



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

Faculté de Technologie
Département des Mines et Géologie

Polycopié de Cours

Exploitation à Ciel ouvert

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

Réalisé par

Dr. SAADOUN Abderrazak

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

Année 2021 – 2022

Préface

Le présent ouvrage est un polycopie de cours du module (Exploitation à Ciel ouvert) ,destiné pour les étudiants de troisième année Licence, option Exploitation des mines du département des Mines et Géologie rattaché à la faculté de Technologie de l'université A. Mira de Béjaia .Sous son aspect pédagogique et technologique ,il est le fruit de plusieurs années d'enseignement à l'université de Béjaia- Son but est de d'accompagnement et permettre à l'étudiant, d'avoir un ouvrage de base, pour mieux comprendre la processus d'exploitation à ciel ouvert et faciliter les différents étapes des travaux miniers, ce polycopie existant actuellement en langue française.

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

Le présent manuscrit est composé de neuf chapitres :

Le premier chapitre est consacré aux rappels de principales étapes et opérations de l'exploitation à ciel ouvert

Dans le second chapitre, on y trouve une description complète et détermination des paramètres principaux de la mine à ciel ouvert,

Le troisième quant à lui est consacré pour le calcul de rapport de découverte afin de choisir la méthode optimale pour l'exploitation des gisements minéralisés,

Dans les chapitres quatre et cinq, nous abordons des rappelles sur les modes d'ouvertures et leurs catégories ainsi les différentes ouvrages miniers destinés pour l'accès dans le gisement (leur creusement, classification, calcul des volumes des tranchées) et les différentes particularités d'ouverture des gisements à relief montagneux basé sur la géométriques de la demi tranchée et sa construction.

Le sixième chapitre présente les bases fondamentales de la méthode d'exploitation et leurs paramètres essentielles dans l'exploitation à ciel ouvert.

Le septième chapitre est réservé pour les travaux de forage et de tirs dans les mines à ciel ouvert par l'utilisation d'explosif ou par rippage mécanique, avec le calcul des différents paramètres de calcul.

Le huitième chapitre est consacré pour l'homogénéisation des minéraux utiles dans les mines ciel ouvert

Le dernier chapitre est réservé entièrement à la description de différente méthode de Mise à terril.

Ce document est accompagné de plusieurs figures et tableaux pour meilleur compréhension

Chapitre I. Etapes de l'exploitation à ciel ouvert.

Introduction

Dans les dernières années, l'expansion du monde industriel a permis un développement spectaculaire des produits miniers par l'exploitation à ciel ouvert aussi bien pour l'évolution de la technologie proprement dite des matériels (leur taille et leur performance) que pour les moyens d'études et de contrôle par ordinateur. C'est ainsi que l'on exploite actuellement par les méthodes d'exploitation à ciel ouvert plusieurs gisements tels que les gisements du cuivre, de bauxite, du charbon, du fer, d'or, de diamant, de manganèse et des matériaux de construction.

Le développement des exploitations à ciel ouvert s'explique par les avantages suivants par rapport à la technique souterraine :

- La meilleure récupération des gisements et une bonne Sélectivité
- La plus grande souplesse dans la planification de l'exploitation et de la découverte
- La plus grande sécurité de travail
- La possibilité d'une importante mécanisation permettant d'utiliser des grosses machines

L'ensemble de ces avantages conduit généralement à des coûts d'exploitation par tonne faible. Quelques faits nouveaux liés aux progrès techniques sont à la base de l'approfondissement constant des mines à ciel ouvert. Il s'agit de :

1. les engins de carrière accroissent constamment leur possibilité de découverte en réduisant le prix de revient de l'unité de volume abattu et déplacé, ce qui permet d'accroître le volume total à excaver par rapport au tonnage des minerais à exploiter.
2. les méthodes modernes de concentration des minerais permettent d'envisager l'exploitation des gisements et des rejets (après concentration) à faible teneur mais à fort tonnage. C'est ainsi que certains gisements et rejets des usines de concentration considérés jusque-là comme stériles (c'est-à-dire la teneur de coupure faible par rapport

à celle exigée par les installations de concentration) peuvent être considérés aujourd'hui très rentables compte tenu des progrès de la méthode de concentration (par exemple les terrils des grandes carrières).

Ceci signifie également que la notion de gisement ou de stérile est une notion relative qui évolue dans le temps et dans l'espace compte tenu des progrès technique et scientifique.

3. le progrès des méthodes de prospection amène à découvrir d'autres nouveaux gisements superficiels dans les pays industrialisés ainsi que dans les régions peu accessibles de certains pays en voie d'industrialisation.

4. il faut savoir qu'on dispose actuellement des moyens de plus en plus performants dans les nombreux domaines touchant les mines à ciel ouvert et en particulier : Topographie, Mécanique des roches et des sols, Géologie, Hydrogéologie, Informatique, géotechnique...etc.

1. Généralités sur l'exploitation à ciel ouvert

1.1. Les gîtes minéraux

Les gîtes minéraux peuvent se classer, d'après leur forme en six principaux types :

1- Les gîtes *stratiformes* (en couche), que l'on trouve dans les terrains sédimentaires : le phosphate d'Afrique du Nord, le fer de Lorraine ;

2- Les *amas*, qui ont la forme de grosses lentilles intercalées dans des terrains sédimentaires ou volcano-sédimentaires. Ces amas sont faits de très forte concentration de sulfures de fer auxquels sont associés parfois des sulfures de cuivre, de zinc, de plomb. Tels sont les gisements de Broken-Hill (Australie), de Neves-Corvo (Portugal), les petits gisements bretons (France).

3- Les *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. On trouve des gisements porphyriques dans les deux Amériques ;

4- Les **filons**, résultant du remplissage de fractures. Celles-ci sont longues de 0,5 à 4 kilomètres, larges de quelques mètres à quelques dizaines de mètres, profondes, le plus souvent, de quelques centaines de mètres. Les filons sont réduits par leurs tonnages (quelques centaines de milliers à 1 million de tonnes), mais les teneurs y sont fortes ;

5- 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. Les placers peuvent donc exister pour toutes sortes de minéraux (or, diamant, étain, parfois titane, zirconium), dans d'anciens lits de cours d'eau situés actuellement au sec (sur les continents) ou sous la mer (sur les plateaux continentaux)

6- Certaines **latérites**, formées par l'altération sous l'effet de la pluie des roches superficielles sous climat tropical peuvent constituer parfois des gisements dits « résiduels ». Tels sont, par exemple, les bauxites de Guinée et le nickel de Nouvelle-Calédonie.

Les gisements sont exploités à ciel ouvert lorsqu'ils reposent à une profondeur relativement faible et quand le prix de revient du minéral utile ainsi extrait est inférieur à celui qu'on obtiendrait en employant l'exploitation souterraine. Lorsqu'on exploite à ciel ouvert, le rendement et la sécurité du travail sont améliorés par rapport à l'exploitation souterraine.

1.2. Les travaux miniers

Dans une exploitation à ciel ouvert, on vise à enlever un minimum de stériles de recouvrement pour atteindre les volumes minéralisés ayant la plus grande valeur marchande, afin d'obtenir le meilleur rendement possible pour les investissements consentis. Plus la teneur d'un gisement est élevée, plus celui-ci a de la valeur. Pour limiter les investissements au minimum et extraire les minéralisations les plus intéressantes, on trace un plan détaillé d'exploitation, prévoyant de façon précise le découpage et l'extraction du minerai. Les gisements étant souvent de forme irrégulière,

on procède d'abord à une vaste campagne de sondages pour établir le profil géologique du terrain et déterminer la position et les limites du gisement. L'extension du gisement détermine le périmètre de la mine.

Le plan d'une mine à ciel ouvert dépend des caractéristiques géologiques et minéralogiques du terrain. La plupart des mines à ciel ouvert exploitées par fosse ont la forme générale d'un cône, leur forme précise étant toujours dictée par celle du gisement à exploiter.

Les fosses sont creusées en gradins reliés par des pistes aménagées en spirale ou en lacets du bord de la fosse jusqu'au fond. Quelle que soit l'étendue de la mine, le plan prévoit le profil de la fosse, les infrastructures de gestion (par exemple, entrepôts, bureaux, maintenance) et de transport, le matériel d'exploitation, le taux de découverte admissible et le rythme de production visé.

Ces deux derniers facteurs déterminent la durée de vie de la mine, qui correspond soit à l'épuisement du gisement, soit à l'atteinte du seuil de rentabilité. L'échelle des exploitations à ciel ouvert modernes varie des petites exploitations privées, produisant quelques centaines de tonnes de minerai par jour, aux gros complexes industriels exploités par des sociétés d'Etat ou par des multinationales et produisant plus de 1 million de tonnes de minerai par jour. Les exploitations les plus importantes peuvent couvrir une superficie de plusieurs kilomètres carrés.

2. Définition

Actuellement, on utilise dans l'industrie minière, comme critère de prise de décision sur l'exploitabilité et la rentabilité d'un projet minier, le taux de découverte, la teneur de coupure du minerai (cut off grade), la valeur actuelle nette du projet (Net Present Value, NPV) et le taux de rentabilité interne (Internal Rate of Return, IRR). Un gîte est une concentration géologique de minerai. Un gisement est un gîte ou partie de gîte valorisable par une exploitation. Un gisement comprend des zones minéralisées et des zones stériles. Le gisement exploitable est une notion économique. Le minerai exploitable est une notion économique.

L'exploitation minière est une opération technologique qui consiste à extraire une substance utile des sols ou sous-sols dans un objectif de leur commercialisation selon

les facteurs économique essentiellement et le prix de revient de l'exploitation, elle fait suite à l'exploration si l'existence d'un gisement économiquement exploitable est prouvée.

On appelle **mine à ciel ouvert** (fosse, découverte et carrière) l'ensemble des ouvrages réalisés pour l'exploitation des minéraux utiles à ciel ouvert et constituant une entreprise minière autonome. Pour exploiter un gisement à ciel ouvert, on le partage en tranches horizontales, en général suivant le caractère d'homogénéité des roches stériles et des minéraux utiles.

Deux étapes précèdent généralement la véritable exploitation du gisement. La première est **l'exploration minière** qui permet de mettre en évidence un gisement exploitable sur les plans technique, économique, environnemental et sociétal. Vient ensuite **la construction du site minier** qui consiste à préparer le site pour l'exploitation (Ouvertures par construire les accès nécessaires, choix la méthode d'exploitation, minage, chargement et transport vers les stations de concassages ou bien vers les usines de traitement..... etc.)

L'exploitation d'un gisement peut prendre deux formes : celle d'une mine à ciel ouvert où le minerai est extrait directement depuis la surface ou bien celle d'une mine souterraine où l'extraction se fait à partir de puits et de galeries.

Les mines les plus communes aujourd'hui sont celles à ciel ouvert ; elles concernent les cas où le minerai est relativement proche de la surface. Pour atteindre le gisement, il faut toutefois retirer la végétation, la terre végétale et souvent la couche stérile qui le recouvrent à l'aide de gros engins de type chantiers. Le minerai extrait est ensuite transporté jusqu'à une usine de traitement ou bien station de concassage.

3. Exploitation à ciel ouvert (mine à ciel ouvert : MCO)

L'exploitation d'une mine à ciel ouvert (EMCO 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.

Le développement des exploitations à ciel ouvert s'explique par les avantages suivants :

- La meilleure récupération des gisements et une bonne sélectivité

- La plus grande souplesse dans la planification de l'exploitation et de la découverte
- La plus grande sécurité de travail
- La possibilité d'une importante mécanisation permettant d'utiliser des grosses machines

Les exploitations à ciel ouvert requièrent généralement des engins de chantier aux gabarits imposants et peu communs aux autres secteurs de l'industrie (pelles, roues pelles, draglines, tombereaux, foreuses.....).

3.1. Les étapes d'exploitation des gisements à ciel ouvert

Après la réalisation de l'étude d'un projet d'exploitation à ciel ouvert d'un gisement donné, il faut sur le terrain exécuter une série de travaux miniers dans un ordre bien déterminé, et pour assurer l'organisation parfaite de travail on tient compte des délais d'extraction des minéraux utiles.

Les étapes de réalisation des différents travaux s'établissent dans l'ordre suivant :

- Délimitation et préparation sur le terrain de la surface du gisement à exploiter.
- Assèchement de la carrière ou mine à C.O
- Travaux d'ouverture et découpage de gisement de la carrière ou mine à C.O
- Travaux d'extraction
- La mise à terril des terrains et restauration du site après exploitation.

La préparation de la surface, l'assèchement partiel ou total du gisement, l'enlèvement des stériles de recouvrement et l'exploitation sont effectués successivement et, lorsque les travaux atteignent une certaine ampleur, parallèlement, mais dans un ordre déterminé, conforme à la technologie de l'exploitation à ciel ouvert.

Les travaux d'ouverture et d'exploitation comprennent les opérations suivantes : enlèvement, transport et déchargement des stériles et des minéraux utiles.

Suivant leurs propriétés physiques, la roche stérile et le minéral peuvent être enlevés soit directement au moyen de machines, soit après une préparation par tir, toute exploitation minière à ciel ouvert comprend les travaux suivants :

3.1.1. Décapage : il s'agit de retirer les terrains situés en surface pour mettre à nu les niveaux à exploiter. On retire ainsi la terre végétale, les roches plus ou moins altérées et les niveaux stériles ;

3.1.2. Abattage :

a) *abattage à l'explosif* et se compose dans ce cas :

- d'une phase de foration : à l'aide de sondeuses à percussion, marteau fond de trou, sondeuses rotatives. Le matériel est choisi en fonction de la nature du minerai à extraire, ainsi que de la vitesse et de la profondeur de foration nécessaires pour atteindre la production quotidienne visée¹. Cette opération doit se faire suffisamment à l'avance pour permettre la préparation du chantier en vue de l'évacuation des produits abattus ;

- d'une phase de tir de mine : à l'aide d'explosif le plus utilisé dans les carrières sous forme de cartouche et en vrac. Sont distingués les tirs d'abattage (pour disloquer le massif rocheux) et des tirs de découpage (pour dessiner les gradins)

b) *abattage mécanique* : dans le cas de massifs « tendres », des pelles spécifiques extraient de manière continue les roches, pelles hydrauliques, pelles en chenilles, décapeuses ou « scrapers », surface-miner... etc.)

3.1.3. Chargement (simple ou avec transport combiné) : il s'agit de dégager et nettoyer la zone de tir des roches abattues. Dans le cas d'un tir à l'explosif, le chargement est dit simple et il est effectué par pelles sur chenilles (en butte ou en rétro) ou par chargeuses frontales sur pneumatiques (dit loader). Dans le cas d'un abattage continu, le chargement est combiné à la phase d'abattage puisque les pelles utilisées déblaient directement les roches.

3.1.4. Transport : il s'agit de transporter les diverses roches abattues vers la zone de traitement (primaire ou secondaire). Dans certains cas, ce transport peut se faire directement par les pelles (distance de transport très faible). Le plus souvent il est effectué essentiellement par tombereaux (rigides ou articulés) ou par bandes transporteuses. Sur de très longues distances, des voies de chemins de fer peuvent être construites.

Les MCO concernent l'exploitation de parties de gisement situées proches de la surface topographique (typiquement entre 0 et 400 m de profondeur). On distingue classiquement, selon la disposition des zones minéralisées :

1) *Exploitations en découverte* (lorsque le gisement est stratiforme, peu profond et s'étend sur une grande surface horizontale) ;

2) **Exploitations en fosse** (lorsque le gisement s'enfonce dans le sous-sol avec une extension latérale réduite)

3.2. Exploitation en découverte

La découverte commence par une tranchée ouverte dans le recouvrement stérile sur toute la largeur du panneau à exploiter jusqu'au toit de la minéralisation puis elle est élargie progressivement vers les extrémités du panneau (front de découverte, Fig. 1).

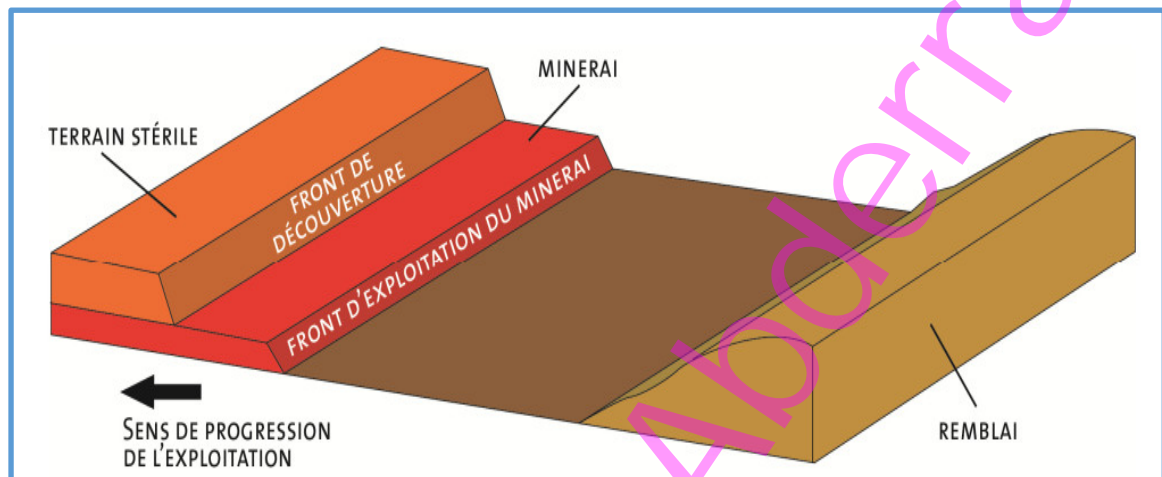


Figure 1. Schéma d'une exploitation à ciel ouvert en découverte (Source : <http://ticri.univ-lorraine.fr>)

L'exploitation du minerai se fait de la même façon, à partir d'une tranche initiale qui progresse parallèlement à la découverte (front d'exploitation), les stériles étant généralement remis en place au fur et à mesure pour combler l'excavation (front de remblayage).

3.3. Exploitation en fosse

La découverte porte alors sur tout le volume du cône qui constitue la fosse. Tous les matériaux stériles sont évacués hors de la fosse et stockés (pour remblayage éventuel du trou, Fig. 2). Cette méthode est réservée aux filons, aux couches fortement pentes et aux amas. Le taux de découverte s'accroît très vite avec la profondeur, ce qui limite l'intérêt économique de la méthode. En zone plane, cette fosse correspond à une excavation fermée plus ou moins évasée vers le haut dont les dimensions peuvent être importantes (hectométriques à kilométriques). En zone montagneuse, la fosse est généralement creusée à flanc de coteau et ouverte sur une de ses faces. La fosse s'étage selon une succession de gradins et de banquettes dont la pente assure la stabilité locale

et globale de l'excavation (30° à 75° , selon la nature des roches). Le maintien d'une pente régulière demeure complexe puisque les massifs rocheux traversés sont souvent hétérogènes et fracturés. Le choix de la méthode à ciel ouvert porte sur :

- l'extension de la fosse (hauteur ou profondeur, longueur et largeur) ;
- la géométrie des flancs en gradins plus ou moins hauts, pentes et banquettes plus ou moins larges, afin de limiter le volume de stériles et d'assurer la stabilité des pentes (éviter les flancs trop pentus favorables aux ruptures).

Généralement, on différencie les fosses creusées au sein de massif de roches dures de celles creusées au sein de massif de roches tendres ou de terrains meubles.

Les pentes de ces fosses ne sont pas les mêmes, le maintien d'une pente régulière dans un massif rocheux demeure complexe compte tenu de leur hétérogénéité et de leur fracturation, les massifs meubles sont relativement plus sensibles à une mauvaise gestion des eaux.

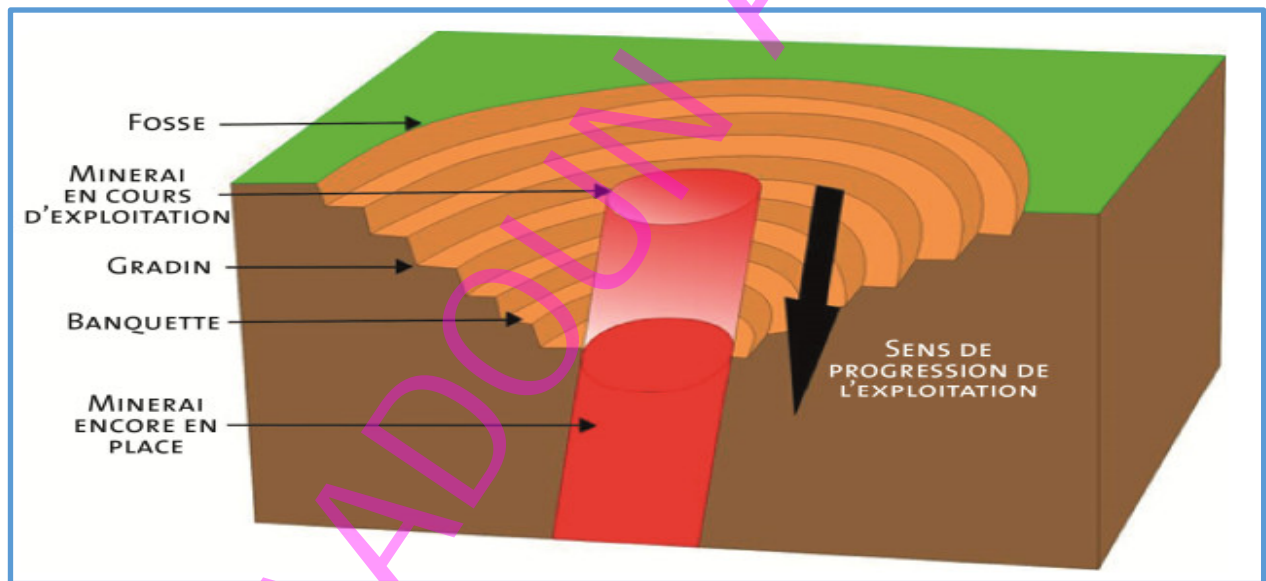


Figure 2. Schéma d'une exploitation à ciel ouvert en fosse (Source : <http://ticri.univ-lorraine.fr>).

4. Principales opérations technologiques

Une entreprise autonome dans le cadre duquel se réalise l'exploitation à ciel ouvert porte le nom de carrière ou découverte ou mine à ciel ouvert.

Dans l'ensemble des travaux miniers d'une carrière, on distingue quatre opérations technologiques principales :

- L'abattage (avec ou sans explosifs selon la nature de la roche)
- Le chargement des produits
- Le transport
- La constitution des terrils (ceux-ci peuvent être intérieurs ou extérieurs) ainsi que la constitution des remblais en minerai.

Outre ces quatre opérations technologiques principales, nous pouvons aussi parler de l'exhaure, de la stabilité des talus et des travaux de terrassement.

Pour les terrils extérieurs, on utilise les moyens de transport adaptés (bennes, locomotives et wagons).

Dans les régions plates, on incline les voies en les installant sur les remblais dont la hauteur augmente progressivement, parfois on utilise le relief de la région (ravins, dépressions...).

