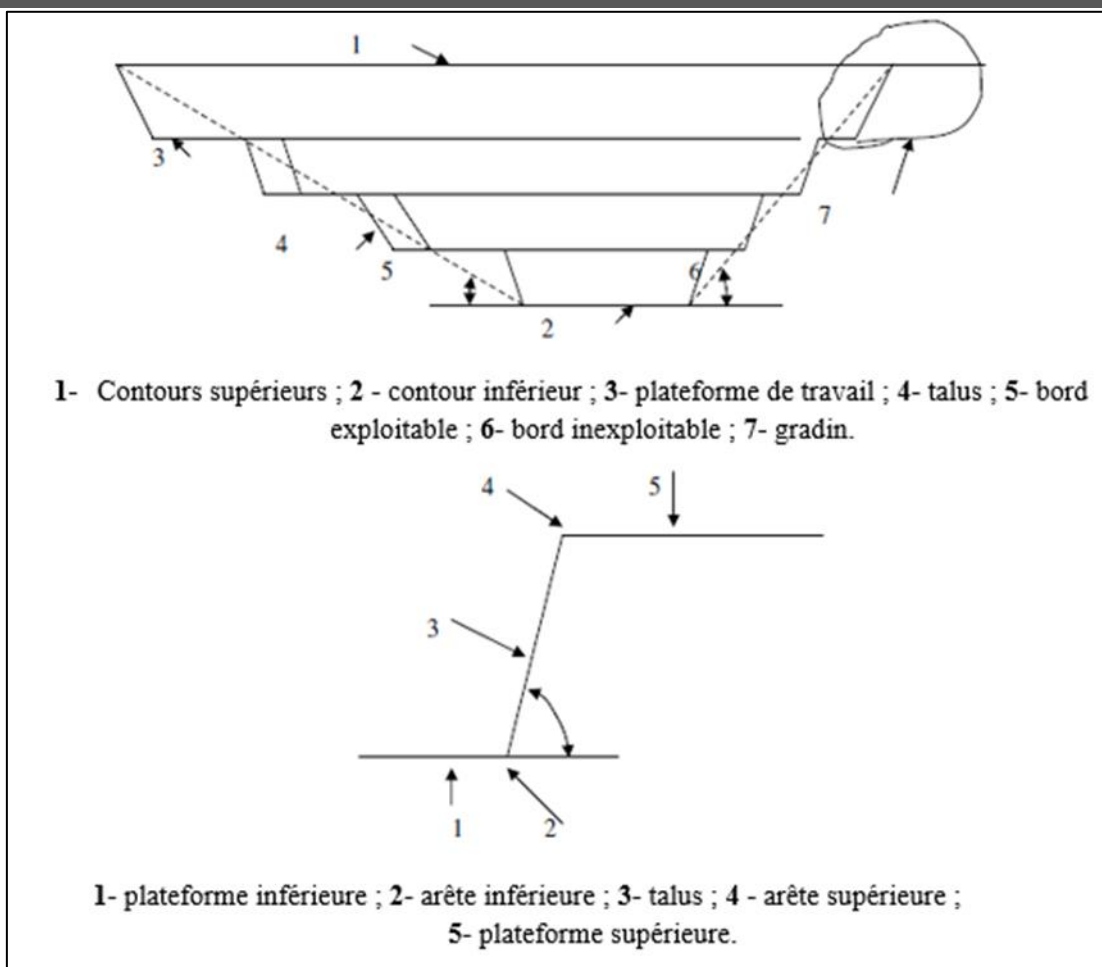


Figure 14 : Éléments d'une mine à ciel ouvert

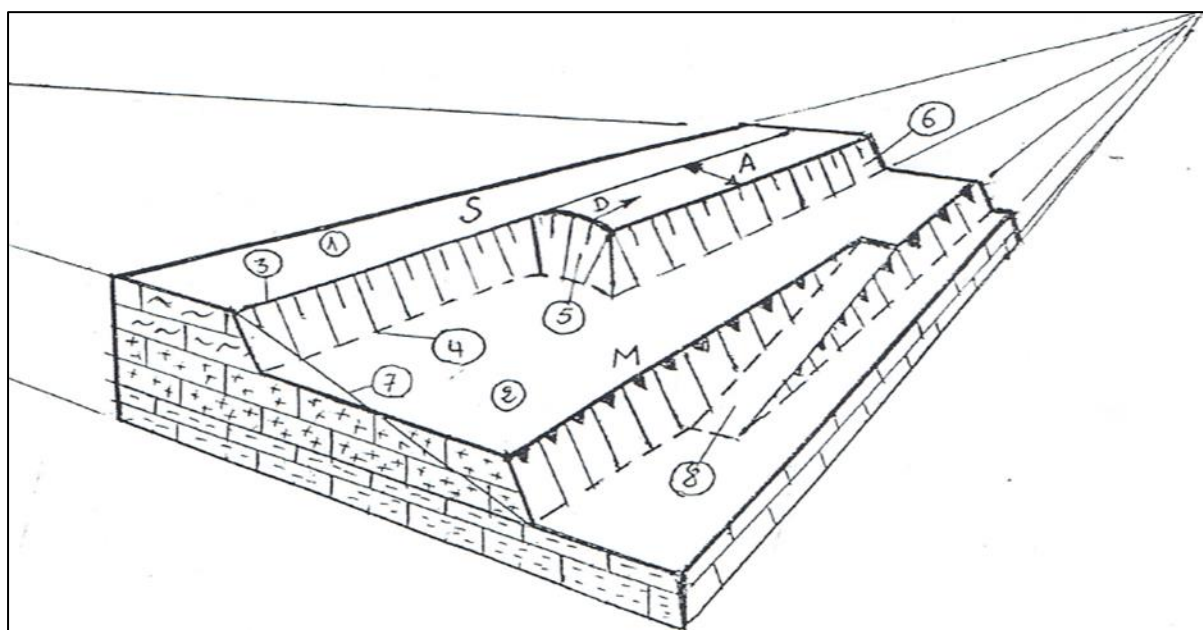


Figure 15 : Éléments d'une mine à ciel ouvert

A : l'enlèvement ; **S** : le gradin en activité de stériles ; **M** : le gradin de minerai ; **D** : sens de progression du chantier ; **1** : plateforme supérieure du gradin de stérile ; **2** : plateforme inférieure du gradin de stérile ; **3** : l'arête supérieure du gradin de stérile ; **4** : l'arête inférieure du gradin de stérile ; **5** : le chantier (front de taille) ; **6** : talus du gradin de stérile ; **7** : le bord de la carrière en activité ; **8** : la tranchée d'accès intérieure..

- **Gradins** : C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée. C'est une tranche du minerai ou du stérile ayant la surface de travail sous forme d'une marche d'escalier.
- **Plate-forme de travail** : dans laquelle se trouve le matériel de forage, chargement, transport.
- **Front de taille** : c'est l'emplacement où l'excavateur travaille où les travaux se déroulent.
- **Arrête supérieure** : c'est la ligne d'intersection entre la plateforme supérieure et le talus.
- **Arrête inférieure** : c'est la ligne d'intersection entre la plateforme inférieure et le talus.
- **Talus** : est la surface inclinée ou verticale qui limite le gradin du côté du vide créé par l'exploitation.
- **Angle du talus** : c'est l'angle formé entre la plateforme inférieure et le talus. Cet angle est choisi suivant la nature des roches et particulièrement en fonction de leur dureté.
- **Berme de sécurité** : est la plate-forme de largeur réduite servant à assurer la stabilité du talus ($B_s = (0.2 : 0.3) H_g ; m$).

VII. Les étapes essentielles d'une exploitation minière à ciel ouvert

Après avoir réalisé l'étude d'un projet d'exploitation à ciel ouvert d'un gisement donné, il est nécessaire d'exécuter sur le terrain une série de travaux miniers selon un ordre bien déterminé. Pour garantir une organisation optimale du travail, il convient de respecter les délais d'extraction des minéraux utiles. Ces travaux se déroulent en

plusieurs étapes essentielles. Lors de l'exploitation à ciel ouvert, on distingue les étapes suivantes :

- **1. La première période** : période préalable qui comprend les travaux suivants :
 - Préparation de la surface ;
 - Construction des communications de transport et les plates formes de montage ;
 - L'assèchement du gisement.
- **2. La deuxième période** : période de construction qui commence après la période préalable, pendant celle-ci les travaux suivants sont exécutés :
 - Montage de l'équipement minier, de transport, de terril, etc.... ;
 - Creusement des tranchées principales et de découpage ;
 - L'élargissement du contour de la mine pour former les réserves nécessaires des minéraux utiles et pour mettre en exploitation la mine.
- **3. La troisième période** : période d'exploitation
 - Si la profondeur est constante, deux espèces des travaux miniers sont exécutés : travaux de découpage et les travaux d'extraction ;
 - Si la profondeur augmente, on réalise les mêmes travaux et en plus le creusement des tranchées principales et de découpage.
- **4. La quatrième période** : restauration des sols.
 - Correspond à la phase de réhabilitation du site après l'extraction des minéraux. Cette phase est essentielle pour minimiser les effets négatifs de l'exploitation minière et permettre une utilisation durable du site après la fin des opérations.
- **5. La cinquième période** : période d'extinction des travaux miniers.
 - Tous les gradins sont à leurs limites finales, toutes les plates formes de travail sont liquidées et sont transformées en banquettes de protection, la profondeur finale est atteinte, la restauration des sols est terminée, l'équipement et les communications divers sont démontés.

Chapitre II : Rapport de découverte

INTRODUCTION

Pour mettre à jour un gisement et le préparer à l'exploitation, il faut d'abord dégager tous les stériles qui se trouvent au-dessus, cette opération est appelée découverte, en Anglais « Stripping ».

Avant de choisir les moyens de découverte, il est essentiel d'évaluer l'opportunité d'exploiter le gisement à ciel ouvert. La rentabilité économique de cette exploitation repose principalement sur la valeur du minerai. Plus le gisement n'est profond, plus le volume de stériles à extraire est important. Le rapport de découverte correspond à la quantité de stériles, exprimée en mètres cubes, qu'il est nécessaire de déplacer pour extraire une tonne de minerai.

I. DEFINITION DU RAPPORT DE DECOUVERTURE

Dans l'exploitation minière, le rapport de découverte correspond au ratio entre le volume de morts-terrains (ou stériles) à extraire et la quantité de minerai récupérée. Par exemple, un rapport de découverte de 3:1 signifie que l'extraction d'une tonne de minerai nécessite le déplacement de trois tonnes de stériles [Teuku 2014].

D'un point de vue mathématique, le rapport de découverte se calcule à l'aide de la formule suivante :

$$K = \frac{Q_s}{Q_m}$$

Où:

- **Q_s** représente la quantité de stérile extraite ou excavée,
- **Q_m** correspond à la quantité de minerai extraite.

Les unités utilisées pour exprimer les rapports d'enlèvement varient selon les caractéristiques géologiques du gisement et le type de matériau extrait. Ces rapports peuvent être indiqués en tonnes (t) ou en mètres cubes (m³).

Dans le cas de l'extraction du charbon, les deux unités sont couramment employées. En revanche, pour les mines en roche dure, où la géologie est souvent complexe (présence de multiples types de roches, par exemple), le tonnage (en tonnes) est généralement privilégié pour sa pertinence technique.

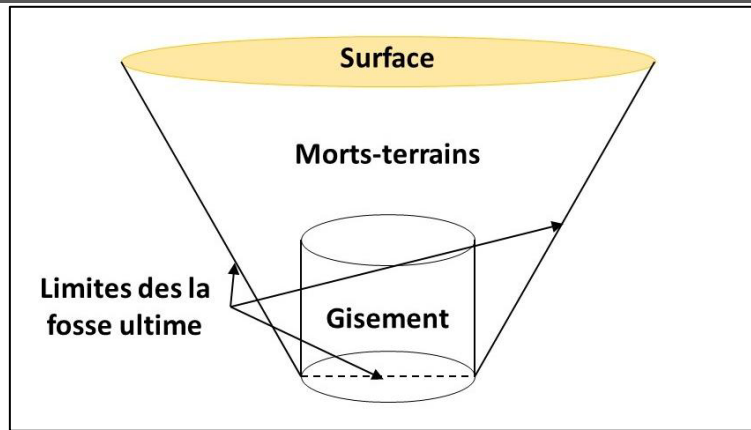


Fig .16 : La notion de rapport de découverte [Bustillo Revuelta, 2018]

II. TYPES DE RAPPORT DE DECOUVERTURE

Dans l'exploitation minière, plusieurs types de rapports de découverte sont distingués [N.Chibka 1986] :

- Rapport de découverte moyen (K_{moy})
- Rapport de découverte courant (K_c)
- Rapport de découverte de contour (K_{cont})
- Rapport limite (ou admissible) de découverte (K_{max})

II. 1. Rapport de découverte moyen (K_{moy})

Il s'agit du rapport entre le volume total de stériles contenus dans les contours finaux de la fosse à ciel ouvert (ou d'une partie de celle-ci) et les réserves de minerai situées dans ces mêmes limites.

$$K_{moy} = \frac{V_{s1} + V_{s2}}{V_m} = \frac{V_s}{V_m} \quad (\text{m}^3/\text{m}^3) ;$$

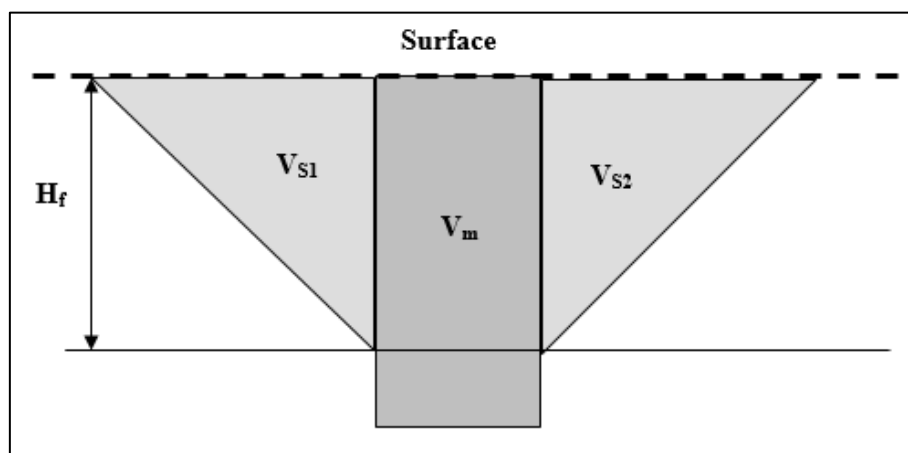


Fig. 17 : Schéma représente rapport de découverte moyen (K_{moy})

II. 2. Rapport de découverte courant (K_c)

Il représente les volumes de roches de recouvrement et de minerai extraits sur une période donnée d'exploitation, exprimés en m^3 par mois ou en m^3 par an, ... etc [Chibka 1985].

$$K_c = \frac{V_{st}}{V_{mt}} \quad (m^3/m^3) ;$$

Où : V_{st}, V_{mt} sont respectivement les volumes des roches de recouvrement et du minerai extrait pendant une période donnée d'exploitation de la carrière.

II. 3. Rapport de découverte de contour (K_{cont})

C'est le rapport du volume des stériles à celui du minerai entre deux contours successifs de la mine, en incluant les bords inexploitable.

$$K_{con} = \frac{V_{s1} + V_{s2}}{V_m} = \frac{V_s}{V_m} \quad (m^3/m^3) ;$$

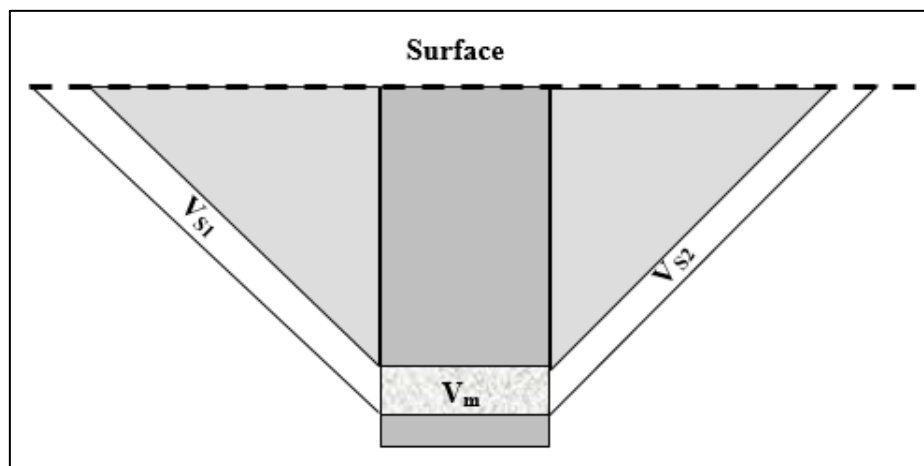


Fig.18 : Schéma représente rapport de découverte de contour (K_{cont})

Ce coefficient représente le rapport entre le volume des stériles et celui du minerai dans les limites de la mine. Il est utilisé pour déterminer le régime d'exploitation ainsi que pour estimer les dépenses totales sur l'ensemble de la durée d'exploitation de la carrière.

II. 4. Rapport de découverte maximum admissible (K_{max})

Le rapport de découverte maximum admissible correspond au seuil de rentabilité. Il indique le nombre maximal d'unités de stérile pouvant être traitées tout en

garantissant la viabilité économique. La valeur de (K_{max}) est déterminée par la formule suivante :

$$K_{max} = \frac{P_a + P_m}{P_s}$$

Pa : prix de revient admissible du m^3 de minerai dans les conditions donnée DA/ m^3 .

Pm : prix de revient d'extraction du minerai lui-même, dans l'exploitation à ciel ouvert DA/ m^3 .

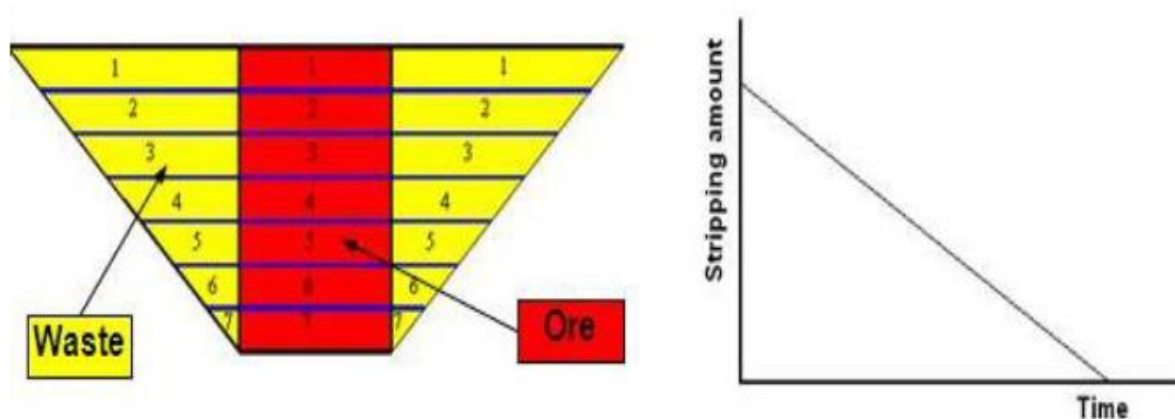
Ps : prix de revient du m^3 de stérile déplacée, DA/ m^3 .

En général, le prix de revient admissible en découverte doit être au moins égal à celui de l'exploitation souterraine.

II.5. Les méthodes de découverte

A. Méthode de découverte décroissant :

Cette méthode exige que chaque banc de minerai soit extrait dans l'ordre, et tout le stérile sur le gradin donné est enlevé sur la limite de mine [Merah, C. 2018]



Les avantages :

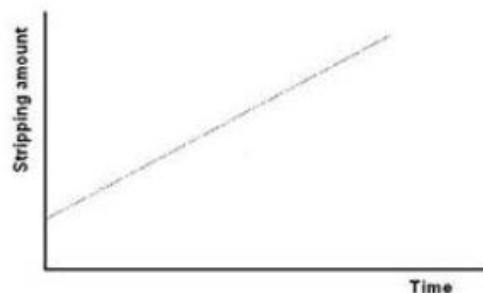
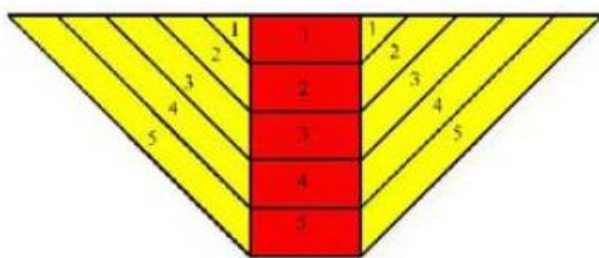
- L'espace d'exploitation disponible ;
- L'accessibilité du minerai sur le banc suivant facile ;
- Tout l'équipement travaillant sur le même niveau ;
- Aucune dilution à partir du minage des stériles au-dessus du minerai ;
- Les besoins en équipement ne sont qu'un minimum vers la fin de la vie de la mine.

Les inconvénients

- Les coûts d'exploitation sont maximum au cours de premières années lorsque les profits sont nécessaires pour gérer les intérêts et le capital de repayment.

B. Méthode de découverte croissant

La découverte est exécutée juste comme nécessaire pour découvrir le minerai. Les pentes en activité des faces stériles sont maintenues parallèles à l'angle global de pente de la fosse [Merah, C. 2018].



Les avantages :

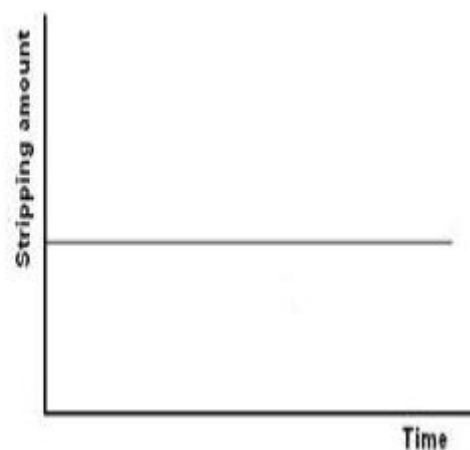
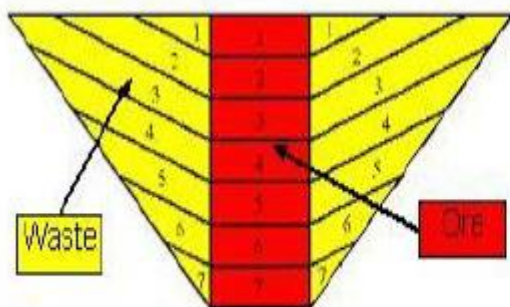
Des bénéfices maximum en premières années d'opération ce qui réduit considérablement le risque d'investissement dans le déplacement de stérile pour que le minerai soit extrait à une future date ;

Les inconvénients :

Dans cette méthode il n'est pas possible d'actionner un grand nombre de gradins simultanément empilés et étroits pour répondre aux besoins de production.

C. Méthode de rapport de découverte constant

Cette méthode essaye d'enlever le stérile à un taux approché par le rapport de découverte global [Merah, C. 2018].



La taille de flotte d'équipement et les besoins de main-d'oeuvre durant toute la vie de projet sont relativement constants.

III. DETERMINATION DES PARAMETRES PRINCIPAUX DE LA MINE

Les principaux paramètres de la mine sont les suivants :

- La profondeur finale
- Les dimensions de la mine, incluant les contours inférieurs et supérieurs
- Les angles de talus des zones inexploitable
- Les réserves de minéraux exploitables
- Le volume total des roches contenues dans les limites du contour de la mine

III. 1. Profondeur finale de la mine

Elle est utilisée dans des conditions géologiques, morphologiques et topographiques simples, c'est-à-dire pour un gisement de forme régulière, avec une épaisseur constante du minerai et un relief peu accidenté.

A. Pour les gisements plateurs (horizontaux)

Pour les gisements horizontaux avec un angle de pendage de 5 à 8°, le niveau du sol de la couche coïncide généralement avec la profondeur finale de la mine. Pour les gisements à pendage constant, la question se pose davantage sur le choix du mode d'exploitation. En revanche, la profondeur finale ne constitue pas un problème, car les réserves du gisement doivent être entièrement exploitées. Ainsi, elle est déterminée comme suit :

$$H_f = H_s + H_m, (m)$$

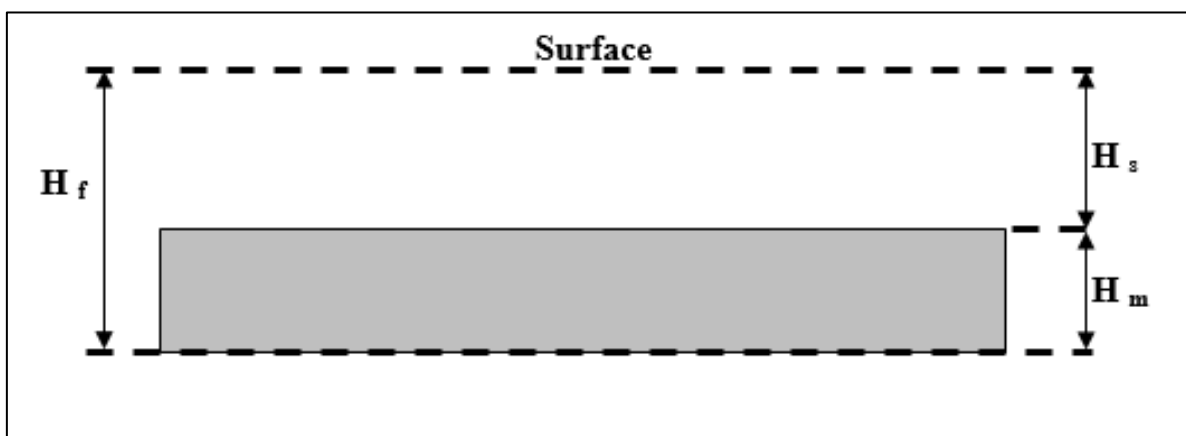


Fig.19 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements plateurs

B. Pour les gisements inclinés

Dans le cas de gisement incliné, la profondeur finale de la carrière est égale :

$$Hf = \frac{2k.Mh}{ctg\beta_t + ctg\sigma}$$

Où :

σ : angle de pendage de gisement ;

β_t : angle du bord inexploitable de la mine du côté du toit ;

K : rapport de découverte admissible ;

Mh : Puissance horizontale du gisement.

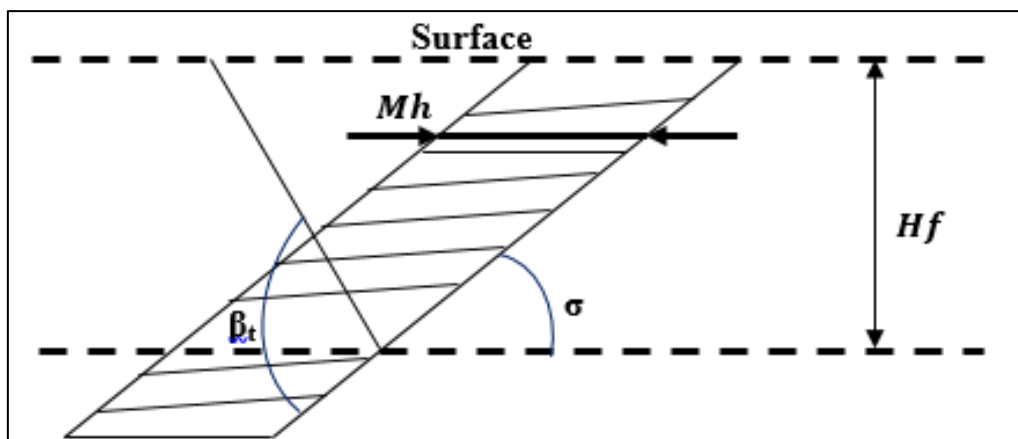


Fig.20 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements inclinés

C. Pour les gisements dressants

Dans le cas de gisement dressant, la profondeur finale de la carrière est égale :

$$Hf = \frac{2k.Mh}{ctg\beta_t + ctg\beta_m}$$

Où : β_t et β_m Angles des bords exploitables et inexploitable de la carrière du côté du toit et du mur du gisement.