Les terrils intérieurs se font sans moyen de transport en jetant le stérile dans les vides créés par l'exploitation ; cette opération appelée transfert se fait par des pelles mécaniques et draglines de découverte, ponts de transfert et sauterelles. Qu'il soit intérieur ou extérieur, les terrils ont soit un seul ou soit plusieurs gradins pouvant s'étendre par déplacement soit parallèle (fig. 3-A), soit en éventail (fig. 3-B), soit en anneaux (fig. 3-C).

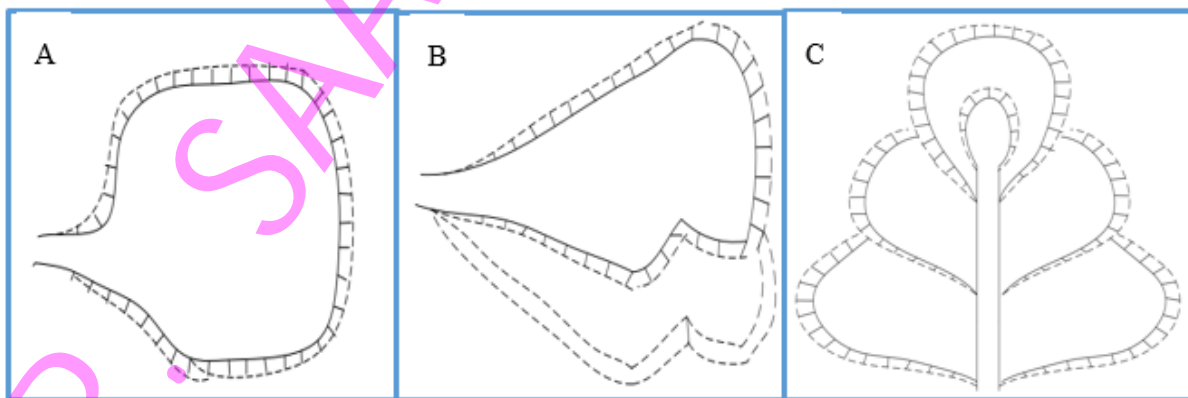


Figure 3. Différents types d'extension des terrils dans les carrières à ciel ouvert

En mines à ciel ouvert, il existe deux schémas des opérations technologiques selon qu'on se trouve dans les roches dures ou dans les tendres.

4.1. Dans les roches dures :

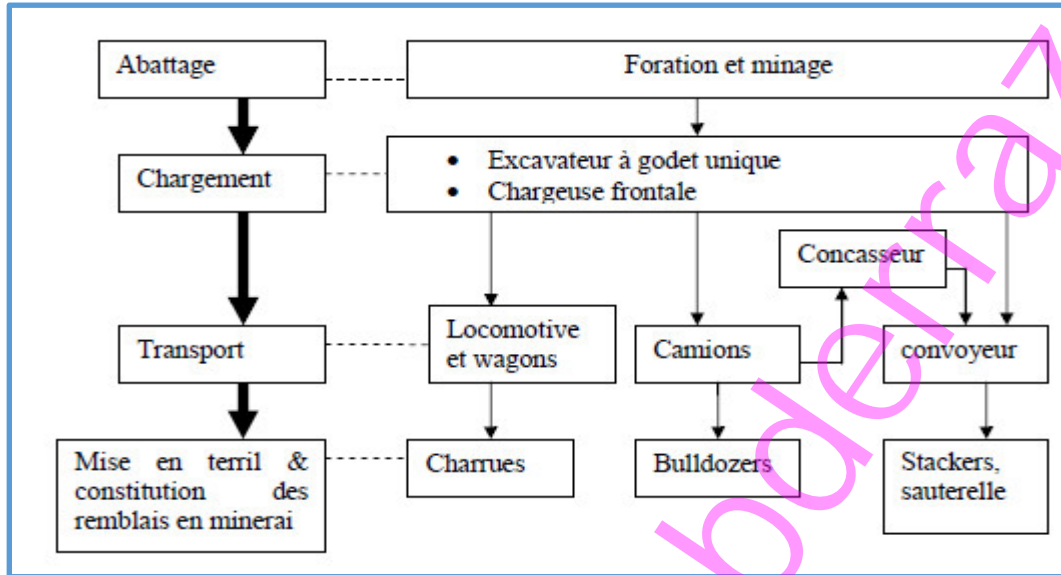


Figure 4. Schéma représente les différentes principales opérations technologiques dans les roches dures

4.2. Dans les roches tendres : la figure suivante représente les différentes opérations technologiques essentielles dans les roches tendres

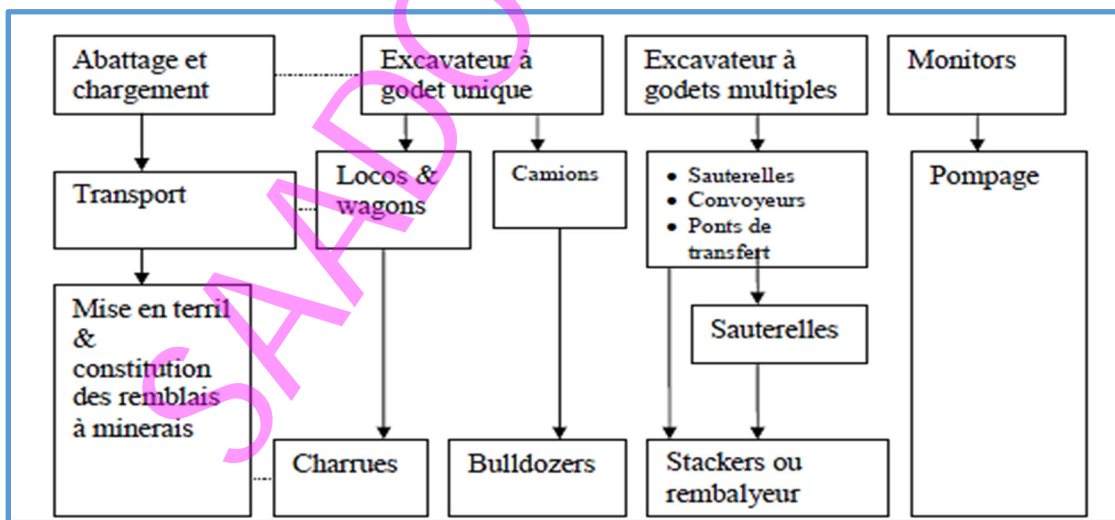


Figure 5. Schéma représente les différentes principales opérations technologiques dans les roches tendres

5. Préparation du Champ Minier

Dans l'ensemble des travaux préparatoires précédents l'ouverture et l'exploitation à ciel ouvert, on distingue les étapes suivantes :

5.1. Première étape

Elle consiste à l'enlèvement de tous les obstacles aussi bien du genre naturel qu'artificiel qui s'opposent à l'exécution des travaux miniers dans l'enceinte ou dans le champ de l'exploitation à ciel ouvert. Il s'agit :

- De l'assèchement des marécages et du détournement des cours d'eau
- De l'enlèvement ou déplacement des bâtiments industriels
- Du transfert des routes principales, des voies ferrées...
- Du nivelage de la surface du sol...

Certains travaux posent des problèmes extrêmement sérieux tels que :

- Détournement des cours d'eau
- Déplacement des installations industrielles
- Transfert des voies ferrées et des routes principales

5.2. Deuxième étape

Elle consiste à l'assèchement du champ minier de la mine à ciel ouvert ou de la carrière et la prise des mesures contre les venues d'eaux météoriques et souterraines.

On distingue d'une part l'assèchement préalable du champ minier devant l'ouverture d'une mine à ciel ouvert sur une période de deux à trois ans, et d'autre part le drainage courant destiné à évacuer les eaux de surface et souterraines durant l'exploitation proprement dite.

Les travaux de la deuxième étape exigent souvent la réalisation des forages de reconnaissance, des tranchées drainant, des drains horizontaux, des tunnels d'évacuation et quelques fois un réseau de galeries souterraines sous le gisement.

L'assèchement préalable, aussi bien que le drainage courant peuvent être réalisés de manière tout à fait différente, ce qui dépend des conditions telles que :

- La profondeur et le nombre de nappes aquifères dans les régions exploitées
- L'intensité de l'écoulement naturel des eaux filtrantes des formations aquifères
- Du relief du terrain

6. Drainage à la surface

Lorsque la nappe aquifère se trouve à faible profondeur (environ 10 m), l'exhaure peut se faire comme suit : on creuse généralement les tranchées drainant afin d'éviter les venues d'eau météorique et de protéger en même temps le champ minier de la carrière contre la pénétration des eaux souterraines. On choisit l'emplacement des tranchées de façon à environner la carrière de trois côtés. L'évacuation des eaux en dehors de la carrière se fait par gravité au moyen d'une pente convenable de la tranchée drainant. En ce qui concerne les puits filtrant, pour autant que la nappe phréatique ne se trouve pas à une profondeur supérieure à 7 ou 8 m sous le niveau où les pompes peuvent être installées, on peut

1. soit utiliser un grand nombre de trous de petit diamètre appelés Wills, points foncés par injection, branchés sur une batterie de pompe aspirante
2. soit utiliser un petit nombre de trous de grand diamètre au fond desquels sont placés des pompes immergées refoulant.

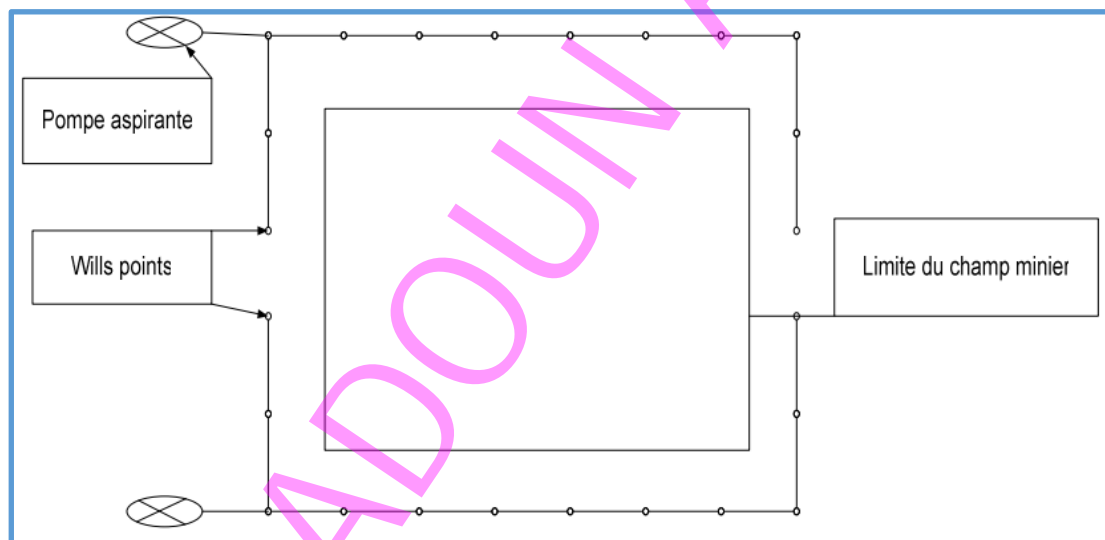


Figure 6. Schéma représente le drainage dans les mines à ciel ouvert

Lorsque le niveau hydrostatique se trouve à une grande profondeur (plus de 100 m), il faut garantir la stabilité des talus d'exploitation en faisant descendre le niveau hydrostatique en dessous du niveau d'exploitation le plus profond. L'abaissement nécessaire se fait actuellement dans les mines à ciel ouvert profonds par des puits filtrants (diamètre variant de 2 à 2,5 m) qui peuvent atteindre 500 m de profondeur et à l'intérieur desquels sont placés des pompes immergées dont les débits atteignent 15 à

32 m³ par minutes. C'est le cas des mines de lignite de Rhénanie (Allemagne) qui suite à l'approfondissement, la quantité d'eau exhaures est passée de 15 m³/tonne alors qu'au début de leur exploitation, il fallait seulement exhaures 1 m³ / tonne de lignite.

Les puits filtrants peuvent être installés soit à l'intérieur du champ minier, soit à l'extérieur le long du contour du champ minier sur une ou plusieurs rangées. L'écartement entre les rangées dépend généralement des caractères hydrogéologiques et du degré d'assèchement.

Sur la figure ci-dessous, nous donnons la disposition des trous filtrants pour le rabattement de la nappe aquifère dans une exploitation à ciel ouvert.

7. Les travaux d'ouverture d'une exploitation à C.O :

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à C.O comprennent des travaux de découverte qui sont l'ensemble des processus de dégagement et du déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile et les travaux d'accès au niveau supérieur du site par la construction de la piste principale.

- Le décapage des terres stériles vont se faire à l'aide de bulldozer et lorsque le stérile est dure on utilise le riper (bulldozer+ une dente en arrière) pour désolidariser les blocs rocheux de son ciment argileux et les stocker dans une aire aménagée à cet effet (halde à stérile) généralement à la périphérie de la concession.

- traçage de la piste principale : la construction de la piste principale qui permet l'accès au niveau supérieur se fait après découverte du gisement ceci démarre de la station de concassage primaire jusqu'au niveau du premier gradin d'ouverture, on exécute son dessin sur le plan topographique du site puis on réalise son profil en long en mentionnant ces paramètres qui sont : sa longueur, sa pente globale, rayon de courbure S'il y a un virage. Finalement, on calcule le volume de déblai et du remblai en exécutant les profils en travers.

8. Les limites d'exploitabilité d'un gisement

Les travaux miniers sont liés à la notion d'économie, autrement dit la prise de décision doit satisfaire des critères de fiabilité et de rentabilité économique. Concernant l'exploitation des gisements à ciel ouvert il existe plusieurs voies de prise de décision

rationnelle. Parmi les principaux critères de prise de décision on peut citer : l'établissement des limites d'exploitabilité du gisement ainsi que la production annuelle de la mine assurant la meilleure rentabilité économique possible, le choix de la meilleure variante de découpage et d'accès au gisement et du système d'exploitation, le choix rationnel de l'équipement minier, la préservation de l'environnement et la restauration des sols détruits. En principe toutes ces voies sont considérées, mais leur signification n'est pas identique et il est important de définir correctement les principales voies pour chaque cas concret.

Conclusion

La préparation de la surface, l'assèchement partiel ou total du gisement, l'enlèvement des stériles de recouvrement et l'exploitation sont effectués successivement et, lorsque les travaux atteignent une certaine ampleur, parallèlement, mais dans un ordre déterminé, conforme à la technologie de l'exploitation à ciel ouvert.

Chapitre II. Détermination des paramètres principaux de la mine à ciel ouvert

Introduction

Le stade principal en mine à ciel ouvert consiste à élargir petit à petit une tranchée de découpage dont les parois sont taillées et prennent par la suite la forme d'un gradin.

1. Principaux éléments de la carrière et/ou mine

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert toutes les formations se trouvant dans les limites de contours de la carrière se divisent en couches horizontales ou inclinées (Fig. 1), chaque couche supérieure est exploitée avec avancement par rapport à la couche inférieure et finalement la carrière obtient la forme de gradin

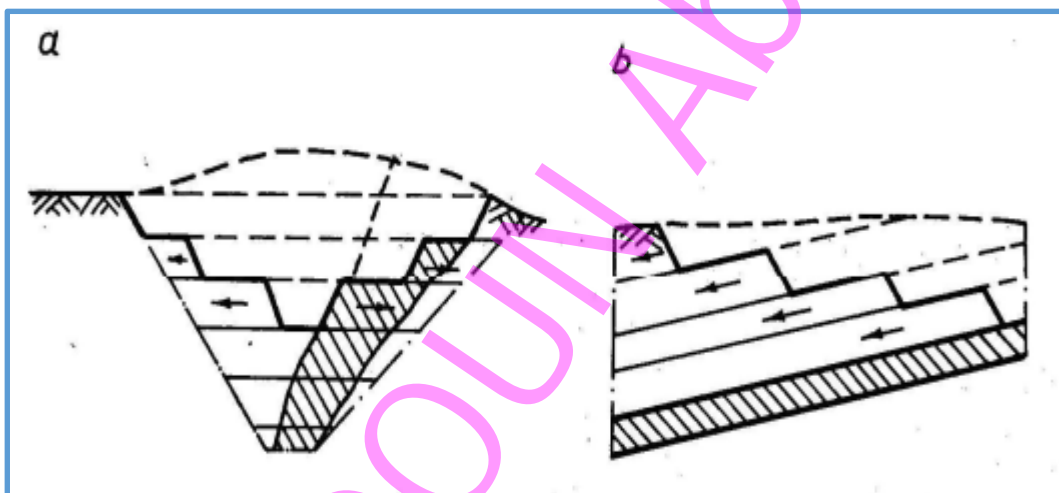


Figure 1. Exploitation des gisements par couches : A-horizontales, b-inclinés

1.1. les gradins

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

- Le front d'attaque.
- Le talus du gradin.

Les gradins qui reculent au cours de l'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en exploitation. Les gradins autres que ceux (ni exploitation sont limités par des plates-formes étroites (leur largeur constitue 0,1 à 0,2 de la hauteur du gradin) destinées à augmenter la stabilité de leurs talus. Ces plates-formes sont appelées banquettes (Fig.2). Les éléments géométriques et technologiques sont présentés ci-dessous :

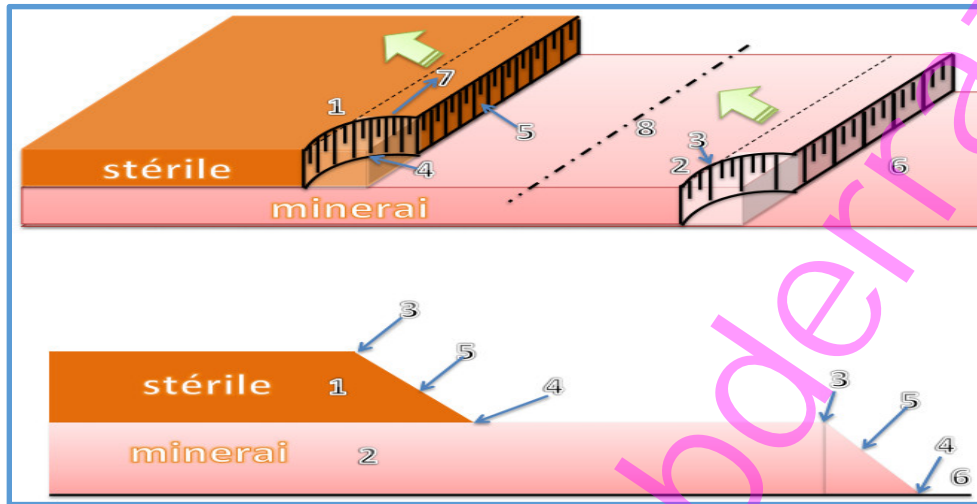


Figure 2. Éléments géométriques et technologiques d'un gradin

- 1-gradin de stérile, 2-gradin de minerai, 3-Arrête supérieure de gradin, 4-Arrête inférieure de gradin, 5-Talus de gradin, 6-plateforme de travail, 7-enlevure, 8-axe de voie de transport

Une partie du massif des roches en carrière ayant la surface de travail en forme de marche et exploité par les moyens d'extraction et de transport indépendant s'appelle : gradin, la partie du gradin qui le long de sa hauteur exploité par des moyens d'extraction indépendants, mais avec le transport commun s'appelle : sous-gradin (Fig. 3)



Figure 3. Schéma d'exploitation par sous gradins

- a) simultanément par différents excavateurs
 b) successivement par un seul excavateur (à titre exemple par roue- belle)
 c) simultanément par un seul excavateur

Chaque gradin à deux banquettes, le talus et les arrêts. la banquette des gradins ou bien la plate- forme est la surface qui limite la hauteur du gradin, il existe deux plateforme inférieurs et supérieurs

2.1. Eléments des gradins

Les gradins sont exploités par zones (Fig. 2) de largeur déterminée sur toute la longueur du gradin que l'on appelle enlevures. Ces éléments sont résumés comme suit:

- **Toit du gradin** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieur
- **Mur** : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie inférieure
- **Talus de gradin** : la surface latérale inclinée limitant le gradin de la côte vide de l'exploitation
- **Front d'attaque** : c'est l'emplacement ou l'excavateur travaille
- **Arrête supérieure de gradin** : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus
- **Arrête inférieure de gradin** : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus
- **Angle du gradin** : c'est l'angle forme entre le mur et le talus.

Cet angle est choisi suivant la nature des roches et particulièrement en fonction de leur nature et dureté. La largeur de la plateforme de travail est habituellement supérieure de 10 m afin de faciliter les manœuvres des équipements de chargement et de transport.

Les gradins qui reculent au cours d'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en exploitation. Les gradins autres que ceux en exploitations sont limites par des plates formes étroites dont la largeur est de 20 à 50 % de la hauteur du gradin. Ces plates formes sont destinées à améliorer la stabilité des talus et on les appelle banquettes de sécurité (berme de sécurité). Une partie de l'enlevure limitée en longueur par des moyens d'abattage et de chargement indépendant s'appelle bloc.

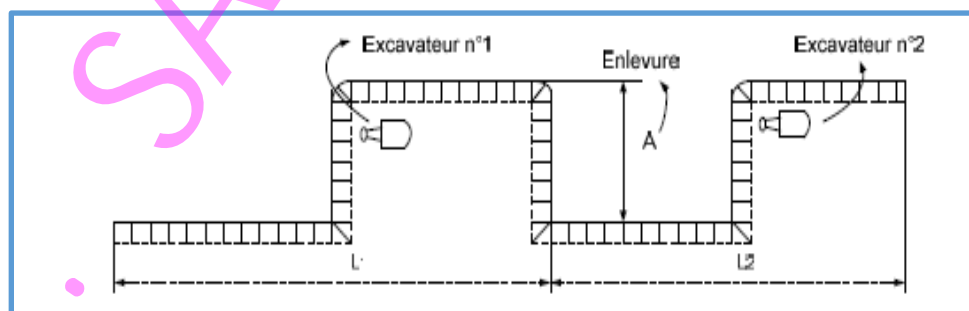


Figure 4. Schéma d'un bloc d'exploitation

D'une carrière quelconque ou mine à ciel ouvert, l'ensemble des gradins en exploitation constitue en général une vaste excavation dont la configuration générale est représentée par la figure suivante :

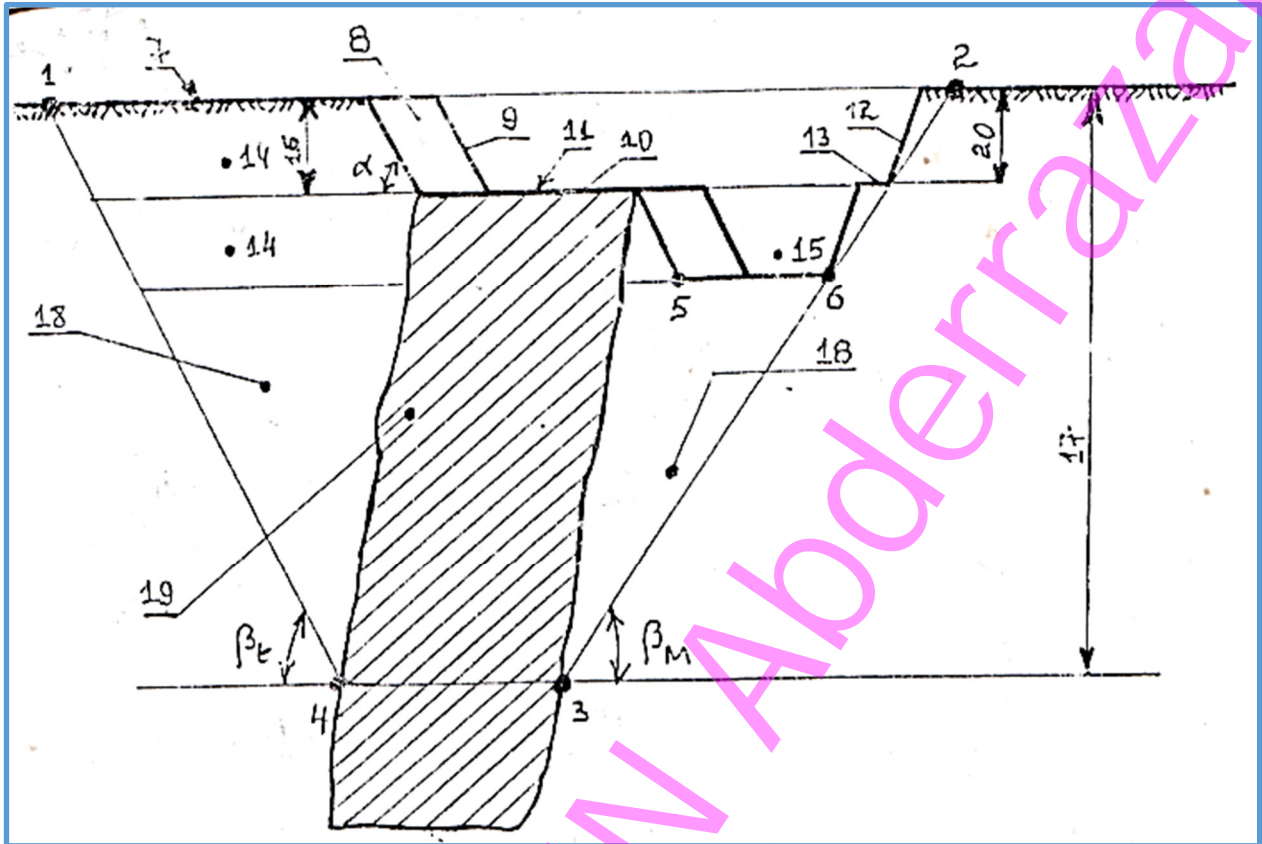


Figure 5. Coupe verticale d'une mine à ciel ouvert montrant certains éléments fondamentaux à ciel ouvert

1 et 2 : contour supérieur de la carrière, 3 et 4 : contours inférieur de la carrière, 1 et 4 : bords exploitables (du côté du toit de gisement), 2 et 3 : bords inexploitable (du côté du mur de gisement),

5 et 6 : profondeur provisoire de la carrière, 7-Surface, 8-Enlèvement, 9-gradin en exploitation (en activité), 10-plateforme de travail (incluant la berme de transport), 11-plateforme de travail (du gradin en exploitation), 12-gradin inexploitable, 13-berme de sécurité, 14-horizon, 15-fond provisoire de la carrière (tranchée), 16- hauteur des gradins exploitables, 17-profondeur finale de la carrière, 18-stériles, 19-gisement de minerai, 20- hauteur du gradin inexploitable

B_t et B_m : Angles des bords exploitables et inexploitable de la carrière (du côté toit et du côté mur de gisement), α : angle du talus du gradin exploitable

L'angle d'inclinaison du talus d'un gradin est choisit dépend les propriétés physico-mécanique des roches (dureté) et du mode de creusement de celle-ci, les différents angles sont représenté dans le tableau 1

Tableau 1-Valeurs des angles d'inclinaison du talus des gradins d'après la dureté des roches selon le Pr. Protodiakonov [1]

Coefficient de dureté selon Pr Protodiakonov	Angle moyen des talus des gradins (°)	Nature de dureté des roches
0,8 – 1,4	25° – 40°	Roches très tendres
1,5 – 2,90	40° – 55°	Roches Tendres
3 – 4,90	60° – 76°	Roches légèrement tendres
5 – 7,90	79° – 82°	Roches légèrement dures
8 – 12,9	84°	Roches dures
13 – 16,9	85°	Roches très dures
17 – 20	86° – 89°	Roches exclusivement dures

La plate-forme inférieure du dernier gradin s'appelle le fond de la carrière.

2. Bords de la carrière : Les bords de la carrière sont des surfaces latérales limitant les vides créés par l'exploitation. Ce sont des plates-formes et des talus des gradins. On distingue :

- Les bords de travail (exploitable)
- Les bords inexploités

Les bords de travail représentent un ensemble de gradin sur lesquels les travaux d'exploitation sont exécutés progressivement. Les bords inexploités sont des bords où l'on n'effectue pas les travaux d'exploitation et sont utilisés pour l'évacuation des produits et la sécurité des travaux.

Souvent, on prend comme niveau de référence, le niveau de la mer. Par exemple nous sommes au niveau 800. Ainsi, la surface du sol est considérée à ce niveau. Si nous descendons de 15m (hauteur de gradin), nous avons successivement 785 m ; 770 m ; 755 m ... etc

3. Contour de la carrière :

Le contour supérieur de la carrière est l'intersection du bord supérieur de la carrière et la surface vierge. Tandis que le contour inférieur est l'intersection du bord inférieur de la carrière et de son fond.

4. Talus de la carrière

La position principale du bord de la carrière en tout moment d'exploitation est caractérisée par le talus de la carrière.

Ce dernier représente une surface imaginaire passant par le contour supérieur et inférieur de la carrière. L'angle de talus de la carrière est déterminé en fonction de :

- La position de la profondeur d'exploitation H_g
- La largeur de la plate-forme de travail et banquette de sécurité
- La tenue des roches formant le bord de la carrière

Pour les bords de travail, l'angle de talus γ_1 est toujours inférieur à celui du bord inexploité γ_2 . D'une façon normale, on adopte des angles des talus plus faibles pour une roche de mauvaise tenue. Par contre, on adopte des angles plus élevés pour une roche de bonne tenue.

Le talus de liquidation est la pente générale des talus de la carrière dans la phase finale de ses activités. Il est choisi sur base des calculs spéciaux de manière à assurer la stabilité des bords de la carrière et la diminution des stériles à excaver. Pratiquement, l'angle de talus de liquidation correspond dans la plupart des cas à l'angle de talus de la carrière de la cote du bord inexploité. C'est-à-dire $\gamma_2 = \gamma_2'$

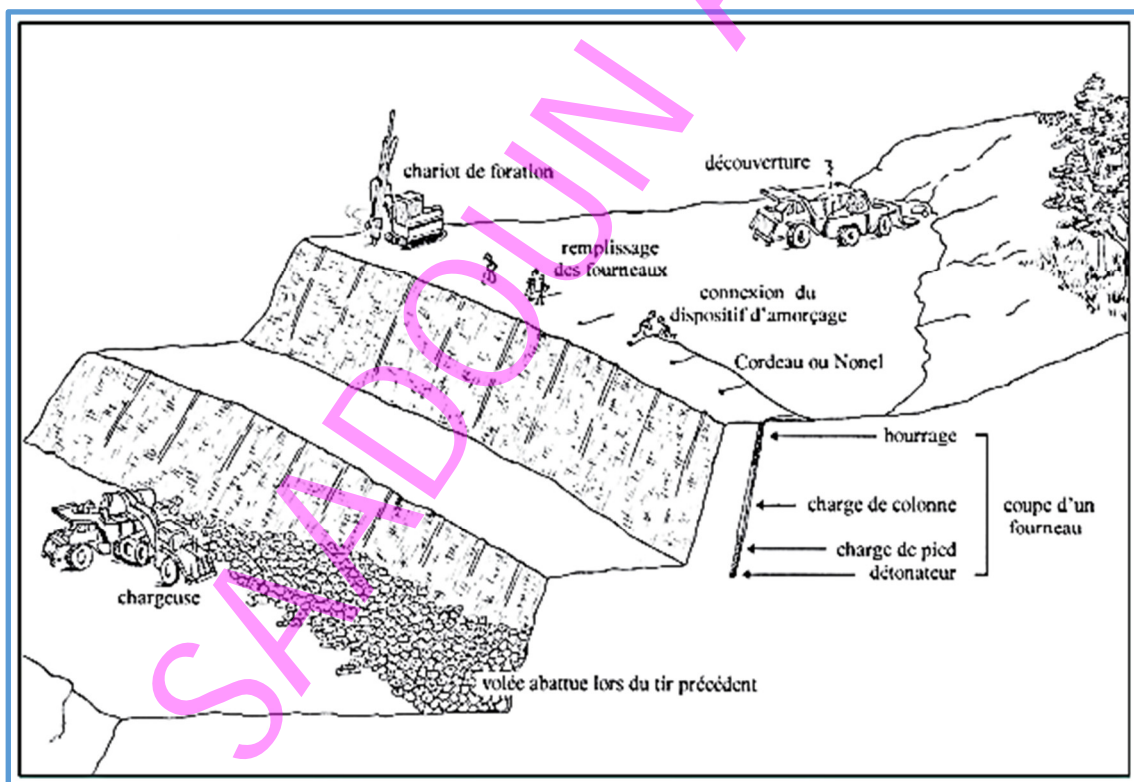


Figure 6. Schéma résume les différentes étapes de l'exploitation à ciel ouvert

Conclusion

A la suite des travaux préparatoires miniers, pour exploiter un gisement à ciel ouvert, on le partage en tranches horizontales, en général suivant le caractère d'homogénéité des roches stériles et des minéraux utiles. Au cours de l'exploitation, les tranches horizontales prennent la forme de gradins.

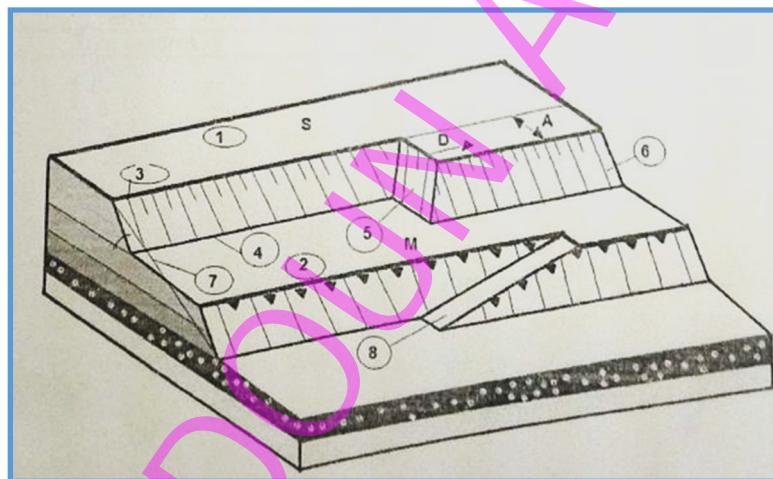
EXERCICE D'APPLICATION

Exercice n1 :

Le schéma ci-après représente une coupe de mine à ciel ouvert composé de différents gradins de stériles et de minerai

1-Nommez les différents éléments ?

2- donner la définition de : contour supérieur, contour inférieur, bord exploitable et bord inexploitable ?



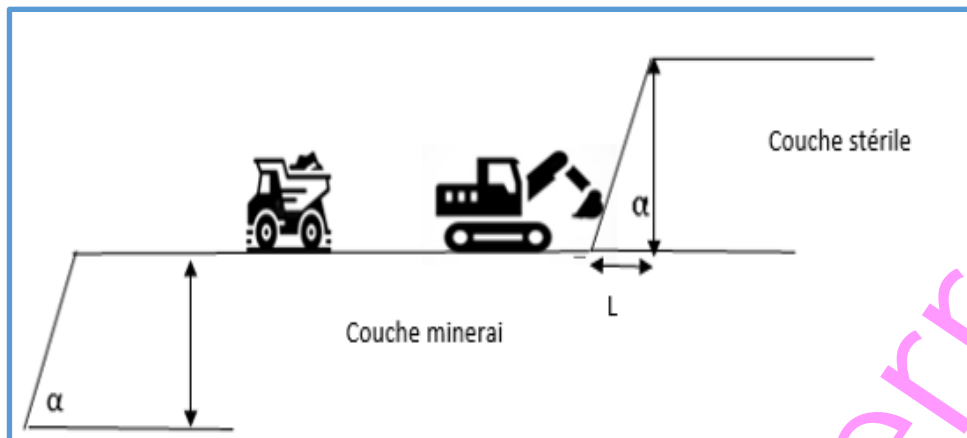
Exercice n 2 :

Étant donné un gisement plateau et stratiforme, peu profond et s'élargie sur une grande surface horizontale, Le schéma suivante représente une coupe de carrière de hauteur final H_f exploité ce gisement par deux gradins de stérile et minerai.

-Quel est la méthode d'exploitation à ciel ouvert utilisé dans l'exploitation de ce gisement ?

-Calculer la hauteur du gradin de minerai H_2 si :

$H_f = H_1 + H_2 = 26\text{m}$; (H_1 : puissance de couche de stérile et H_2 : puissance de couche de minerais) $\alpha = 60^\circ$, $L = 15\text{m}$



Si la production annuelle de calcaire égale **750 000 t /an**

Calculer la production par poste dans le cas :

$N_p/j = 2$ post, $N_{JF} + N_{JR} = 115$ Jours

Chapitre III. Rapport de découverte

Introduction

Le choix des moyens de découverte est précédé de l'étude de l'opportunité d'exploiter à ciel ouvert le gisement donné. Le critère économique de la rentabilité des travaux à ciel ouvert est la valeur du minerai. Le volume de stériles qu'il est nécessaire d'enlever est d'autant plus élevé que la profondeur à laquelle se trouve le minerai est plus grande. La quantité de stériles en m^3 qu'il est nécessaire de déplacer pour extraire 1 tonne de minerai est appelée *rapport de découverte*.

Il dépend de la puissance du gisement et de la profondeur à laquelle celui-ci se trouve. Le terme rapport de découverte est presque universellement employé et représente la quantité de matériaux non rentable qui doit être enlevé pour découvrir une unité de minerai. Le rapport du volume total de stériles au volume de minerai est défini comme rapport de découverte global.

Le rapport de découverte est le rapport entre la quantité de stérile et la quantité du minerai extraite simultanément dans un projet ou phase d'exploitation. Ce rapport apparaît comme une caractéristique moyenne réalisée à un stade d'exploitation ou réalisée à partir de ce stade. Lorsque le gisement est stratiforme ou subhorizontal et ayant un recouvrement superficiel (ou mort terrain), on parle de taux de recouvrement ou de découverte.

1. Définition de rapport de découverte K

En pratique minière à ciel ouvert, le rapport de découverte indique combien de m^3 des roches encaissantes (stériles) il faut déplacer pour extraire une tonne de minerai utile

Exemple :

$K=6 m^3/t$: il faut déplacer $6 m^3$ de stérile pour extraire une (1) tonne de minerai utile

$K=1 m^3/t$: il faut déplacer $1 m^3$ de stérile pour extraire une (1) tonne de minerai utile

1.1 .Unité de mesure de rapport de découverte

Mathématiquement, le rapport de découverte est défini par la formule

$$K = \frac{Q_s}{Q_m} \quad (1)$$

Avec :

Q_s : la quantité de stérile extraite ou excavée

Q_m : la quantité du minerai extraite.

Le rapport de découverte peut être exprimé

-Soit en m^3/m^3 , on parle du taux de découverte volumétrique

-Soit en t/t , on parle du taux de découverte pondérale

-Soit en m^3/t , on parle du rapport de découverte qui représente le cubage du stérile excavé pour extraire une tonne de minerai. Le rapport de découverte dépend de la morphologie du gisement et de la profondeur à laquelle celui-ci se trouve.

1.2 La découverte

Le choix des moyens de découverte est précédé de l'étude de l'opportunité d'exploiter à ciel ouvert le gisement donné. Le critère économique de la rentabilité des travaux à ciel ouvert est la valeur du minéral. Le volume de stériles qu'il est nécessaire d'enlever est d'autant plus élevé que la profondeur à laquelle se trouve le minéral est plus grande.

La quantité de stériles en m^3 qu'il est nécessaire de déplacer pour extraire 1 tonne de minéral est appelée *rapport de découverte*. Il dépend de la puissance du gisement et de la profondeur à laquelle celui-ci se trouve.

Connaissant :

a: le prix de revient total de la tonne de minéral dans l'exploitation souterraine.

b: le prix de revient de l'enlèvement de la tonne de minéral dans l'exploitation à ciel ouvert.

c: le prix de revient du m^3 de stériles déplacés .

V : le volume total des stériles à déplacer.

Q: les réserves exploitables du gisement.

On peut déterminer la limite de la rentabilité de l'exploitation à ciel ouvert et de l'exploitation souterraine, limite qui doit correspondre à l'égalité du prix de revient total de la tonne de minéral dans l'un et dans l'autre cas, c'est-à-dire :

$$a = b + c \cdot \frac{V}{Q} \quad (2)$$

Soit x le rapport $\frac{V}{Q}$ montrant quelle quantité de stériles il est indispensable de déplacer pour extraire 1 tonne de minéral, c'est-à-dire le rapport de découverte ; l'expression (1) prend alors la forme :

$$a = b + c x \quad (3)$$

Où:

$$x = \frac{a - b}{c}$$

Ainsi, la limite de la rentabilité de l'exploitation à ciel ouvert est l'égalité numérique entre le rapport de découverte et le quotient des deux grandeurs suivantes : différence entre le prix de revient total du minéral dans l'exploitation souterraine et le prix de revient de son seul enlèvement dans l'exploitation à ciel ouvert, prix de revient du m³ de stériles déplacés.

1.3. Différent types de rapport de découverte

1.3.1-Le rapport de découverte courant (K_c) :

$$K_c = \frac{V_{SI} + V_{SII}}{V_M} \quad (4)$$

C'est le rapport entre le volume des stériles par le volume de minerai utile entre **deux contours** successifs de la carrière avec les **bords exploitables**

Le rapport de découverte courant est utilisé pour le calcul du volume des travaux miniers et pour le calcul de la profondeur finale de la mine à ciel ouvert. Comme il est présenté dans la figure 1, où γ_t et γ_m sont des angles des bords exploitables et inexploitable du côté du toit et du mur du gisement

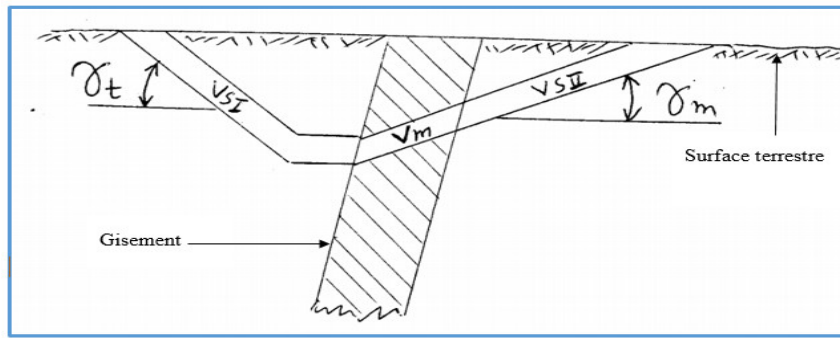


Figure 1. Schéma représente rapport de découverte courant (K_c)

D'après les caractéristiques physicomécaniques des roches surtout la dureté, les angles des bords exploitables se classe en fonction de ce dernier comme il est montré dans le tableau 1.

Tableau 1. Valeurs des angles des bords exploitables en fonction la dureté des roches

Caractéristiques des roches	Angles des bords exploitables
Roches très dures	20 ⁰ -25 ⁰
Roches dures	15 ⁰ -20 ⁰
Roches assez dures	10 ⁰ -15 ⁰

3.1.2. Le rapport de découverte du contour (K_{con})

C'est le rapport entre le volume des stériles par le volume de minerai utile entre deux contours successifs de la carrière avec les bords inexploitable

$$K_{con} = \frac{V_{SI} + V_{SII}}{V_M} = \frac{V_S}{V_M} \tag{5}$$

Ce coefficient représente le rapport entre le volume des stériles et le volume du minerai dans les limites de la mine. On utilise ce coefficient pour la détermination du régime de travail et la détermination des dépenses totales durant toute la durée de travail de la carrière.