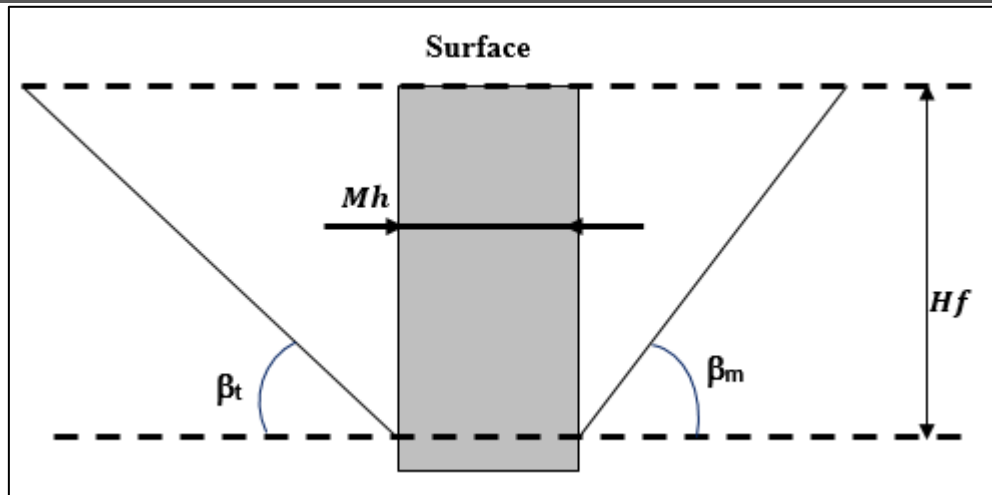


Fig.21 : Profondeur finale de la carrière pour les gisements dressants

III.2. DETERMINATION DU CONTOUR INFERIEUR ET SUPERIEUR

Le contour supérieur de la carrière correspond à l'intersection entre son bord supérieur et la surface vierge. En revanche, le contour inférieur résulte de l'intersection entre le bord inférieur de la carrière et son fond [Hassan.Z. Harras., 2010]

A. Pour les gisements horizontaux

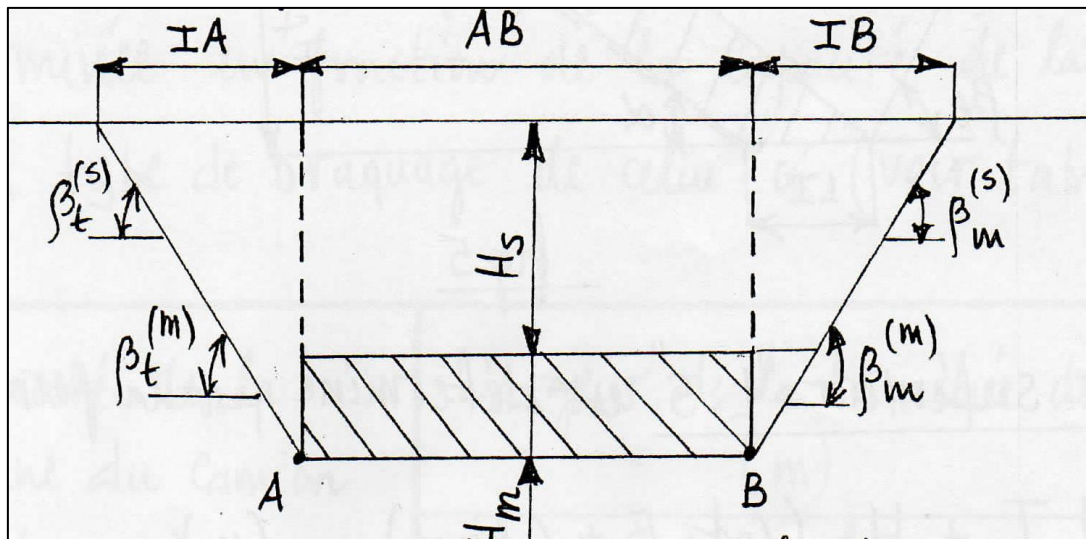


Fig.22 : Dimensions de la carrière pour les gisements horizontaux

- Le contour inférieur de la mine est égal au contour inférieur du gîte : $L_i = AB$
- Le contour supérieur de la mine est égal : $L_s = IA + AB + IB$

Où : $IA = (H_s + H_m) \cotg \beta_t$; $IB = (H_s + H_m) \cotg \beta_m$

B. Pour les gisements inclinés

- Le contour inférieur de la mine est égale : $L_i = 25$ à 30 m selon la largeur de la tranchée découpage.
- Le contour supérieur de la mine est égal : $L_s = H_f (\cotg \beta_t + \cotg \sigma) + L_i$.

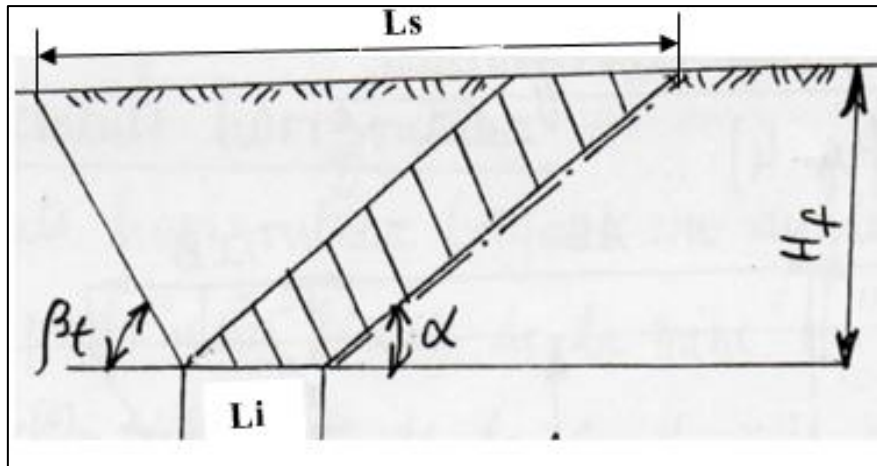


Fig.23 : Dimensions de la carrière pour les gisements inclinés.

C. Pour les gisements dressant

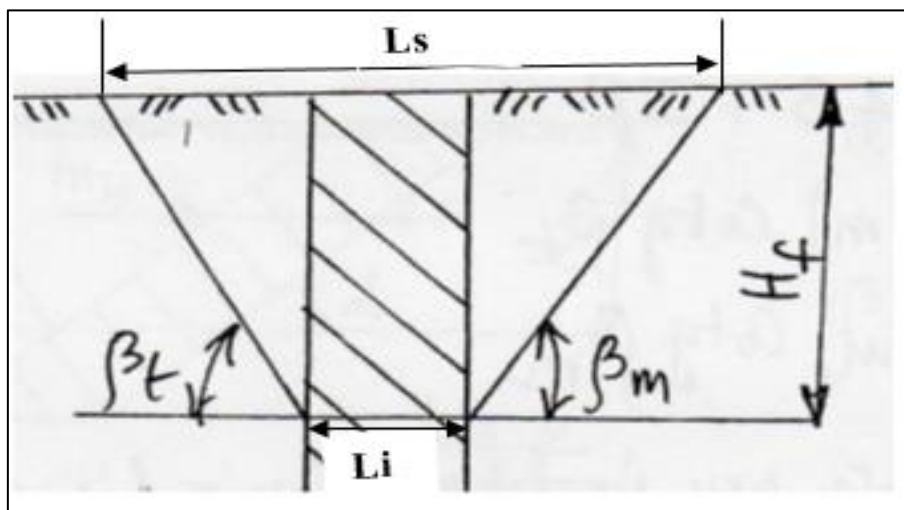


Fig.24 : Dimensions de la carrière pour les gisements dressant

- Le contour inférieur de la mine est égale : $L_i = 25$ à 30 m selon la largeur de la tranchée découpage.
- Le contour supérieur de la mine est égale : $L_s = H_f (\cotg \beta_t + \cotg \beta_m) + L_i$

III.3. ANGLE DU TALUS DES BORDS EXPLOITABLES ET INEXPLOITABLES

Pour délimiter le contour du fond de la carrière, il est nécessaire de déterminer l'angle du bord inexploitable selon la profondeur finale (H) et les propriétés du massif [Merabet Dj et Stepanov.V., 1989].

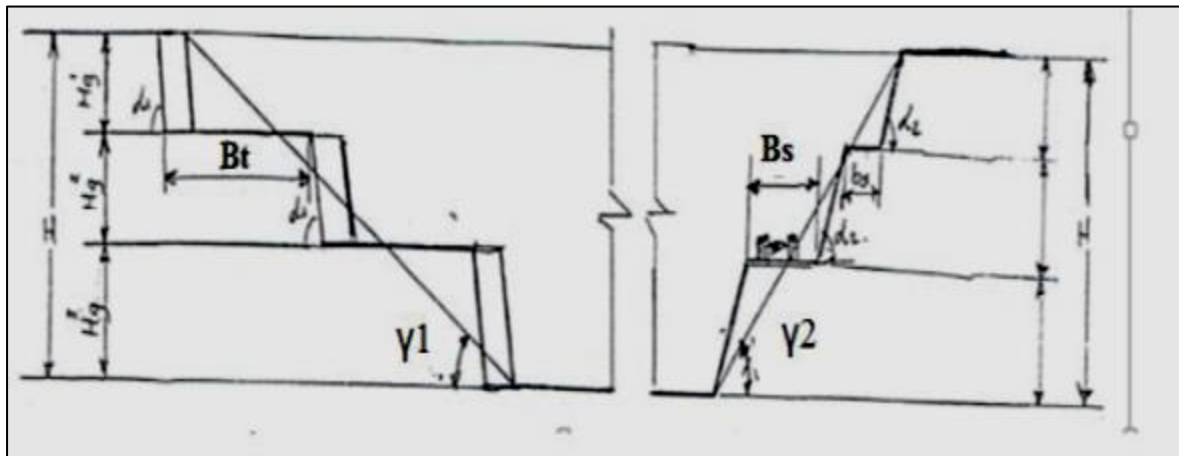


Fig.25 : Angles des bords de la mine à ciel ouvert.

- **Bord exploitable :** $tg \delta 1 = \frac{Hc}{\sum B + \sum Hg ctg \sigma 1}$
- **Bord inexploitable :** $tg \delta 2 = \frac{Hc}{\sum bs + \sum bt + \sum Hg ctg \sigma 2}$

Où :

$\delta 1$ et $\delta 2$: sont respectivement les angles d'inclinaison des bord exploitables et inexploitable de la carrière ;

Hc : la hauteur intermédiaire d'exploitation, profondeur finale de la mine.

B : largeur de la plateforme de travail.

bs ,bt : sont respectivement les largeurs des bermes de sécurité et de transport

$\sigma 1$ et $\sigma 2$: sont les angles d'inclinaison des talus des gradins des bords exploitable et inexploitable ;

Hg : est la hauteur des gradin 1,2,3,.....n.

IV. RESERVES DES MINERAUX UTILES ET VOLUMES DES ROCHES STERILES D'UN GISEMENT

Avant de commencer les travaux d'exploitation d'un gisement, il est nécessaire d'effectuer des travaux de recherche et de prospection afin d'estimer la valeur des réserves disponibles.

$$R=V.\delta ; t$$

Où : V : volume de minerai m³ ; δ : poids volumique t/m³.

A. Pour les gisements horizontaux

- Le volume de minerai extrait d'un gisement à faible pente ou horizontal est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$V_m = S_f.H_m + 0,5P_f.H_m^2.ctg\gamma_m + \Pi/3.H^3mctg^2\gamma^m$$

S_f : surface du fond de la mine (m²) ;

H_m : épaisseur moyenne de la couche (m) ;

P_f : périmètre du fond de la mine (m) ;

γ_m : angle moyen des bords du minerai

- Le volume des roches stériles d'un gisement à faible pente ou horizontal est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$V_s = S_f.H_s + 0,5P_f.H_m^2.ctg\gamma_m + \Pi/3.H^3mctg^2\gamma^m$$

B. Pour les gisements inclinés et dressants

- Le volume de minerai est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$V_m = M.L.H$$

M : La puissance horizontale du corps du minerai (m) ;

L : L'étendue du gîte aux limites de la mine (m) ;

H : la hauteur inclinée du gîte (m).

- Volume des roches stériles est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$V_s = S_f.H_s + 0,5P_f.H_m^2.ctg\gamma_m + \Pi/3.H^3mctg^2\gamma^m - V_m$$

Avec **H** : est la profondeur finale de la mine en (m).

Chapitre III : Ouverture des gisements

INTRODUCTION

Pour accéder au gisement dans une mine à ciel ouvert, on commence par son ouverture en creusant des tranchées, appelées « tranchées d'accès ». Celles-ci permettent aux excavateurs et aux différents moyens de transport d'atteindre le gisement en minimisant le temps et les coûts d'acheminement.

Une tranchée se définit comme un ouvrage de section trapézoïdale, délimité par des parois inclinées et, à sa base, par un front de taille. Parmi ses caractéristiques géométriques, sa longueur est généralement plus importante que sa profondeur et sa largeur [Mudianga, 2014].

En fonction de la forme générale de la tranchée et, plus particulièrement, de la position de son fond, on distingue plusieurs types de tranchées : les tranchées inclinées (fig.25. A), les tranchées horizontales (fig. 25.B) et les tranchées inclinées-horizontales (fig. 25C).

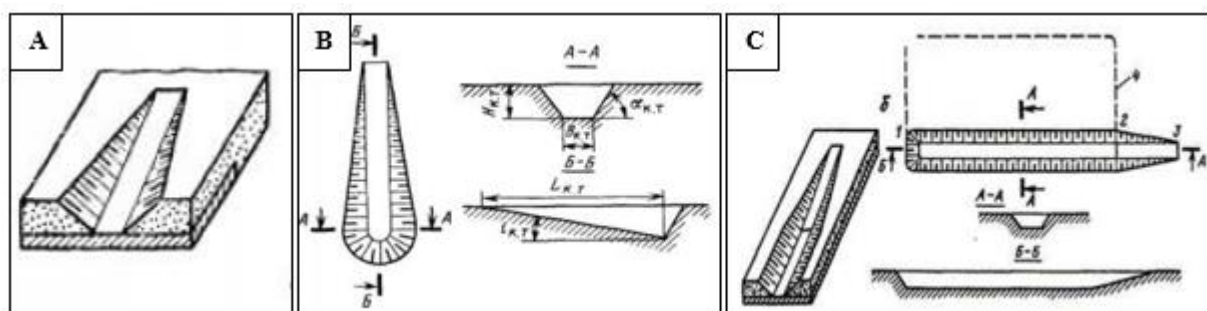


Fig. 25 : Types de tranchées selon leurs formes et la position de son fond [N.Chibka , 1986].

En fonction de leur rôle ou de leur destination, les tranchées sont classées en plusieurs types, à savoir : les tranchées principales, les tranchées de découpage et les tranchées spéciales.

1. **Tranchée principale (Tranchée d'accès) :** Son fond incliné permet de passer de la surface du sol aux différents niveaux inférieurs de la mine. Son rôle principal est d'assurer l'accès au gisement ainsi que le transport du minerai et des stériles. Ces tranchées sont conservées sur une longue période, voire pendant toute la durée d'exploitation. Elles peuvent être situées à l'intérieur ou à l'extérieur du champ minier [B, Boky, 1968].

2. **Tranchée de découpage** : Une fois le niveau souhaité atteint, l'une ou les deux parois de la tranchée d'accès sont abattues (Figure 26). Cette tranchée disparaît alors pour laisser place à une tranchée de découpage, caractérisée par un fond horizontal. Son rôle est de préparer le chantier aux travaux miniers (forage, abattage, etc.) et de permettre l'établissement d'un front initial pour l'exploitation [B, Boky, 1968].
3. **Tranchées spéciales** : Ces tranchées sont généralement utilisées pour les travaux de recherche, l'exhaure et le drainage [B, Boky, 1968].

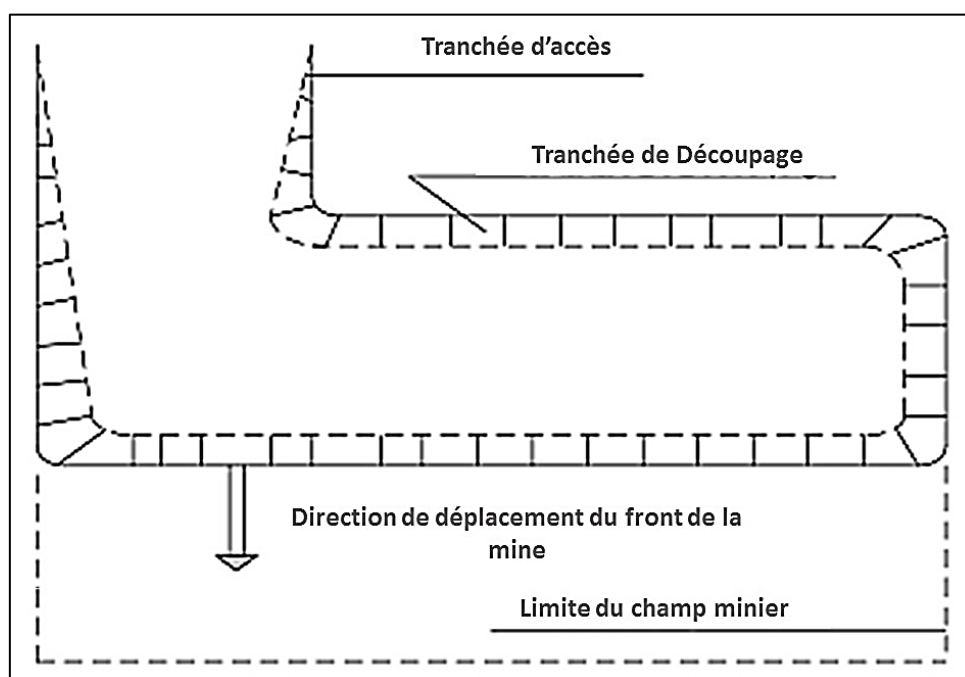


Fig. 26 : Types de tranchées dans les mines à ciel ouvert [Mudianga, 2014].

I. CHOIX DU MODE D'OUVERTURE

L'ouverture des gisements doit assurer : le fonctionnement des engins au régime favorable, l'exploitation du gisement la plus rentable, la sécurité du travail et la production planifiée. Le choix du mode d'ouverture d'un gisement dépend de plusieurs facteurs, notamment [V,Covalenko 1983].

- **Les conditions topographiques et géologiques** : elles comprennent le relief de la surface, la forme et les dimensions du gisement, ainsi que ses caractéristiques spécifiques (épaisseur, profondeur, angle de pendage, etc.). Il est également essentiel d'analyser les particularités géologiques du gîte.

- **Les conditions minières** : elles englobent la méthode d'exploitation prévue, la production estimée du projet, la durée de vie de la carrière, le niveau de mécanisation, ainsi que les mesures de sécurité mises en place pour les travailleurs.
- **Les conditions économiques** : elles incluent les investissements nécessaires à la construction de la carrière ainsi que les indicateurs économiques de l'exploitation.

II. MODES D'OUVERTURES DES GISEMENT A CIEL OUVERT

Il existe plusieurs modes d'ouverture des gisements à ciel ouvert sont classés suivant le type d'ouvrages (tranchées d'accès) donnant l'accès

- Classification suivant la disposition des tranchées d'accès par rapport au contour du champ minier ;
- Classification suivant le nombre des gradins qu'elles desservent ;
- Classification suivant leur destination principale
- Modes d'ouverture combinés.

II 1. Suivant la disposition par rapport au contour du champ minier

A. Tranchée d'accès extérieure

Elles sont excavées depuis la surface du sol, en dehors du champ minier, jusqu'à sa limite au niveau de la plate-forme de travail, formant ainsi une tranchée de découpage. De par leur volume plus important par rapport aux tranchées intérieures, elles sont principalement utilisées pour l'ouverture des gisements de surface et peu profonds [Mudianga, 2014].

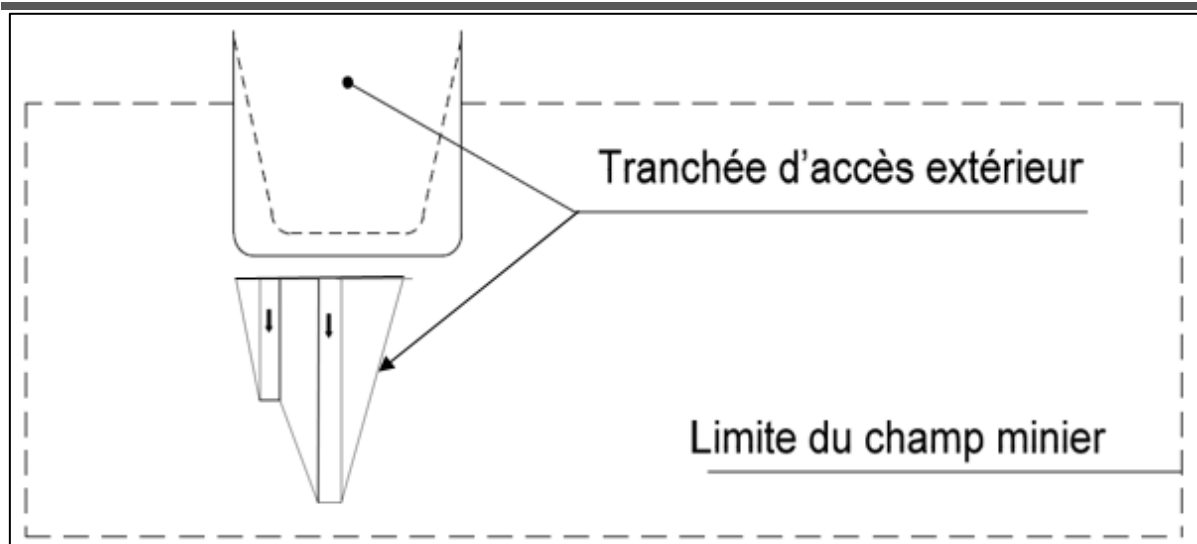


Fig 27 : Tranchée d'accès extérieur

B. Tranchée d'accès intérieure

Les tranchées d'accès intérieures sont creusées le long de la limite de la carrière ou de la mine à ciel ouvert, soit depuis la surface, soit à partir de l'horizon précédemment découvert dans les gradins, reliant l'arête supérieure à l'arête inférieure. Ces tranchées, généralement disposées sur les bords inexploitable, Elles sont employées pour l'ouverture des gisements profonds [Mudianga, 2014].

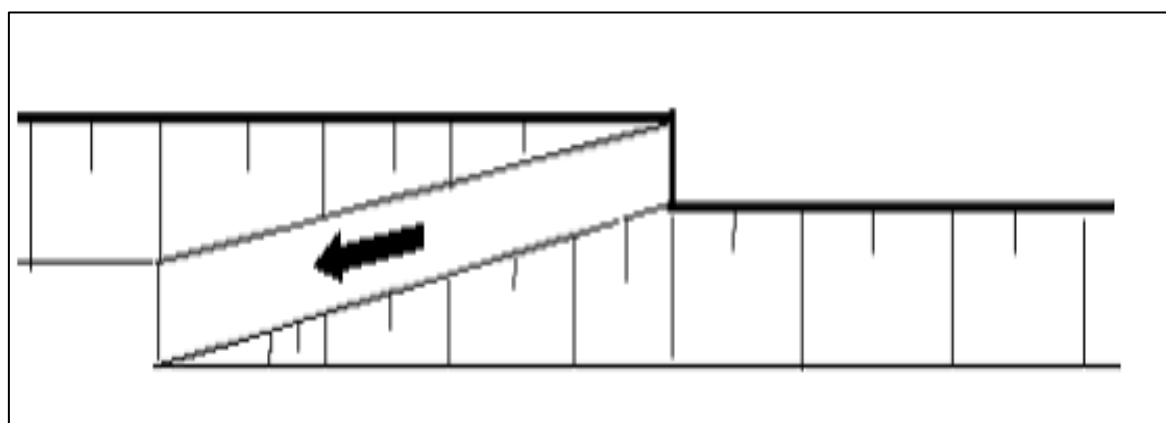


Fig. 28 : Tranchée d'accès intérieure

II 2. Suivant le nombre des gradins qui elles desservent

A. Ouverture par tranchées isolées/séparées

Ces tranchées, creusées en plusieurs points de la carrière, peuvent être soit extérieures, soit intérieures. Dans les deux cas, chaque gradin est accessible par une

tranchée distincte, ce qui optimise l'organisation des travaux miniers et limite le risque de salissage de la matière première. Toutefois, ce mode d'ouverture présente l'inconvénient de son grand volume des travaux [V,Covalenko 1983].

A. 1. Ouverture par tranchées extérieure isolées : Ce mode d'ouverture est utilisé pour les gisements subhorizontaux ou en plateure, situés à une faible profondeur.

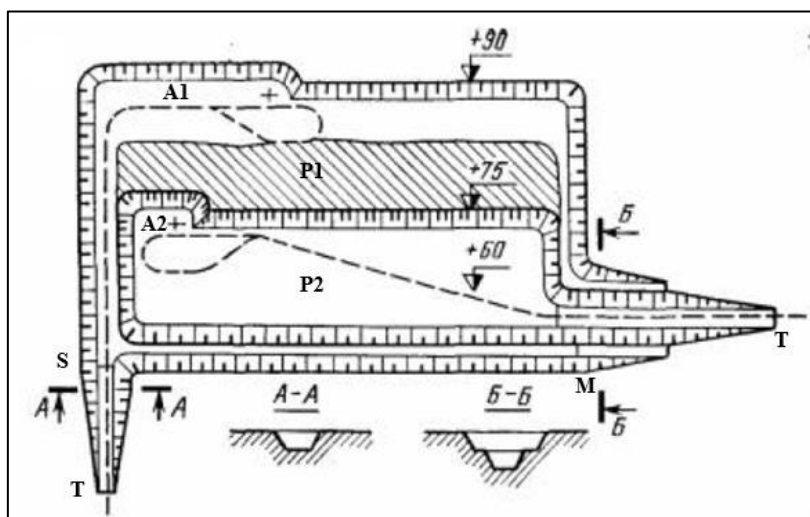


Fig. 29 : Tranchées extérieure isolées[V,Covalenko 1983].

TS – tranchée principale du gradin au stérile ; **TM** – tranchée principale du gradin au minéral ; **A1, A2** - enlèvements **P1** et **P2** - plate -formes de travail.

A. 2. Ouverture par tranchées intérieure isolées : Ce mode est applicable lors de l'exploitation des gisements puissants, semi dressants et dressants dont la profondeur ne dépasse pas 100 m[V,Covalenko 1983].

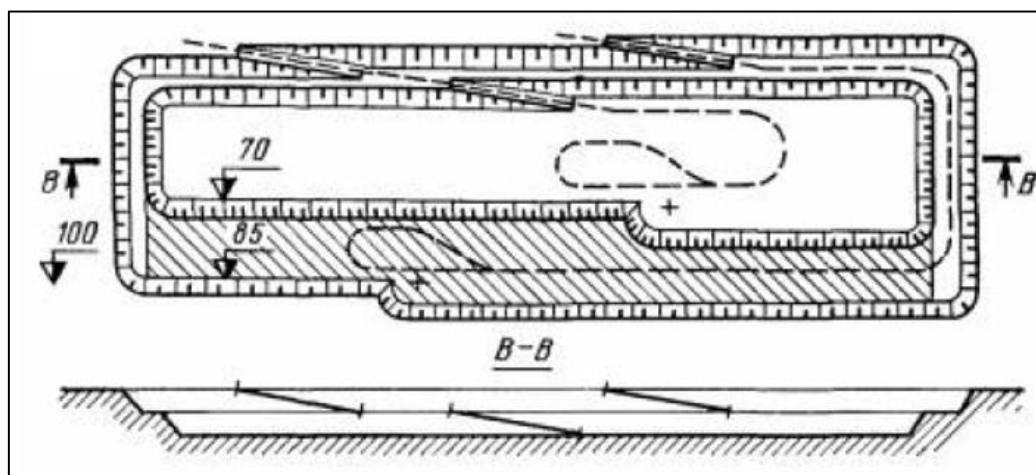


Fig. 30 : Tranchées intérieure isolées[V,Covalenko 1983].