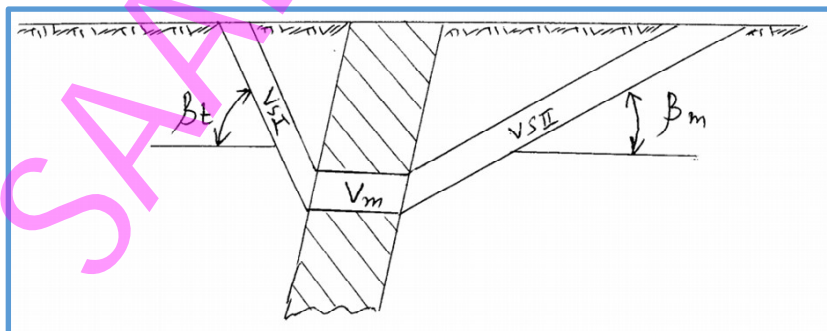


Figure 2. Schéma représente rapport de découverte du contour (K_{cont})

β_t et β_m : Angles des bords exploitables et inexploitable de la carrière du côté du toit et du mur du gisement (°)

Le tableau suivant représente les différents angles des bords inexploitable et des angles des talus du gradin en fonction des caractéristiques des roches

Tableau 2. Angles des bords inexploitable et des talus du gradin en fonction des caractéristiques des roches

caractéristiques des roches	Coefficient de dureté selon le Pr Protodiakonov (F)	Angles des talus des gradins (inexploitable) (α)	angles des bords inexploitable pour la profondeur de la carrière (β)			
			90 m	180m	240m	300m
Très dures	15-20	75°-85°	60°-68°	57°-65°	53°-60°	48°-54°
Dures	8-15	65°-75°	50°- 60°	48°-57°	45°-53°	42°-48°
Moyenne dureté	3-8	55°-65°	43°-50°	41°-58°	39°-45°	36°-42°
Tendres	0,8-3	40°-55°	30°-43°	28°-41°	26°-39°	24°-36°
meubles	-----	25°-40°	21°-30°	20°-28°	-----	-----

Le coefficient de dureté selon le professeur Protodiakonov (F) est déterminé comme suit :

$$F = \sigma_{\text{comp}} / 100 \tag{6}$$

σ_{comp} : résistance à compression (mono-axiale) des roches ou du minerai (kgf/cm²)
 $0,3 \leq f \leq 20$

3.1.3-Le rapport de découverte moyen (K_{moy})

C'est le rapport entre le volume des stériles par le volume de minerai utile dans le contour de toute la carrière avec les bords inexploitable

$$K_{\text{moy}} = \frac{V_{SI} + V_{SII}}{V_M} = \frac{V_S}{V_M} \tag{7}$$

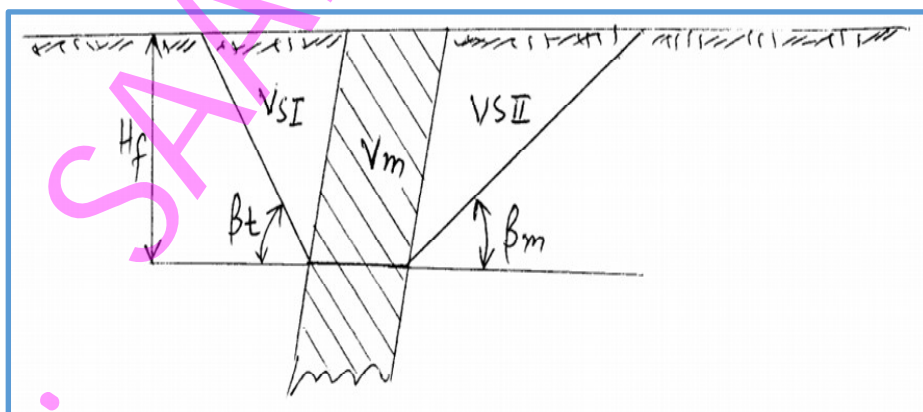


Figure 3. Schéma représente rapport de découverte moyen (K_{moy})

3.1.4-Le rapport de découverte maximum admissible (K_{max})

Il existe quelques formules pour déterminer la valeur de (K_{max}) pour les conditions géologiques et topographiques non compliquées c'est-à-dire simple (corps de minerai de puissance constant et affleurant au jour, relief non accidenté etc.....), la valeur de (K_{max}) est déterminée par la formules

$$(K_{max}) = \frac{Pa - Pm}{Ps} ; \frac{Da/t - Da/t}{Da/m^3} \quad \left(\frac{m^3}{t}\right) \quad (8)$$

Où

Pa : prix de revient admissible d'une tonne (1) de minerai dans les conditions minières données (Da/t)

Pm : prix de revient d'extraction d'une tonne (1) de minerai dans l'exploitation minières à ciel ouvert (Da/t)

Ps : prix de revient d'une tonne (1) de stériles déplacé (Da/m³)

3.2. Profondeur final de la carrière

La détermination de la profondeur finale de la carrière pour les gisements inclinés et dressants est vue sur le côté économique :

Il s'agit de comparer l'exploitation par carrière à ciel ouvert et l'exploitation souterraine de point de vue économique pour l'extraction du minerai de grande profondeur, toutes les théories sur la détermination de la profondeur finale de la carrière P_f se basent sur des critères suivants :

- Égalité des dépenses totales d'extraction du minerai à ciel ouvert et mine souterraine
- Égalité du prix de revient de l'exploitation à ciel ouvert et souterraine
- Égalité du rapport de découverte maximum admissible K_{maxi} et:

K_c : Rapport de découverte courant

K_{cont} : Rapport de découverte de contour

K_{moy} : Rapport de découverte moyen

3.3. Détermination analytique de la profondeur finale de la carrière

Elle est utilisée pour les conditions géologiques, morphologique et topographiques non compliquées (simple) c'est-à-dire simple corps de minerai de puissance constant et relief non accidenté

3.3.1-Gisement dressant

$$Hf = \frac{2.K_{max}.M_H}{ctg\beta_t + ctg\beta_m} \quad (9)$$

Où

K_{max} : Rapport de découverte maximum admissible m^3/m^3

M_H : puissance horizontale du gisement (m)

β_t et β_m : Angles des bords exploitables et inexploitables de la carrière du côté du toit et du mur du gisement (°)

α : Angle de pendage du gisement (°)

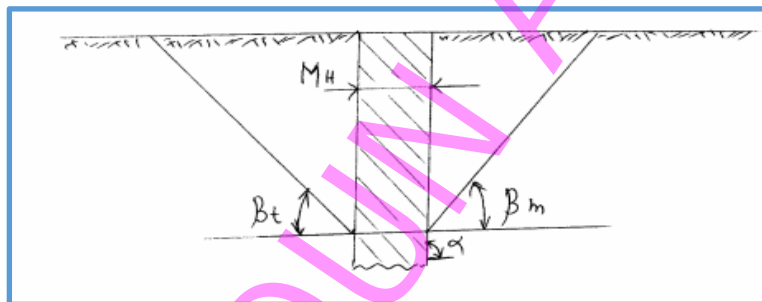


Figure 4. Schéma de calcul profondeur finale de la carrière dans gisement dressant

3.3.2-Gisement incliné

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

$$Hf = \frac{K_{max}.M_H}{ctg\beta_t + ctg\alpha} \quad (10)$$

α : Angle de pendage du gisement (°)

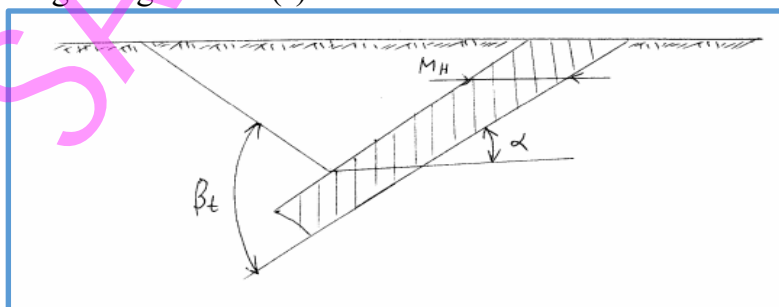


Figure 5. Schéma de calcul profondeur finale de la carrière dans gisement incliné

3.3.3-Gisement plateure (horizontal)

Pour les gisements horizontaux de profondeur (de ce cas c'est le pendage) constante, c'est plutôt le problème de choix du mode d'exploitation qui est posé. Par contre, la profondeur finale ne pose aucune problème c'est les réserves du gisement doivent être complètement exploitées, alors la profondeur finale est déterminée comme suit :

$$H_f = H_s + m_n, (m) \quad (11)$$

Ou :

H_s : La profondeur (puissance) de couche des stériles encaissantes de minerai utiles, (m)

m_n : puissance normale du gisement,(m)

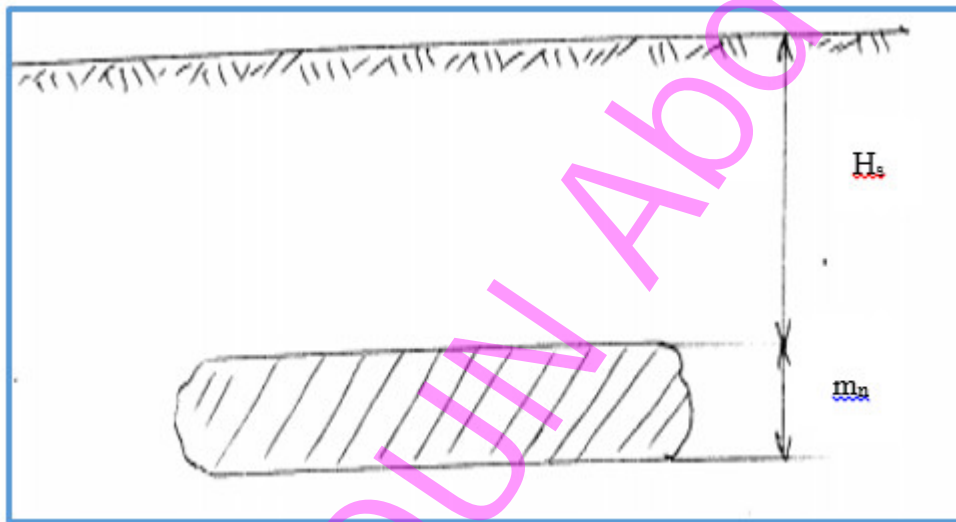


Figure 6- Schéma de calcul profondeur finale de la carrière dans gisement plateure

4. Détermination graphique de la profondeur finale

Elle est utilisée pour les conditions géologique et topographique complexe (gisement constitué de plusieurs gîtes de formes variables, reliefs accidenté,...)

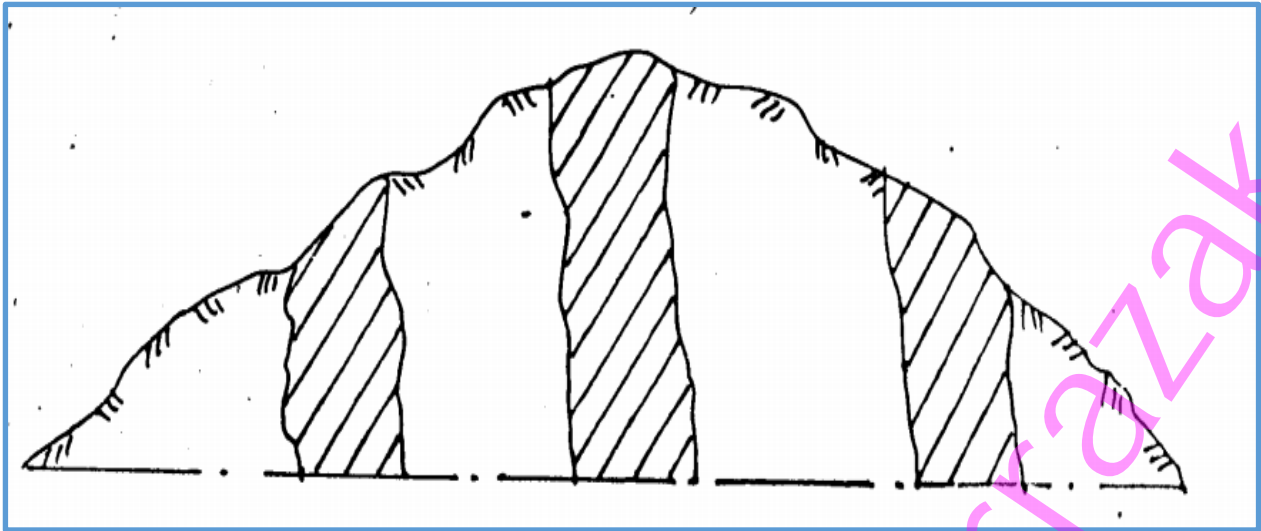


Figure 7. Plan géologique de gisement situé à relief montagneux

Données de départ

Avoir le plan géologique de gisement

Avoir les coupes géologiques

Avoir les propriétés physiques et mécaniques du minerai et des stériles (voir figure 8)

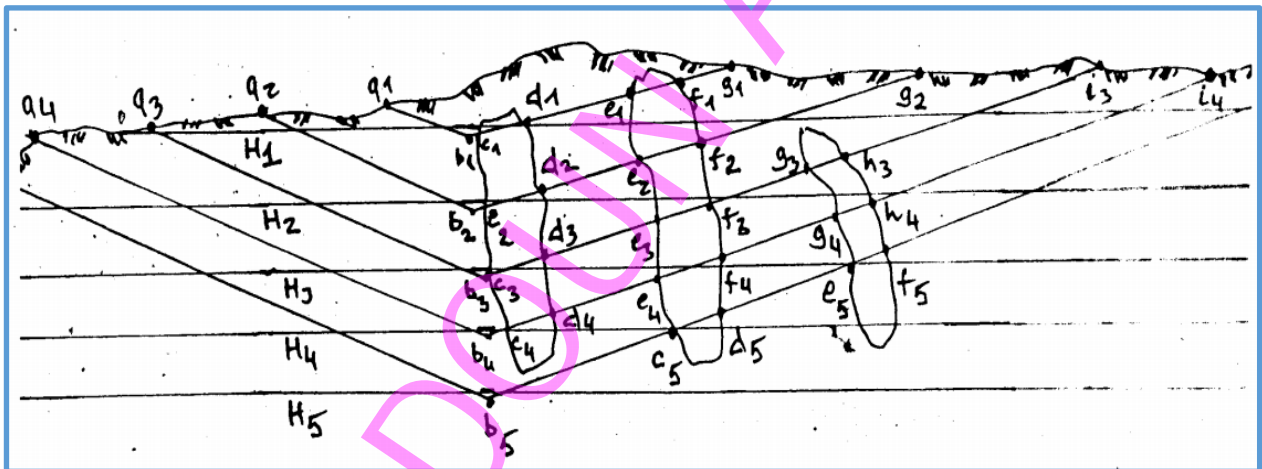


Figure 8. Détermination le rapport de découverte courant K_c pour chaque étape d'exploitation

Avoir le rapport de découverte maximum admissible K_{max}

Avoir la valeur de l'angle du bord exploitable de la mine γ

Avoir la valeur de la profondeur d'une étape d'exploitation H_{exp}

Avoir la valeur de la largeur de la tranchée de découpage b_t

Sur la coupe géologique :

- 1-tracer les étapes d'exploitation : H1, H2, H3, H4 et H5
- 2-fixer l'emplacement de la tranchée de découpage (d'où la largeur est b_1)
- 3-A partir des deux extrémités de la tranchées de découpage tracer les bords exploitables (cotés mur et toi) sous l'angle γ
- 4-déterminer le rapport de découverte courant K_c pour chaque étape d'exploitation
- 5-Tracer le graphe $K_c=f(H)$
- 6-Ressortir la valeur de la profondeur finale H_f

Pour l'étape de l'exploitation H_1 , le rapport de K_{c1} est déterminé comme suite :

$$K_{c1} = \frac{a_1 b_1 + b_1 c_1 + d_1 e_1 + f_1 g_1}{c_1 d_1 + e_1 f_1}$$

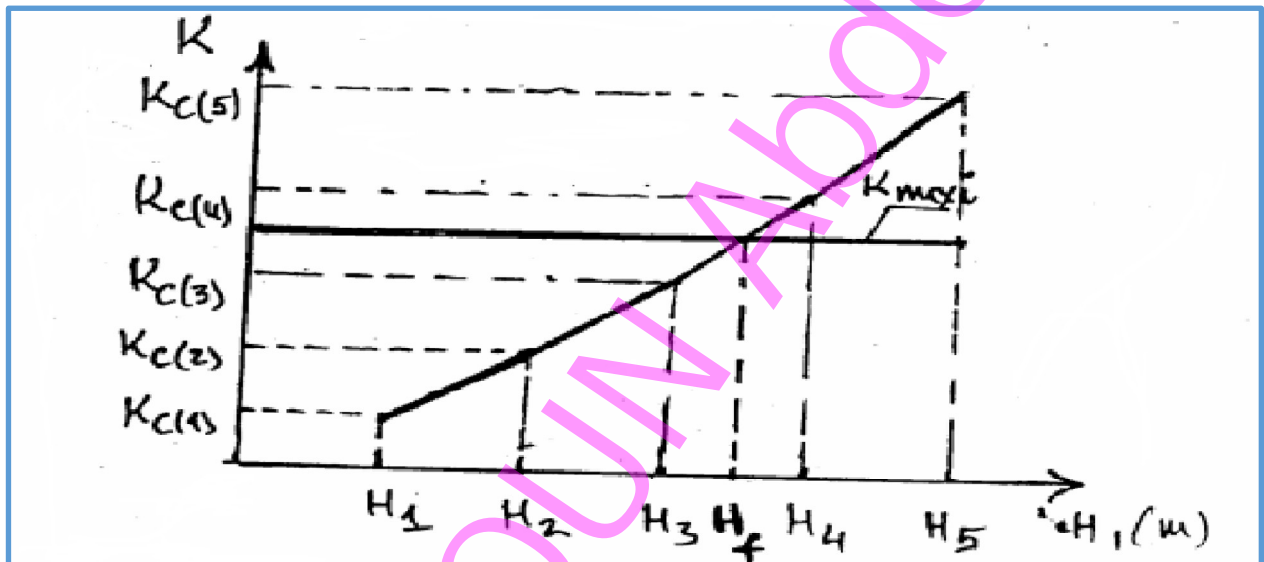


Figure 9. Exemple de calcul profondeur final

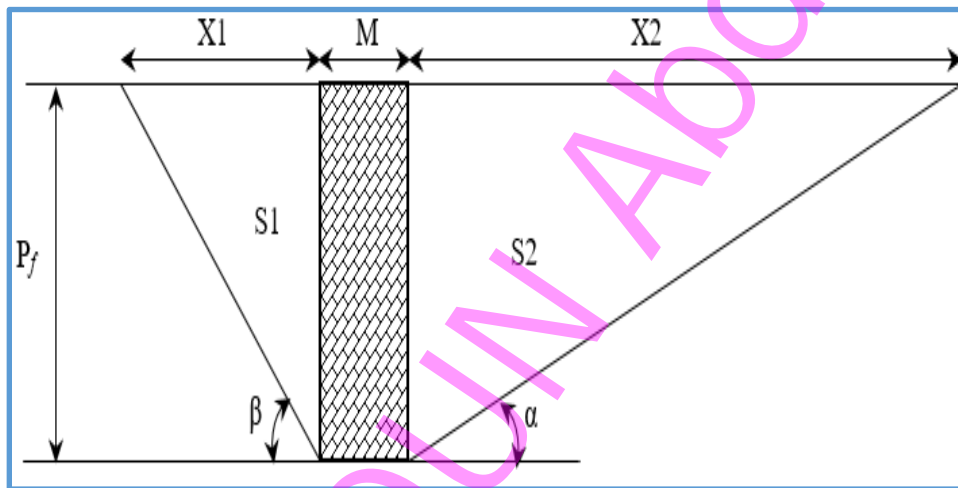
Conclusion

Dans une exploitation à ciel ouvert, on vise à enlever un minimum de stériles de recouvrement pour atteindre les volumes minéralisés ayant la plus grande valeur marchande, afin d'obtenir le meilleur rendement possible pour les investissements consentis. Le critère économique le plus important de la rentabilité des travaux à ciel ouvert est la valeur du minerai qui ayant une influence très important sur le rapport de découverte.

EXERCICE D'APPLICATIONS

Étant donné un gisement métallifère de 30m de puissance (M), et d'un angle de pendage de 90° avec une longueur (L=800m) et une profondeur (P_f) (voir la figure ci-dessous). Le minerai et les roches stériles sont durs, la méthode d'exploitation appliquée, est celle en fosse ayant des angles du bord exploitable et inexploitable : ($\alpha = 25^\circ$) et ($\beta = 55^\circ$) respectivement.

1. Selon la figure, démontrer la formule empirique pour calculer la profondeur finale de la carrière en fonction du rapport de découverte.
2. Si le gisement est exploité par 5 gradins avec une hauteur de creusement $H_c=10m$, Calculer le rapport de découverte.
3. Calculer le volume de stérile sachant que $X_1=75m$



Chapitre IV. Modes d'ouverture et particularités d'ouverture des gisements à relief montagneux

Introduction

L'ouverture d'un gisement à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier à partir de la surface terrestre et réaliser l'accès du moyen de transport de la surface au niveau des travaux, en pratique minière l'ouverture du champ de la mine se fait généralement par tranchée et plus rarement par ouvrage souterraine.

On accède au gisement en creusant des *tranchées principales*. Les différents gradins sont préparés par creusement de *tranchées d'accès*. Les tranchées sont des ouvrages à ciel ouvert, de section trapézoïdale, dont la longueur est importante par rapport à la profondeur et la largeur. Les tranchées sont limitées latéralement par leurs parois et, à leur partie inférieure, par leur sole (fond). Les tranchées principales sont pentées, les tranchées d'accès sont horizontales. Dans un plan, l'axe longitudinal d'une tranchée, qui est appelé sa trace, peut se présenter sous la forme d'une droite ou d'une courbe de rayon déterminé dont la longueur dépend des moyens de transport employés. Les tranchées d'accès sont les prolongations sur chacun des gradins des tranchées principales. Le creusement des tranchées d'accès permet d'obtenir le *front initial des travaux*. Lorsqu'on commence l'exploitation des gradins, l'une ou les deux parois des tranchées d'accès sont abattues et ces dernières cessent d'exister en tant que tranchées. Un gisement (ou une partie de celui-ci) exploité par une seule mine est appelé *champ minier*. Le gisement exploité par plusieurs mines est appelé *bassin minier*.

1. Ouverture des gisements à ciel ouvert

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base de documents géologiques et topographiques et ainsi défini la profondeur finale d'exploitation du gisement et les contours (supérieur et inférieur) du champ de la mines, on passe à la réalisation qui consiste en un premier temps à la construction de la carrière ou mine à ciel ouvert.

La tranchée est une excavation de grande longueur (par rapport à la largeur et à la profondeur), de section habituellement trapézoïdale, que l'on mène dans le but de la

mise à jour du gisement minéral (ou pour l'ouverture d'un étage du chantier d'exploitation) ou dans le but du traçage pour la préparation du minerai à l'abatage. Ces parois latérales s'appellent bords et sa paroi inférieure est dite sole de la tranchée. La tranchée peut être droite (fig. 1, a), en spirale (fig. 1, b)

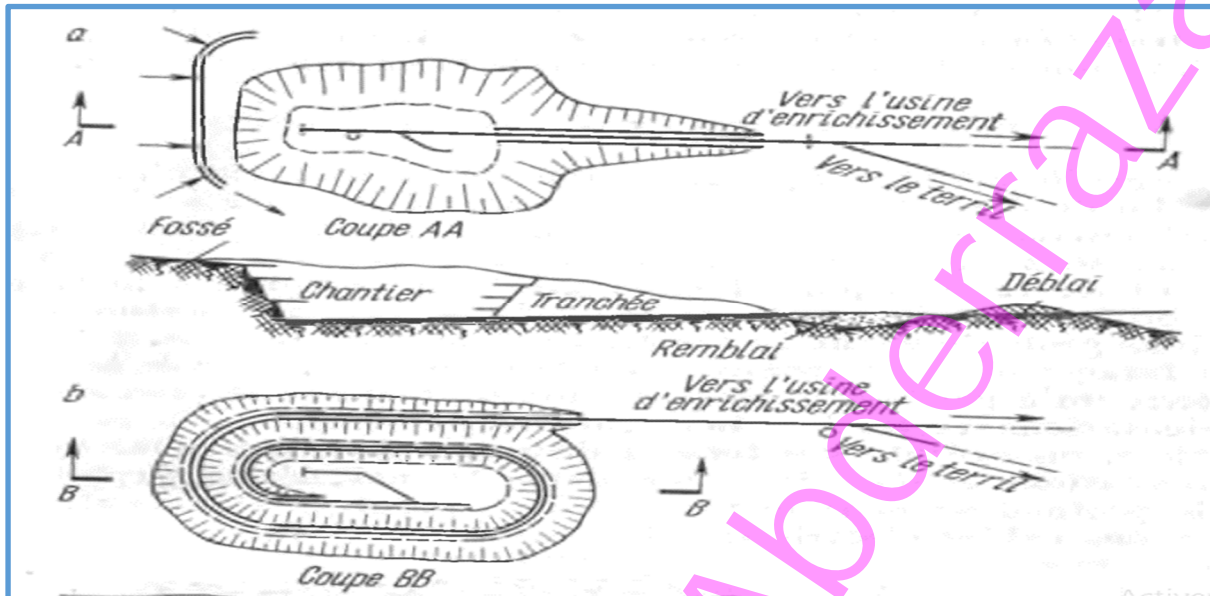


Figure 1. schéma représente les forme de tranchée

Lors de cette étape, on effectue des excavations minières qui permettent d'abord d'accéder au gîte à partir de la surface (creusement des tranchées d'accès de découpage), ensuite former les tranchées horizontales homogènes (creusement des tranchées de découpage). Cette période se rapporte à la construction de la carrière ou mine à ciel ouvert (appelée phase d'ouverture).