B. Ouverture par tranchées de groupe

Elles sont réparties en deux groupes : le premier regroupe les tranchées dépendantes, qui relient les gradins de stériles, tandis que le second rassemble les tranchées reliant les gradins de minerai. Chaque groupe de tranchées permet l'accès à deux ou plusieurs gradins [V,Covalenko 1983].

B. 1. Ouverture par tranchée extérieure de groupe : est employé pour l'exploitation des gisements en plateaux ou faiblement inclinés, pouvant atteindre une profondeur de 60 à 75 mètres [V,Covalenko 1983].

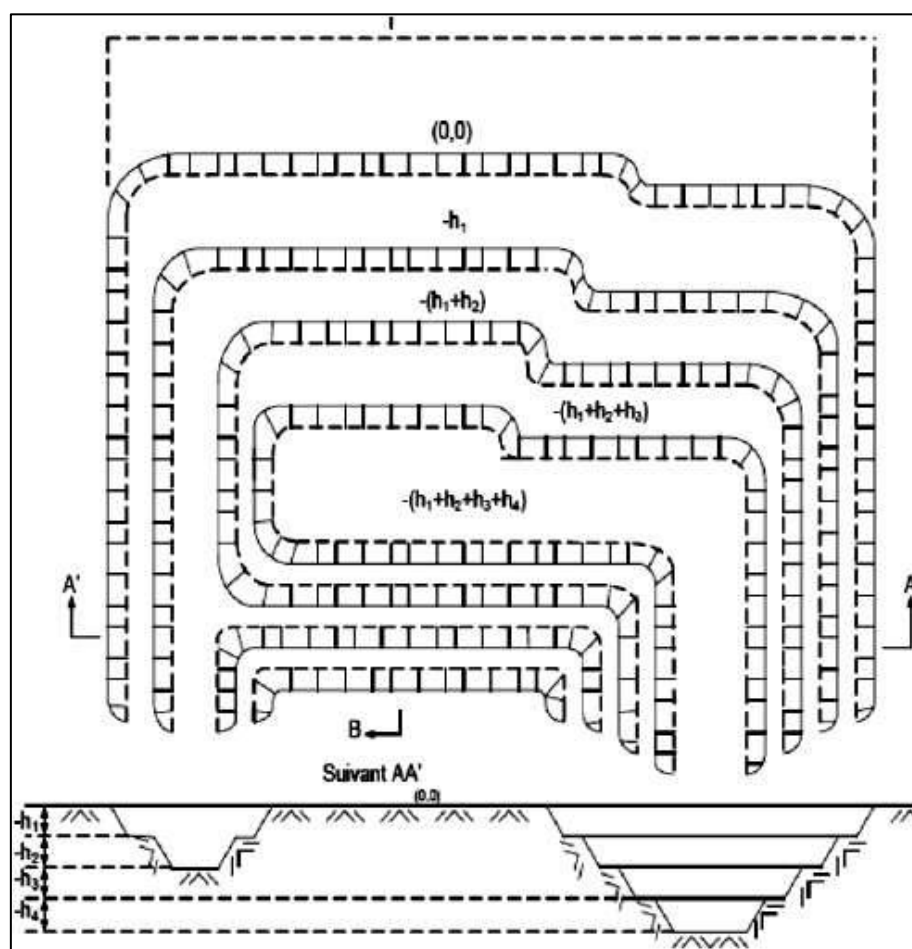


Fig. 31 : Tranchée extérieure de groupe [V,Covalenko 1983].

B. 2. Ouverture par tranchées intérieure de groupe (groupée) : est généralement employé lors de l'exploitation des gisements en plateaux et peu inclinés puissants ou très puissants.

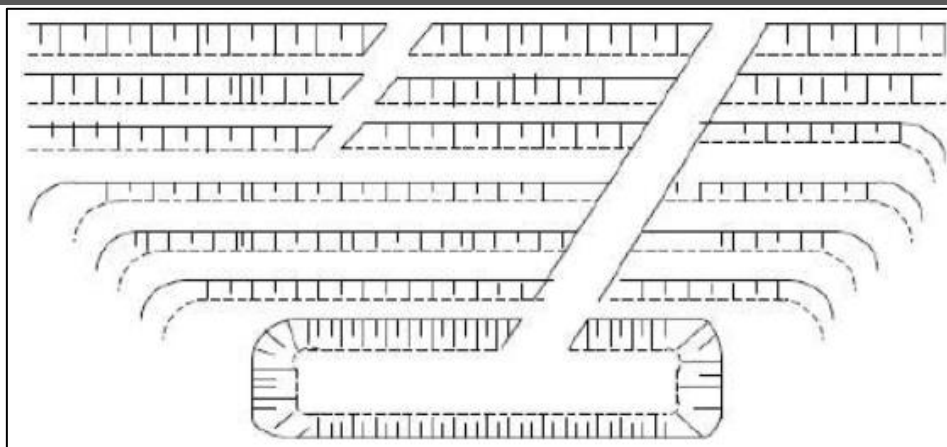


Fig. 32 : Tranchée intérieure de groupe [Mudianga, 2014].

C. Ouverture par tranchées communes

Ce mode d'ouverture permet d'accéder à l'ensemble des gradins de manière interconnectée. Un seul système de tranchées dépendantes relie tous les gradins à la surface de la mine ou de la carrière. Par rapport aux modes précédents, il réduit le volume des travaux miniers, offrant ainsi la possibilité d'augmenter le nombre de gradins sans nécessiter d'investissements supplémentaires [V,Covalenko 1983].

C. 1. Ouverture par tranchées extérieure communes : Ce mode d'ouverture s'applique généralement aux mêmes types de gisements que le mode par tranchée extérieure isolée ou groupée, à savoir les gisements de surface horizontaux et subhorizontaux. Toutefois, il permet d'atteindre une profondeur légèrement supérieure, allant de 40 à 50 mètres, soit jusqu'à 6 gradins [V,Covalenko 1983].

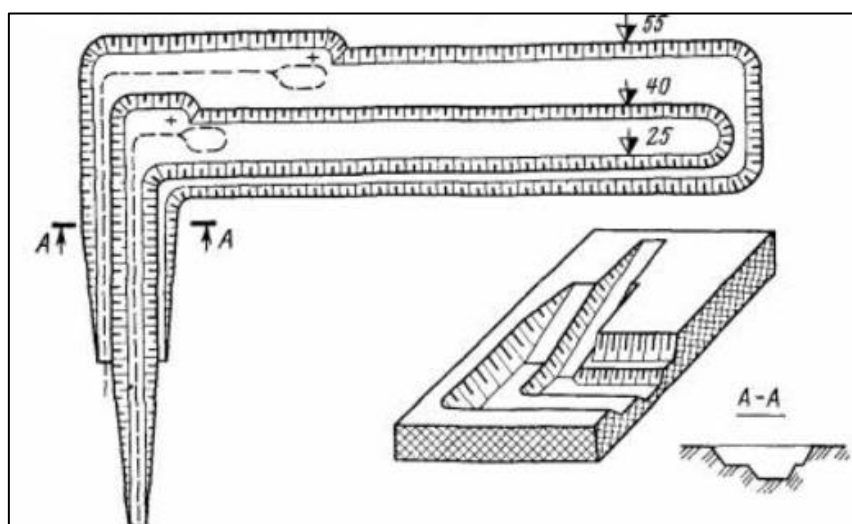


Fig. 33 : Ouverture par tranchée commune extérieure [N.Chibka , 1986].

C. 2. Ouverture par tranchées intérieure communes : Ce mode d'ouverture est généralement utilisé pour les gisements profonds, qu'ils soient dressants, semi-dressants ou faiblement inclinés. Dans ce cas, une seule tranchée inclinée permet d'accéder à l'ensemble des gradins de la mine ou de la carrière. En fonction de la profondeur, de la configuration du tracé, de l'extension et de l'épaisseur du gisement, plusieurs schémas d'accès couramment utilisés peuvent être distingués : [N.Chibka , 1986].

- ❖ **Schéma d'accès par tranchées intérieure communes droite (rectiligne) :** Ce schéma est applicable aux gisements dressants et semi dressants avec une grande étendue, dont la profondeur ne dépasse pas 100 m.

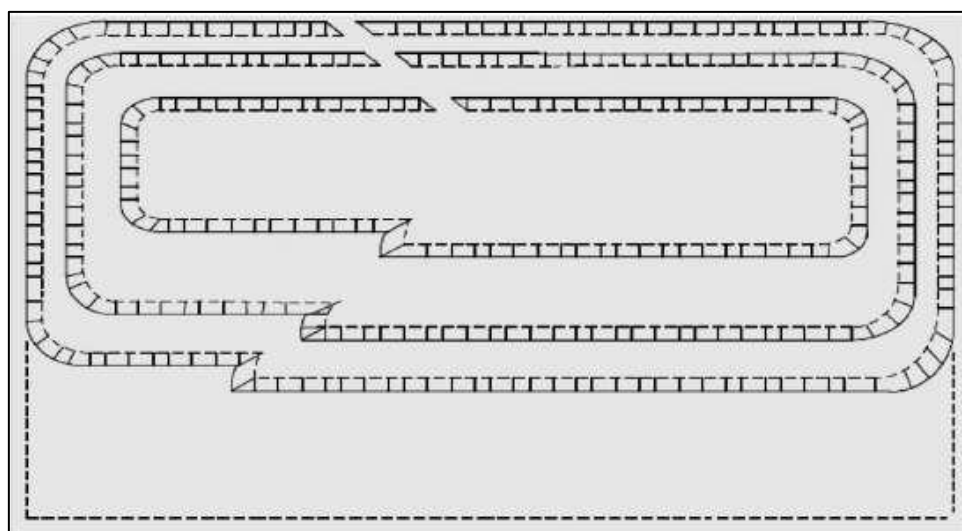


Fig. 34 : Ouverture par tranchées communes intérieure droite [Mudianga, 2014].

Schéma d'accès par tranchée intérieur commune en cul de sac /en boucles : Il s'agit d'une tranchée composée de plusieurs tronçons inclinés et horizontaux alternés successivement. Cette configuration permet de garantir une pente adéquate pour la tranchée d'accès sans augmenter sa longueur. Ce mode d'ouverture est le plus adapté aux gisements puissants et très profonds, qu'ils soient semi-dressants ou dressants [N.Chibka , 1986].

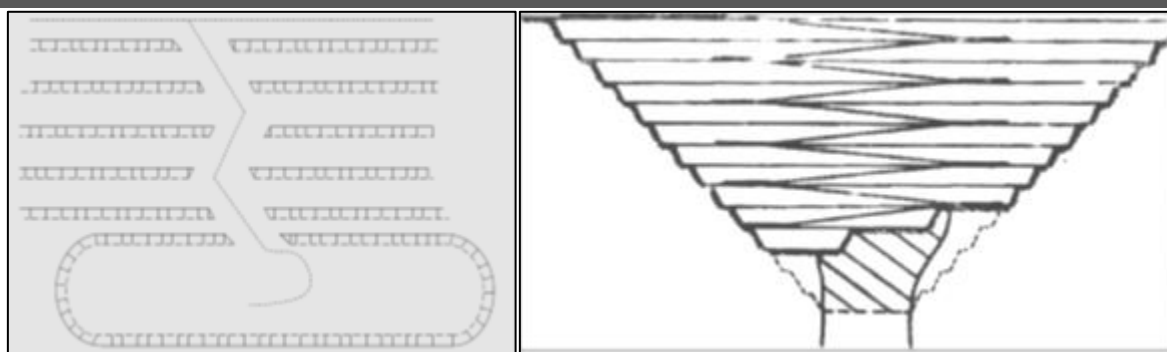


Fig. 35 : Ouverture par tranchée commune intérieure en cul-de-sac (plan horizontal et vertical).

Schéma d'accès par tranchée intérieur commune en spirale : Ce schéma s'applique aux gisements semi-dressants et dressants de grande profondeur, à condition que leur configuration en plan soit relativement circulaire et étendue. Dans cette disposition, l'ensemble des tranchées successives adopte une forme en spirale. À chaque nouvel accès à un gradin, la tranchée principale est prolongée avec une pente descendante adéquate, garantissant une circulation fluide des moyens de transport appropriés[N.Chibka , 1986].

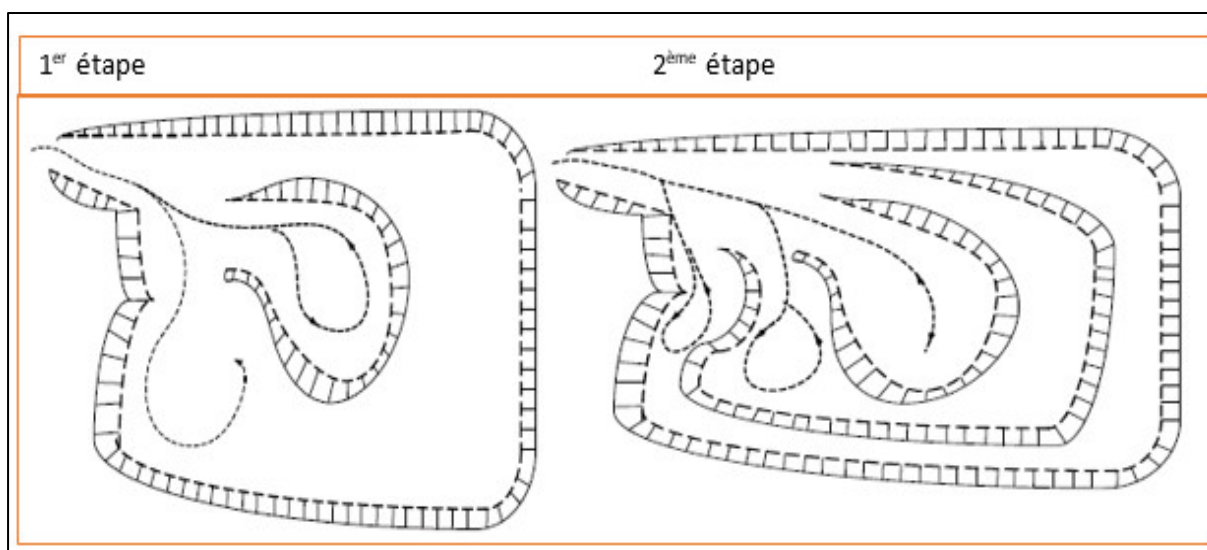


Fig. 36 : Schéma d'accès par tranchée intérieure commune en spirale

II 3. Suivant la destination principale de la tranchée

A. Ouverture par tranchée unique : La circulation s'effectue dans les deux sens (entrée et sortie), ce qui nécessite une largeur plus importante par rapport aux tranchées

doublées. Ces tranchées peuvent être aussi bien extérieures qu'intérieures [N.Chibka , 1986].

B. Ouverture par tranchée doublées : Elles sont plus étroites que la tranchée unique, car la circulation des engins s'effectue en sens unique : une tranchée est dédiée à la sortie (une seule voie) et l'autre à l'entrée. Ce mode d'ouverture se distingue principalement par son organisation spécifique du transport et de la circulation [N.Chibka , 1986].

II. 4. Schéma d'accès combiné

Ce mode d'ouverture repose sur une combinaison de différentes méthodes. Lors de l'exploitation de gisements irréguliers et profonds, l'accès aux niveaux supérieurs et inférieurs est généralement assuré par l'association de tranchées intérieures et extérieures. En règle générale, les niveaux supérieurs sont dégagés à l'aide de tranchées extérieures, qu'elles soient distinctes ou regroupées, tandis que les niveaux inférieurs sont souvent atteints par des tranchées intérieures communes, adoptant une configuration en spirale ou en cul-de-sac.

III. ÉTAPES DE CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES

Le creusement de la demi-tranchée d'accès, dans des conditions de roches dures à assez dures, est réalisé par des opérations de forage et de tir à l'explosif. Ce processus se déroule en quatre phases principales [V,Covalenko. 1983].

1^{ère} étape :

On fore des trous de mine d'un diamètre **dtr = 32 mm**, avec des longueurs variant de **0,8 à 2 m**, afin de créer une plateforme d'une largeur de **4 m**. Les trous, espacés d'**environ 1 m** les uns des autres, sont ensuite chargés, bourrés, puis tirés.

2^{ème} étape :

Les déblais sont évacués à l'aide d'un bulldozer afin de préparer la plateforme de travail, permettant ainsi à la sondeuse de forer les trous dans des conditions optimales.

3^{ème} étape :

Après l'évacuation des déblais, la sondeuse est déployée pour forer des trous inclinés ou horizontaux, en fonction des besoins de l'exploitation.

4^{eme} étape :

Après le forage des trous, ceux-ci sont chargés d'explosifs, puis bourrés avec du sable ou de l'argile avant d'être déclenchés. Une fois l'explosion effectuée, les déblais sont transportés à l'aide de camions.

IV. LA GEOMETRIE DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES**IV 1. Paramètres de la demi-tranchée d'accès**

Une demi-tranchée se caractérise par les paramètres suivants :

- L'angle du talus
- La largeur du fond
- L'inclinaison longitudinale

a) L'angle du talus du demi tranchée : Il est déterminé en fonction de la durée de vie et des propriétés physico-mécaniques de la roche (Résistance, dureté, ... etc).

b) La largeur du fond de la demi-tranchée : est définie en fonction des moyens de transport et du mode de creusement.

$$B = c + bc + d$$

Où :

c-Largeur de la rigole ;

bc-Chaussée de transport ;

d : Largeur de la digue de protection.

c) Pente longitudinale de la demi-tranchée (i) : Elle dépend du type de transport utilisé.

d) Longueur de la demi-tranchée : Elle dépend du dénivelé de l'ouvrage qui est la différence de la hauteur entre le niveau initial d'exploitation et le niveau final.

$$L = (h - h_0) / i \cdot Ka$$

Où :

h-Niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès ;

h_0 - Niveau inférieur de la demi tranchée d'accès ;

i - Pente directrice de la demi-tranchée d'accès ;

k_a - Coefficient d'allongement du tracé. Il dépend du type de jonction et de la forme du tracé.

Tableau 01 : Coefficient d'allongement du tracé en fonction du type de jonction

Types de jonction	Coefficient d'allongement du trace k_a
Raccordement à pente directrice	1,1- 1,2
Raccordement à réduction de la déclivité	1,2 – 1,4
Raccordements à paliers	1,4 – 1,6

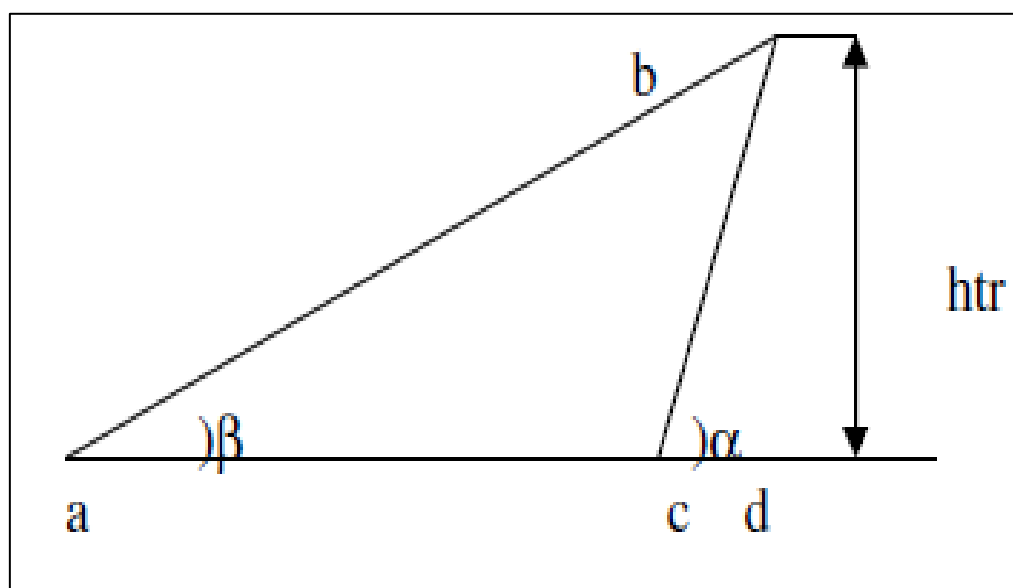


Fig. 37 : Paramètres géométriques de la demi -tranchée.

IV 2. Construction de la demi -tranchée

Elle consiste à réaliser les excavations minières appelées demis tranchés dans l'ordre suivant :

1. Demi-tranchée d'accès ;
2. Demi-tranchées de jonction ;
3. Demi-tranchée de découpage ;

La demi-tranchée d'accès est commune à tous les gradins contrairement aux demi-tranchées de jonction et de découpage. Elle est toujours inclinée, sa réalisation pratique s'effectue de bas en haut.

V. LES OUVRAGES MINIERES

On distingue les ouvrages miniers d'ouvertures suivant :

- Tranchées d'accès ;
- Tranchées de découpage ;
- Demi-tranchées de découpage ;

❖ Les paramètres d'une tranchée accès et de découpage :

On distingue les paramètres suivants [V,Covalenko. 1983]:

- **H** : La profondeur d'une tranchée ;
- **B** : La largeur d'une tranchée ;
- **α** : L'angle du talus du gradin ;
- **I** : La longueur de la tranchée ;
- **Hg** : La hauteur de la tranchée ;
- **B** : L'angle de pendage du coteau ;

V. 1. Tranchée accès :

Le volume de la tranchée peut être déterminé par la formule suivante :

$$V_t = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3 \operatorname{ctg} \alpha} \right) ; \dots \dots \dots (m^3)$$

Où :

- **H** : la profondeur d'une tranchée ;
- **b** : la largeur de la tranchée ;
- **α** : l'angle d'inclinaison du bord de la tranchée ;
- **i** : angle de pendage longitudinal.

V. 2. Tranchée de découpage :

L'emplacement de la tranchée de découpage dans les limites du champ de la mine dépend de la position du gîte, de la production de la mine et du relief. Le volume est déterminé par la formule suivante :

$$V=H (b+Hctg\alpha) L \dots\dots\dots(m^3)$$

Où : L- longueur de la tranchée de découpage (cette longueur coïncide avec celle de la mine).

Tableau 02 : Angle du talus d'après le coefficient de dureté de Protodiakonov,

Coef de Protodiakonov	2-4	5-9	10-14	15-20
Angle du talus pour tranchée d'accès	60	65	75	85
Angle du talus pour tranchée de découpage	60	70	70	80

❖ Demi tranchées

Dans les conditions montagneuses sur le flanc de coteau, on creuse les demi tranchées, leur volume est déterminé par la formule suivante :

$$V=\frac{b \sin \sigma + \sin \beta}{2 \sin (\sigma - \beta)} \cdot L$$

Où : β - est l'angle du flanc de coteau

❖ Tranchée commune extérieure

Le volume de la tranchée commune extérieure est déterminé par la formule suivante :

$$Vt. e = \frac{H_t}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3ctg\alpha} \right) + \frac{b}{2i} (H_1^2 + H_2^2 + \dots + H_{n-1}^2) \quad (m^3)$$

Où : H_t – est la profondeur de la tranchée extérieure

❖ Tranchées communes intérieures

Le volume des tranchées communes intérieures est calculé par la formule suivante :

$$Vt. i = \frac{K_a}{i} \left(\frac{b}{2} \sum_i^n h_g^2 + \frac{1}{3tg\alpha} \sum_i^n h_g^3 \right); (m^3)$$

Où : K_a est le coefficient d'allongement d'un tracé ($K_a = 1,1-1,65$).

VI. CREUSEMENT DES TRANCHEES PAR DIFFERENTES TECHNOLOGIES

Les méthodes de creusement des tranchées sont variées et peuvent être regroupées en trois principales catégories :

- **Creusement sans moyen de transport** : réalisé à l'aide d'une pelle mécanique ou d'une dragline ;

- **Creusement avec moyen de transport** : utilisé pour des tranchées de grande largeur et profondeur, nécessitant l'évacuation des déblais ;
- **Creusement par technologies mixtes** : combinant différentes techniques en fonction des contraintes du projet.

Le choix de la méthode de creusement dépend de plusieurs facteurs, notamment :

- Les dimensions de la section transversale des tranchées ;
- Le relief du terrain ;
- La possibilité de stocker les déblais en bordure des tranchées ;
- Le type et les caractéristiques des équipements d'excavation employés.

Le creusement des tranchées est généralement effectué à l'aide des mêmes engins utilisés pour l'exploitation du niveau minier. Les déblais rocheux peuvent soit être évacués vers des zones de stockage dédiées, soit être temporairement entreposés en bordure de la tranchée ou du site d'extraction.

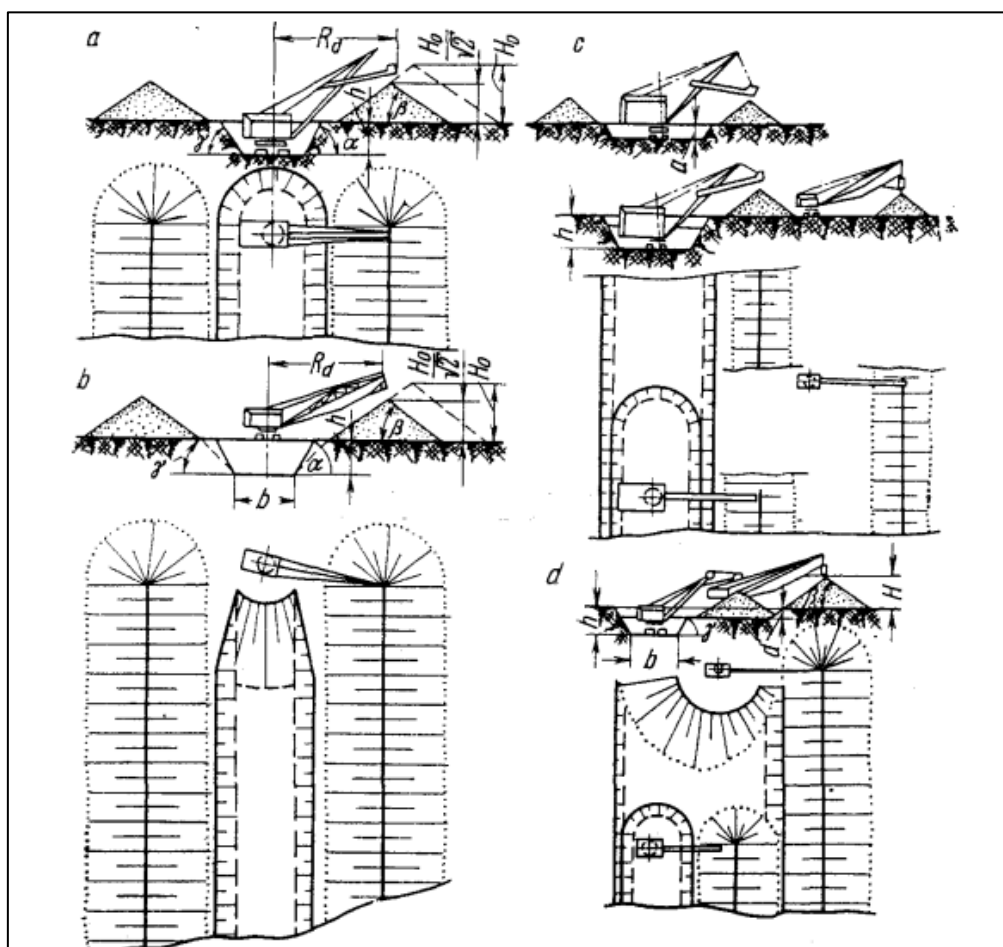


Fig. 38 : Technologie de creusement des tranchées sans transport [V,Covalenko. 1983].

a). Au moyen d'une pelle mécanique ; b). Au moyen d'une dragline ; c et d). Emploi simultané d'une pelle et d'une dragline

La configuration des tranchées d'abattage est déterminée par quatre paramètres opératoires : la distance du déplacement front après tir (applicable aux formations rocheuses dures), la longueur du tranchée, l'angle du talus, et la largeur de la tranchée. Ces caractéristiques dépendent directement des contraintes géomécaniques et des impératifs d'exploitation.

Le Déplacement du chantier après le tir est calculé par la formule suivante : $L = \frac{b Hg}{Qe n}$

Où :

- Qe : rendement de l'excavateur par jour
- n : intervalle entre les tirs, en jours
- b : largeur moyenne de la tranchée, m
- Hg : hauteur de la tranchée, m

Chapitre IV : Méthodes d'exploitation à ciel ouvert

INTRODUCTION

Afin de s'adapter à la diversité des configurations des gisements, les exploitants miniers ont développé une large gamme de méthodes d'exploitation, en particulier pour les mines souterraines. Ces méthodes évoluent constamment grâce aux avancées technologiques, qui permettent l'introduction d'équipements plus performants, notamment en matière de forage et de chargement. Il existe plusieurs méthodes d'exploitation minière à ciel ouvert, chacune adaptée aux caractéristiques spécifiques des gisements minéraux et aux contraintes environnementales.

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme l'ensemble des opérations, organisées dans le temps et l'espace, permettant l'enlèvement des stériles et du minerai dans des conditions spécifiques. Cet agencement dépend de la diversité et du nombre des équipements utilisés pour l'enlèvement des stériles et du minerai, ainsi que de l'organisation de ces opérations.

La méthode d'exploitation choisie détermine à la fois le type d'équipements miniers, les principaux paramètres de la carrière, ainsi que les indices technico-économiques de fonctionnement de la mine. En d'autres termes, il existe un lien direct entre la méthode d'exploitation et le schéma de mécanisation des travaux miniers.

Le choix de la méthode d'exploitation prend en compte les facteurs suivants [Mudianga, 2014]:

- Les caractéristiques géologiques et topographiques du gisement ;
- La qualité et les réserves exploitables du gisement ;
- La puissance des stériles et du minerai ;
- Les propriétés physico-mécaniques des roches encaissant et du minerai ;
- La production annuelle prévue en minerai et en stériles ;
- Le mode d'ouverture du gisement adopté ;
- Les dimensions et le niveau du développement des engins miniers et de transport ;
- Les mesures de sécurité pour le personnel et les équipements utilisés.

I. CLASSIFICATION DES METHODES D'EXPLOITATION

De nombreux chercheurs ont proposé diverses classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, chacune reposant sur des critères spécifiques. Dans ce cours, nous nous concentrerons sur les classifications les plus largement reconnues :

- 1. Classification des méthodes d'exploitation d'après Rjevsky**
- 2. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après E. Chechko ;**
- 3. Classification des systèmes d'exploitation d'après Arsentiev ;**

II. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "RJEVSKY"

V. Rjevsky (1968) a défini le système d'exploitation à ciel ouvert comme suit : « Le système d'exploitation à ciel ouvert consiste en un ordre précis d'exécution des travaux préparatoires, de découverte et d'exploitation, garantissant pour le gisement donné la sécurité, l'économie, ainsi qu'une extraction optimale des réserves exploitables de minerai. Dans cette classification, plusieurs critères sont utilisés, tels que :

- La disposition du front de travail en plan,
- Le nombre de bords exploitables,
- La direction de progression des travaux,
- La disposition des terrils par rapport au champ de la mine,
- L'angle d'inclinaison des couches d'extraction.

En fonction de la variabilité de la zone de travail, on distingue :

- La méthode continue : appliquée aux gisements horizontaux et faiblement inclinés.
- La méthode de fonçage : utilisée pour les gisements inclinés et verticaux sur des surfaces planes, ainsi que pour les gisements situés en relief montagneux.

II 1. Méthodes continues

Le tableau ci-dessous présente le principe des méthodes continues, les conditions et les cas d'application de ces méthodes, ainsi que le matériel d'exploitation et de transport pouvant être utilisé.

II 2. Méthodes de fonçages

Cette méthode est utilisée pour les gisements inclinés et verticaux sur des surfaces planes, ainsi que pour tous les gisements situés en relief montagneux.

Selon la disposition du front de travail, les méthodes sont divisées en quatre sous-groupes :

- Longitudinale
- Transversale
- En éventail
- Annulaire

En fonction de la direction d'exploitation, les méthodes longitudinales et transversales peuvent être appliquées à un ou deux bords.

A son tour les méthodes en éventail se divisent en deux variantes : Le front de travail peut se déplacer de manière parallèle, en éventail ou annulaire.

Dans le premier cas, la progression de tous les points du front se fait à la même vitesse, et les gradins sont exploités avec des enlevures de même largeur. Lors du déplacement en éventail, la vitesse de progression des différents points varie de 0 à un maximum à l'extrémité du gradin, et la largeur des enlevures le long du gradin est variable.

Le déplacement annulaire se caractérise par la variation de l'étendue du front de travail à chaque gradin tout au long de la période d'exploitation de la mine.

D'après la direction de progression des travaux, la méthode annulaire se divise en deux méthodes centrale et périphérique.

III. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "CHECHKO"

Dans l'exploitation à ciel ouvert, les moyens utilisés pour déplacer les stériles déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation, tels que la hauteur et le nombre de gradins au stérile, la largeur des plateformes de travail, le nombre de rampes de liaison pour le transport, le nombre de fronts de taille, ainsi que l'ordre et le rythme de déplacement du front de travail. Cela inclut également la quantité de réserves découvertes et préparées, etc. La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après "E. Chechko" est présentée dans le tableau ci-dessous [Mudianga, 2014]:

Tableau 03 : Méthodes d'exploitation des mines à ciel ouvert d'après "E. Chechko"

Méthodes	Principes des méthodes	Cas d'emploi	Matériel d'exploitation et de transport
Méthode sans transport : 1.Simple 2.Avec remaniement des déblais au terril	Les déblais sont directement rejetés dans les terrils intérieurs par les excavateurs, puis peuvent être remaniés au sein de ces terrils.	Couches horizontales ou faiblement inclinées, de puissance limitée, avec des recouvrements de dureté moyenne et de puissance réduite. Couches à pendage moyen ou fort, incluses dans des terrains tendres et situées à faible profondeur, ce qui permet de remanier les déblais deux à trois fois à l'aide d'excavateurs.	Excavateurs, pelles mécaniques et draglines, dont les organes de travail, spécialement conçus, sont de grandes dimensions. Aucun engin de transport n'est utilisé.
Méthode avec emploi d'engins de transfert	Les déblais sont rejetés dans les terrils intérieurs à l'aide d'engins de transfert mobiles, tels que les ponts de transfert et les sauterelles.	Couches horizontales ou faiblement inclinées, recouvrements meubles et tendres.	Excavateurs à godets multiples, pelles mécaniques, ainsi que ponts de transfert et sauterelles mobiles.
Méthode dite spéciale	Les déblais sont évacués à l'aide des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils	Couches horizontales ou faiblement inclinées, avec des recouvrements tendres ou meubles. Lorsque des grues sont utilisées, il s'agit de	Excavateurs à câble, scrapers à roues, sans engins de transport, ainsi que des moniteurs et des installations

	hydromécaniques et grues.	couches à fort pendage, incluses dans des terrains durs.	de pompage pour l'évacuation des déblais, accompagnés de grues.
Méthode avec transport des déblais	Les déblais sont transportés par locomotives et wagons vers des terrils, qu'ils soient extérieurs ou intérieurs.	Cette méthode est utilisée pour toutes les formes de gisements et toutes les duretés des recouvrements.	Excavateurs de tous les types, locomotives et wagons, camions.
Méthodes mixtes	Les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés vers les terrils intérieurs ou extérieurs. Ceux provenant des gradins inférieurs sont rejetés dans les terrils intérieurs à l'aide d'excavateurs ou d'engins de transfert. D'autres combinaisons peuvent être réalisées entre les quatre premières méthodes.	Pour les couches horizontales ou légèrement inclinées de puissance limitée, avec des recouvrements tendres, meubles ou de dureté moyenne.	Excavateurs de tous types pour les gradins supérieurs, et excavateurs à grands organes de travail pour les gradins inférieurs ; locomotives et wagons ou camions ; engins de transfert.

Les méthodes dites sans transport sont les plus économiques et les plus simples, mais leurs paramètres dépendent des dimensions des engins de déblaiement et de transfert. En revanche, les méthodes impliquant le transport des déblais sont plus complexes et moins économiques, bien que leurs paramètres ne soient pas influencés par la taille des machines utilisées [Mudianga, 2014].

Les variantes des méthodes d'exploitation, qui diffèrent par le type d'équipement utilisé et la manière dont il est réparti, sont appelées schémas d'excavation. Le schéma le plus simple de la méthode dite sans transport consiste à déverser directement les déblais dans le terril à l'aide de l'excavateur utilisé pour l'enlèvement du mort-terrain. Cet excavateur peut être une pelle mécanique ou une dragline.

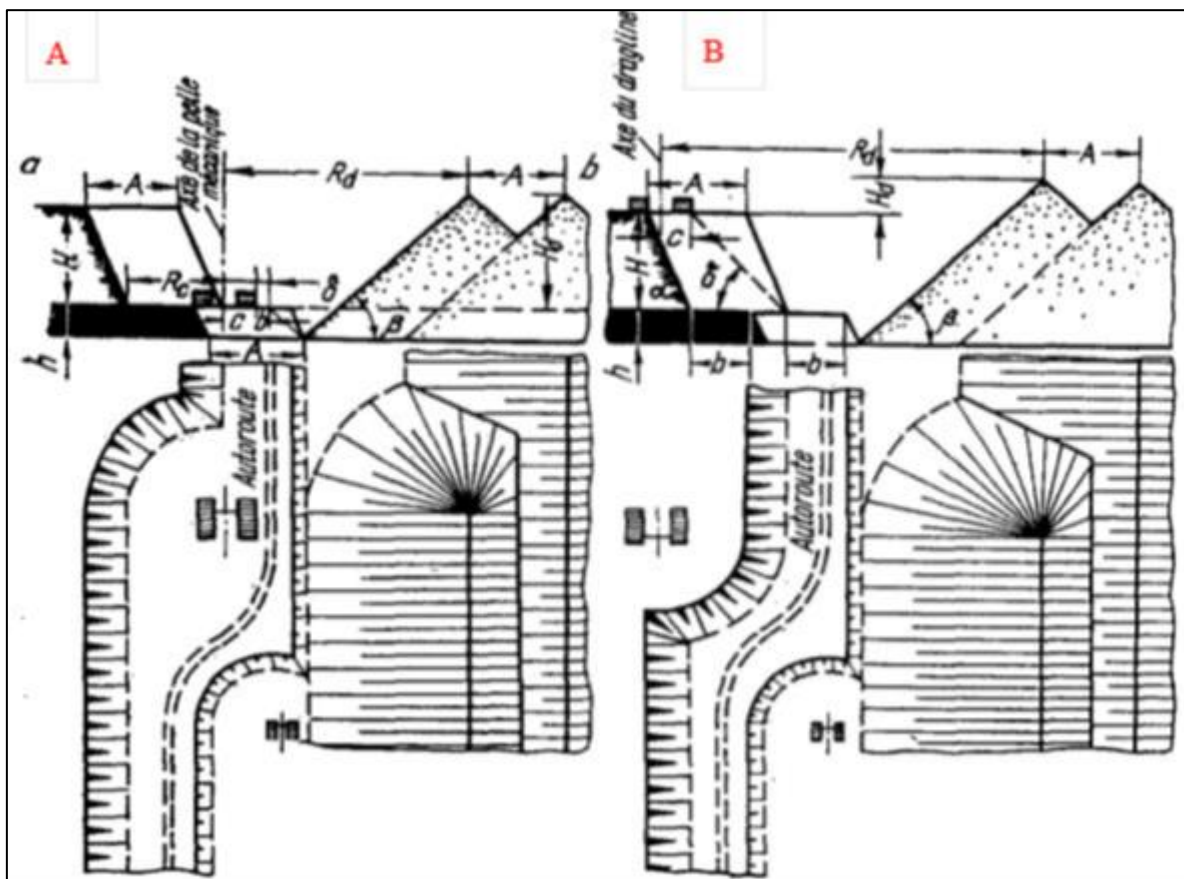


Fig .39: Méthode dite sans transport simple

a) schéma d'excavation avec emploi d'une pelle mécanique ; b) idem, avec emploi d'une dragline [V,Covalenko 1983].

Ce schéma de travail est désigné sous le terme de méthode d'exploitation avec remaniement des déblais. Dans la méthode d'exploitation utilisant des engins de transfert, les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs à l'aide de sauterelles et de ponts de transfert. Les équipements d'exploitation et de transport utilisés comprennent des excavateurs, des pelles mécaniques et des draglines, dont les organes de travail, spécialement conçus, sont de grandes dimensions. Aucun engin de transport n'est requis.

Le groupe des méthodes d'exploitation avec transport comprend plusieurs variantes le transport des déblais peut se faire soit vers des terrils intérieurs, soit vers des terrils extérieurs, ou bien une partie des déblais peut être transportée vers des terrils extérieurs et l'autre partie vers des terrils intérieurs. Comme mentionné précédemment, l'élément clé des méthodes d'exploitation à ciel ouvert est le gradin. Les gradins se caractérisent par leur hauteur, la pente de leur talus, ainsi que la largeur des plates-formes de travail, tant supérieures qu'inférieures [V,Covalenko 1983].

Plusieurs facteurs influencent la détermination de la hauteur des gradins : les caractéristiques des excavateurs utilisés, la stabilité des roches, la nécessité de réaliser des tirs d'abattage et, dans le cas de la méthode dite sans transport, la capacité des terrils intérieurs. Dans certains cas, la hauteur des gradins correspond aux épaisseurs respectives du recouvrement ou du minerai, particulièrement lorsque celles-ci sont faibles.

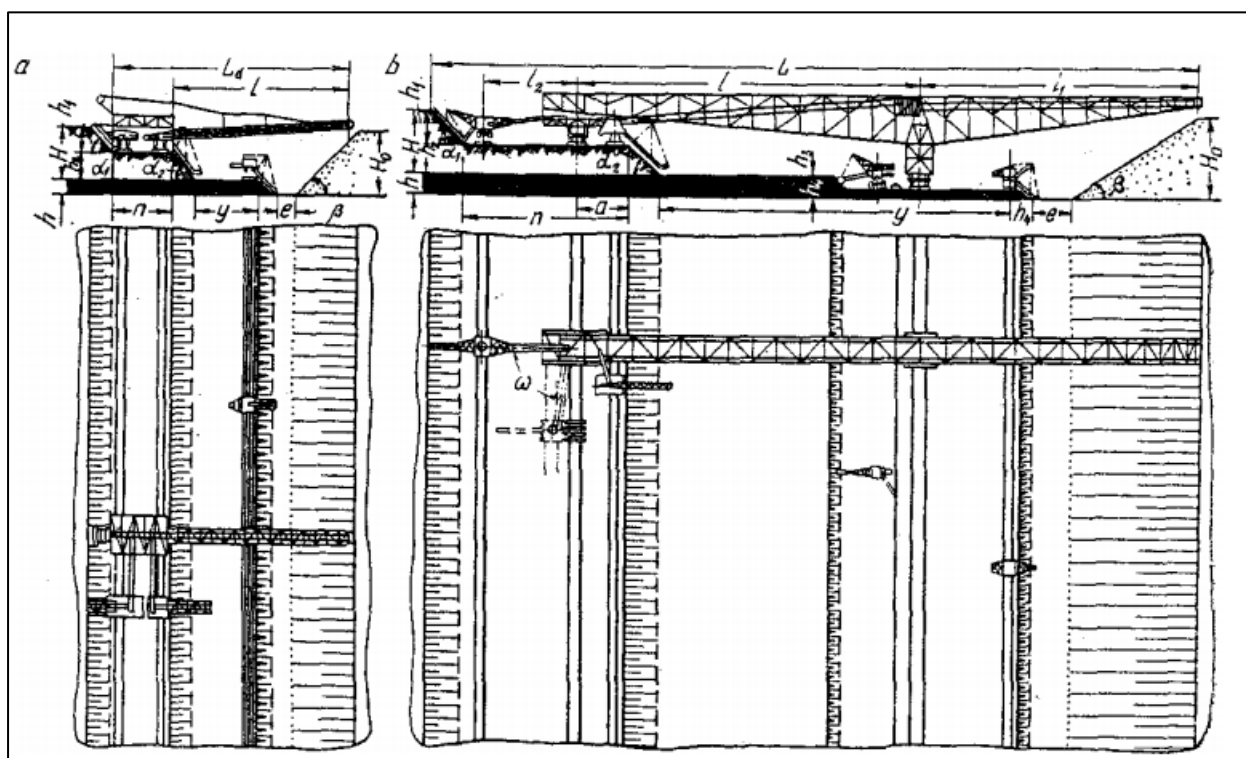


Fig.40 : Méthode d'exploitation avec emploi d'engins de transfert [V,Covalenko 1983].

a-schéma d'excavation avec emploi d'une sauterelle; b-idem, avec emploi d'un pont de transfert

IV. METHODES D'EXPLOITATION D'APRES "ARSENTIEV"

Les méthodes d'exploitation, en fonction de la morphologie du gisement, peuvent être classées en deux types principaux :

- **Les gisements en forme d'amas et de filon** (incluant les gisements dressants et semi-dressants) : il s'agit de gisements avec des stériles juxtaposés, généralement affleurants, et des terrains durs, ou de gisements avec des terrains de recouvrement superficiels (par exemple : cuivre, fer).
- **Les gisements subhorizontaux ou tabulaires** (gisements horizontaux) : il s'agit soit de gisements sans stériles de recouvrement, affleurant à la surface (par exemple : calcaire, porphyre), soit de gisements avec des terrains de recouvrement superficiels (par exemple : lignite, charbon).

Tous les systèmes d'exploitation se divisent en deux groupes principaux : l'exploitation des gisements plats et horizontaux ou légèrement inclinés par découverte, dont le développement se fait uniquement à l'horizontale ; et l'exploitation des gisements dressants et fortement inclinés, dont le développement des travaux miniers s'effectue à la fois horizontalement et verticalement par le biais de fosses.

En fonction de la forme du chantier (front de taille), on distingue deux types de travaux :

- **Travail par enlevures** (fig. 3a), utilisant des excavateurs en butte, des draglines, des roues-pelles, des chargeuses, des dragues et des hydrojets ;
- **Travail par passes** (fig. 3b, c, d, e), utilisant des scrapers motorisés ou tractés, des bulldozers, et des excavateurs à chaîne à godets.

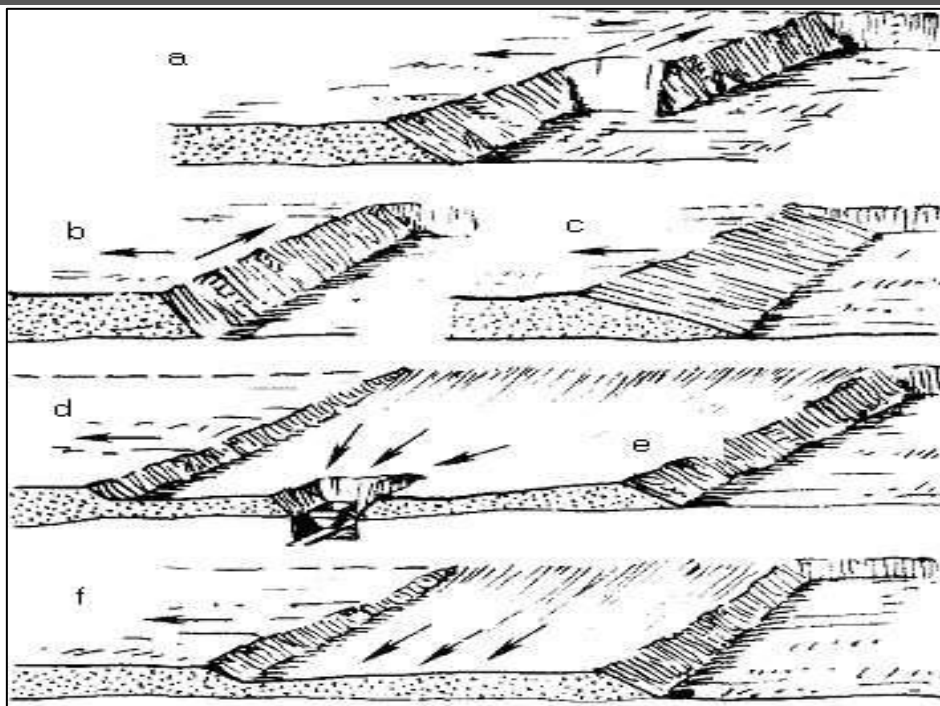


Fig.41 : Caractère du chargement des roches sur le gradin en exploitation.

IV. 1. Méthode par fosses

La fosse, ou le cratère, se forme lorsque le gisement s'enfonce dans le sous-sol avec une extension latérale réduite. Dans ce cas, la découverte concerne non seulement les terrains stériles qui recouvrent directement le minerai, mais également tout le volume du cône formant la fosse. Tous les matériaux stériles doivent être évacués de la fosse et stockés, afin d'être éventuellement réutilisés pour le remplissage du trou à la fin de l'exploitation [Mudianga, 2014].

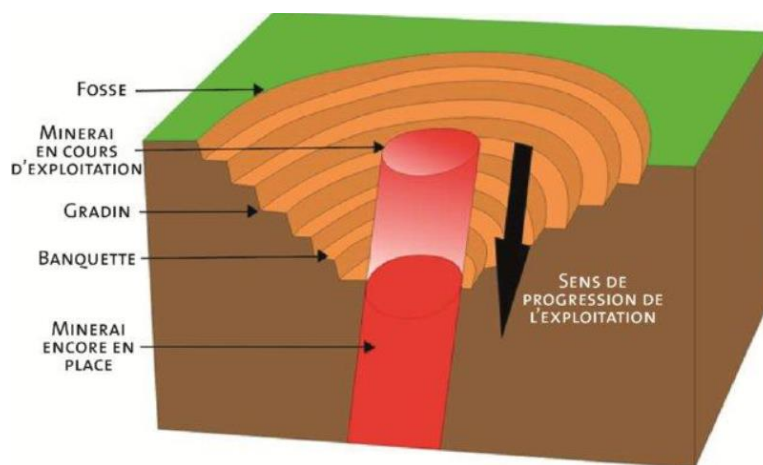


Fig.42 : Schéma d'une exploitation à ciel ouvert en fosse

Dans le cas des gisements en amas ou des filons, l'exploitation se développe verticalement vers le bas par des fosses successives, comprenant à la fois du minerai et des stériles qu'il est nécessaire d'excaver et de déplacer au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux. Cette méthode, appelée excavation globale, consiste en la création d'un grand cratère dont le profil est constitué de gradins. La crête de chaque gradin est représentée en plan par une courbe fermée. Si la région est montagneuse, certains gradins peuvent être incomplets, permettant ainsi, de manière périodique, de créer de nouveaux gradins plus profonds en faisant progresser le front des travaux en profondeur [Mudianga, 2014].

La zone minière est toujours variable, et le creusement de l'incliné se poursuit jusqu'au stade final de l'exploitation.

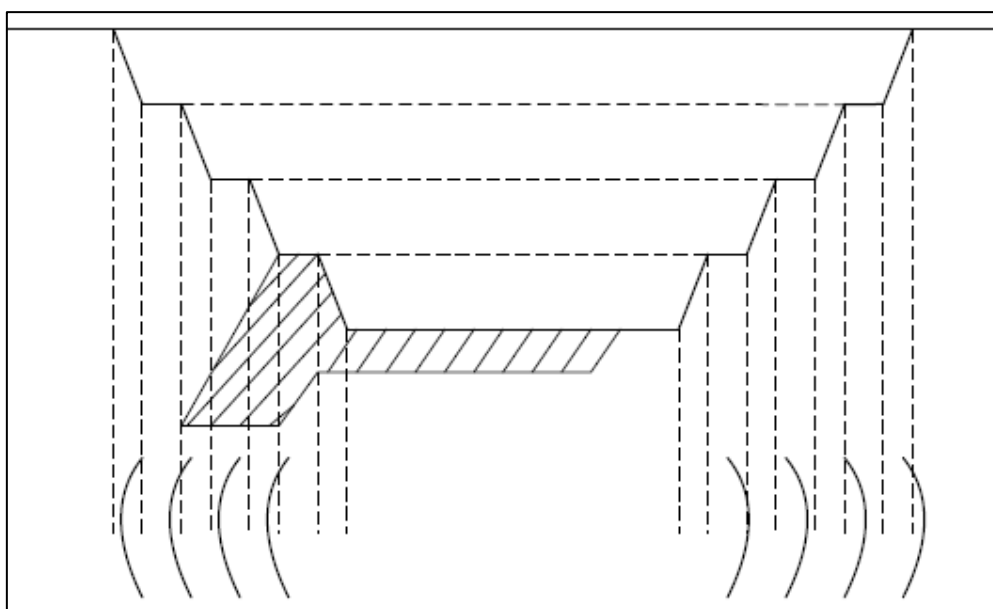


Fig .43 : Méthode d'exploitation par fosses emboîtées [Mudianga, 2014].

Ce type d'exploitation présente deux particularités :

- La conduite des travaux d'exploitation revêt un caractère irréversible, car leur évolution est déterminée par une étude préalable de la forme finale du gisement. Il est pratiquement impossible de s'en écarter par la suite, en raison du rapport de découverte élevé qui pourrait survenir si l'on tente d'extraire une partie de la minéralisation non incluse dans le projet de la fosse finale.

- Le rapport de découverte dépend de la profondeur d'exploitation et de la morphologie du gisement. Ses variations peuvent, dans certaines conditions, être significatives entre deux phases d'exploitation successives [V,Covalenko 1983].

En conséquence, la planification de la production minière constitue l'un des défis majeurs de ce type d'exploitation. Cette méthode nécessite la création de terrils extérieurs, situés à proximité du site minier, dans des zones spécifiquement aménagées à cet effet [V,Covalenko 1983].

IV. 2. Méthode en découverte

La découverte est utilisée lorsque le gisement est stratiforme, peu profond et s'étend sur une grande surface horizontale. Elle commence par une tranchée ouverte à travers le recouvrement stérile, couvrant toute la largeur du panneau à exploiter. Cette tranchée est ensuite approfondie jusqu'au toit de la minéralisation et élargie progressivement vers les extrémités du panneau, constituant ainsi le front de découverte [Mudianga, 2014].

L'exploitation se développe horizontalement et vise à minimiser la distance de transport du stérile en le déposant directement dans la fosse dès l'exploitation du minerai. Ce remblayage peut être effectué soit par un seul engin (pelle ou dragline de découverte), soit à l'aide de ponts de transfert ou de sauterelles, soit par des camions-bennes associés à des bulldozers [Mudianga, 2014].

Lorsque l'épaisseur du stérile et/ou du minerai dépasse 20 m, chaque front (découverte et exploitation) peut être subdivisé en plusieurs gradins.