A la suite des travaux miniers, il se produit le chargement de roches de l'écorce terrestre et se forment des ouvrages miniers qui dans l'ensemble constitue la mine (découverte, fosse).

Les travaux miniers formant la mine peuvent se diviser en deux groupes :

- Creusement d'ouvrages miniers et construction d'infrastructures pour assurer les liaisons de transport dans la mine – ces travaux, sont liés à la découverte du gisement.
- Production de travaux de découverte et d'extraction du minerai – ces travaux miniers, sont liés aux systèmes d'exploitation. Sous découverte du gisement on entend le creusement d'ouvrages miniers (ou infrastructures d'accès), ouvrant les accès de transport de la surface terrestre (carreau de la mine) vers le gisement et permettant la

préparation du front des travaux. Dans le cas d'un gisement dressant, les variantes de découverte possibles sont indiquées à la figure 2 suivante.

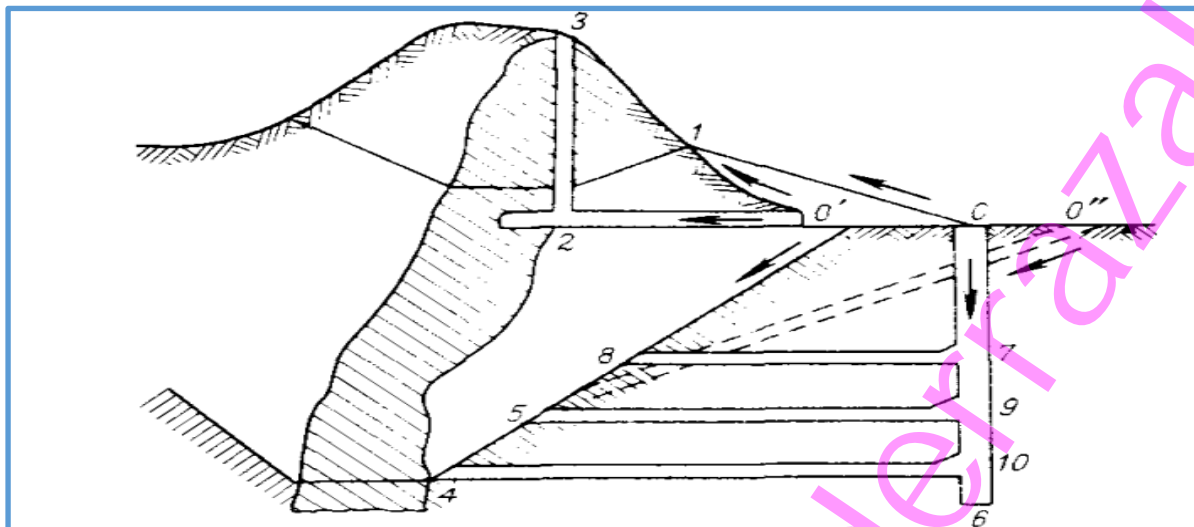


Figure 2. Schéma d'ouverture du gisement

Les accès de transport vers la partie du gisement se trouvant au-dessus de la surface (niveau 0), peuvent être réalisés soit par demi tranchées suivant le relief du gisement (ligne 0' – 1 – 3), soit par remblai (ligne 0 – 1), soit par galerie et déversement dans le puit (ligne 0' – 2 – 3). Pour la découverte des niveaux au-dessous de la surface terrestre (niveau 0), il faut creuser soit un système de tranchées inclinées à l'intérieur du champ de la carrière (ligne 0' – 8 – 5 – 4), soit le puit (0 – 6) avec les galeries (7 – 8, 9 – 5, 10 – 4), soit le puit incliné (0'' – 5). Le champ de la carrière se divise en profondeur en différentes couches horizontales, qui seront ensuite découvertes et préparées. Les gradins formés s'exploitent successivement de haut en bas. Les tranchées d'accès, découvrant chaque gradin, forment dans l'ensemble le système de tranchées, typiquement qui caractérisent le mode de tranchée qui découvrent le gisement.

La résolution et la réalisation pratique de la découverte d'un gisement prédétermine pour longtemps et parfois définitivement l'agencement de l'exploitation de la carrière et sa rentabilité. Concernant ce problème une signification particulière est à retenir pour : le type et la disposition mutuelle des ouvrages de découverte (mode de découverte) ; la hauteur du gradin ; la direction de progression des travaux miniers dans l'espace, qui prédétermine l'emplacement des ouvrages miniers de découverte. Lors du choix du mode de découverte plusieurs facteurs doivent être considérés : le contour final de la carrière (limite), le système d'exploitation, le type de transport adopté, le délai de construction de la carrière, les conditions et la forme du gisement, le

relief de l'environnement, l'implantation à la surface d'installations et de terrils, la qualité du minerai, les facteurs climatiques, les conditions et les possibilités de financement.

2. Choix de mode d'ouverture

Le choix du mode d'ouverture d'un gisement dépend de plusieurs facteurs en classe comme suite :

➤ Facteurs topographique :

Relief de la région (relief montagneux, terrain plats.....)

➤ Facteur géologique :

Des réserves du gisement et des dimensions du champ de la carrière (la morphologie, dimensions, pendage, puissance, la profondeur finale), méthode d'exploitation utilisé, propriétés physico-mécaniques des roches exploités

➤ Facteur économique :

Production annuelle planifier par la carrière, la durée de service de la carrière ou la mine, type et caractéristiques des moyens de mécanisation (forage, chargement, transport, concassage) et la sécurité du travail ; les dépenses capitales pour la construction de la carrière, les indices économiques de l'exploitation, etc...

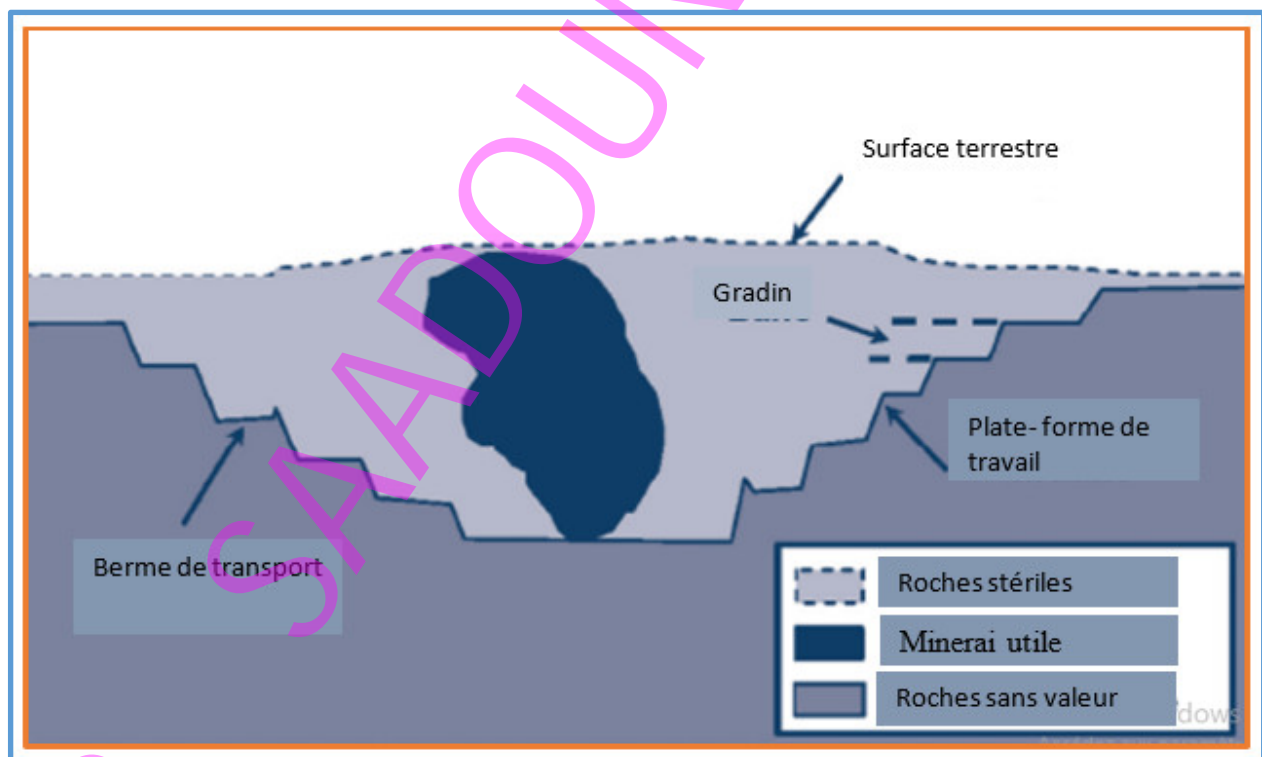


Figure 3. Schéma représente gisement en fin d'exploitation.

2.1. Classification de mode d'ouverture

Les principaux modes d'ouverture sont classés suivant le type d'excavation à creusé comme suite :

1-classification selon leur destination

2-classification selon la disposition de tranché d'accès par rapport au contour des champs miniers

3-classification selon le nombre des gradins creusé

3. Travaux d'ouverture du gisement

Dans cette étape de l'exploitation minière, on effectue des excavations minières qui permettent d'abord d'accéder au gîte à partir de la surface (creusement des tranchées d'accès de découpage), ensuite former les tranchées horizontales homogènes (creusement des tranchées de découpage). Cette étape dans la construction de la carrière ou mine à ciel ouvert appelée phase d'ouverture. Lors de cette étape, on exécute les travaux de creusement des excavations minières appelées tranchées (ou demi-tranchées).

Le choix du procédé de creusement des tranchées dépend :

- Des dimensions de la section transversale des tranchées
- Du relief de la région
- De la possibilité de placer des déblais (morts terrains) excavés lors du creusement des tranchées sur les bords de ces derniers
- Du type et des caractéristiques des excavateurs utilisés Suivant la position du fond, on distingue :

- Des tranchées inclinées (tranchées d'accès ou tranchées principales)
- Des tranchées horizontales ou tranchées de découpage

4. Classification des tranchées capitales

On différencie les tranchées d'accès d'après :

a) Leur disposition par rapport au contour de la carrière : nous distinguons :

1. Les tranchées extérieures : elles sont disposées dans ce cas hors du contour de la carrière
2. Les tranchées intérieures : elles sont creusées dans les gradins partant de l'arête supérieure d'un gradin à l'arête inférieure de celui-ci et suivant un certain angle d'inclinaison

b) Le nombre de gradins qu'elles desservent : nous avons :

1. Les tranchées isolées ou séparées : dans ce cas, chaque gradin est desservi par une tranchée. Ces tranchées peuvent être extérieures ou intérieures au champ minier.
2. Les tranchées de groupe : elles sont au nombre de deux réparties de part et d'autre du champ de la mine, dont chacune desserve un groupe de gradins (en général ceux de stériles d'une part et ceux de minerai d'autre part).
3. Les tranchées communes : elles relient à la surface tous les gradins de la mine. Quand elles sont intérieures, la profondeur de la mine eut atteint le maximum

c) Leur destination principale : nous distinguons :

1. Les tranchées uniques : la circulation est à double sens, donc leur largeur doit être plus grande et permettre une continuité du flux des charges.
2. Les tranchées doublées : elles sont moins larges que les premières puisque la circulation des engins est à sens unique. Ici la production doit être importante parce que le volume des travaux de construction est considérable.

d) Leur durée de service : nous distinguons :

1. Les tranchées principales ou stationnaires : elles sont empruntées pendant toute la durée de vie de la mine
2. Les tranchées temporaires : elles ont une durée d'existence qui ne dépasse pas deux ans ; elles se déplacent dans le temps et dans l'espace. Les tranchées extérieures sont du premier type, tandis que les tranchées intérieures disposées dans le bord actif (exploitable) sont du second type.

4.1 Tranchées inclinés (tranchées principales) :

Ces tranchées sont des ouvrages de section trapézoïdale et ont un profil longitudinal et transversal particulier. Elles donnent accès au gisement, permettent d'obtenir le front unilatéral de travail et assurent le transport des produits. Elles se conservent longtemps ou pendant toute la durée d'exploitation et peuvent être soit en dehors, soit à l'intérieur du champ minier. Si elles sont destinées au transport par engins à roues, on les appelle les tranchées d'accès, leur pente moyenne est généralement inférieure à 10 %.

Lorsqu'elles sont destinées à l'installation d'élévateur (skips ou convoyeurs), leur pente est forte et on les appelle alors tranchée ou pente raide. Les tranchées d'accès sont des prolongements des gradins des tranchées principales.

4.1.1. Tranchées extérieures

Ces tranchées ont un volume plus grand que celui des tranchées intérieures. C'est pourquoi on les emploie pour la découverte du champ d'exploitation profond. Elles sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la carrière jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

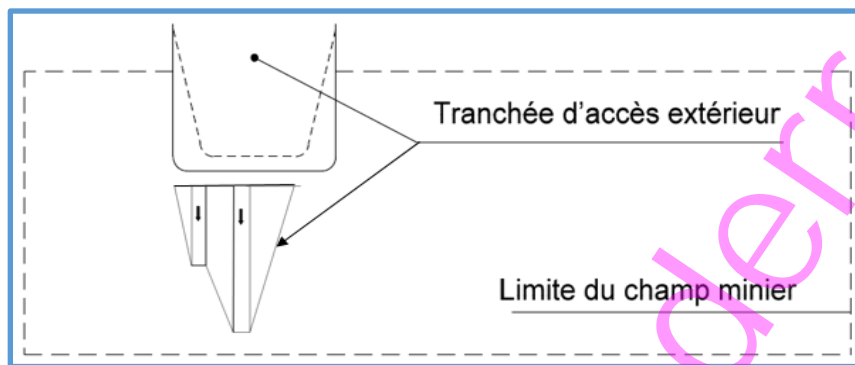


Figure 4. schéma représente tranchée d'accès extérieur

4.1.2. Tranchées intérieures :

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

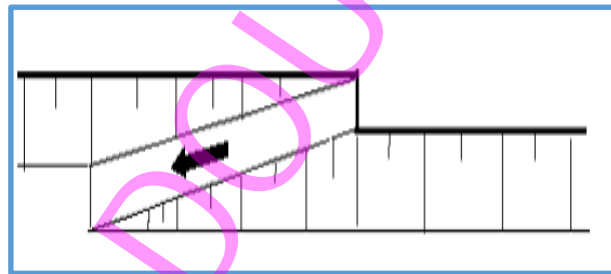


Figure 5. Représentation graphique d'une tranchée d'accès intérieure

Elles sont généralement disposées sur les bords inexploités de la carrière. Lorsque le transport des produits abattus se réalise par des convoyeurs à bandes ou des skips, on creuse sur les bords inexploités de la carrière des tranchées intérieures d'un pendage correspondant à la pente maximale des moyens de transport utilisés. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal.

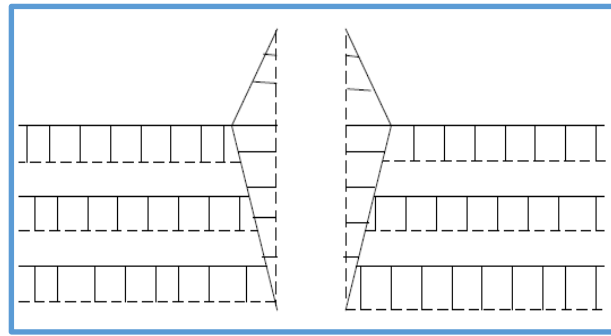


Figure 6. Tranchées intérieur perpendiculaires au talus

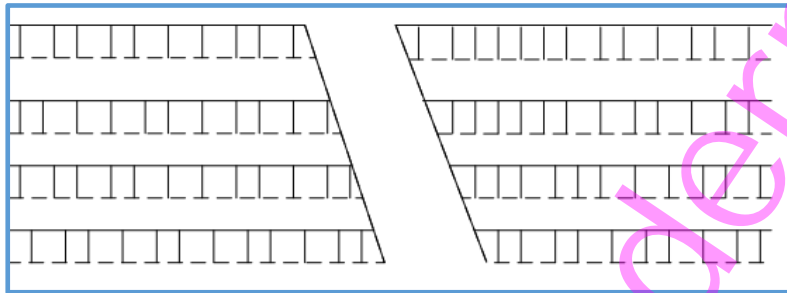


Figure 7. Tranchées intérieur en diagonale

Les tranchées extérieures elles sont disposées dans ce cas hors du contour de la carrière et Les tranchées intérieures elles sont creusées dans les gradins partant de l'arête supérieure d'un gradin à l'arête inférieure de celui-ci et suivant un certain angle d'inclinaison

4.2. Tranchées horizontales ou tranchées de découpage :

Les tranchées de découpage sont en général horizontales. Elles s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins (actifs et inactifs). Lorsqu'on commence l'exploitation du gradin, l'une ou les deux parois des tranchées d'accès sont abattues et ces dernières cessent d'exister en tant que tranchées d'accès pour devenir des tranchées horizontales ou de découpage. Les tranchées de découpage préparent le champ de la carrière à l'exploitation. Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai.

Après l'achèvement des tranchées de découpage, on utilise les divers engins miniers (sondeuses, excavateurs, camions...) au moyen desquels on réalise l'élargissement de la zone de travail. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement.

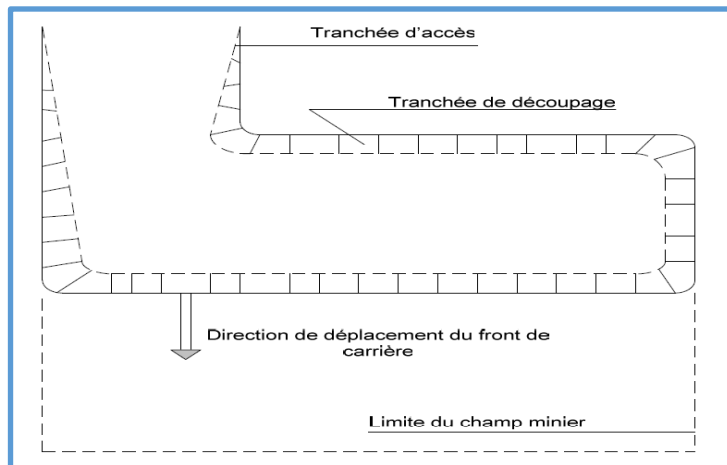


Figure 8. Tranchées de découpage

5. Calcul l'angle des bords de la carrière

5.1 Calcul l'angle des bords exploitable de la carrière

D'après la figure 7 on peut calculer l'angle des bords exploitable de la carrière ou mine à ciel ouvert par la formule :

$$tg\beta_{exp} = \frac{H_f}{\sum l_{pt} + \sum H_{gr} \text{ctg } \alpha} \quad (1)$$

H_f: profondeur final de la carrière, (m) est calculé en fonction des nombres des gradins N_g.

N_g=H_f/H_g, H_g: c'est la hauteur du gradin, (m)

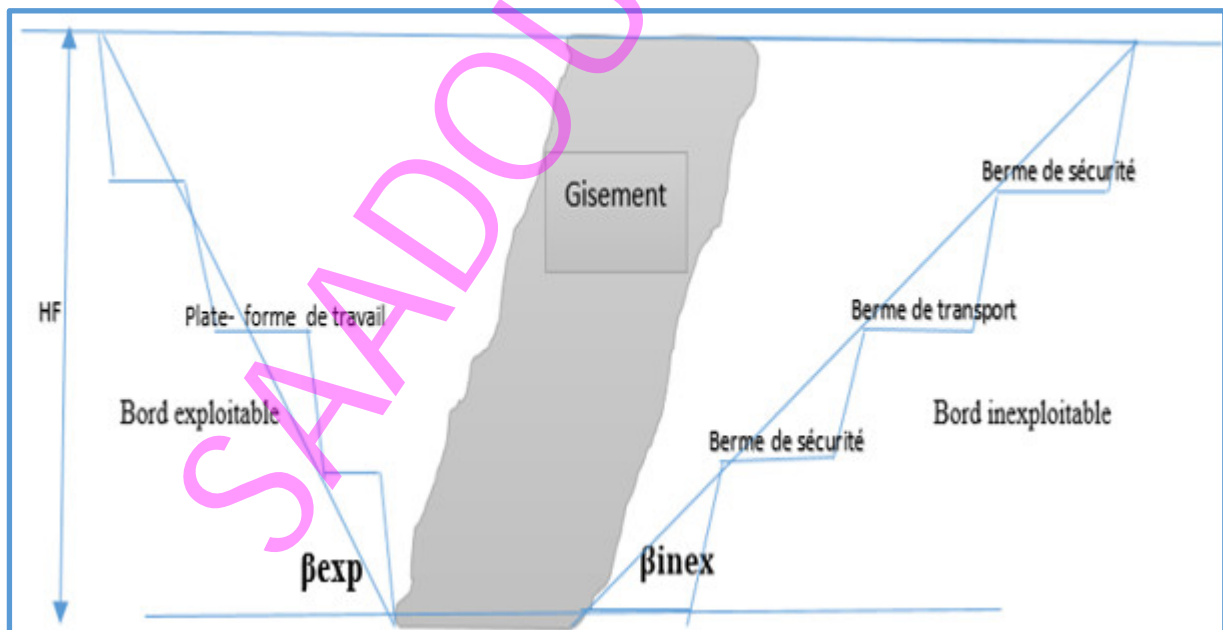


Figure 9. Schéma représente les bords exploitables et les bords inexploitable

Dans le calcul de la hauteur des gradins il est nécessaire de connaître le type des roches et la hauteur maximale de creusement de l'engin de chargement utilisé H_{crmax}

Roches dures : $H_g \leq 1,5 \cdot H_{crmax}$, (m)

Roches tendres : $H_g \leq H_{crmax}$, (m)

L_{pt} : largeur de plate -forme de travail (soit dans le stérile soit dans le minerai)

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z, \text{ m} \quad (2)$$

A: largeur d'enlevure ,(m)

Largeur d'enlevure est calculée par la formule :

$$A = w + (n-1) \cdot b, \text{ (m)} \quad (3)$$

W: ligne de moindre résistance des roches,(m)

n: nombre des rangés des trous

b: distance entre deux rangé ,(m)

X: la largeur du tas des roches abattus en dehors de l'enlevure,(m)

Est calculé par les formules

$$X = 15 \cdot \frac{q}{\gamma} \sqrt{Hg \cdot A}, \text{ (m)} \quad (4)$$

$$X = A \left[\left(\frac{2kf \cdot Hg}{Ht} \right) - 1 \right], \text{ (m)} \quad (5)$$

q: Consommation spécifique d'explosif utilisé Kg/m³

γ : La masse volumique du minerai ou stériles sont t/m³

Kf: coefficient de foisonnement des roches

Ht: la hauteur des tas des roches abattus ,(m)

$Ht = 0,6 \cdot Hg$

C : Distance de sécurité entre le tas des roches abattus et la bande de transport T,

$C = 0,2 Hg$;(m)

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

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

5.2 .Calcul l'angle des bords inexploitable de la carrière

$$tg \beta_{inex} = \frac{Hf}{\sum BT + \sum Bs + \sum Hgr \text{ ctg } \alpha} \quad (6)$$

$\sum BT$: La somme des bermes de transport, (m)

$\sum Bs$: La somme des bermes de sécurité, (m)

6. Calcul volume de la tranchée

Généralement l'ouverture des gisements à relief montagneux s'effectue de bas vers le haut par des demi-tranchées. Si l'angle du flanc de coteau (β) est faible (4-8)% la demi tranchée est réalisée sans avoir recours aux travaux de creusement, car ils sont alors remplacés par les travaux de remblayage.