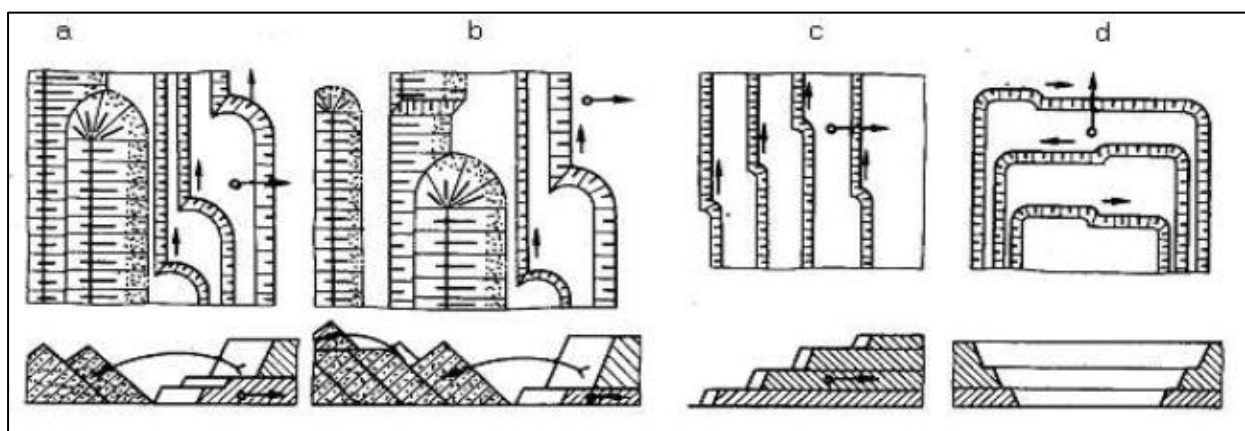


Fig.44 : Schémas des systèmes d'exploitation en découverte [V,Covalenko 1983].

a, b) enlevures longitudinales respectivement avec transfert unique et multiple des roches ; c) enlevures longitudinales ; d) enlevures transversales.

V. LES PARAMETRES D'EXPLOITATION

Chaque méthode d'exploitation est caractérisée par un ensemble de paramètres spécifiques qu'il convient de déterminer au préalable. Les principaux paramètres sont les suivants [V,Covalenko 1983]:

V. 1. La Hauteur du gradin

La détermination de la hauteur des gradins dépend de plusieurs facteurs essentiels qu'il convient de prendre en compte pour assurer une exploitation efficace et sécurisée. Parmi ces facteurs, on retrouve les caractéristiques géologiques du gisement, la qualité des minéraux à extraire, ainsi que les exigences en matière de sécurité des travaux miniers. La production annuelle planifiée par la carrière ou la mine à ciel ouvert joue également un rôle important, tout comme le mode d'extraction adopté, les moyens de production disponibles pour le chargement, et enfin, le volume des travaux capitaux nécessaires à la mise en œuvre de l'exploitation.

D'après la dureté des roches la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_{cr}) :

- Roches tendres : $H_g \leq H_{cr}^{Max}$
- Roches dures : $H_g \leq 1,5 \times H_{cr}^{Max}$

H_{cr}^{Max} : est la hauteur de creusement maximale de l'excavateur (m).

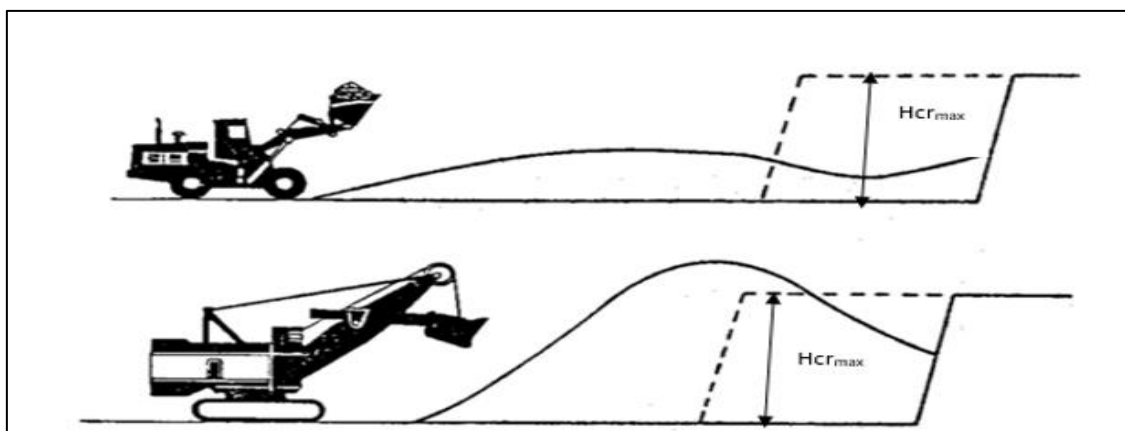


Fig.45 : Schéma représentatif la hauteur de gradin dépend la hauteur de creusement des engins de chargement

V. 2. La largeur d'enlevure

Le choix de la largeur d'enlevure dépend de plusieurs éléments techniques essentiels. Il convient tout d'abord de tenir compte des propriétés des roches, qu'elles soient tendres ou dures. Le mode d'abattage influence également cette décision : la largeur sera différente selon qu'il s'agisse d'un chargement direct ou d'un abattage préalable à l'explosif. Enfin, le type et les dimensions des engins de chargement utilisés jouent un rôle déterminant, car ils conditionnent l'espace nécessaire à une manœuvre efficace et sécurisée.

A. Pour les roches tendres :

Dans le cas de roches tendres, le chargement s'effectue directement à partir du massif, sans nécessité de fragmentation préalable. Dans ce contexte, la largeur d'enlevure est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$A = Rc (\sin \alpha + \sin \theta)$$

Où :

- **Rc** : rayon de creusement de l'excavateur ou de la chargeuse, correspondant à la longueur de la flèche de creusement de l'engin utilisé (en mètres) ;
- **α** : angle formé entre l'axe de translation de l'engin et l'axe de la flèche dans sa position normale de creusement (en degrés) ;
- **θ** : angle formé entre l'axe de déplacement de l'excavateur et l'axe de la flèche dans sa position maximale (en degrés). Sa valeur maximale varie généralement entre 45° et 50°.

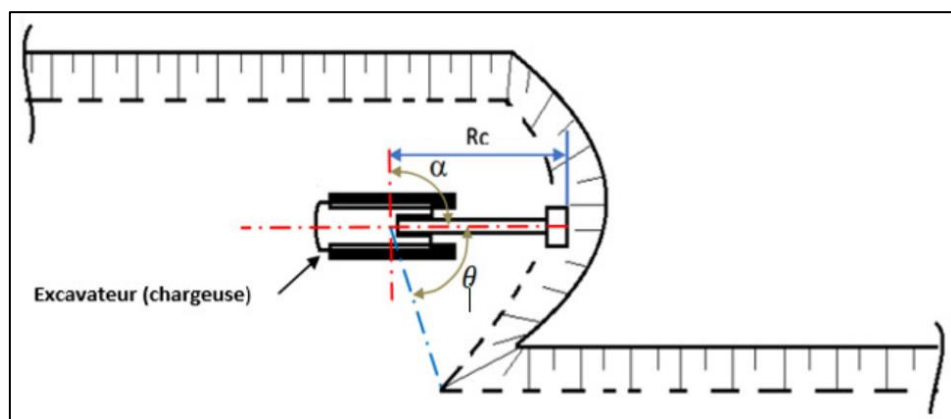


Fig.46: Schéma représente d'un front de travail avec emploi d'excavateur

Dans les positions extrêmes de travail de l'excavateur, la largeur maximale d'enlèvement est donnée par la formule suivante :

$$A_{\max} = R_c (\sin 90^\circ + \sin 45^\circ) \text{ Ce qui donne : } A_{\max} \approx 1,7 \times R_c$$

B. Pour les roches dures

Lors de l'exploitation de roches dures, le chargement s'effectue après une fragmentation préalable par l'utilisation d'explosifs. Dans ce cas, la largeur de l'enlèvement est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) \cdot b$$

Où :

- **W** : ligne de moindre résistance, c'est-à-dire la distance entre l'arête supérieure du gradin et le centre des trous de la première rangée (en mètres) ;
- **n** : nombre de rangées de trous ;
- **b** : espacement entre deux rangées successives de trous (en mètres).

Dans le cas où l'on travaille avec une seule rangée de trous, la largeur d'enlèvement est simplement égale à : $A = W$.

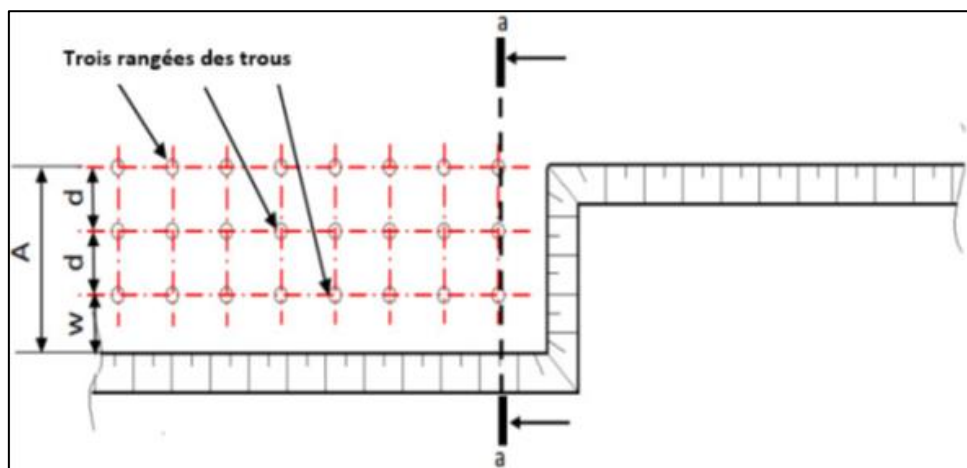


Fig.47: La largeur d'enlèvement lors de la fragmentation des roches dures par l'explosif.

V. 3. La largeur de plate- forme de travail

La largeur des plates-formes de travail est déterminée en fonction de plusieurs critères, notamment l'espace nécessaire à l'implantation des engins, les voies d'accès pour le transport, ainsi que la présence d'une réserve de minerai prête à être chargée.

Dans les exploitations à ciel ouvert, on cherche généralement à minimiser cette largeur afin de réduire le taux de découverte et les coûts d'extraction. Toutefois, elle doit rester suffisante pour garantir des conditions de travail optimales, assurant ainsi la sécurité, la fluidité des opérations et le meilleur rendement des équipements miniers.

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en tenant compte de plusieurs facteurs essentiels, notamment les propriétés physiques et mécaniques des roches, les dimensions du tas de roches abattues, ainsi que les paramètres techniques des engins de chargement et de transport. Ces éléments influencent directement la configuration de l'espace nécessaire pour assurer le bon déroulement des opérations minières [V,Covalenko 1983].

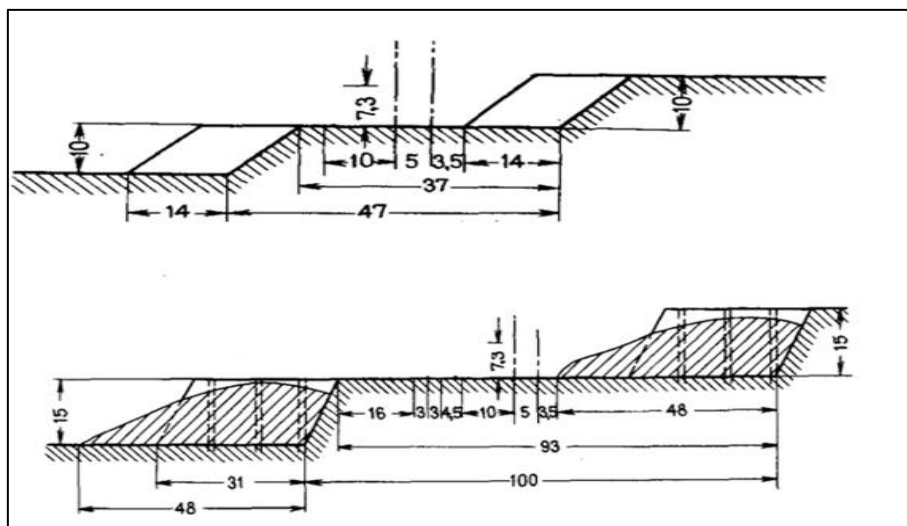


Fig.48 : Dimensions optimal de calculs des plateformes de travail dans différentes hauteurs des gradins

Lors de l'abattage des roches par forage et tir à l'explosif, la largeur de la plate-forme de travail est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z \text{ (en mètres)}$$

où :

- **L_{pt}** est la largeur de la plate-forme de travail, que ce soit dans le stérile ou dans le minéral ;
- **A** représente la largeur d'enlèvement, calculée par la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) \times b$$

avec :

- **W** : ligne de moindre résistance, c'est-à-dire la distance entre l'arête supérieure du gradin et le centre des trous de la première rangée (en mètres) ;
- **n** : nombre de rangées de trous ;
- **b** : distance entre deux rangées successives de trous (en mètres).

Les autres termes de la formule globale (**X**, **C**, **T**, **Z**) représentent respectivement les distances nécessaires pour les dégagements de sécurité, les chemins de circulation des engins, les zones de dépôt temporaire de matériaux, ainsi que les marges de sécurité supplémentaires pour le bon fonctionnement des opérations minières.

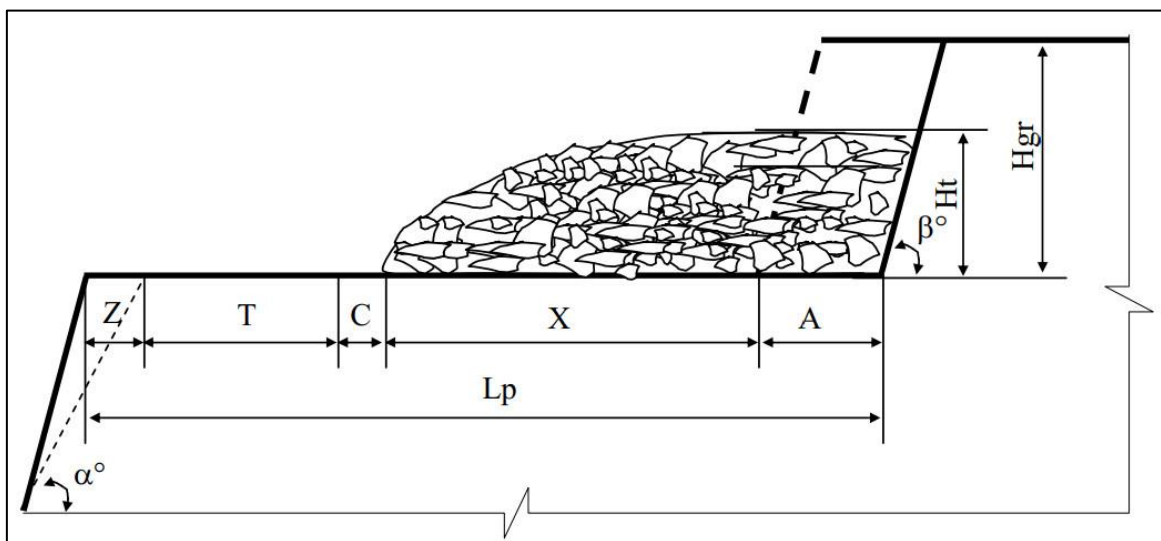


Fig.49 : Schéma de calcul largeur de plateforme de travail dans les roches dures [Mudianga, 2014].

X: la largeur du tas des roches abattus en dehors de l'enlevure,(m) Est calculé par les formules :

$$X = \frac{15}{\delta} q \sqrt{A.Hg.}$$

q : consommation spécifique d'explosifs (g/t) ;

δ: Masse volumique (t/m³) ;

Hg : hauteur du gradin (m) ;

Kf: coefficient de foisonnement des roches ;

Ht: la hauteur des tas des roches abattus, (Ht=0,6.Hg) (m) ;

C : Distance de sécurité entre le tas des roches abattus et la bande de transport T, $C = 0,2Hg$; (m)

T : Largeur de la bande (chaussée) de transport, (m)

Z : largeur de prisme d'éboulement, (m)

$$Z = Hg(\text{ctg}\delta - \text{ctg}\sigma)$$

α : Angle du talus du gradin en activité ($^{\circ}$);

γ : Angle d'éboulement des roches ($^{\circ}$), (toujours γ supérieur à α);

Tableau 04 : Choix des angles α et γ en fonction de la dureté des roches

Dureté des roches	Valeurs de α , ($^{\circ}$)	Valeurs de γ , ($^{\circ}$)
De 2 à 4,9	20-35	40-45
De 5 à 9,9	40-60	65-70
De 10 à 14,9	60-65	70-75
De 15 à 20	75	85

Dans le cas des roches tendres, le chargement s'effectue directement à partir du massif, sans nécessiter de fragmentation par explosifs. La largeur de la plate-forme de travail se détermine alors à l'aide de la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + T + Z \text{ (en mètres)}$$

où :

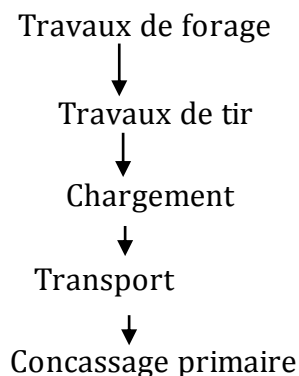
- **L_{pt}** : largeur de la plate-forme de travail ;
- **A** : largeur d'enlèvement ;
- **C** : largeur réservée à la circulation des engins ;
- **T** : espace réservé au stockage temporaire ou au tas de matériaux ;
- **Z** : marge de sécurité ou d'exploitation pour assurer le bon fonctionnement des opérations minières.

Chapitre V : Travaux de forage et de Tir

INTRODUCTION

L'exploitation de la mine menée par le siège minier fait appel à un ensemble de processus dits « opérations minières » qu'il faut utiliser pour réaliser le programme de production.

Le schéma technologique des travaux miniers au terme de la préparation est représenté comme suit :



Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

La plupart des mines à ciel ouvert, à l'exception des opérations d'extraction de roche tendre, exigent la fracturation de la roche à l'aide d'explosifs avant d'être chargée et transportée.

L'abattage par tir à l'explosif est l'une des opérations de base dans l'industrie minière et l'exploitation des carrières. Un tir efficace pour une structure géologique donnée, un volume et des tailles optimales de roche à abattre, et de bonnes conditions de sécurité.

I. EXIGENCES TECHNOLOGIQUES DES TRAVAUX D'ABATTAGE

Les travaux de forage et de tir se déroulent généralement en deux grandes phases successives. La première consiste à forer les trous de sondage, également appelés trous de mine, selon un schéma précis défini par le plan de tir. La seconde phase concerne le chargement de ces trous à l'aide d'explosifs adaptés, suivi de la mise à feu, ou tir

proprement dit. Ces opérations doivent répondre à plusieurs objectifs fondamentaux [V,Covalenko 1983] :

- Assurer une fragmentation optimale des roches abattues, facilitant leur manutention et leur traitement ultérieur,
- Obtenir une surface de banquettes inférieure aussi plane que possible, afin de permettre une bonne stabilité du gradin suivant,
- Former un tas de déblai aux dimensions et à la forme adaptée aux moyens de chargement et de transport disponibles,
- Garantir un niveau élevé de sécurité pour les travailleurs et les installations environnantes,
- Optimiser les coûts en visant un prix de revient minimal (consommation d'explosifs, usure du matériel, temps d'exécution, etc.).

La fragmentation par dynamitage est considérée comme optimale lorsqu'elle produit un pourcentage maximal de fragments dont la granulométrie se situe dans la plage de tailles souhaitée. Ces fragments doivent être facilement manipulables par les équipements de manutention disponibles. La taille souhaitée correspond généralement aux spécifications du consommateur final, c'est-à-dire une dimension adaptée aux étapes de traitement ultérieures, sans nécessiter de réduction supplémentaire (Bamford et al. 2021 ; Tabet et al , 2024). Dans ce cadre, les dimensions maximales admissibles des blocs issus du tir (D_{max}) sont déterminées en fonction des caractéristiques techniques des engins miniers utilisés. Ces dimensions dépendent notamment des paramètres principaux suivants :

- De la capacité du godet de l'engin de chargement (E) :

$$d \leq 0,8 \sqrt[3]{E}, \text{ m}$$

- De la capacité de la benne du camion (V_c) :

$$d \leq 0,5 \sqrt[3]{V_b}$$

- De l'ouverture du concasseur (B_{ou}) :

$$d \leq 0,8 \times B_{ou}, \text{ m}$$

Les blocs de roche dont les dimensions dépassent les limites admissibles sont considérées comme hors gabarit et doivent faire l'objet d'un débitage secondaire avant d'être pris en charge par les équipements de manutention ou de traitement.

II. TRAVAUX DE FORAGE

L'utilisation des explosifs, conformément au plan de tir prédéfini, intervient une fois l'implantation et le forage de l'ensemble des trous achevés. Ces cavités, appelées trous de mine, sont spécifiquement destinées à préparer l'abattage des roches.

L'opération de forage, connue sous le nom de « forage de trous de mine », est entièrement mécanisée. Elle mobilise des foreuses de tailles et de configurations variées, sélectionnées en fonction des caractéristiques du site ainsi que des exigences techniques et géotechniques propres à l'intervention du site minier.

II. 1. Choix du mode de Forage

Il n'existe que deux modes fondamentaux d'attaque mécanique de la roche : la percussion et la rotation. L'efficacité du forage dépend de l'interaction entre l'outil de coupe (le taillant) et la roche, qui détermine à la fois le transfert d'énergie et le mécanisme de rupture du matériau. La fragmentation de la roche au cours du forage résulte de l'application d'une force suffisante pour dépasser la résistance mécanique du matériau. Cette résistance à la pénétration est appelée force de forage [Rossmannith, H. P.1997].

Par ailleurs, le champ de contraintes généré par l'outil doit être orienté de manière à produire un trou de forme et de dimensions conformes aux exigences. Les efforts mis en jeu sont de nature quasi statique, car les forces sont appliquées progressivement durant le processus. Des études ont montré que les effets dynamiques tels que la force d'inertie, les ondes de contrainte induites et le taux de chargement ont une influence négligeable dans le cadre du forage mécanique des roches [Du, H. B 2020].

Le choix du mode de forage repose sur plusieurs critères essentiels. Il dépend tout d'abord des propriétés physico-mécaniques des roches à forer, car ces caractéristiques influencent la méthode la plus appropriée pour surmonter la résistance du matériau.

La profondeur de forage à atteindre est également un facteur déterminant, car elle dicte les capacités des équipements nécessaires. Enfin, le diamètre du forage à réaliser joue un rôle clé dans le choix de la technique, étant donné qu'il affecte la taille et la configuration des outils de forage utilisés. On distingue les modes de forage suivants [Quan, Q .2012] :

- **Forage rotatif** : Cette méthode est principalement utilisée pour le forage des roches tendres (de dureté $f = 3$ à 6) et permet une vitesse de foration de 50 à 100 mètres par poste. Le forage rotatif combine trois effets distincts : La rotation de l'outil de forage, Le soufflage pour l'évacuation des déblais et La pression exercée.
- **Forage percutant** : Cette méthode est spécifiquement conçue pour le forage des roches extrêmement dures.
- **Forage roto-percutant** : est adapté au forage des roches dures. Cette technique combine trois effets distincts : la percussion, qui permet de fracturer la roche par des impacts répétés ; la rotation, qui assure l'enlèvement progressif du matériau ; et le soufflage, utilisé pour évacuer efficacement les déblais générés par le forage. L'association de ces trois mécanismes permet d'optimiser l'efficacité et la rapidité du forage dans des conditions géologiques difficiles.

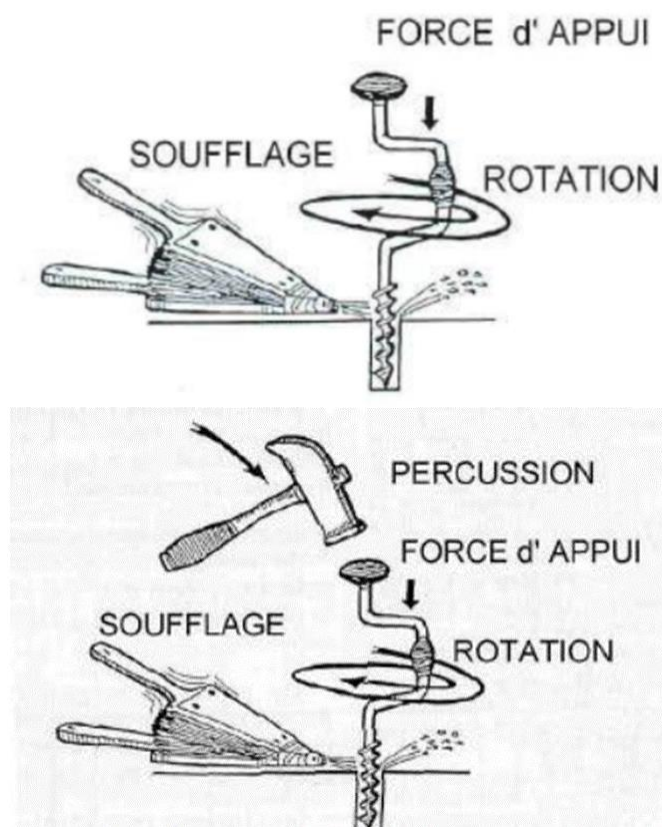


Fig.50 : Principe de forage rotatif et la roto percutant

II. 2. Composants d'un système de foration

Un système de forage (comme la plupart des systèmes de pénétration) se compose de quatre éléments fonctionnels principaux [Zacny, K.2008]:

1. **La machine de forage** (source d'énergie),
2. **La tige de forage** (vecteur de transmission de l'énergie),
3. **L'outil de forage** (applicateur de l'énergie),
4. **Le fluide de circulation.**

Ces composants interagissent pour permettre l'exploitation de l'énergie nécessaire à la pénétration de la roche, selon les mécanismes suivants :

1. **La machine de forage** convertit l'énergie provenant de sa source d'alimentation (hydraulique, électrique, pneumatique ou thermique) en énergie mécanique, qui alimente l'ensemble du système.
2. **La tige de forage** transmet cette énergie depuis la machine jusqu'à l'outil de forage, assurant la rotation, l'impact ou la poussée selon le type de forage utilisé.
3. **L'outil de forage** (ou taillant) applique directement l'énergie sur la roche, assurant sa fragmentation ou sa coupe pour permettre la progression du forage.
4. **Le fluide de circulation** joue un rôle essentiel dans l'évacuation des débris (cuttings), le refroidissement de l'outil de forage et, dans certains cas, la stabilisation des parois du trou.

En forage, on distingue principalement deux types de marteaux : le marteau hors du trou et le marteau fond du trou [Bu, C., Qu. 2009]:

- **Le marteau hors du trou** (ou marteau extérieur) : fonctionne avec un système de percussion situé à la surface. L'énergie de frappe est transmise à l'outil de forage via le train de tiges. Toutefois, une partie de cette énergie est dissipée au cours du transfert, en raison du flambement, de l'élasticité des tiges et des frottements contre les parois du trou. Cette perte devient plus significative à mesure que la profondeur du forage augmente.
- **Le marteau fond du trou** : corrige cet inconvénient en plaçant le mécanisme de percussion directement à la base du trou, au niveau de l'outil de forage. Seule la rotation continue d'être assurée depuis la surface, via le train de tiges. Ce type de marteau peut être entraîné par un marteau perforateur (fournissant la rotation) couplé à un compresseur

(assurant la percussion et l'évacuation des déblais), ou bien par une sondeuse rotative, similaire à celles utilisées pour le carottage. Dans ce second cas, un compresseur reste indispensable pour alimenter le mécanisme de percussion et assurer la remontée des sédiments.