Dans le cas où $\beta > \delta$ la demi-tranchée est creusée dans le massif dans toute sa largeur. Il est évident dans telle condition on tache toujours de réduire la largeur d'excavation.

La demi-tranchée peut avoir deux tracés :

- rectiligne
- serpentine (curviligne)

Si l'angle de la pente du flanc de coteau β est inférieur à 12% le tracé de la tranchée d'accès est alors rectiligne.

Si β est supérieur à 12% le tracé de la demi-tranchée d'accès est en serpentine.

6.1. Tranchée d'accès

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

$$V_{ta} = \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3ctg\alpha} \right), m^3 \quad (7)$$

i : angle de pendage longitudinal (inclinaison de la tranchée d'accès)

6.2. 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 :

$$V_{td} = H(b + Hctg\alpha) \cdot L \quad (8)$$

b : largeur de la tranchée de découpage, m

α : angle du talus du bord de la tranchée de découpage

L : longueur de la tranchée de découpage, m (cette longueur coïncide avec celle de la mine)

Demi-tranchées d'accès

Dans les conditions montagneuses sur le flanc de coteau, on creuse les demi-tranchées, leur volume est déterminé :

$$V_{ta} = \frac{b}{2} \cdot \frac{\sin \alpha \cdot \sin \beta}{\sin(\alpha - \beta)} \cdot L, m^3 \quad (9)$$

β : angle du flanc de coteau (en degré)

Les angles des talus des tranchées d'accès et de découpage d'après la dureté des roches f sont représentés dans le tableau 1.

Tableau 1. : Angles des bords des tranchées

Tranchées	Angles des talus d'après la dureté des roches f (degré)			
	2-4	5-9	10-14	15-20
De découpage	60	65	70	80
D'accès	60	70	75	85

Conclusion

On accède au gisement en creusant des *tranchées principales*. Les différents gradins sont préparés par creusement de *tranchées d'accès*. Les tranchées sont des ouvrages à ciel ouvert, de section trapézoïdale, dont la longueur est importante par rapport à la profondeur et la largeur. Les tranchées sont limitées latéralement par leurs parois et, à leur partie inférieure, par leur sole (fond). Les tranchées principales sont pentées, les tranchées d'accès sont horizontales.

EXERCICES D'APPLICATIONS

Exercice n1

Un gisement de minerai platier de puissance $H_m=45m$ d'une forme rectangulaire situé sous couche de stérile d'une profondeur $H_s=30m$, la largeur de plateforme de travail $L_{pt}=15m$ (soit dans stérile et de minerai), largeur de berme de transport $B_t=12m$, largeur de berme de sécurité $B_s=4,5m$ (on a deux bermes de sécurité), les roches de minerais et stérile sont dures avec $H_{cr\ max}=10m$, Angle d'inclinaison du talus de gradin $\alpha=70^\circ$ ($\text{ctg } \alpha = 0,36$)

-Calculer les angles d'inclinaison des bords exploitable et inexploitable de ce gisement ?

Exercice n2

Soit un gisement de pendage 68° exploité à ciel ouvert dans les conditions minières suivantes :

-La profondeur finale $H_f = 60m$, Hauteur de creusement maximal de l'engin de chargement $H_{cr\ max} = 10m$

-Nombre de plateforme de travail 3 :(2pour stérile et 1 pour minerai)

- Ligne de moindre résistance des roches $w=3,5m$
- Largeur de prisme d'éboulement $Z=4m$, Le nombre des rangées des trous $n =1$
- La dureté des roches $f=10$. La largeur du de chaussé de transport
 $T= 12,5m$.
- Coefficient de foisonnement des roches $Kf=1,5$
- L'angle du talus des gradins, ($\alpha =80^\circ$, $\text{ctg } 80^\circ=0,17$)
- Calculer l'angle de bord exploitable β ?

Chapitre V. Géométries de la demi-tranchée (sa construction et différents schémas d'accès)

Introduction

Étant donné que certaines gisements situés dans un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type des gisements est l'ouverture par demi-tranchée d'accès.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau, et de la demi tranchée dans les carrières montagneuses ; on utilise les tracées simples. La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole.

La demi-tranchée d'accès qui servira à l'exploitation du gisement jusqu'à épuisement des réserves. Sa forte pente (12%) ne permettra l'utilisation du camion. Mais elle assurera une facile évolution des engins de la carrière ainsi qu'une meilleure organisation des travaux de foration, débitage et chargement. Les matériaux abattus seront déplacés par camions jusqu'à la plate-forme inférieur d'où ils seront transporté vers la station de concassage.

Les demi-tranchées de découpage qui donnent naissance aux gradins sont horizontales et avancent dans le temps et dans l'espace.

1. Creusement de la demi-tranchée d'accès

Le creusement de la demi-tranchée d'accès pour les conditions des roches dures et assez dures est assuré par les travaux de forage et de tir. La réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait en 4 phases suivantes :

1^{re} phase (Fig. 1)

A l'aide d'un chariot de forage on fore des trous de mines de diamètre généralement $d_{tr}=32$ mm dont les longueurs varient de 0,5 à 2,5m, dont le but est de créer une plate-forme de largeur égale à 4m.

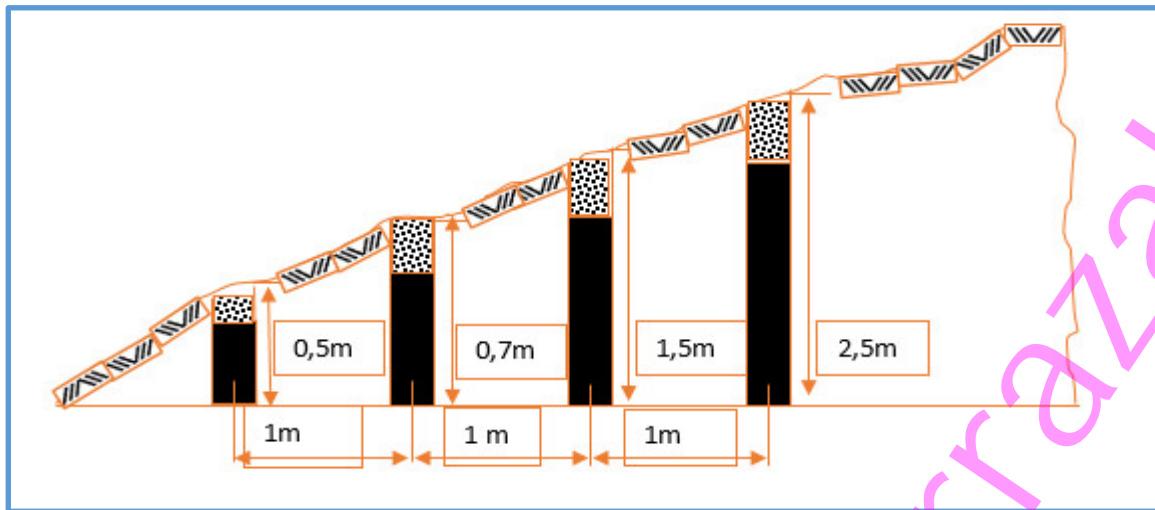


Figure 1. Schéma de la disposition des trous lors de creusement de la demi-tranchée d'accès

2^{ème} Phase (Fig. 2)

On évacue le déblai (les morceaux abattus), les culbutant à l'aide d'un bulldozer et ce pour préparer la plate-forme de travail là où la sondeuse peut forer les trous (d'élargissement).

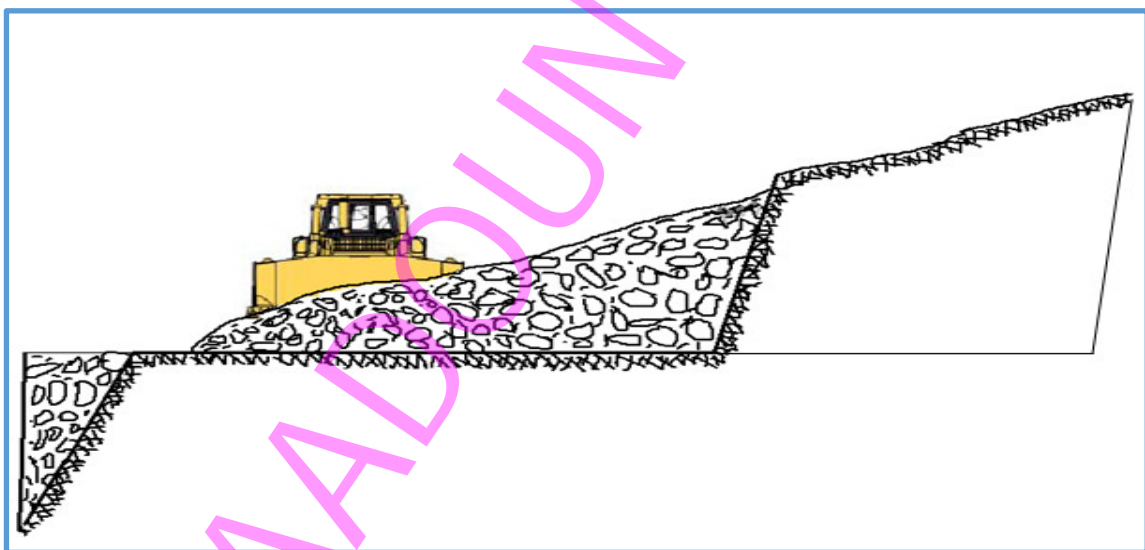


Figure 2. Culbutage des roches à l'aide d'un bulldozer.

3^{ème} Phase (Fig. 3)

Après l'évacuation des déblais, on introduit le charriot de forage qui va forer des trous inclinés et horizontaux. (Forage des trous de relevage)

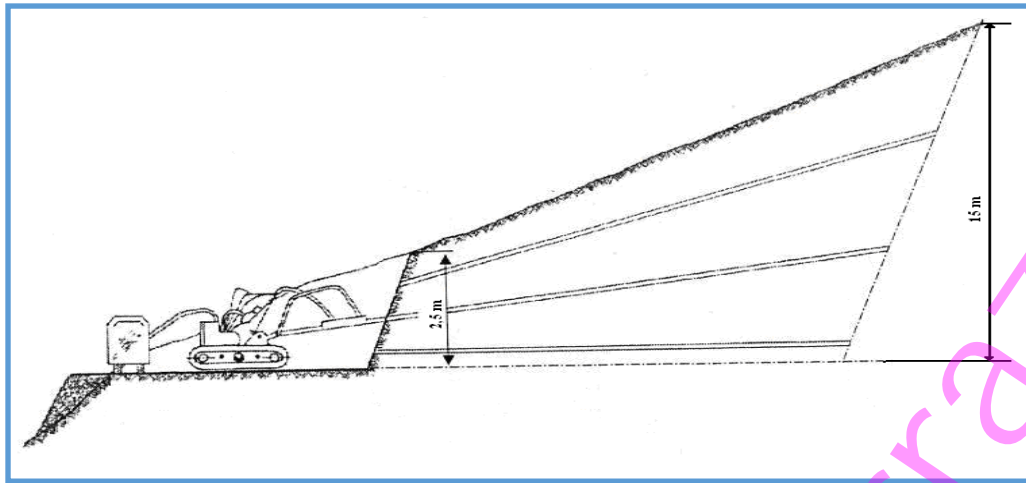


Figure 3. Élargissement de la plate-forme par trous horizontaux et inclinés

4^{ème} Phase (Fig.4)

Après avoir fini de forer les trous on les charge par l'explosif en suite, on les bourre avec le sable ou l'argile, afin de réaliser le tir, une fois le tir est réalisé on procède au transporte des déblais par des camions afin de créer la forme finale de demi tranchée d'accès.

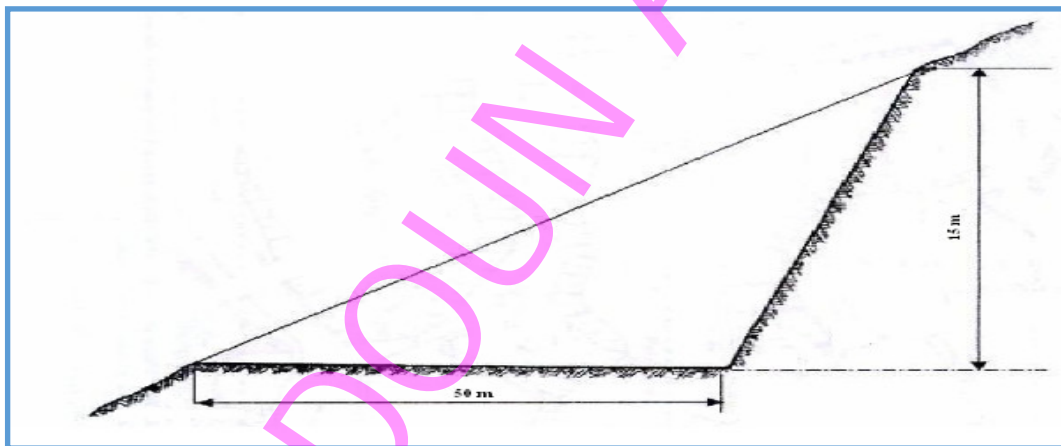


Figure 4. La demi-tranchée à l'état final

2. Différents schémas d'accès dans une mine à ciel ouvert

Dans la plupart des mines à ciel ouvert, l'accès au gisement est assuré par le creusement des tranchées ou inclinées pouvant être soit extérieures, soit intérieures. M. E. CHECKO a classifié les schémas d'accès en quatre groupes suivants :

1. Accès au gisement par tranchées principales séparées, c'est-à-dire que chaque gradin est découvert par une tranchée indépendante

2. Accès au gisement par tranchées principales communes, c'est-à-dire que tous les gradins sont découverts par un seul système de tranchées dépendantes

3. Accès au gisement par tranchées principales groupées, c'est-à-dire que des groupes de gradins successifs sont découverts par des tranchées dépendantes ou bien différents groupes de gradins sont découverts de manière indépendante

4. Accès au gisement par tranchées principales couplées, c'est-à-dire le premier, le second et le troisième procède avec emploi de deux tranchées pour découvrir chacun plusieurs ou tous les gradins de la carrière

2.1. Schémas d'accès par tranchées extérieures

Les tranchées principales peuvent être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celui-ci. Dans le premier cas, elles sont dites extérieures, dans le second, intérieures. Les tranchées extérieures ont un volume de beaucoup supérieur à celui des tranchées intérieures, c'est pourquoi on les emploie pour la découverte des champs d'exploitation peu profonds. Les tranchées intérieures sont employées dans le cas contraire.

Les tranchées extérieures sont creusées à partir de la surface, en dehors de la carrière, jusqu'à la limite de cette dernière, au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elles donnent accès. Les tranchées intérieures sont creusées suivant la limite de la carrière, à partir de la surface (ou à partir de l'horizon précédemment découvert) et jusqu'au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elles donnent accès.

Les différents horizons ou bien leur ensemble peuvent être découverts par *tranchées indépendantes* ou bien par *tranchées dépendantes*. Les tranchées extérieures sont dites indépendantes lorsqu'elles sont creusées en différents points de la limite de la carrière : par exemple, s'il y a deux gradins, l'une au niveau de la plate-forme de travail, au stérile (tranchée de découverte) et l'autre au minerai (tranchée d'exploitation). Dans ce cas, le transport des stériles et celui du minerai se font par des trajets différents.

La tranchée au stérile L_1 et la tranchée au minerai L_2 sont creusées côte à côte, parallèlement, et leurs bords contigus se recoupent.

- a) **Tranchées extérieures séparées** : ce schéma est utilisé lors de l'exploitation des gisements subhorizontaux ou en plateaux situés à une faible profondeur.

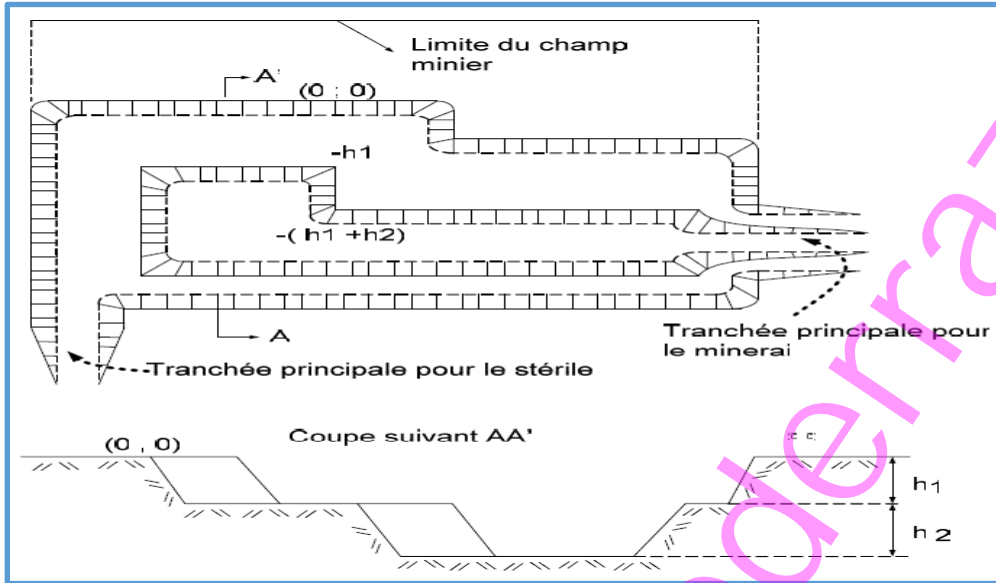


Figure 5. Tranchées extérieures séparées de deux gradins

- B) **Tranchées extérieures communes** : ces tranchées permettent d'accéder tous les gradins de la carrière d'une manière dépendante. Dans ce cas, les travaux miniers diminuent par rapport au précédent. C'est ce qui donne la possibilité d'augmenter le nombre des gradins en exploitation sans investissements supplémentaires.

Le domaine d'application est généralement le même que dans le cas précédent mais avec une profondeur un peu plus grande de 40 à 50m.

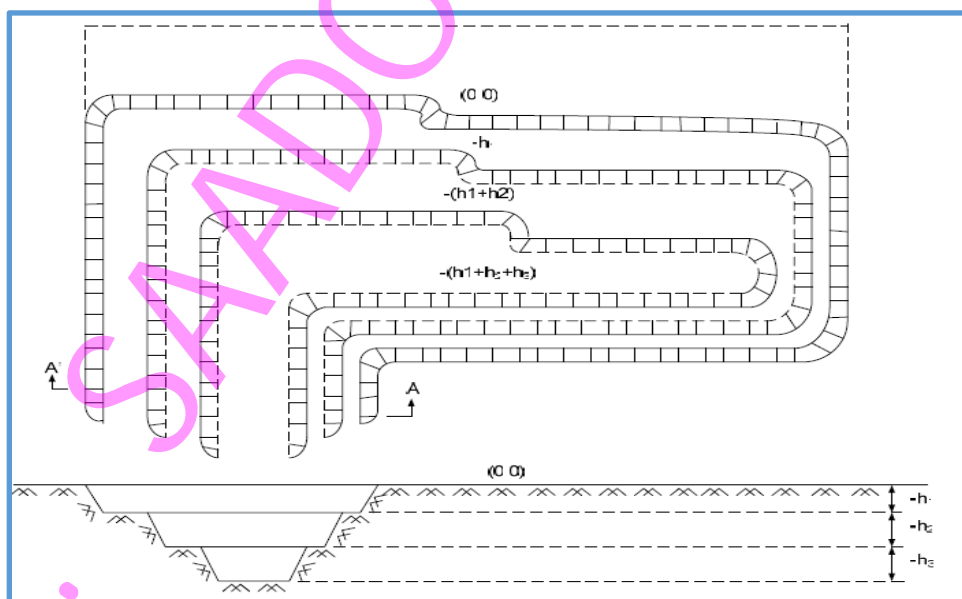


Figure 6. Tranchées extérieures communes de trois gradins

C) *Tranchées extérieures groupées* : est représenté dans la figure 7

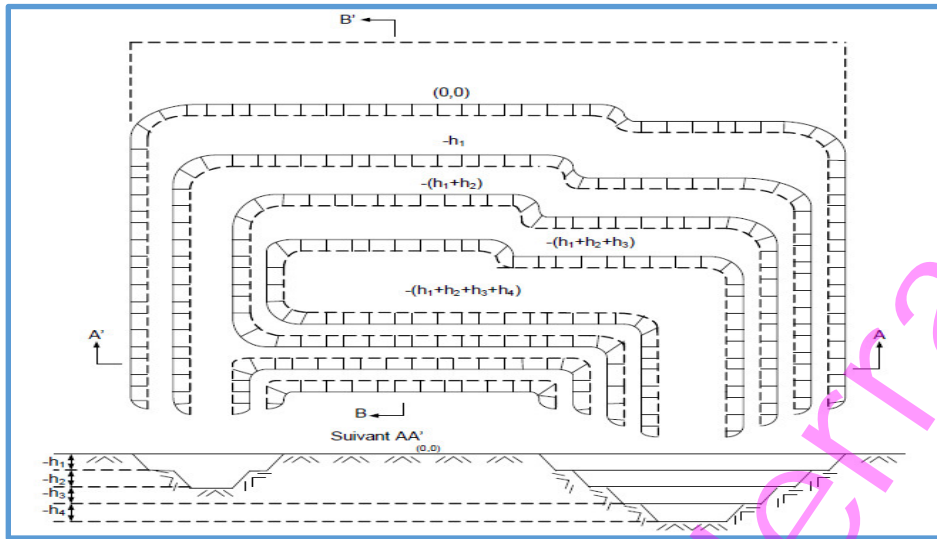


Figure 7. Schéma représente des tranchées extérieures groupées

Le schéma des tranchées extérieures groupées est utilisé lors de l'exploitation des gisements horizontaux ou faiblement inclinés dont la profondeur peut atteindre 60 à 80 m.

d) *Tranchées extérieures couplés* : Le schéma des extérieures couplés est utilisé lors de l'exploitation des gisements subhorizontaux dont l'épaisseur des morts terrains est assez grande et dépasse sensiblement celle de la couche minéralisée. Dans ce cas, on creuse toujours deux tranchées communes ou séparées pour accéder aux gradins de la carrière.