II 3. Qualité de la foration des trous

Pour des raisons économiques évidentes, le schéma de forage réel doit correspondre rigoureusement au schéma théorique prévu. La fig.51 illustre les principales sources d'erreurs susceptibles de provoquer des écarts plus ou moins significatifs entre ces deux schémas. Certaines erreurs, telles que les défauts d'implantation, les erreurs d'amorçage ou les trous oubliés, sont généralement imputables au maître mineur ou à l'opérateur de forage. [Orpen, J. 2020]

D'autres écarts, tels que les erreurs d'inclinaison, de direction ou de profondeur, peuvent être réduits, voire évités, grâce aux systèmes de mesure actuellement disponibles sur le marché. Alors que les dispositifs de mesure des angles d'inclinaison tendent à se généraliser, les systèmes permettant de contrôler précisément la profondeur par rapport à un plan de référence restent encore peu développés, malgré leur potentiel en termes de gain de précision et d'économies. Obtenir des fonds de trous coplanaires est pourtant essentiel : cela permet non seulement d'assurer une banquette parfaitement plane, mais aussi d'optimiser l'efficacité du tir [Orpen, J. 2020].

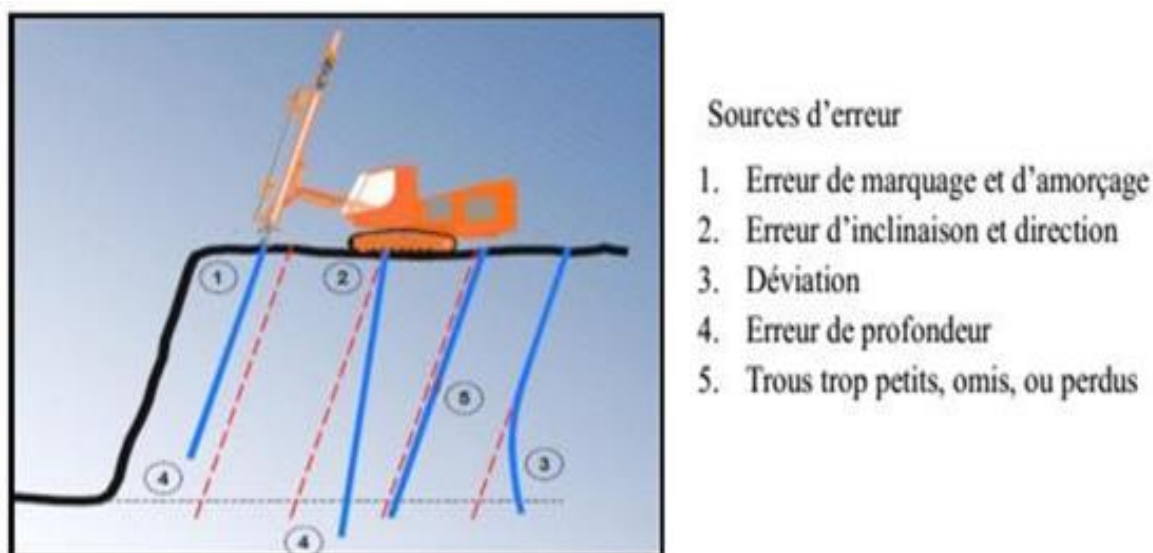


Fig.51: Principaux erreurs de foration.

II. 4. Préparation et Travaux auxiliaires de forage

Préparation de la plate-forme de travail : Cette étape comprend plusieurs opérations préliminaires indispensables au bon déroulement du forage : le déplacement des voies de communication existantes, le nivellement de la plate-forme, ainsi que la construction de chemins d'accès destinés au déplacement des foreuses. Ces travaux sont réalisés à l'aide d'un bulldozer et d'équipements auxiliaires de forage, tels qu'un marteau perforateur. Une fois la plate-forme préparée, le traçage des emplacements de sondage est effectué.

Ordre de forage : La foreuse est positionnée perpendiculairement à la l'arrête du talus, en dehors de toute zone potentielle de foudroyage, afin d'assurer la sécurité des opérations.

Durant le processus de forage, plusieurs **opérations auxiliaires** sont indispensables pour assurer le bon déroulement des travaux. Il s'agit notamment de la descente et de la remontée de la colonne de forage, de son allongement ou de son déclenchement en fonction de la profondeur atteinte, ainsi que du nettoyage régulier des trous de mine. Ces opérations incluent également le remplacement des outils d'attaque usés, le déplacement de la foreuse entre les différents points de forage, l'installation du matériel nécessaire, sans oublier le transport et la gestion des câbles utilisés durant les travaux.

- **Détermination du rendement de la sondeuse**

Le rendement de la sondeuse il se calcule par la formule suivante [V,Covalenko 1983]:

$$R_p = R_t \cdot T \cdot K_u \text{ (m/poste)}$$

R_t : rendement technique de la sondeuse ; m/min

T : La durée du poste, min

K_u : Le coefficient d'utilisation du matériel durant le poste pour le forage proprement dit (K_u=0.8 - 0.9).

Le rendement technique de sondeuse est déterminé par la formule suivante :

$$R_t = L / (L/V_t + t_{pf} + t_{aux} + t_d) \text{ (m/min)}$$

L : est la profondeur du trou, m

V_t : la vitesse propre de foration d'un mètre de trous, m/min

T_{pf} : le temps des opérations préparatoires et finales pour la foration d'un trou (t_{pf}=15...30 min)

Taux : la durée des opérations auxiliaires ; min (taux= 20....40 min)

Td : le temps pour le déplacement d'un trou à un autre trou et la mise en place de la sondeuse ; min (td=10.... 20min).

- **Détermination du nombre de sondeuses nécessaires**

Pour déterminer le nombre nécessaire de sondeuses, on utilise la formule suivante

$$Ns = \frac{Q_{an} \cdot K_{re}}{R_s^p \cdot N_p \cdot N_j \cdot V_m}$$

Où :

Q_{an} : production annuelle de la mine m³/an,

K_{res} : coefficient de réserve de la sondeuse, k_{res} = 1,3÷1,4.

R_s : rendement postier de la sondeuse,

V_m : volume des roches abattues par un mètre de trou (m³/m), il se détermine par la formule

$$V_m = \frac{V_{tr}}{L_{tr}} = \frac{Hg \cdot W \cdot a}{L_{tr}} ; (m^3/m)$$

III. TRAVAUX DE TIR

L'utilisation de l'explosif pour la fragmentation de la roche dure est le moyen le plus performant dans les différentes disciplines d'ingénierie des roches. Les explosifs sont utilisés depuis des siècles pour l'abattage de la roche.

Le principe de leur fonctionnement repose sur la conversion rapide de l'énergie chimique potentielle contenue dans l'explosif en énergie mécanique, libérée sous forme de gaz à haute pression qui agit sur le milieu environnant pour fragmenter la roche (Saadatmand et al., 2020 ; Wang et al., 2021 ; Zhang et al., 2020 ; Shirani et al., 2016).

III. 1. Caractéristiques techniques des substances explosives

On appelle explosion une transformation chimique extrêmement rapide d'une substance, accompagnée de la libération d'une grande quantité de gaz et d'une chaleur considérable.

Un explosif désigne une substance qui, sous l'effet d'un stimulus externe (comme une impulsion), subit une transformation quasi instantanée en de nouvelles combinaisons chimiques, générant un important volume de gaz et une chaleur intense. Cette réaction produit une pression très élevée au point de mise à feu, capable

d'effectuer un travail mécanique. L'explosion s'accompagne d'une élévation brutale de la température des gaz, pouvant atteindre 2500 à 3000 °C. Les matières explosives se distinguent par un certain nombre de caractéristiques et de propriétés essentielles, parmi lesquelles

- **Masse spécifique** : varie de 0,35 à 1,65 kg/dm³ selon la nature de l'explosif.
- **Vitesse de détonation** : comprise entre 3000 et 8000 m/s, elle reflète la rapidité avec laquelle l'onde de choc se propage dans l'explosif.
- **Capacité de travail** (ou pression de détonation) : indique l'aptitude d'un explosif à produire un travail mécanique, notamment pour l'arrachement et le déplacement de roches dans un massif.
- **Brisance** : représente la capacité d'un explosif à fragmenter violemment un matériau situé à proximité immédiate ; elle dépend essentiellement de la vitesse de détonation et de la densité.
- **Sensibilité** : mesure la facilité avec laquelle un explosif peut être déclenché par une impulsion initiale. Elle est généralement évaluée à l'aide d'un test standardisé, tel que la chute d'un marteau étalon sur une charge de référence.

III. 2. Processus de la fragmentation des roches par explosifs

La fragmentation des roches est un processus dynamique complexe lié à l'interaction entre la masse de roche et les explosifs (Siddiqui et al. 2009, Babaeian et al.2019). En général,

le processus de fragmentation des roches par explosifs peut être résumé comme suit : décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et température, propagation d'ondes de contrainte dans le massif rocheux, rupture ou endommagement de la roche, détente des gaz à travers les zones de fragilité créées, ouverture des fissures, puis mise en mouvement et éjection des fragments (Mouloud 2017, Yang et al. 2018 ; Batouche et al., 2024).

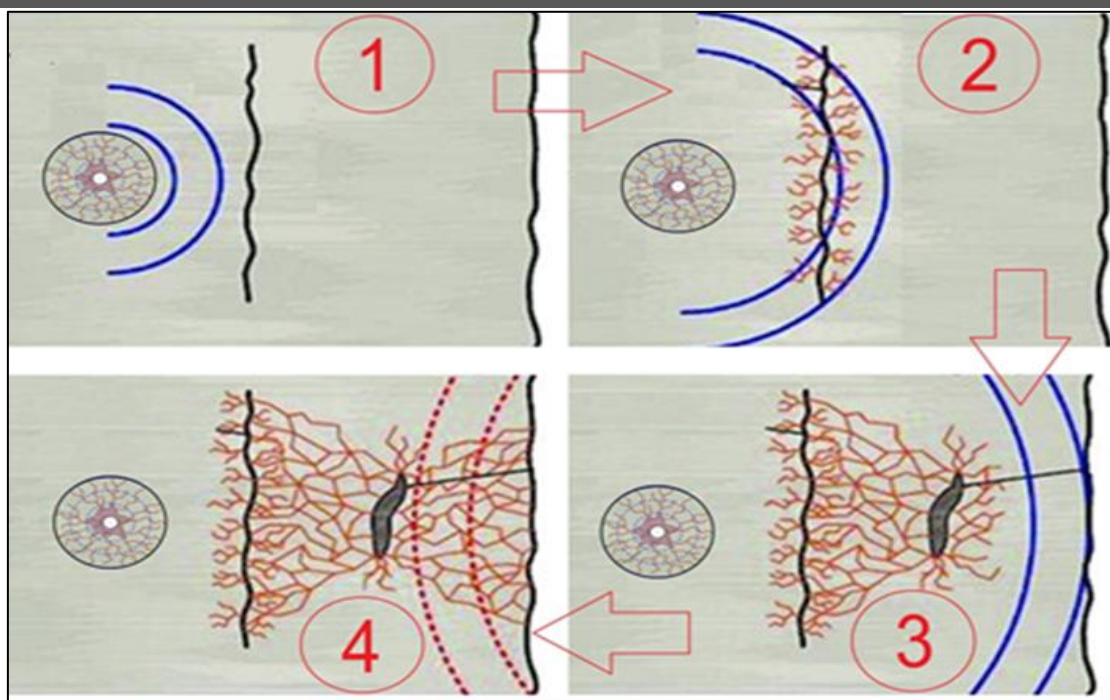


Fig.52 : Schéma représente les principales phases de tir : 1) rayon du trou, (2) fissuration radiale, (3) limite élastique, (4) déformation ductile et fragmentation.

(Batouche et al., 2024)

III. 3. Principaux Paramètres influents sur la qualité de la fragmentation

La qualité de l'abattage des roches conditionne en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité des opérations ainsi que, de manière générale, l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Toutefois, l'obtention de cette qualité dépend de nombreux paramètres, à la fois contrôlables et incontrôlables, qui constituent une préoccupation constante pour les ingénieurs et spécialistes du domaine. Ces paramètres, qu'ils soient contrôlables ou non, incluent le plan de dynamitage (c'est-à-dire la charge, l'espacement, la hauteur du gradin, la hauteur de bourrage, etc.), les propriétés des explosifs, la résistance des roches ainsi que les discontinuités naturelles du massif.

III. 4. Calcul des paramètres de forage et de tir

L'élaboration d'un plan de tir repose sur une série d'opérations nécessitant une méthodologie rigoureuse. Sa conception prend en compte les résultats des essais préliminaires ainsi que l'analyse géologique du site.

La maîtrise des caractéristiques des explosifs et des accessoires de tir, combinée à l'expérience acquise sur le terrain, constitue un atout essentiel pour atteindre les objectifs recherchés.

Plusieurs méthodes peuvent être utilisées pour définir les schémas de tir, parmi lesquelles : la méthode de Langefors, la méthode de Konya, celles d'Ash et Hustrulid, les approches de calcul assistées par ordinateur, ainsi que certaines règles empiriques simples.

Le présent cours a pour objectif de présenter un aperçu de deux méthodes particulièrement utilisées dans les mines à ciel ouvert en Algérie pour le calcul des paramètres d'un plan de tir : la méthode soviétique (empiriques) et la méthode de Langefors.

A. Calcul des paramètres des travaux de forage et de tirs par la Méthode Soviétique

La méthode traditionnelle, connue sous le nom de détonation contrôlée, est largement utilisée dans l'industrie minière pour fragmenter les roches lors des opérations d'abattage. Elle repose sur l'emploi d'explosifs spécifiques et de charges minutieusement dosées afin d'obtenir une fragmentation optimale.

Cette technique implique généralement le forage de trous disposés de manière concentrique, permettant une détonation maîtrisée qui limite la formation de fines particules et de fragments hors gabarit.

La réussite de cette méthode repose sur une planification rigoureuse des schémas de tir. Elle présente l'avantage d'assurer une fragmentation homogène, ce qui améliore l'efficacité globale du processus tout en réduisant les coûts de traitement en aval. Toutefois, sa mise en œuvre requiert une expertise technique poussée, ainsi qu'une connaissance approfondie des caractéristiques des explosifs et des roches concernées, afin de garantir à la fois la sécurité et l'efficacité des opérations

1) Longueur d'excès de forage (sous forage) L_s

$$L_s = K_s \times D_{tr} \text{ (m)}$$

Où ; $K_s = (10 \div 15)$

10 : pour les roches à tirabilité facile

15 : pour les roches à tirabilité difficile

D_{tr} : diamètre des trous foré selon RJEVSKY.V.V est calculé par la formule suivante : $D_{tr} = K * C, (m)$

K : coefficient qui tient compte de la tirabilité de la roche

- K= 0,1 ; pour une tirabilité difficile
- K=0,2 ; pour une tirabilité moyenne
- K= 0,3 ; pour une tirabilité facile

$C = D_m$: dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée (granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir), m .

$$C = D_m = 0,17 \sqrt[3]{E} \quad (m)$$

E : Capacité du godet de la chargeuse en m^3

2) Longueur des trous L_{tr}

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + L_s \quad (m)$$

Où ;

H_{gr} : La hauteur des gradins

β : angle d'inclinaison des trous; ($^\circ$)

3) Charge métrique des trous P (charge linéaire)

$$p = \frac{\pi}{4} \times D_{tr}^2 \times \Delta \quad (kg/m)$$

Où ;

Δ : densité moyenne de l'explosif

$$\Delta = \frac{X\% \times \Delta_1 + Y\% \times \Delta_2}{100} \quad \text{Convertie en Kg/ m}^3$$

Où ;

X %. Δ_1 : Pourcentage et densité de la charge principale d'explosif g/cm^3

Y %. Δ_2 : Pourcentage et densité de la charge d'amorçages d'explosif g/cm^3

4) La consommation spécifique étalon

L'indice de consommation spécifique d'explosif étalonné (q_{et}) , proposé par l'académicien RJEVSK.V, sert à évaluer la résistance des roches. Il mesure l'impact des contraintes de compression, de cisaillement et de traction sur l'énergie nécessaire pour déplacer la masse explosive.

$$q_{et} = 0.02 \times (\sigma_{tr} + \sigma_{dép} + \sigma_c) + 2 \times \gamma , \quad g/m^3$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression, kgf/cm^2

σ_{tr} : Résistance à la traction, kgf/cm^2 ; $\sigma_{tr} = 0.10 \times \sigma_c$

$\sigma_{dép}$: Résistance au cisaillement, kgf/cm^2 ; $\sigma_{dép} = 0.3 \times \sigma_c$

γ : La masse volumique du minerai, t/m^3

Tableau 05 : Classification de l'indice de tirabilité des roches selon Rjevesky

Classes	Valeur de q_{et}	Tirabilité
I	$q_{et} \leq 10,0$	Tirabilité Facile
II	$10,1 \leq q_{et} \leq 20,0$	Tirabilité moyenne
III	$20,1 \leq q_{et} \leq 30,0$	Tirabilité difficile
IV	$30,1 \leq q_{et} \leq 40,0$	Tirabilité très difficile
V	$40,1 \leq q_{et} \leq 50,0$	Extrêmement difficile

5) La consommation spécifique d'explosif du projet

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}$$

Où :

q_{et} : La consommation spécifique étalon ;

K_{ex} : Coefficient de transformation de l'explosif étalon celui utilisé en carrière ; $k_{ex} = \text{Cet/Cut}$;

$C_{ét}$: capacité de travail de l'explosif étalon ;

K_f : Coefficient qui tient compte de l'influence de la fissuration des roches, $K_f = 1,2 \times L_m + 0,2$;

L_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif (m) ;

K_d : coefficient qui tient compte du degré de fragmentation demandé ; $K_d = \frac{0.5}{dm}$

dm : Dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée(m) ; $d_m =$

$$0.17^3 \sqrt{E}$$

K_c : Coefficient qui tient compte de la concentration réelle de la charge. Il dépend du diamètre du trou et de la consommation spécifique étalon de l'explosif (tirabilité des roches) ; $K_c = (0.95, 1 \div 1,4)$;

Tableau 06 : Classification de l'indice **Kc** en fonction du diamètre du trou et de la consommation spécifique étalon de l'explosif

Tirabilité	D < 100 mm	D = 100 mm	D > 100 mm
Facile	Kc = 0.95÷1.0	Kc= 1.0	Kc= 1.05÷1.1
Moyenne	Kc = 0.85÷0.9	Kc= 1.0	Kc= 1.2÷1.25
Difficile	Kc = 0.7÷0.8	Kc= 1.0	Kc= 1.35÷1.4

Kv : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches abattues. Il dépend

de la hauteur du gradin : $Kv = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}}$

Ksd : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées. On peut déterminer à partir de tableau suivant :

Tableau 07 : Classification de l'indice **Ksd** en fonction du nombre de surfaces dégagées

Nombre de surface dégagés	Ksd	Nombre de surface dégagés	Ksd
6	1	3	6
5	2	2	8
4	4	1	10

6) Ligne de moindre résistance *W*

La ligne de moindre résistance, qui représente la distance entre le trou et la surface libre du gradin

*Pour les trous inclinés

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times H_{gr} \times L \times P} - P}{2 \times m \times q \times H_{gr}} \quad (m)$$

*Pour les trous verticaux

$$W = \frac{\sqrt{0,56 \times P^2 + 4 \times m \times q \times H_{gr} \times L \times P}}{2 \times m \times q \times H_{gr}} - \frac{0,75 \times P}{2 \times m \times q \times H_{gr}} \quad (m)$$

Où ;

m : coefficient de rapprochement des trous $m = 1,66 - 0,066.f$

f : la dureté des roches est calculé à partir de résistance à la compression $f =$

$$\frac{\sigma_c}{100}$$

Généralement : $m = (0,8 \div 1,2)$

$m = 0,8$: pour les roches très dures

$m = 1,0$: pour les roches dures

$m = 1,2$: pour les roches assez dures

q : consommation spécifique d'explosif, Kg/m^3

7) Vérification de la sécurité du travail sur le gradin

La ligne de résistance des roches au pied du gradin (W) doit être vérifiée par la relation suivante : $W \geq W_s$

W_s : La ligne de moindre résistance des roches au pied du gradin

$$W_s = H_{gr} (\cot \alpha - \cot \beta) + c$$

α : Angle du talus du gradin, ($^\circ$)

β : Angle d'inclinaison du trou, ($^\circ$)

C : distance de sécurité entre l'arrête supérieur du gradin et l'axe du trou ; (m)

8) Distance entre deux trous dans une même rangée (Espacement) a

$$a = W \times m \quad (m)$$

9) Distance entre deux rangé (b)

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Il y a deux cas de distinction :

Cas 01 : $b = W, (m)$ dans le cas tir à microretard. L'utilisation des tirs avec des détonateurs à microretard (DMR) ou les charge d'explosif doit être décaler.

Cas 02 : $b = 0,8. a, (m)$ dans le cas tir instantané, où tout la charge explosive doit être détoner à la fois.

10) Quantité d'explosif nécessaire dans un trou Q_{tr}

Elle est déterminée à partir de la consommation spécifique de projet ainsi que le volume de bloc à abattre par un seul trou de mine il est utilisé pour déterminer la longueur de charge et elle données :

Pour la première rangée : $Q_{tr} = q \times a \times w \times H_{gr}$ ($Kg/trous$)

Pour le reste des rangées : $Q_{tr} = q \times a \times b \times H_{gr}$, ($Kg/trous$)

11) Longueur de la charge dans un trou L_{ch}

$$L_{ch} = \frac{Q}{P} \quad (m)$$

- La charge du pied : $Q_p = 0.6 \times Q_{tr}$ (Kg/trous)
- La charge de colonne : $Q_c = Q_{tr} - Q_p$ (Kg/trous)
- La longueur de la charge du pied : $L_{ch(P)} = \frac{Q_p}{P}$ (m)
- La longueur de la charge de la colonne : $L_{ch(C)} = \frac{Q_c}{P}$ (m)

12) Longueur totale de bourrage

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} \quad (m)$$

- Longueur de bourrage de bouchon : $L_{bb} = 20 \times D_{tr}$; (m)
- Longueur de bourrage intermédiaire : $L_{bi} = L_b - L_{bb}$; (m)

13) Volume du bloc à abattre V_{bl}

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{(N_{t/s} \times N_s \times \gamma)} \quad (m^3/bloc)$$

Où ;

P_{an} : la production annuelle de la carrière, (t/an)

$N_{t/s}$: intervalle entre deux tirs successifs, $N_{t/s}=2,3,4 \dots$ jours

N_s : nombre de semaines de travail ouvrable de la carrière, $N_s=38,39,40 \dots$ Semaine par an

γ : Masse volumique des roches à abattre, t/m³

14) Surface du bloc S_{bl}

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_{gr}} \quad (m^2/bloc)$$

15) Longueur du bloc N_{bl}

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A} \quad (m/bloc)$$

Où ; A : c'est largeur d'enlevure en m ; $A = w + (n-1).b$

16) Nombre de trous dans un bloc N_{tr} à tirer

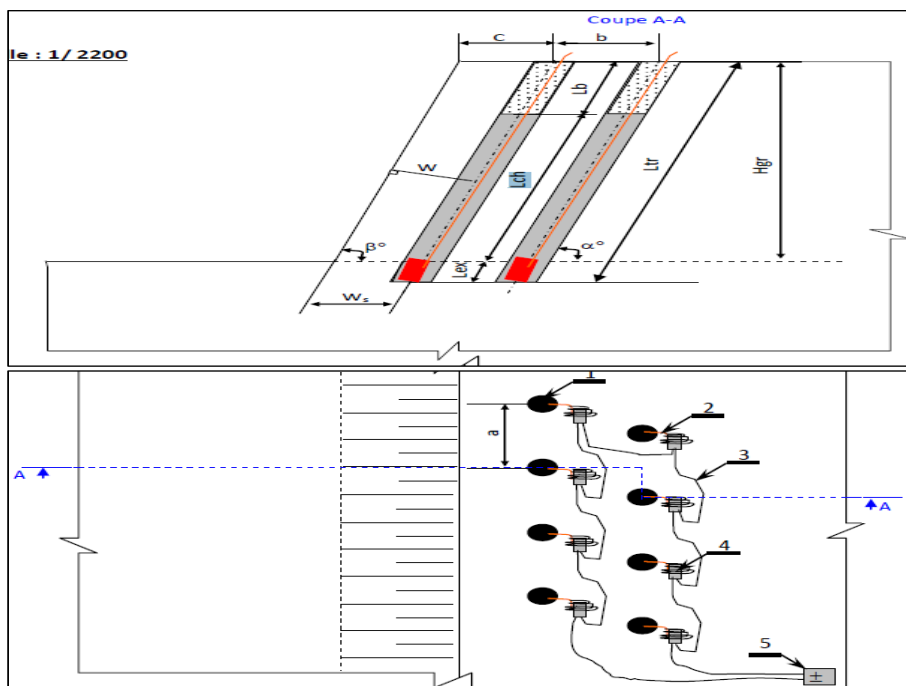
$$N_{tr} = \frac{A \times L_{bl}}{a \times b} \quad \text{Trous}$$

17) Longueur totale des trous à forer dans un bloc $\sum L$

$$\sum L = L_{tr} \times N_{tr} \quad (m)$$

1) Quantité totale de la charge explosive pour abattre un bloc Q_t

$$Q_t = Q \times N_{tr} \quad (kg)$$



1. Trou.	β° : angle d'inclinaison du talus de gradin.
2. Cordeau détonant.	L_b : longueur de bourrage.
3. Fils électriques longueur de trou.	L_{tr} : longueur de trou.
4. Détonateur électrique.	L_{ch} : longueur de la charge d'explosif.
5. Exploseur.	L_{ex} : longueur d'excès de forage.
a. Distance de sécurité.	W : ligne de moindre de résistance.
b. Distance entre deux rangées.	H_{gr} : hauteur de gradin
c. Distance entre deux trous.	α : angle d'inclinaison de trou.
	W_s : ligne de moindre de résistance au pied du gradin

Fig.53 : Schéma de plan de tir

B. Calcul des paramètres des travaux de forage et de tirs par la Méthode de Langefors

Il s'agit d'une méthode fondée sur les propriétés des explosifs et sur les paramètres géométriques du tir, tels que le diamètre de forage, le maillage (ou espacement des trous) et la charge de colonne. Elle permet d'intégrer un grand nombre de variables sans recourir à des calculs complexes.

Le principe de Langefors repose sur l'idée que les explosifs situés loin du pied de la banquette participent moins efficacement au processus de fragmentation. Par conséquent, cette approche vise à optimiser l'utilisation de l'énergie contenue dans la charge explosive, en maximisant son efficacité.

Les règles définies par Langefors précisent avec rigueur les paramètres géométriques du tir, qui sont ajustés en fonction de la hauteur de la banquette (B), c'est-à-dire l'épaisseur de la tranche de massif à abattre (voir fig.54).