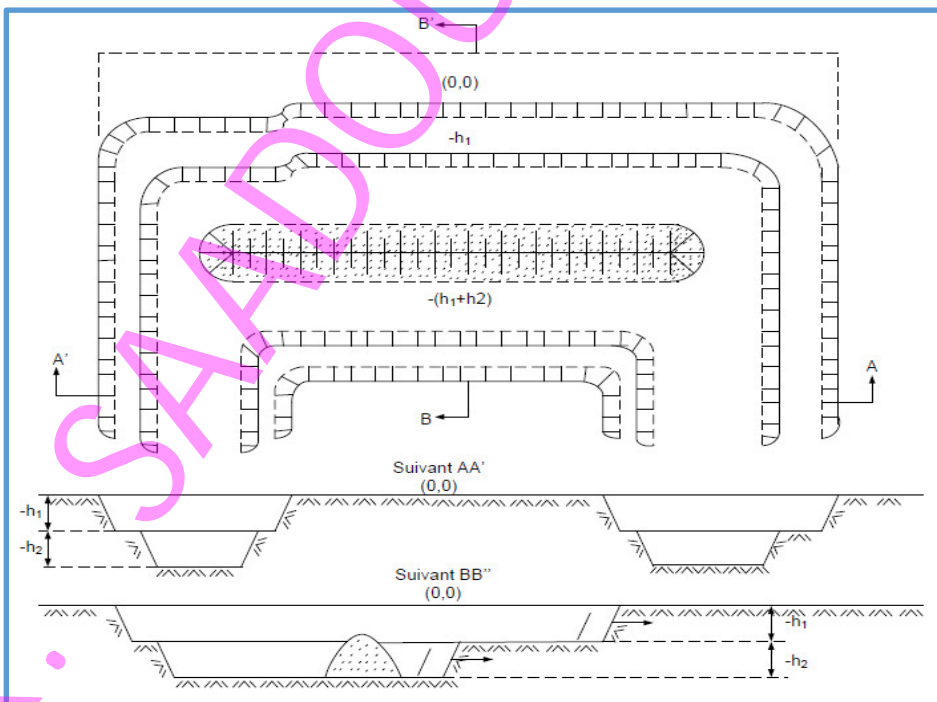


Figure 8. Tranchées extérieures couplés

2.2. Schéma d'accès par tranchées intérieures

Les tranchées principales intérieures sont généralement situées sur les bords inexploités de la carrière pour permettre une circulation facile des moyens de transport.

Quelques fois, on les place aussi sur le bord de travail de la carrière. Dans ce cas, les routes qui y sont placées doivent périodiquement être déplacées au fur et à mesure du recul du bord, cela entraîne évidemment une augmentation des frais d'exploitation et présente certaines difficultés aussi bien pour le régime de circulation des unités de transport que pour le travail des excavateurs.

a) **Tranchées intérieures séparées** : chaque gradin est accède par une tranchée indépendante, cela facilite l'organisation des travaux miniers et l'emploi rationnel des moyens de transport divers (camions, locomotives et wagons, bande transporteuse). En contrepartie, les investissements destinés aux travaux capitaux sont importants ou considérables. Le schéma est applicable aux gisements puissants semi dressants et dressants dont la profondeur ne dépasse pas 100 m.

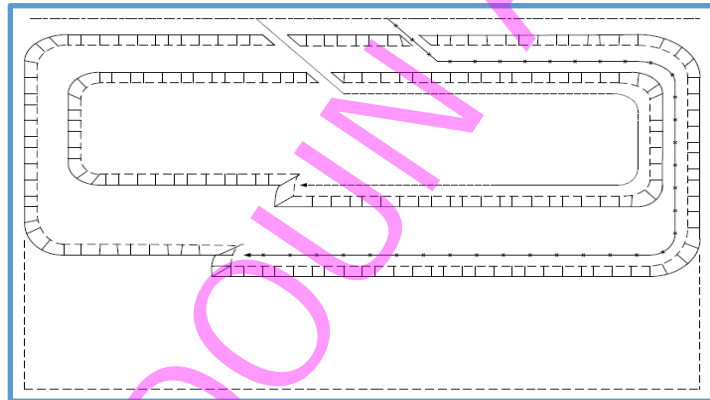


Figure 9. Tranchées intérieures séparées

b) **Tranchées intérieures communes** :

Dans ce cas, on distingue quatre schémas d'accès :

1- Schéma par tranchée intérieure commune droite : pour ce schéma, la tranchée intérieure commune se trouve sur les bords inexploités de la carrière. Dans ce cas, une seule tranchée inclinée permet d'accéder à tous les gradins de la carrière. Ce schéma est applicable aux gisements dressants et semi dressants dont la profondeur ne dépasse pas 100 m mais avec des investissements un peu plus faibles que dans le cas des tranchées intérieures séparées. En contrepartie, le schéma demande une étendue du gisement plus

grand par rapport au schéma précédent. On emploie également ce schéma lorsque le pendage du gisement ne dépasse pas 30° et que les moyens de transport utilisés sont des camions et engins dérivés des camions (remorques)

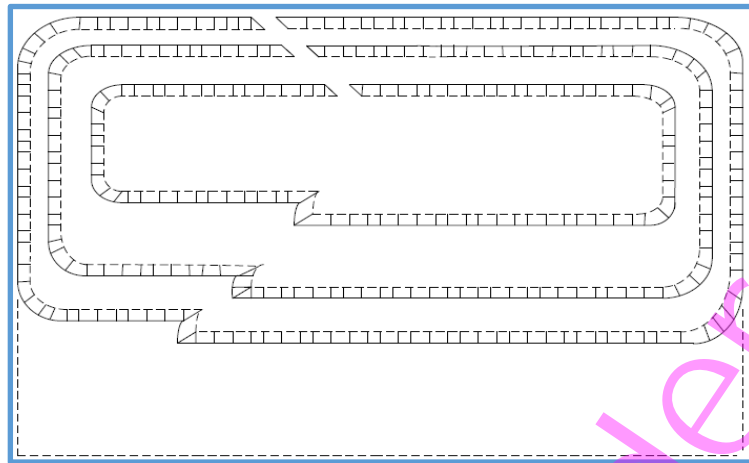


Figure 10. Schéma par tranchée intérieure commune droite

2- Schéma par tranchée inclinée commune avec une plate-forme : il s'agit d'un schéma d'accès par tranchée inclinée commune ayant une plateforme sous forme d'une bouche dans le but chargement de direction à l'intérieur de la carrière. Cette plateforme artificielle est destinée aux manœuvres des moyens de transport utilisés. En effet, dans le cas des gisements de pendage supérieur à 30° , il existe une version spéciale de la tranchée principale comporte deux tronçons inclinés avec chargement de direction principale de transport sur une plate-forme circulaire. Ce schéma est assez simple car l'approfondissement de la carrière se réalise sans reconstruction coûteuse des tranchées principales. L'inconvénient majeur est l'augmentation considérable des dépenses destinées à la constitution de la plateforme artificielle.

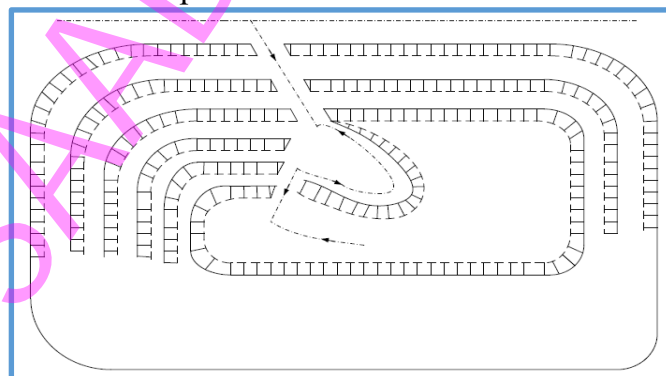


Figure 11. Schéma par tranchée inclinée commune avec une plate-forme

3- Schéma d'accès par tranchée intérieur commune en cul de sac : Il s'agit d'une tranchée qui comprend plusieurs tronçon inclinés et horizontaux alternés successivement et qui sont placés à l'intérieur du champ minier ou de la carrière. L'approfondissement d'une tranchée est accompagné de changement de sa direction pour chaque tronçon incliné. Ceci permet d'assurer la pente suffisante à la tranchée d'accès sans augmentation de la longueur d'excavation. La tranchée est placée sur le bord inexploité de la carrière et on applique ce schéma aux gisements semi dressants et dressants puissants de n'importe quelle profondeur.

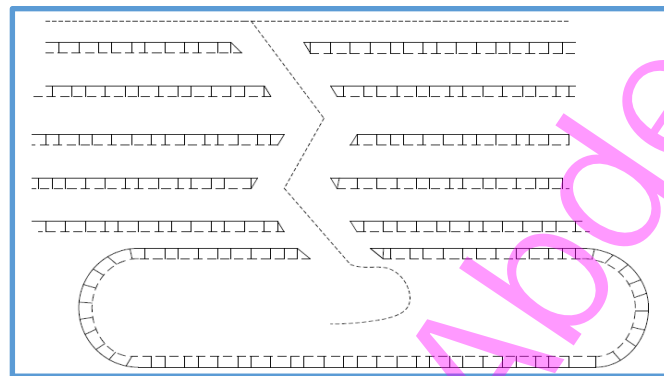


Figure 12. Schéma d'accès par tranchée intérieure commune en cul de sac

4- Schéma d'accès par tranchée intérieure commune en spirale : chaque fois qu'on attaque un nouveau gradin, on entreprend de prolonger la tranchée principale avec une pente descendante satisfaisante pour la circulation facile des moyens de transport adaptés.

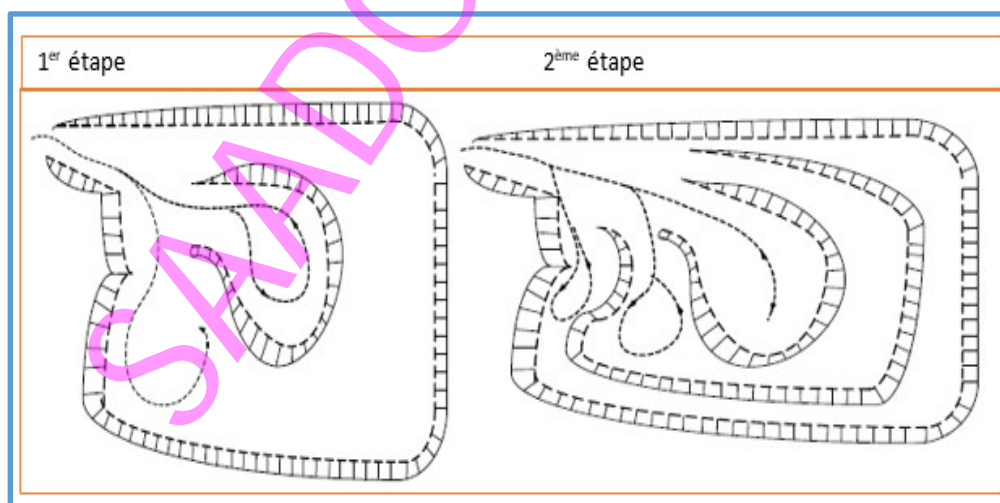


Figure 13. Schéma d'accès par tranchée intérieure commune en spirale

Le développement des travaux d'exploitation s'effectue en éventail en gênant aussi l'extraction simultanée de plusieurs gradins.

Ainsi, pour découvrir un nouveau gradin en contre bas, on doit extraire presque complètement le gradin précédent. Pratiquement, ce schéma est applicable aux gisements semi dressant et dressants d'une grande profondeur sous condition que la configuration de gisement en plan soit plus ou moins ronde tandis que la surface horizontale soit vaste.

C) Tranchées intérieures couplées :

- Le schéma représente un ensemble des tranchées de n'importe quelle configuration (droite, spirale, en cul de sac). Ces tranchées sont destinées à découvrir tous les gradins de la carrière de manière à posséder toujours deux voies de transport au niveau de chaque gradin (l'une pour le transport des bennes vides, l'autre pour les bennes chargées).
- Schéma d'accès par tranchée intérieure couplée droite : cette version est employée lors de l'exploitation des gisements subhorizontaux ou en plateure.

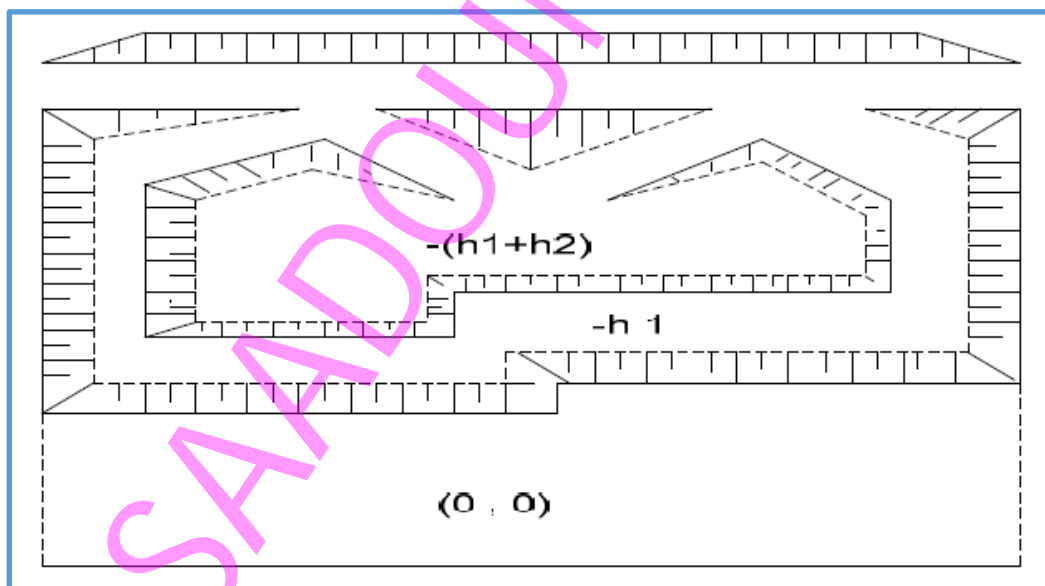


Figure 14. Schéma d'accès par tranchée intérieure couplée droite

- c) Schéma d'accès par tranchée intérieure couplée en spirale : cette version est employée dans les carrières profondes avec transport par camions.

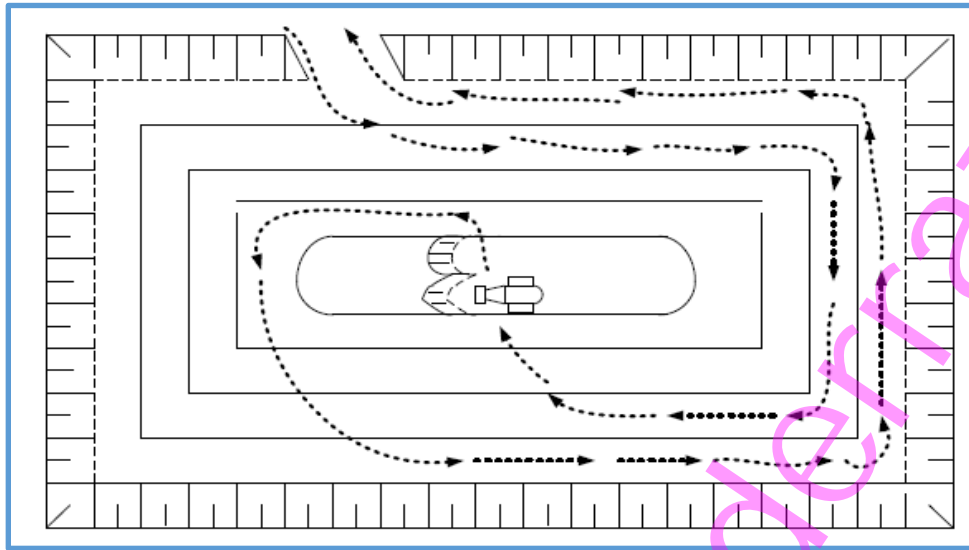


Figure 15. Schéma d'accès par tranchée intérieure couplée en spirale

- d) **tranchées intérieures groupées** : Les schémas d'accès par tranchées intérieures groupées se réalisent généralement au moyen de creusement des groupes indépendants des tranchées communes droites. Chaque groupe des tranchées est destiné à l'accès de deux ou plusieurs gradins.

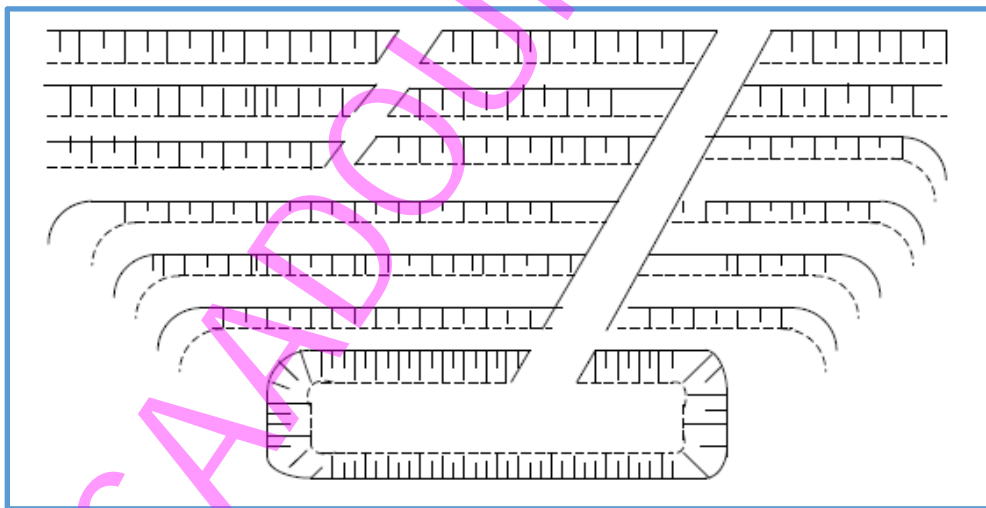


Figure 16. Schémas d'accès par tranchées intérieures groupées

Les schémas sont généralement employés lors de l'exploitation des gisements en plateaux puissants ou très puissants. On emploie différents engins de transport pour le minerai et le stérile.

2.3 Schémas d'accès par ouvrages souterrains

Les schémas d'accès par ouvrages souterrains sont employés dans les conditions particulières de l'exploitation, à savoir :

- Dans les régions montagneuses

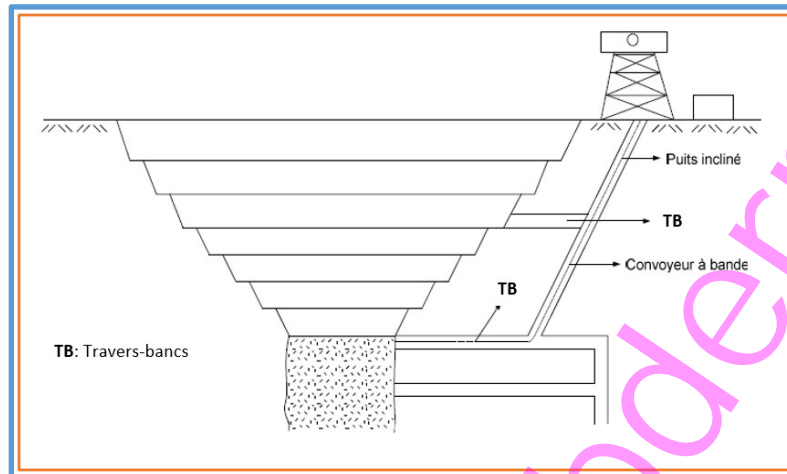


Figure 17. Schémas d'accès par ouvrages souterrains

- Dans le cas de l'exploitation mixte lorsque la partie supérieure du gisement est exploitée par la méthode à ciel ouvert tandis que la partie inférieure est exploitée par la méthode souterraine.

2.4. Schéma d'accès combiné

Lors de l'exploitation des gisements irréguliers de grande profondeur, on donne souvent accès aux niveaux supérieurs et inférieurs par une combinaison des tranchées intérieures et extérieures.

Dans la plupart des cas, les niveaux supérieurs sont découverts par les tranchées extérieures séparées ou communes tandis que les niveaux inférieurs peuvent être découverts par une combinaison des tranchées en spirale et en cul-de-sac ou bien en cul-de-sac successivement.

Lors de l'utilisation du transport par camion dans les carrières profondes la longueur des tranchées successives peut s'avérer beaucoup plus grande que la longueur de la carrière. Dans le plan l'allure de toutes les tranchées successive prend la forme d'une spirale. Si le gisement n'est pas assez profondément, nous pouvons utiliser un tracé successif des accès à l'extérieur du contour de la carrière.

L'ouverture par un système de tranchées en cul de sac. C'est le type d'accès le plus répandu et le plus souvent est combiné avec les autres types, est utilisé pour les gisements, exploités par un grand nombre de gradins. Le plus souvent sont utilisés les tranchées intérieures en boucle.

3. Creusement des tranchées Par différents mécanisation

La découverte des champs de carrière et la préparation des niveaux d'exploitation s'effectuent le plus souvent à l'aide de tranchées et demi-tranchées d'accès et de découpage. Les tranchées d'accès et demi tranchées se creusent avec une inclinaison, qui dépend des conditions concrètes et du type de transport adopté. Les principaux éléments d'une tranchée : le fond et les talus des bords. Les principaux paramètres des tranchées : largeur du fond, angles des talus des bords (parements de la mine), l'inclinaison du fond, profondeur finale et surface de la coupe transversale.

3.1. Creusement des tranchées sans utilisation de moyens de transport

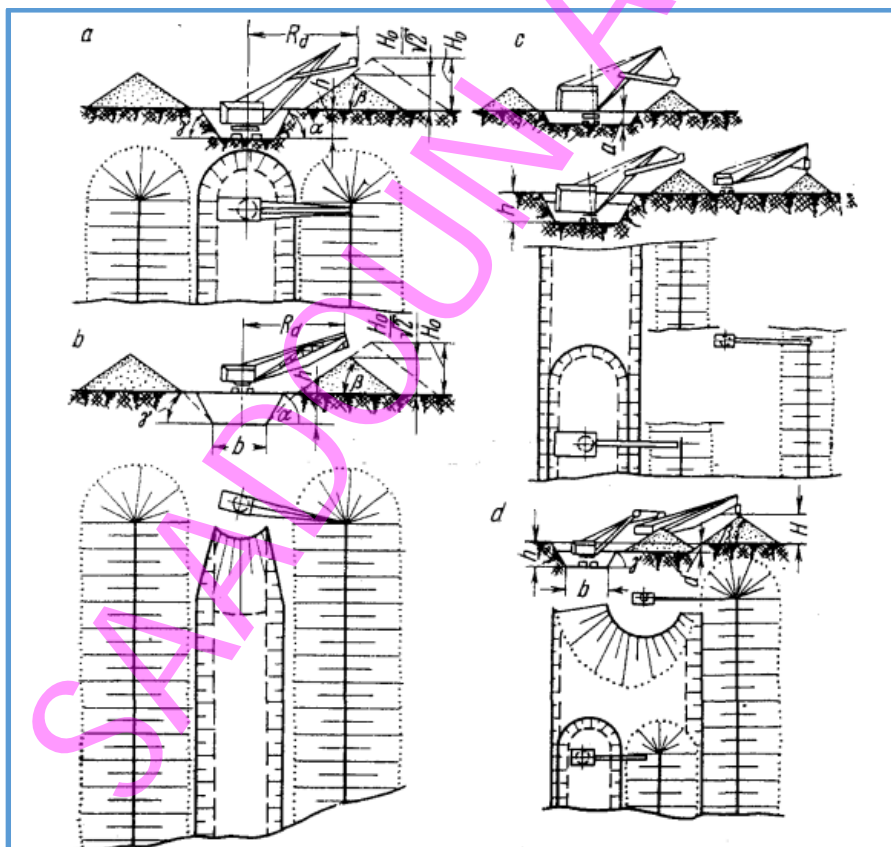


Figure 18. Procédé de creusement des tranchées sans transport

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

3.3. Creusement des demi-tranchées par pelle mécanique

Ce type de creusement est effectué sur les flancs de coteaux en relief accidenté (voir figure 18) :

$$R_d \geq b - R_c + H_1 \operatorname{ctg} \beta, \dots \dots \dots (1)$$

$$H_d \geq H_1$$

Où :

R_d : rayon de déversement de l'excavateur, m ;

H_d : hauteur de déversement, m ;

β : angle du talus du terril, degré ;

R_c : rayon de creusement de l'excavateur au niveau de stationnement, m ;

b : largeur du fond de la tranchée, m ;

H_1 : hauteur de dépassement du tas par rapport au niveau de la demi-tranchée, m.