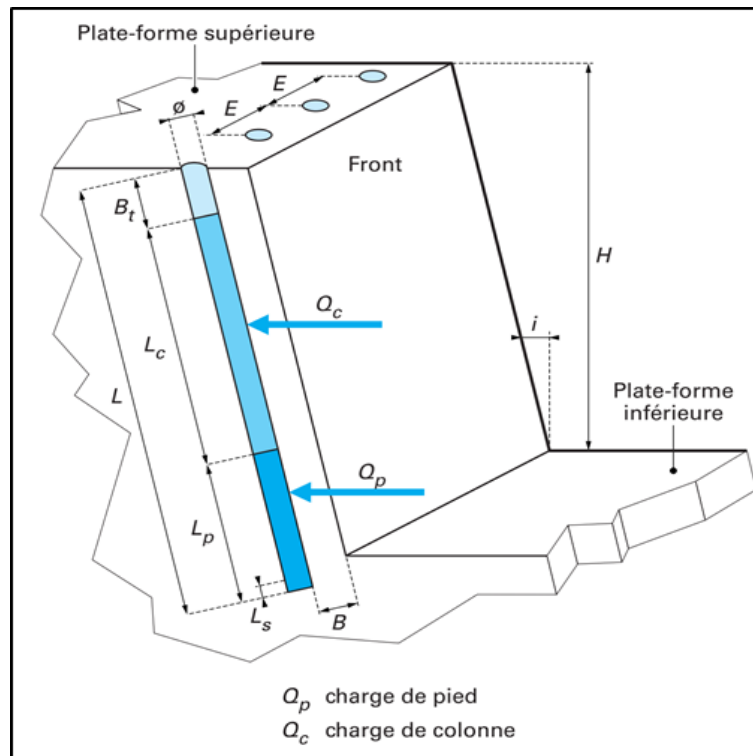


Fig.54: Géométrie de tir

1) Banquette maximale

La banquette maximale peut être évaluée à partir des caractéristiques du massif à abattre, des paramètres géométriques du gradin et de la foration, des performances de l'explosif de pied utilisé, par la formule suivante :

$$B_{max} = \frac{D_{tr}}{33} \times \sqrt{\frac{S \times \rho}{\hat{C} \times f \times \frac{E}{B}}} \quad (m)$$

Où :

- B_{max} : Banquette maximale.
- D_{tr} : diamètre du trou de mine (mm).
- S : coefficient d'énergie de l'explosif.
- ρ : densité de l'explosif utilise (g /cm³).
- \hat{C} : résistance au tirage. $\hat{C}=C+0,05$
- f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (α).

- E/B : rapport de la maille.
- **Le coefficient d'énergie (S) (Weight Strength)**

La coefficient d'énergie de l'explosif ; (weight strength) trouvé par la formule suivante :

$$S = \frac{5}{6} \times \left(\frac{E_t}{E_{to}} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{V_g}{V_{go}} \right)$$

Où :

E_t : énergie totale dégagée par l'explosif (KJ /Kg) ;

V_g : volume de gaz dégagé par l'explosif (L/Kg) ;

E_{to} et V_{go} sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise (Dynamite de référence) ; ($E_{to} = 4848.8$ KJ /Kg ; $V_{go} = 850$ L/Kg)

- **Résistance au tirage**

La valeur de la résistance au tirage illustré dans le tableau :

Tableau 08: Résistance au tirage de quelques roches

Roches	C (kg/m ³)	Roches	C (kg/m ³)
Basalte	0,33	Granite dur	0.45
Calcaire crayeux	0.25	Grés fins	0.40
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40	Quartzite pâte fine	0.53
Diorite	0.45	Quartzite fracturé	0.30

- **Facteur de contrainte**

La variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous illustré dans le tableau.09 suivants :

Tableau 09 : Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous

Inclinaison du trou, β (°)	0	10	20	30
Facteur de contrainte, f	1	0,95	0,90	0,85

- **Rapport espacement sur banquette E/B**

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquette, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,5.

2) Banquette pratique

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$B = B_{max} - F \quad (m)$$

Où :

B : Banquette pratique, (m).

F : Erreur de foration

$$F = \frac{D_{tr}}{1000} + 0.03 \times L_{tr} \quad (m)$$

L_{tr} : longueur du trou, (m).

3) Espacement entre les trous de mine

L'espacement entre les trous est donné par la formule suivante :

$$E = 1.25 \times B \quad (m)$$

4) Surprofondeur

La foration présente une surprofondeur L_s par rapport à la plateforme inférieure définie par la relation :

$$L_s = 0.3 \times B_{max} \quad (m)$$

5) Profondeur du trou

La profondeur de trou est donnée par la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_{gr} + L_s}{\cos\beta} \quad (m)$$

6) Distance entre deux rangées

La distance entre deux rangées des trous dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin est donnée par la formule suivante :

$$b = \frac{B}{\cos\beta} \quad (m)$$

7) Construction de la charge

La charge explosive, elle-même, peut être décomposée en deux parties, la charge de pied de longueur L_p – partie inférieure de la charge explosive et la charge de colonne L_c

a) La hauteur de la charge de pied du gradin

La zone qui assurée le cisaillement de la partie basse son déplacement est défini par la formule suivante

$$L_p = 1.3 \times B_{max} \quad (m)$$

Où :

L_p : La hauteur de la charge de pied

b) Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{s} \times \frac{E}{B} \times \left(\left(\frac{0.007}{B} \right) + c + 0.004 \times B \right) \times B^2 \quad (kg/m)$$

Où :

C_p : Charge linéaire de pied.

c) Quantité d'explosif au pied du gradin

La Quantité d'explosif au pied du gradin défini par :

$$Q_p = L_p \times C_p, (kg).$$

d) Longueur de bourrage : est définie par la formule suivante :

$$L_b = B, (m)$$

On doit bourrer le trou de mine après l'installation de la charge explosive dans le but de bien faire travailler l'explosif par confinement des gaz dégagés de sa décomposition. La longueur du bourrage doit être minimale et suffisante, on utilise un matériau inerte de granulométrie entre 4 et 6 mm de préférence pour le bourrage final. Ainsi le bourrage a pour but de diminuer les projections et obtenir un découpage net et éviter l'effet arrière et le souffle de gaz vers le haut du trou qui diminue l'efficacité de l'explosif.

e) La hauteur de la charge de colonne : est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_{tr} - (L_p + L_b), (m)$$

f) Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied (selon LANGEFORS).

$$C_c = 0,4 \text{ à } 0.5 \times C_p \quad (kg/m)$$

g) Quantité d'explosif en colonne : est déterminée par la formule suivante,

$$Q_c = L_c \times C_c \quad (kg)$$

h) Quantité de charge d'explosifs dans un trou : est la charge de pied plus la charge de colonne.

$$Q = Q_c + Q_p \quad (kg)$$

i) Consommation spécifique d'explosif : est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage d'un mètre cube de roche.

$$q = \frac{Q}{V_{Tr}} \quad (kg/m^3)$$

j) Quantité d'explosif totale dans un bloc : est définie par la formule suivante :

$$Q_{tot} = q \times \left(\frac{P_{an}}{N_{int} \times N \times \gamma} \right) \quad (kg)$$

Où :

γ : masse volumique des roches, (t/m³)

P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière (tonne)

N_{int} : intervalle entre deux tirs, (tirs) (Nombre de tir par mois)

N : Nombre des mois ouvrables par an, (mois)

8) Volume de roche abattu par un trou : est donné par la formule suivante :

$$V_{tr} = \frac{H_{gr} \times E \times B}{\cos \beta} \quad (m^3)$$

9) Nombre de trou dans un bloc : est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{Q} \quad (trous)$$

10) Longueur totale foré : est déterminée par la formule suivante :

$$L_{tf} = N_{tr} \times L_{tr} \quad (m)$$

III. 5. DEBITAGE SECONDAIRE

Après le tir, une partie des roches abattues peut contenir des blocs dont les dimensions dépassent les capacités d'admission de la trémie du concasseur. Ces fragments sont appelés "hors gabarit".

Pour les réduire à une taille exploitable, on procède à un débitage secondaire, réalisé soit à l'aide d'explosifs, soit au moyen d'un marteau brise-blocs. Cette opération peut être effectuée par mise en place de charges superficielles (cartouches placées directement sur le bloc) ou par chargement dans des trous forés spécifiquement à cet effet.



Fig.55 : Exemples des hors-gabarits dans une mine à ciel ouvert et processus de débitage secondaire

Chapitre VI : Chargement et Transport

INTRODUCTION

Le chargement et le transport représentent des étapes clés du processus minier, intervenant immédiatement après l'abattage dans la phase d'exploitation d'une mine. Ces opérations, essentielles à la continuité de la production, sont aujourd'hui entièrement mécanisées afin d'assurer une efficacité optimale, une meilleure sécurité des travailleurs et un rendement élevé.

Une fois les roches fragmentées par les opérations de forage et de dynamitage, le minerai extrait est récupéré par des engins de chargement tels que les pelles hydrauliques ou les chargeuses sur pneus. Ces machines, dotées d'une grande capacité de levage et de maniabilité, transfèrent ensuite le matériau dans des camions de transport à haute capacité, adaptés aux conditions souvent difficiles du terrain minier.

Le système combiné de pelles et de camions permet une évacuation rapide et continue du minerai vers l'extérieur de la mine. Selon l'implantation du site, celui-ci est ensuite dirigé soit vers des zones de stockage temporaire, soit directement vers les unités de traitement (concassage, broyage, concentration), où il subira les opérations nécessaires à l'obtention du produit final.

L'optimisation du circuit de chargement et de transport est un enjeu majeur pour les exploitants miniers, car elle influe directement sur les coûts de production, la consommation énergétique et l'impact environnemental des activités extractives.

I. CHARGEMENT

Le terme "chargement" désigne couramment l'opération consistant à placer le matériau extrait dans un dispositif de transport. Dans le contexte minier, il s'agit du transfert des roches, après leur extraction, vers les engins de transport, tels que les camions ou les tombereaux.

Dans certains cas, notamment lorsqu'il s'agit de stériles ou de matériaux non exploitables, ces roches sont directement acheminées vers les terrils, sans passer par les étapes de traitement (Smith et al., 2023).

I.1. Engins de chargement

Dans les exploitations à ciel ouvert, les principaux engins utilisés pour les opérations d'excavation et de chargement sont les excavateurs à godet unique, les excavateurs à godet multiple, les chargeuses lourdes et les scrapers. Parmi ces machines,

on distingue généralement deux grandes catégories, en fonction de leur mode de fonctionnement : les engins à fonctionnement discontinu et ceux à fonctionnement continu (C̃ elebic et al., 2024).

A. Les engins à fonctionnement cyclique (Discontinu)

Ces engins réalisent les opérations élémentaires du cycle d'excavation et de chargement de manière successive, c'est-à-dire selon un mode de travail discontinu. Chaque cycle comprend les étapes suivantes : creusement, levage du matériau, rotation de l'outil de travail, déchargement, puis retour en position initiale.

Ce groupe comprend principalement les excavateurs à godet unique, tels que les pelles mécaniques ou hydrauliques, les chargeuses frontales et les draglines. Ces machines sont largement utilisées dans les exploitations à ciel ouvert en raison de leur polyvalence et de leur capacité à s'adapter à différents types de matériaux et de configurations de chantier.

Les excavateurs à godet unique sont constitués de plusieurs mécanismes essentiels :

- **Le mécanisme d'attaque** (ou de creusement), chargé de pénétrer le matériau à extraire ;
- **Le mécanisme de levage du godet**, qui soulève le matériau hors de la zone d'excavation ;
- **Le mécanisme d'orientation**, permettant la rotation de la superstructure pour orienter le godet vers la zone de déchargement ;
- **Le mécanisme de déplacement**, qui assure la mobilité de l'engin sur le site d'exploitation.

B. Les engins à fonctionnement continu

Ces engins exécutent de manière simultanée l'ensemble des opérations élémentaires d'un cycle complet d'excavation, de chargement et de déplacement. Contrairement aux engins à fonctionnement cyclique, ici, les étapes de creusement, de levage, de transport et de déchargement s'effectuent sans interruption, ce qui permet une productivité élevée et un rendement constant.

Cette catégorie regroupe principalement les **excavateurs à godets multiples**, tels que les **roues-pelles** et les **excavateurs à chaîne à godets**. Ces machines, à action continue, sont particulièrement adaptées aux grands volumes d'extraction, notamment

dans les matériaux tendres à moyennement durs (comme les sables, argiles ou lignites), et sur des terrains faiblement abrasifs.

Leur fonctionnement en continu les rend idéales pour les exploitations à grande échelle, telles que les mines de charbon à ciel ouvert ou les carrières de matériaux meubles, où la régularité et le débit constant sont des critères de performance essentiels.



Fig.56: Pelle hydraulique frontale (Drebenstedt & Singhal, 2013)



Fig.57 : Excavatrice à godets multiples (Drebenstedt & Singhal, 2013)

Le choix des engins de chargement dans une carrière ou une mine à ciel ouvert dépend de plusieurs facteurs essentiels, qui influencent directement l'efficacité, la sécurité et la rentabilité des opérations (ABBAS et al., 2011). Parmi les principaux critères de sélection, on peut citer :

- **La nature des roches** : roche meuble, compacte, abrasive, hétérogène, etc.
- **Les propriétés physico-mécaniques des matériaux** : densité, dureté, résistance à la compression, abrasivité, cohésion, etc.
- **La méthode d'exploitation adoptée** : exploitation en gradins, par fosses successives, en fosse centrale, etc.
- **Le niveau de production planifié** : volumes à extraire, cadence journalière ou mensuelle, objectifs de performance.
- **Les exigences en matière de sécurité** : Protection du personnel ; Sécurité d'utilisation des engins ; Stabilité des talus (notamment les bords et pentes des gradins) ; Prévention des glissements ou effondrements.

I. 2. Rendements des engins de Chargement

Le rendement des engins de chargement dépend de plusieurs facteurs clés, parmi lesquels :

- Le type d'engin utilisé (pelle hydraulique, chargeuse, dragline, etc.) ;
- La capacité du godet, qui détermine le volume de matériau manipulé par cycle ;
- Le temps de cycle, incluant les phases de creusement, levage, rotation, déchargement et retour ;
- La densité et la granulométrie de la roche abattue, influençant la facilité de chargement et le remplissage du godet ;
- Le niveau de compétence et d'expérience des opérateurs, impactant la rapidité et l'efficacité des manœuvres.

Le rendement postier (c'est-à-dire le volume total manipulé pendant une période de travail, généralement un poste) des engins de chargement peut être estimé à l'aide de la formule suivante :

$$R_{ch}/\text{poste} = \frac{3600 \times E_g \times T_p \times \gamma \times K_u \times K_r}{T_c \times K_f}, t/\text{poste}$$

- ♦ **R_{ch}/poste** : Rendement postier de la chargeuse,

- ♦ E_g : Capacité du godet en tonnes m^3 ,
- ♦ T_p : Durée d'un poste en heure h,
- ♦ γ : Masse volumique t/m^3 ,
- ♦ K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant le poste:
- ♦ K_f : Coefficient de foisonnement des roches,
- ♦ K_r : Coefficient de remplissage du godet,
- ♦ T_c : Le temps d'un cycle en secondes ($T_c = t_{ch} + t_{dech} + t_a + t_{r,s}$).

Le rendement d'exploitation annuel est donné par la formule suivante :

$$R_{exp}^{an} = R_{exp}^p * N_p/j * N_{j/an}; t/an$$

I. 3. Nombre d'équipements de chargement nécessaire

Le nombre d'engins de chargement est déterminé à partir de la formule suivante :

$$N^{ch} = \frac{Q_{c/an}}{R_{ch}^{an}} * K_{res} \quad \text{chargeuse}$$

$Q_{c/an}$: Production annuelle de la mine, (t/an),

R_{ch}^{an} : Rendement de l'engin de chargement, (t/an),

K_{res} : Coefficient de réserve 1.2 à 1.3,

II. TRANSPORT

L'un des processus clés dans l'exploitation des mines à ciel ouvert est le transport des matériaux, qu'il s'agisse des minéraux valorisables ou des stériles, lesquels représentent jusqu'à 30-70 % des coûts opérationnels totaux (Hustrulid et al., 2013). À ces charges principales s'ajoutent les coûts logistiques auxiliaires, incluant l'approvisionnement en explosifs, pièces détachées, carburants et consommables nécessaires au fonctionnement des équipements.

Le système de transport influence de manière holistique la stratégie minière : il conditionne le mode d'accès au gisement, la méthode d'exploitation (par exemple, en gradins ou en fosse), la sélection des engins (pelle hydraulique, chargeuse, convoyeur s), ainsi que la gestion des stériles. Son optimisation vise à assurer le déplacement efficace des matériaux depuis les fronts de taille jusqu'aux destinations finales :

- Les terrils, pour les stériles non valorisables ;
- Les unités de traitement (broyeurs, laveries) ou zones de stockage temporaire, pour les minerais à concentrer.

Cette logistique opérationnelle doit concilier impératifs de productivité, réduction des coûts énergétiques et respect des normes de sécurité, notamment dans les contextes de mines profondes où les contraintes géotechniques s'accroissent.

II. 1. Engins de transport

Dans une mine à ciel ouvert, le système de transport joue un rôle stratégique, car il détermine en grande partie le mode d'ouverture du gisement ainsi que la méthode d'exploitation adoptée. Le dimensionnement et l'optimisation de ce processus reposent sur plusieurs facteurs clés, notamment :

- La distance de transport,
- La productivité attendue,
- Les caractéristiques physiques des roches à déplacer,
- Ainsi que le type d'engin de chargement utilisé.
- À cela s'ajoutent les conditions géologiques du site, le profil topographique des pistes et leur état général, qui influencent directement l'efficacité, la sécurité et les coûts liés au transport.

En tenant compte de l'ensemble de ces éléments, ainsi que des conditions topographiques spécifiques au site, on détermine la solution de transport la plus adaptée à chaque cas particulier. Le choix du mode de transport doit optimiser à la fois la rentabilité, la sécurité et l'efficacité opérationnelle. Les principaux modes de transport utilisés dans les mines à ciel ouvert sont les suivants (Troy Adams, 2022) :

- Le transport par camion, le plus courant et le plus flexible ;
- Le transport ferroviaire, adapté aux longues distances et aux volumes importants ;
- **Le transport par convoyeur à bande**, particulièrement efficace pour les flux continus sur des distances fixes ; Le transport par convoyeur à bande est un système dans lequel des matériaux sont déplacés sur une bande continue, généralement en caoutchouc ou en métal, qui se déplace sur des rouleaux. Ce mode de transport est particulièrement efficace pour les flux continus de

matériaux, car il permet un transport automatisé et constant sur des distances fixes, sans interruption.

- **Le transport par skip ;**
- **Les couloirs à chute par gravité**, exploitant la déclivité naturelle du terrain pour le transport passif des matériaux. Dans les carrières situées en terrain montagneux, l'utilisation du transport par gravité s'avère particulièrement avantageuse. Les couloirs à chute sont ainsi aménagés le long des talus naturels des carrières, profitant du relief pour faciliter le transport des matériaux.
- Transport combiné.

Actuellement, le transport par camion est le mode le plus répandu dans les mines à ciel ouvert, en raison de plusieurs avantages significatifs. Il se distingue par la simplicité de conception et de mise en œuvre des engins, la bonne maniabilité, ainsi que par sa capacité à franchir des pentes importantes, pouvant atteindre jusqu'à 10 %. De plus, l'organisation du travail reste relativement simple à mettre en place, ce qui renforce la flexibilité et l'efficacité opérationnelle de ce mode de transport.



Fig.58 : Transport par camion CATERPILAR (Ceficem)

II. 2. Paramètres de Transport

A. Rendement postier des Camions :

Le rendement par poste des camions est déterminé à l'aide de la formule suivante :

$$R_c = \frac{60 \times G_c \times K_u \times T_p \times K_r}{t_c}, t/poste$$

- ♦ G_C : Capacité du godet de charge du camion en tonnes :
- ♦ T_p : Durée d'un poste en heure
- ♦ K_u : Coefficient d'utilisation du camion,
- ♦ K_r : Coefficient de remplissage
- ♦ K_f : Coefficient de foisonnement:
- ♦ t_c : Temps de cycle du camion,

B. Rendement annuel des camions

Le **rendement annuel des camions** est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$R_{(c/an)} = R_c \cdot n_{(p/j)} \cdot n_{(j/an)}$$

- ♦ R_c : Rendement postier total,
- ♦ $n_{p/j}$: Nombre de poste par jour
- ♦ $n_{j/an}$: Nombre de jours ouvrables par an

C. Durée de cycle du camion

La durée d'un cycle de production est le temps nécessaire pour exécuter un tour complet, pour une opération donnée. Pour estimer la durée d'un cycle, un simple chronométrage suffit. Un bon résultat est obtenu en faisant une moyenne sur quelques rotations.

D. Nombre de cycles nécessaires

Le nombre de cycles nécessaires est déterminé à partir de la formule suivante :

$$N_{CY}^{Néc} = \frac{R_{EXP}^P}{m_{réelle}}; \text{ cycle}$$

E. Nombre de camions en service

Le nombre des camions est déterminé par la formule suivante :

$$N_C^{servic} = \frac{N_{CY}^{Néc}}{N_{cy}^P}; \text{ Camion.}$$

F. Nombre des camions totaux

Il est exprimé par la formule suivante :

$$N_C^{tot} = N_C^{servic} \times K_{Réserve}$$

Où : $K_{res_}$ est le coefficient de réserve, égal à 1,3.

Chapitre VII : Mise a terril

INTRODUCTION

Dès le démarrage des opérations dans une mine à ciel ouvert, la gestion des terrils et des remblais à minerai devient une préoccupation croissante. Cette problématique s'accroît avec l'augmentation progressive du volume de stériles générés et la poursuite de l'exploitation vers des niveaux de plus en plus profonds (Mudianga, 2014).

La mise en terril consiste à déplacer les stériles (déchets miniers) pour les entreposer sur des terrains spécifiquement aménagés à cet effet. Ce processus représente environ 10 à 20 % du volume total des travaux de découverte. Les roches destinées au stockage sont déposées en formant un angle d'inclinaison compris entre 32° et 48° (Poulard et al., 2017)

La mise en terril représente une composante essentielle de l'activité d'une mine à ciel ouvert, à tel point qu'il existe une classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert fondée sur les caractéristiques technologiques des opérations de formation des terrils, selon les conditions spécifiques du site.

De manière générale, l'aménagement des terrils doit satisfaire les exigences suivantes (Kennedy, 1990) :

- **Une capacité suffisante**, adaptée au volume des stériles ou morts-terrains extraits ;
- **Un emplacement approprié**, situé en dehors des zones de production ou de la configuration finale de la mine à ciel ouvert, tout en restant à proximité raisonnable de celle-ci ;
- **La sécurité du personnel** et la **préservation des équipements**, qui doivent être garanties tout au long des opérations.

I. MODE DE TERRIL

En fonction de leur emplacement par rapport au site d'exploitation, on distingue deux types de terrils : les terrils intérieurs, les terrils extérieurs et terrils combinés (Chibka, 1986).

- Dans le premier cas, les terrils sont aménagés à l'intérieur même de l'excavation, c'est-à-dire dans l'espace libéré par l'extraction des morts-terrains et du minerai.
- Dans le second cas, ils sont installés à l'extérieur des limites de la configuration finale de la mine, sur des zones spécifiquement réservées à cet usage.

- Dans le troisième cas, il s'agit d'une combinaison des deux modes précédents, intégrant à la fois des terrils intérieurs et extérieurs.

II. CHOIX DU MODE DE TERRIL

Le choix du mode de mise en terril repose sur une analyse approfondie de plusieurs paramètres clés. Tout d'abord, la **topographie** du site joue un rôle déterminant : les terrains en pente, les vallées ou les zones planes imposent des méthodes de dépôt spécifiques pour assurer la stabilité des amas de stériles et limiter les impacts environnementaux. Ensuite, **la nature et la configuration du gisement** influencent la répartition spatiale des stériles, selon que le gisement soit en fosse, en galerie ou en plateau. Enfin, **le volume total des stériles** à gérer conditionne la dimension et l'organisation des terrils, en orientant le choix entre un dépôt en nappe, en gradins, ou en talus compactés, afin d'optimiser l'occupation du sol et la sécurité à long terme.

1. **Terrils intérieurs (Fig.59)**: sont généralement formés lors de l'exploitation de gisements en plateau ou de couches horizontales de grande étendue. Dans les cas les plus simples, la mise en terril est réalisée directement par les excavateurs utilisés pour l'enlèvement des morts-terrains. Lorsque les stériles sont constitués de roches nécessitant un abattage à l'explosif, on a recours à des excavateurs de découverte à godet unique, dont l'organe de travail doit présenter une grande portée et une capacité de godet élevée afin d'assurer une productivité optimale. En revanche, dans les terrains meubles ou tendres, où l'arrachage peut être réalisé par des excavateurs à godets multiples, la mise en terril est généralement effectuée à l'aide d'équipements de transfert tels que des sauterelles ou des ponts de transfert, permettant un acheminement continu et efficace des matériaux vers les sites de dépôt (Chibka, 1986).

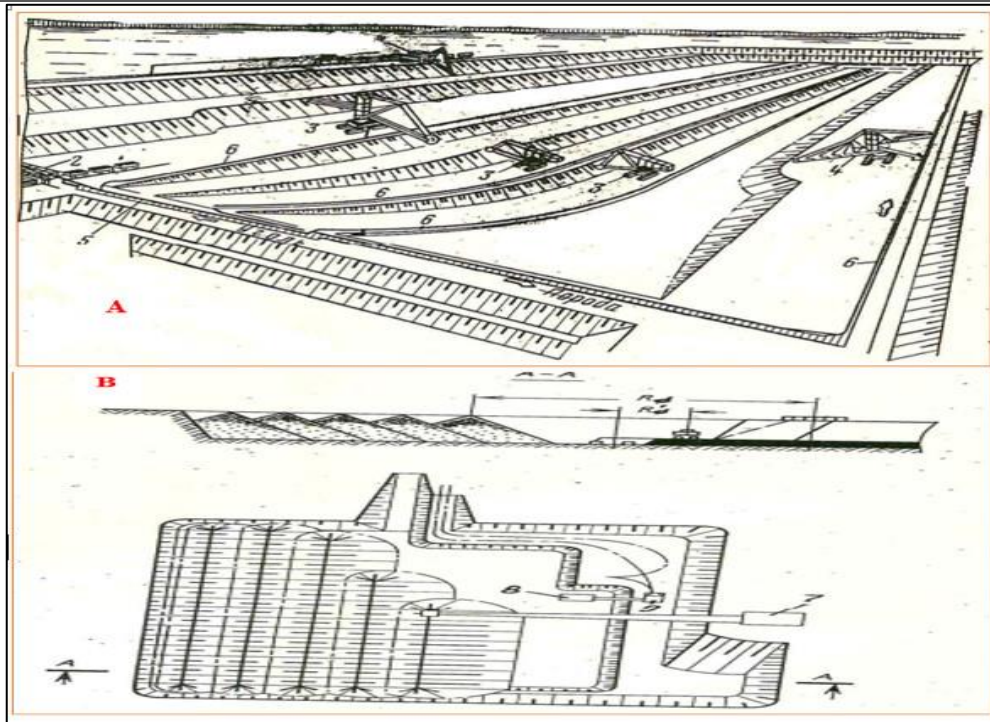


Fig .59: Exploitation d'un gisement plateure avec terrils intérieurs (Chibka, 1986).

- A)** à l'aide de l'excavateur à godets multiples : 1-excavateur à chaîne à godets, 2-point de transport pour le minerai, 3-roue-pelle, 4-southerrelle, 5-berme de transport, 6-convoyeur.
- B)** à l'aide de l'excavateur à godet unique : 7-dragline ; 8-pelle mécanique, 9-camion.

2. Terrils extérieurs (Fig.60) : Ce mode de mise en terril est couramment utilisé dans l'exploitation des gisements dressant ou semi-dressant, généralement exploités selon la méthode des fosses emboîtées. Dans ce contexte, la mise en terril est assurée par des engins mobiles et autonomes tels que la charrue de terril, le bulldozer, la chargeuse frontale ou encore la remblayeuse. Les travaux débutent par la construction d'un remblai initial, qui servira de base structurante pour le développement progressif du terril. Lorsque cela est possible, l'aménagement du site tire également parti du relief naturel de la région tels que les ravins, dépressions ou flancs de coteau afin de réduire les volumes de matériaux à déplacer, améliorer la stabilité de l'ouvrage et optimiser l'intégration environnementale (Mudianga., 2014 ; Chibka., 1986).

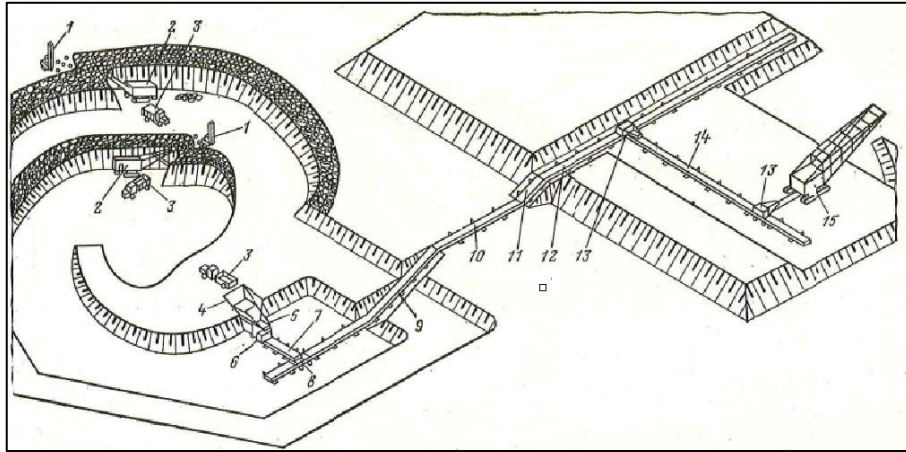


Fig.60 : Exploitation d'un gisement avec terrils extérieurs (V,covalenko 1983).

1-sondeuse, 2-pelle mécanique, 3-camion, 4-trémie, 5-alimentateur, 6-concasseur, 7-8-
 cnvoyeurtransmelleurs, 9-11 convoyeur de levage, 10-convoyeur magistrale, 12-14
 convoyeurs de terril, 13- dispositif de transbordement, 15-souterelle.

3. Terrils combinés (Fig.61) : Ce mode combine les deux types de mise en terril précédemment décrits. Il est principalement utilisé dans l'exploitation de gisements à structure horizontale ou faiblement inclinée, présentant une grande épaisseur de roches stériles. Dans ce cas de figure, les stériles extraits des gradins supérieurs sont généralement acheminés vers un terril extérieur, tandis que ceux provenant des gradins inférieurs sont dirigés vers un terril intérieur, aménagé à l'intérieur même de la fosse d'exploitation. Cette approche permet une gestion plus équilibrée des volumes et une optimisation de l'espace disponible (Mudianga, 2014 ; Chibka, 1986).

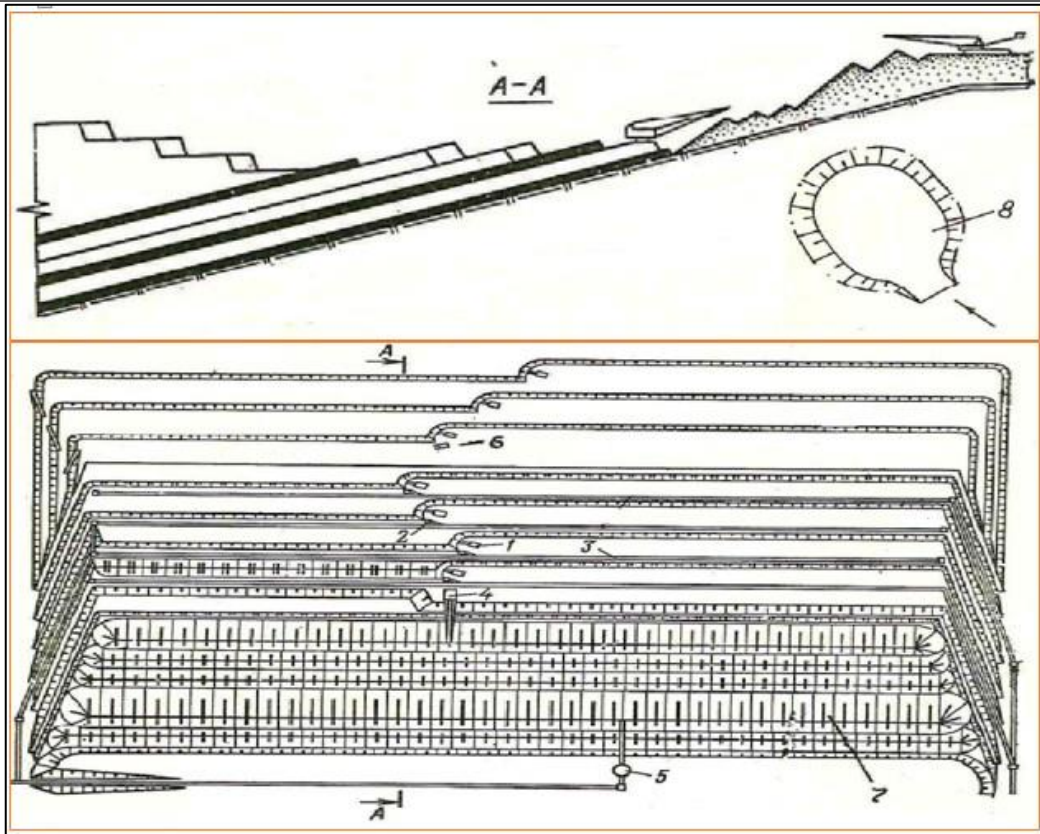


Fig.61 : Exploitation d'un gisement avec terrils combinées (V,covalenko 1983).

1-excavateur, 2-trémie mobile, 3-convoyeur, 4-dragline, 5-engin de chargement mobile sur le terril, 6- camion, 7-terrill intérieur, 8-terrill extérieur pour les camions

III. ENGIN UTILISES POUR CONSTITUER LES TERRILS

La formation des terrils mobilise différents types d'engins spécialisés, parmi lesquels :

- A. Les bulldozers (Fig.62)** : Les bulldozers sont largement utilisés dans les carrières et les mines à ciel ouvert, en particulier lorsque le transport des stériles est effectué à l'aide de camions à benne basculante. Dans ce contexte, les matériaux stériles sont déversés sur la partie supérieure du terril, puis repoussés vers les bords ou les arêtes du dépôt à l'aide des bulldozers, afin d'assurer une répartition uniforme et de maintenir la stabilité des pentes.

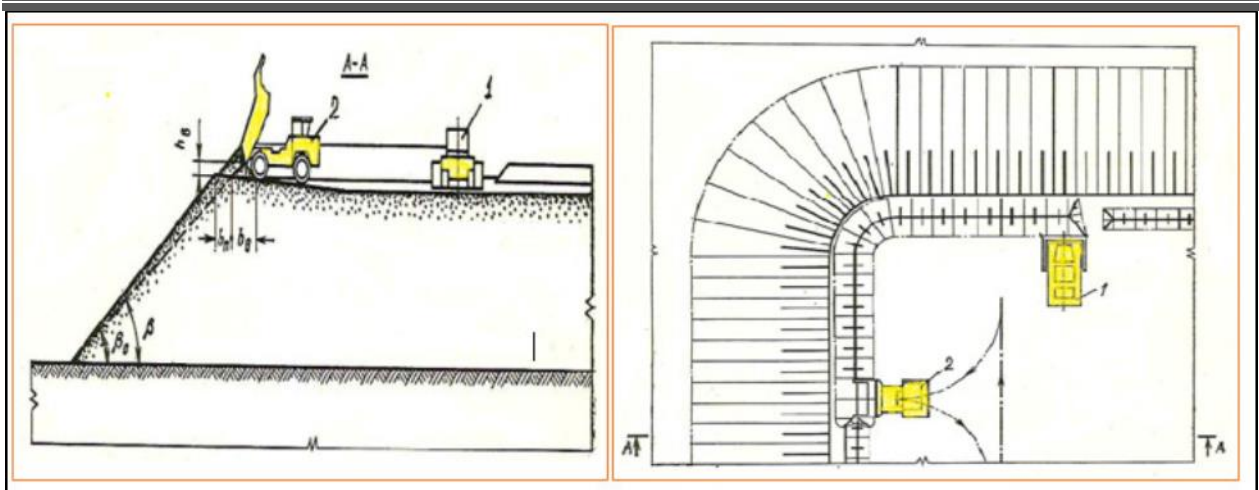


Fig.62 : Mise à terril par bulldozer (V,covalenko 1983).

- B. Les excavateurs (Fig.63 et Fig.64)** : chargés du creusement et du chargement des stériles, es excavateurs, qu'ils soient à godet unique ou à godets multiples, figurent parmi les engins les plus adaptés pour le déplacement et le dépôt des stériles dans les zones de terril.

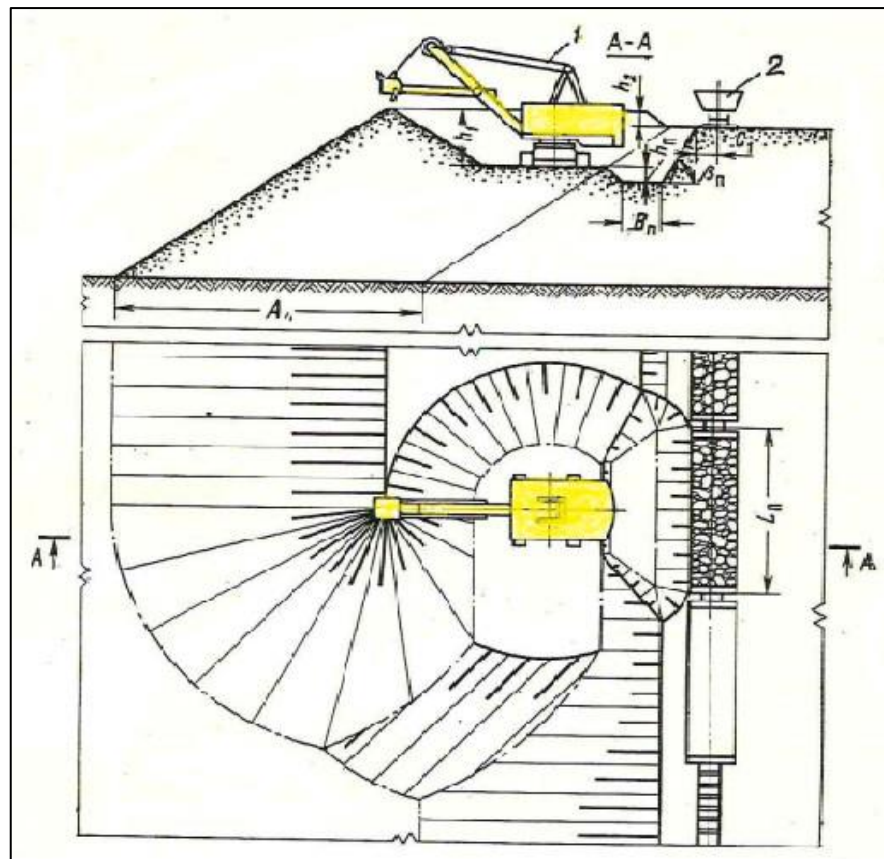


Fig.63 : Mise à terril par pelle mécanique (1) et wagon (2) (V,covalenko 1983).

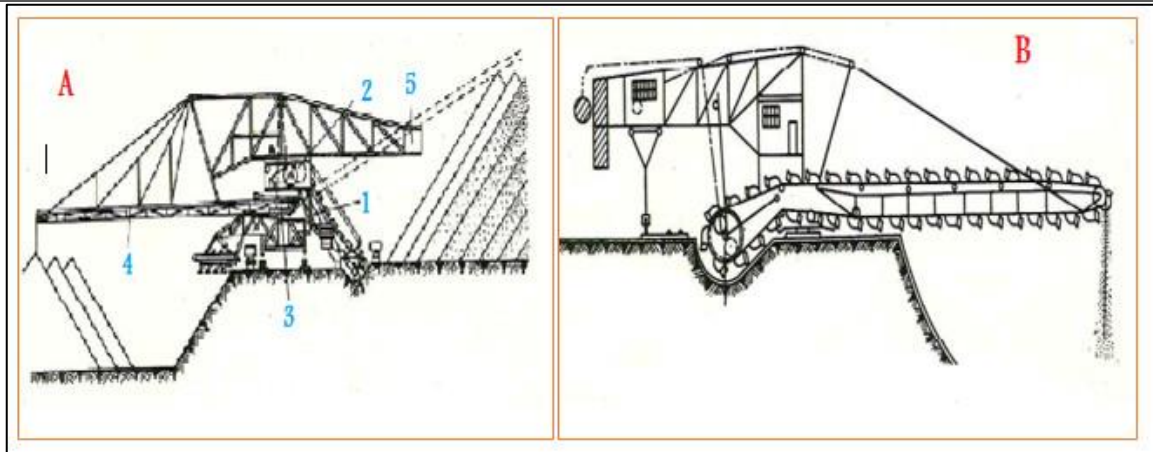


Fig.64 : Mise à terril par excavateurs à godets multiples (V,covalenko 1983).

A-avec convoyeur à bande, B- à chaîne à godet. 1-chaaissiis à godet, 2-commande de la chaîne, 3- plate -forme rotative, 4-tapis de de chargement, 5-chassis de contre poids.

- c. **Les charrues de terril (Fig.65)** : Lorsque des charrues sont utilisées (voir figure 10), les stériles sont acheminés par voie ferrée et déchargés sur le flanc du terril par basculement des bennes des wagons. Une partie des matériaux se déverse directement au pied du talus, tandis que le reste est réparti sur la pente à l'aide d'une charrue tractée par une locomotive, assurant ainsi une répartition plus homogène des stériles sur toute la surface du dépôt.

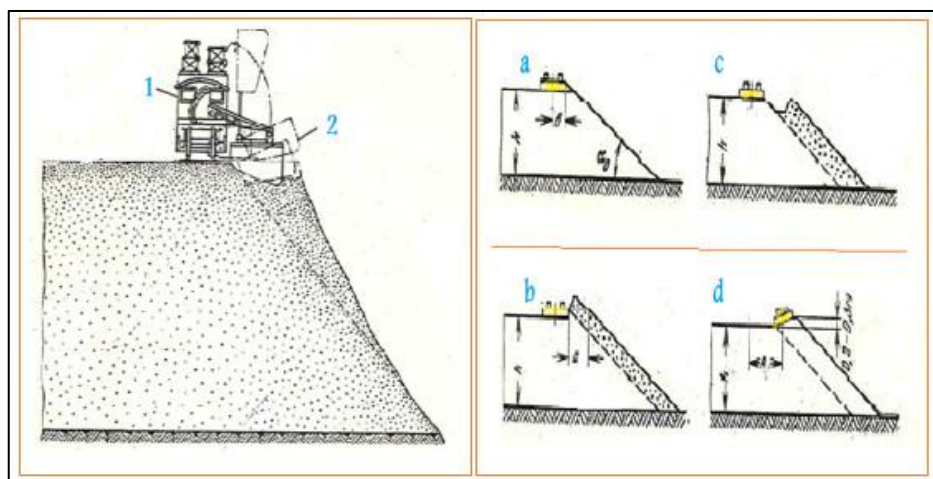


Fig.65 : Mise à terril par charrues (V,covalenko 1983).

a- position du talus de terril avant déchargement, b-idem après le déchargement, c- après le profilage, d- après le ripage des voies ; 1- charrue, 2- différentes positions du soc.

D. Les ponts de transfert : Ces équipements assurent la liaison entre les excavateurs de découverte et les zones de mise en terril, ou encore les systèmes de transport tels que les wagons ou les convoyeurs à bande.

IV. PARAMETRES TECHNIQUES DE LA MISE A TERRIL

IV 1. Surface du terril

La surface requise pour l'aménagement d'un terril extérieur (S_t) est déterminée en fonction du volume total des roches stériles (V_s) transférées depuis la carrière vers la zone de dépôt (terrill).

$$S_t = V_s K_f / H_t h , m^2$$

Kf: coefficient de foisonnement des roches au terril ;

h : coefficient de remplissage de la surface au terril, qui dépend de la forme du terril et de ses paramètres ($h = 0,8 - 0,9$ lorsque le terril à un seul gradin ; $h = 0,6 - 0,7$ lors des terrills à plusieurs gradins) ;

Vs : volume des roches stériles ;

H_t : Hauteur de la terril.

IV 2. Nombre de bulldozer

Le nombre de bulldozers nécessaires pour assurer l'ensemble des opérations de mise en terril au cours d'un poste de travail est déterminé en fonction des volumes à déplacer, du temps disponible et de la capacité opérationnelle des engins.

$$Nb = \frac{Qt Tp}{Rb}$$

Où :

Nb : Nombre de bulldozers ;

Qt : Quantité de stérile à déplacer (t) ;

Rb : rendement du bulldozer durant un poste de travail (t/h) ;

Tp : Durée de poste (h).

IV. 3. Rendement du bulldozer

Le rendement du bulldozer est évalué à l'aide de la formule suivante :

$$Rb = \frac{3600. Tp. V. Ku}{Tc. Kf}$$

Où :

V : volume des roches déplacées par bulldozer (m³) ;

T_p : durée d'un poste de travail (h) ;

K_u : coefficient d'utilisation de l'engin pendant un poste de travail ;

T_c : temps d'un cycle ;

K_f : coefficient de foisonnement.

Le volume des roches déplacées par bulldozer est calculé par la formule suivante :

$$V = \frac{h \cdot l}{2tg\sigma} \quad (m^3)$$

Où :

- **h** : hauteur de la lame du bulldozer (m) ;

- **l** : longueur de la lame du bulldozer (m) ;

- **σ** : angle du talus du tas.

Le Temps d'un cycle de bulldozer est déterminé par la formule suivante :

$$T_c = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_d}{v_{ch}} + \frac{l_p + l_d}{v_{dech}} + t_r \quad ; (s)$$

Où :

- **l_p** : distance de la prise des roches par bulldozer (m) ;
- **l_d** : distance de déplacement des roches (m) ;
- **v_p** : vitesse de la prise des roches ;
- **v_{ch}** : vitesse de déplacement du bulldozer chargé (m/s) ;
- **v_{dech}** : vitesse de déplacement du bulldozer à vide (m/s) ;
- **t_r** : temps de chargement de marche (s) ;

D'après les données pratiques : (v_p= 0,35m/s, t_r= 10s, l_p=5s) ;

D'après les caractéristiques du bulldozer (v_{ch}= 1m/s, v_{dech}= 1,25m/s).

Conclusion générale

Conclusion générale

La maîtrise des différentes techniques et des processus technologiques en exploitation à ciel ouvert constitue un fondement essentiel pour tout étudiant se destinant aux métiers de l'exploitation minière. À travers ce cours structuré en plusieurs chapitres, nous avons abordé l'ensemble des étapes clés qui jalonnent l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, depuis les généralités sur cette méthode jusqu'aux opérations finales de mise à terril.

L'exploitation à ciel ouvert repose sur une série d'opérations techniques interconnectées, telles que l'ouverture du gisement, le forage, le tir, le chargement, le transport, ainsi que la gestion des stériles. Chaque phase joue un rôle déterminant dans l'efficacité globale du processus d'extraction. Par exemple, les travaux de forage et de tir conditionnent la fragmentation optimale du matériau, tandis que le chargement et le transport influencent directement la productivité. De leur côté, les opérations de mise à terril assurent une gestion environnementale et opérationnelle efficace des matériaux stériles.

Tout au long du cours, nous avons mis en lumière les mécanismes fondamentaux qui régissent ces différentes opérations, les types d'équipements employés, ainsi que les paramètres techniques et économiques qui en influencent la performance. Une compréhension approfondie de ces notions permet non seulement d'optimiser les rendements des opérations, mais aussi de garantir une exploitation plus durable et rationnelle des ressources minérales.

En s'appropriant ces connaissances, les étudiants seront mieux armés pour faire face aux défis techniques du terrain, prendre des décisions éclairées, et contribuer activement à l'amélioration des méthodes d'exploitation minière à ciel ouvert. Ce bagage théorique et pratique leur servira de base solide pour leur future carrière dans l'industrie minière.

Références bibliographiques

Références bibliographiques

Abbas aghajani bazzazi, morteza osanloo, and behrooz karimi. (2011) : a new fuzzy multi criteria decision making model for open pit mines equipment selection. *asia-pacific journal of operational research* vol. 28, no. 03, pp. 279-300 (2011).

Babaeian m., ataei m., sereshki f., sotoudeh f., mohammadi s. 2019. a new framework for evaluation of rock fragmentation in open pit mines. *journal of rock mechanics and geotechnical engineering*, 11(2), 325–336.

Baker, r. (1979). a primer of oil-well drilling. petroleum extension service.

Bamford t., esmaeili k., schoellig a.p. 2021. a deep learning approach for rock fragmentation analysis. *international journal of rock mechanics and mining sciences*, 145, 104839.

Batouche, t., tabet, a., zerzour, o., hadji, r., benyoucef, a. a., moueri, a., dinar, h. (2024). optimizing rock fragmentation in open pit mining: blasting plan refinement using wipfrag and kuz-ram method. *geomatics, landmanagement and landscape*, (4). <https://doi.org/10.15576/gll/193744>.

Bardi, u. (2014). *extracted: how the quest for mineral wealth is plundering the planet*. chelsea green

B, boky. (1968) ; exploitation des carrières.

Bu, c., qu, y., cheng, z., & liu, b. (2009). numerical simulation of impact on pneumatic dth hammer percussive drilling. *journal of earth science*, 20(5), 868-878.

Bustillo revuelta, m. (2018). mineral resource extraction. in mineral resources: from exploration to sustainable assessment (p. 653). springer, cham. https://doi.org/10.1007/978-3-319-58760-8

Čelebić, m.; Bajić, d.; Bajić, s.; Banković, m.; Torbica, d.; Milošević, a.;

Ceficem, charger- transporter (première partie). école des mines de douai

Craig, j. r., vaughan, d. j., & skinner, b. j. (2011). *resources of the earth: origin, use, and environmental impact* (4th ed.). prentice hall.

Cirisco (committee for mineral reserves international reporting standards), 2019. *cirisco international reporting template for the public reporting of exploration results, mineral resources and mineral reserves*.

Darling, p. (ed.). (2011). *sme mining engineering handbook* (vol. 1). sme.publishing.

Dj. merabet et stepanov.v., (1989) : principes de l'élaboration des mines à ciel ouvert ; 1ère partie, office des publications universitaires (opu) ; 1989.

Du, h. b., dai, f., xu, y., yan, z., & wei, m. d. (2020). mechanical responses and failure mechanism of hydrostatically pressurized rocks under combined compression-shear impacting. *international journal of mechanical sciences*, 165, 105219.

Drebenstedt, c., & singhal, r. (eds.). (2013). mine planning and equipment selection. in *proceedings of the 22nd mpes conference, dresden, germany, 14th–19th october 2013* (p. 1464). dresden, germany: springer international publishing switzerland. <https://doi.org/10.1201/9780203747124>

Références bibliographiques

- Hartman, h. l., & mutmansky, j. m. (2002). *introductory mining engineering*. wiley interscience.
- Hassan.z. harras (2010) ; *mining methods- part ii, surface mining – planning and design of open pit mining;2010*.
- Hodgson, c. j. (1989). the structure of shear-related, vein-type gold deposits: a review. *ore geology reviews*, 4(3), 231-273.
- Hustrulid, w.; kuchta, m.; martin, r. (2013). *open pit mine planning & design*; student-pa; august aimé balkema: rotterdam, the netherlands, 2013; volume 1-fundamen.
- Kennedy, B. A. (1990). *Surface Mining* (2nd ed.). Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Klein, c., & dutrow, b. (2007). *manual of mineral science* (23rd ed.). wiley.
- Miller, d. d. (2017). minerals. in *fennema's food chemistry* (pp. 627-679). crc press.
- lottermoser, b. g. (2010). *mine wastes: characterization, treatment and environmental impacts* (3rd ed.). springer.
- Misra, k. (2012). *understanding mineral deposits*. springer science & business media.
- Mudianga, k. n. (2014). *cours d'exploitation des mines à ciel ouvert. lubumbashi, rdc*. retrieved from <https://fr.slideshare.net/jeremieilunga/cours-dexploitation-des-mines-ciel-ouvert>.
- N.chibka , (1986) : exploitation des gisements métallifères, opu, université annaba.
- Orpen, j., & orpen, d. (2020). error-proofing diamond drilling and drill core measurements. *seg newsletter*, (123), 23-34.
- P. christmann, n. arndt, p. cochonat, v. geronimi, p.-y. le meur : spécificités et phases du projet minier, janvier 2016.
- Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. (2017). *Exploitation minière et traitement des minerais*. Tome 6, Février 2017. Collection "La mine en France"
- Quan, q., li, p., jiang, s., hou, x., tang, d., deng, z., & zhang, w. (2012, december). development of a rotary-percussive drilling mechanism (rpdm). in 2012 ieee international conference on robotics and biomimetics (robio) (pp. 950-955). ieee.
- Rossmannith, h. p., daehnke, a., nasmillner, r. e. k., kouzniak, n., ohtsu, m., & uenishi, k. (1997). fracture mechanics applications to drilling and blasting. *fatigue & fracture of engineering materials & structures*, 20(11), 1617-1636.
- Saadatmand hashemi, a., & katsabanis, p. (2020). the effect of stress wave interaction and delay timing on blast-induced rock damage and fragmentation. *rock mechanics and rock engineering*, 53, 2327-2346.
- Siddiqui f.i., ali shah s.m., behan m.y. 2009. measurement of size distribution of blasted rock using digital image processing. *eng sci* 20(2):81–93
-

Références bibliographiques

- Shirani faradonbeh, r., monjezi, m., & jahed armaghani, d. (2016). genetic programming and non-linear multiple regression techniques to predict backbreak in blasting operation. *engineering with computers*, 32, 123-133.
- Smith, j., dubois, l., & müller, r. (2023). innovations in loading and hauling operations for sustainable mining practices. *international journal of mining science and technology*, 33(4), 512-525. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2023.05.002>
- Stevanović, d. development of an integrated model for open-pit-mine discontinuous haulage system optimization. *sustainability* 2024, 16, 3156. <https://doi.org/10.3390/su16083156>.
- Swapan kumar haldar, (2018) : mineral exploration : principles and applications »,
- Tabet a., benyoucef a.a., zerzour o., batouche t., achour z.e. 2024. analysis and improvement of the fragmentation quality of blasted rock using digital image processing: the case of the kef lahmer quarry, n-e algeria. *geomatics, landmanagement and landscape* no. 1 • 2024, 87-99. issn 2300-1496 <http://dx.doi.org/10.15576/gll/2024.1.06>.
- Tarbuck, e. j., lutgens, f. k., & tasa, d. (2017). *earth science* (15th ed.). pearson.
- Teuku andika r putra (2014): stripping ratios, pits limits & cutoff grade optimization, usm 2014.*
- Troy adams (2022). haulage systems for open pit mines. global road technology international holdings (hk) limited. <https://globalroadtechnology.com/haulage-systems-for-open-pit-mines>.
- Usgs (2022). mineral commodity summaries. united states geological survey. détaille l'utilisation moderne et historique des métaux comme le cuivre, le fer et le cobalt.
- V,covalenko., n, ambartsoumian. , k, m lahmer(1983) . exploitation des carrières ofifice des publications universitaires 1 place centrale de ben aknoun (alger) .*
- Wang, s., xu, y., xia, k., & tong, t. (2021). dynamic fragmentation of microwave irradiated rock. *journal of rock mechanics and geotechnical engineering*, 13(2), 300-310.
- Yang r., ding c., yang l., lei z., zhang z., & wang y. 2018. visualizing the blast-induced stress wave and blasting gas action effects using digital image correlation. *international journal of rock mechanics and mining sciences*, 112, 47-54.
- Zacny, k., bar-cohen, y., brennan, m., briggs, g., cooper, g., davis, k., ... & stoker, c. (2008). drilling systems for extraterrestrial subsurface exploration. *astrobiology*, 8(3), 665-706.
- Zhang, z. x., hou, d. f., guo, z., he, z., & zhang, q. (2020). experimental study of surface constraint effect on rock fragmentation by blasting. *international journal of rock mechanics and mining sciences*, 128, 104278.
-