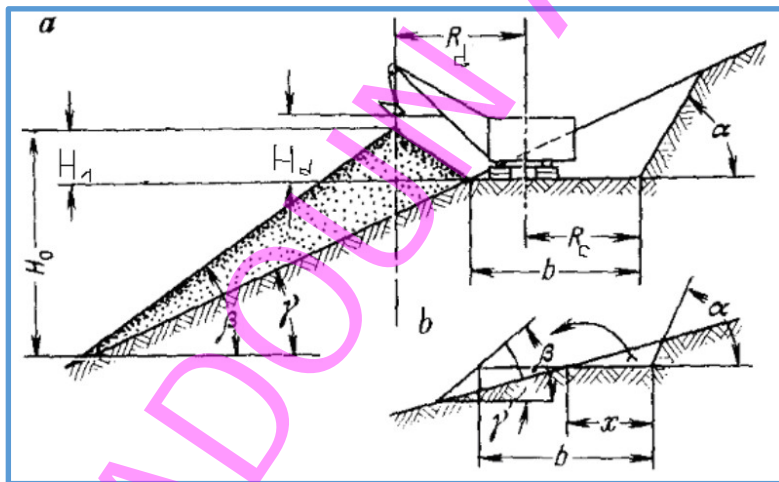


Figure 19. Schéma de creusement demi tranché par pelle mécanique

3.3. Creusement des demi-tranchées par dragline

Ce type de creusement est effectué sur les terrains réguliers et plats.

Si la dragline se situe sur l'axe de la tranchée, ayant une forme de trapèze régulier et que les roches sont disposées sur les deux bords de la tranchée, lors du creusement on doit satisfaire les conditions suivantes :

$$R_d \geq b/2 + c + h \operatorname{ctg} \alpha + H_0 \operatorname{ctg} \beta, \text{ m} \quad (2)$$

$H_d \geq H_0$, m

La hauteur du terril est déterminé par la formule:

$$H_0 = \sqrt{\frac{K_f \cdot h}{2ctg \beta} (b + hctg \alpha)}, (m) \quad (3)$$

Où:

K_f : coefficient de foisonnement des roches.

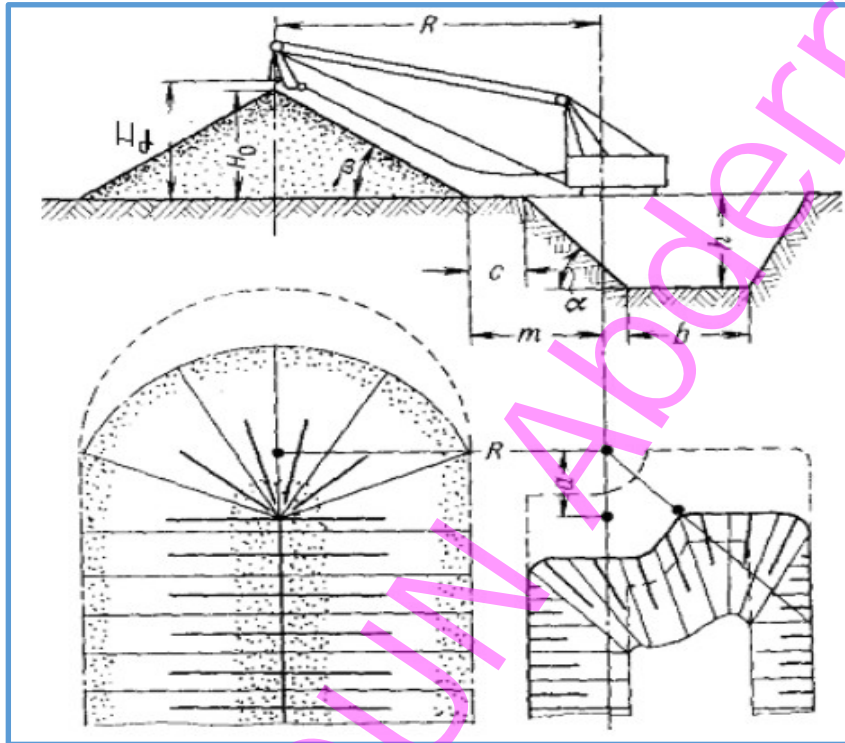


Figure 20. Creusement des tranchées par dragline avec disposition des roches sur un bord de la tranchée.

Si la dragline ne se déplace pas suivant l'axe de la tranchée et dépose les roches sur un seul côté de la tranchée, on doit satisfaire les conditions suivantes :

$$Rd \geq m + H_0 ctg \beta \quad (4)$$

$$H_0 = \sqrt{\frac{K_f}{ctg \beta} (S_T)}, (m) \quad (5)$$

où :

m : distance entre l'axe de l'excavateur jusqu'à la base du terril, m ;

S_T : surface de la coupe transversale de la tranchée, m^2 .

Conclusion

La division du gisement en gradins pour son exploitation à ciel ouvert est un problème qui n'est pas simple, qui demande à chaque fois pour des conditions concrètes d'éclaircir beaucoup de contraintes quantitatives et qualitatives.

La découverte des champs de carrière et la préparation des niveaux d'exploitation s'effectuent le plus souvent à l'aide de tranchées et demi-tranchées d'accès et de découpage, le creusement de différentes tranchées s'effectue par différentes mécanisation utilisé dans la processus d'exploitation minières.

EXERCICE D'APPLICATION

Pour l'exploitation de gisement plateure dans les conditions suivantes :

Largeur d'enlevure $A=4$ m (seule rangé), dureté des roches égale 10, Quantité d'explosif nécessaire dans un trou $Q=100$ kg/trous, le carrière exploité par 5 gradin de minerai et deux gradins de stériles , la hauteur des gradins de stérile $H_g \text{ stérile}=10$ m

Étant donné que : $q_{ét}=25$ g/m³

Sachant que $k_{ex} \cdot k_{fis} \cdot k_d \cdot k_v \cdot k_c \cdot k_{sd}=20$ g/m³

Calculer la hauteur finale de la carrière H_f ?

Chapitre VI. Méthode d'exploitation

Introduction

En général, toutes les méthodes d'exploitation débutent par un point commun : le découpage. Dans l'exploitation à ciel ouvert la tranchée de découpage constitue en fait la suite de la tranchée d'accès et coupe les horizons en direction d'une limite de la mine (ou de la carrière) à une autre.

L'exploitation d'un gradin commence par l'élargissement d'un ou de deux bords de la tranchée de découpage. L'élargissement des bords de la tranchée de découpage est l'exploitation proprement dite du gradin.

La méthode d'exploitation est la réalisation des travaux qui assurent la découverte et l'extraction en quantité et en qualité planifiée dans les conditions de sûreté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les déplacements des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation, en bref la méthode d'exploitation doit tenir compte d'une part des conditions géologiques et minières du gisement et d'autre part des paramètres techniques des engins miniers utilisés.

1. Choix de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle (REJEVSKY 1978). Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- Les caractéristiques géologiques du gisement.
- La topographie du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière en minerai et en stériles.
- Du mode d'ouverture du gisement adopté.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

Selon la classification de l'académicien REJEVSKY (1978) pour les gisements à relief montagneux, on adopte la méthode de fonçage avec l'exploitation du haut vers le bas (méthode avec transport). L'exploitation commence par la préparation des sommets avec un seul ou deux bords exploitables afin d'avoir des plateformes suffisantes pour l'emplacement des engins et au fur à mesure qu'on avance sur le gradin supérieur, on ouvre le gradin inférieur à partir de ce niveau, l'accès au gisement s'effectue par demi-tranchée commune de façon à faciliter le déplacement des engins de chargement et de transport (Fig. 1). Une fois que les gradins initiaux sont établis, l'extraction de tous les fronts de taille (enlevures) se poursuit avec des trous verticaux ou inclinés.

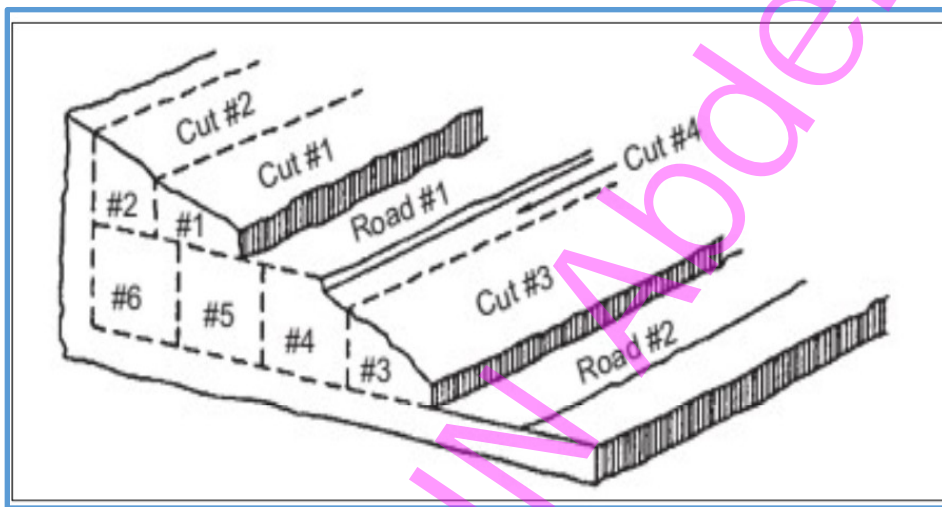


Figure 1. Séquence d'excavation dans un relief montagneux

2. Méthodes d'exploitation des mines à ciel ouvert

Pour s'adapter à la diversité des configurations des gisements, les mineurs ont mis au point une grande variété de méthodes d'exploitation (surtout pour les mines souterraines). Ces méthodes évoluent continuellement avec les progrès technologiques qui permettent l'utilisation de nouveaux matériels plus performants (notamment en matière de foration et de chargement).

A ciel ouvert l'exploitation consiste toujours à enlever les matériaux stériles qui surmontent le minerai dans une première phase (découverte), puis à récupérer le minerai dans une deuxième phase (exploitation proprement dite). V. Rjevsky (1968), a défini le système d'exploitation à ciel ouvert comme suit : « sous le système d'exploitation à ciel ouvert on accomplit un ordre bien déterminé d'exécution des travaux préparatoires, de

découverte et d'exploitation, assurant pour le gisement donné la sécurité, l'économie et l'extraction la plus complète des réserves exploitables de minerai ».

Par analogie avec l'exploitation souterraine, les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et l'espace d'un ensemble déterminé de travaux d'enlèvement des stériles et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété du nombre des appareils utilisés pour les travaux d'enlèvement des stériles et du minerai et de l'organisation de ces derniers.

3. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert (d'après E. Chechko)

Dans l'exploitation à ciel ouvert, les moyens mis en œuvre pour déplacer les stériles déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation: la hauteur et le nombre de gradins au stérile, la largeur des plates-formes de travail, le nombre de rampes de liaison pour le transport, le nombre d'attaques (front de taille), l'ordre et le rythme de déplacement du front des travaux, la quantité de réserves découvertes et préparées, etc. La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert figure comme suit :

3.1. Méthode dite sans transport

- a) simple
- b) avec remaniement des déblais au terril :

Les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs ; les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrils, cette méthode est utilisée dans les cas des couches horizontales ou peu inclinées de puissance limitée ; les recouvrements sont de dureté moyenne et de puissance limitée. Couches à moyen et à fort pendage incluses dans des terrains tendres, situées à faible profondeur, ce qui permet de remanier deux et trois fois les déblais au moyen d'excavateurs.

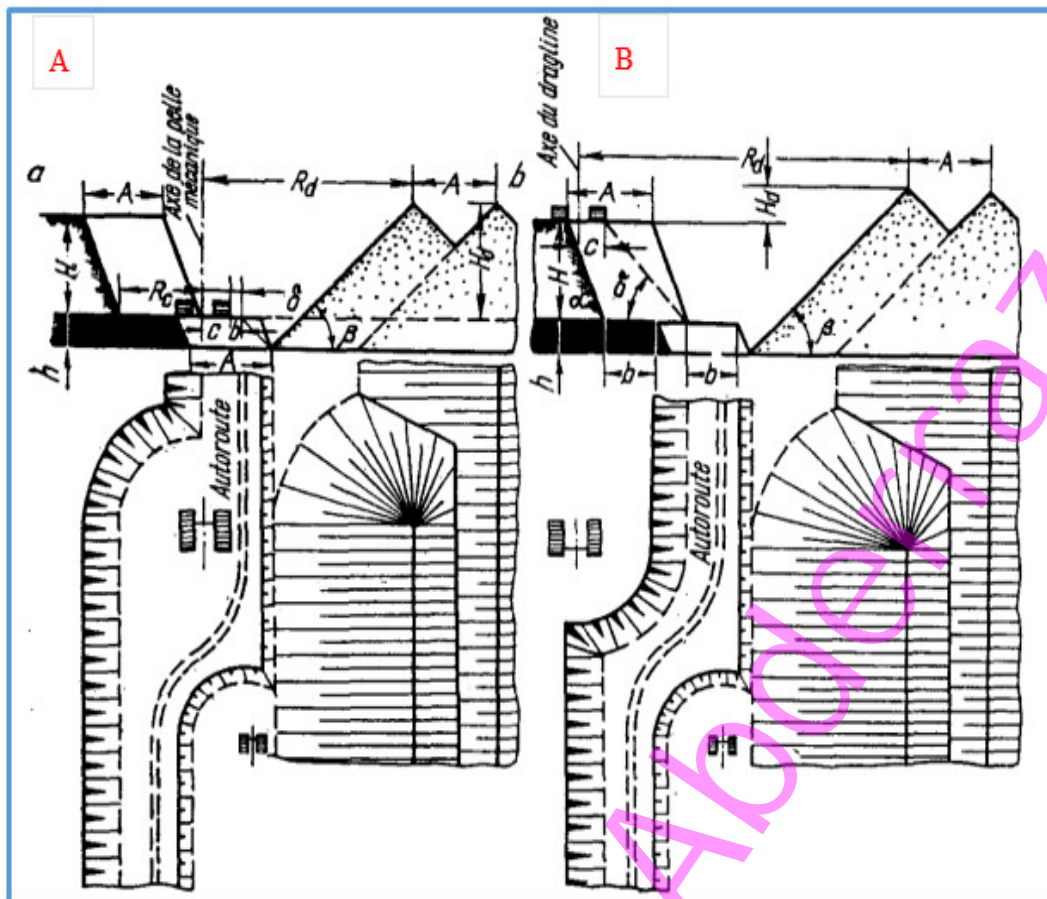


Figure 2. Méthode dite sans transport, simple

a) schéma d'excavation avec emploi d'une pelle mécanique ; b) idem, avec emploi d'une dragline

Ce schéma de travail a été appelé méthode d'exploitation avec remaniement des déblais. Dans la méthode d'exploitation avec emploi d'engins de transfert, les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen de sauterelles et de ponts de transfert.

Les matériel d'exploitation et de transport utilisés sont : Excavateurs, pelles mécaniques et draglines dont les organes de travail, conçus spécialement, sont de grandes dimensions ; pas d'engins de transport.

3.2-Méthode avec emploi d'engins de transfert : Les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert et sauterelles), cette méthode est applicable dans les gisements ayant des couches horizontales et peu inclinées, recouvrements meubles et tendres, dans l'exploitation on utilise les excavateurs à godets multiples et pelles mécaniques ; ponts de transfert et sauterelles mobiles.

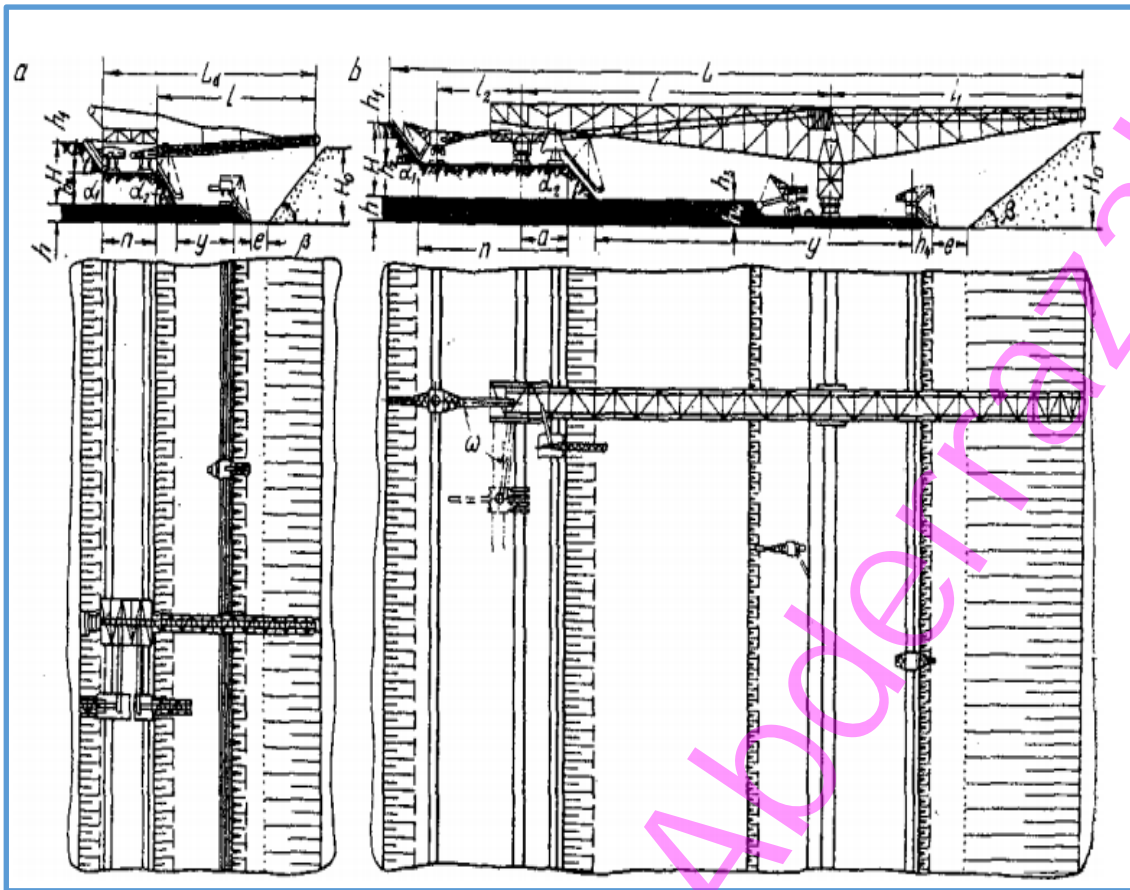


Figure. 3. Méthode d'exploitation avec emploi d'engins de transfert

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

3.3. Méthode dite spéciale

Les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues. Cette méthode est utilisée dans les cas des couches horizontales ou peu inclinées ; recouvrements tendres ou meubles. Lorsqu'on emploie les grues, couches à fort pendage incluses dans des terrains durs. Les matériels d'exploitation et de transport utilisés dans cette méthode sont excavateurs à câble, scrapers à roues ; pas d'engins de transport ; monitors et installation de pompage pour les déblais ; grues.

3.4. Méthode avec transport des déblais

Les déblais sont transportés par locomotives et wagons vers des terrils extérieurs ou intérieurs, cette méthode est destinée à toutes formes de gisement et toutes duretés des recouvrements. Dans l'exploitation on utilise des excavateurs de tous types ; locomotives et wagons ou camions.

3.5. Méthodes mixtes

Les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs ; les déblais provenant des gradins inférieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transfert ; autres combinaisons entre les quatre premières méthodes (A,B,C et D), cette méthode est applicable dans les couches horizontales ou peu inclinées de puissance limitée ; recouvrements tendres, meubles ou de dureté moyenne. Différents engins utilisés lors de l'exploitation comme Les excavateurs de tous types pour les gradins supérieurs et excavateurs à organes de travail de grandes dimensions 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.

Les méthodes *avec transport des déblais* sont plus complexes et moins économiques mais leurs paramètres ne dépendent pas des dimensions des machines employées.

Les variantes des méthodes d'exploitation qui diffèrent entre elles par le type de l'équipement et la manière dont ce dernier est réparti, s'appellent schémas d'excavation.

Le schéma le plus simple de la méthode dite *sans transport* est la mise au terril des déblais directement par l'excavateur employé pour l'enlèvement du mort-terrain. Cet excavateur peut être une pelle mécanique ou une dragline.

Lorsque les formations stériles sont puissantes, on place un excavateur supplémentaire (généralement une dragline) sur le terril pour répartir la roche déversée par l'excavateur de déblaiement.

Le groupe des méthodes d'exploitation avec transport comprend plusieurs variantes : transport des déblais soit dans des terrils intérieurs, soit dans des terrils extérieurs, ou bien transport d'une partie des déblais dans des terrils extérieurs et de l'autre partie dans des terrils intérieurs. Comme il a déjà été dit, l'élément fondamental des méthodes d'exploitation à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par leur hauteur, la pente de leur talus et la largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur des gradins : caractéristiques des excavateurs employés, stabilité des roches, nécessité d'exécuter des tirs d'abatage et, lorsqu'on emploie la méthode dite sans transport, la capacité des terrils

intérieurs. Dans certains cas, les hauteurs des gradins correspondent aux épaisseurs respectives du recouvrement ou du minerai (lorsque celles-ci sont faibles).

4. Classification des systèmes d'exploitation (d'après Arsentiev)

Selon la disposition dans l'espace des zones minéralisées, on peut utiliser deux méthodes : la fosse et la découverte d'après la figure 4.

Excavation des gradins	Direction de déplacement Du front des travaux	Terrils	Gradins	Etat du chantier
Fosse				
Passes (enlevures): Longitudinales Transversales Diagonales Circulaires Radiales Combinées	A côté unique: parallèle éventail Deux côtés : parallèle éventail côtés multiples	Extérieurs Intérieurs	Horizontaux Inclinés Combinés	Rude Tempéré
Découverte				
Passes (enlevures): Longitudinales Transversales Diagonales Circulaires Radiales Combinées	A côté unique: parallèle éventail Deux côtés : parallèle éventail côtés multiples suivant pendage suivant étendue	Extérieurs Intérieurs : avec transfert unique des roches ; avec plusieurs fois transfert des roches ; avec déplacement longitudinal des roches.	Horizontaux Inclinés Combinés	Rude Tempéré

Figure 4. Classification des systèmes d'exploitation (d'après Arsentiev)

Tous les systèmes d'exploitation se divisent en deux groupes : l'exploitation des gisements plat horizontaux à peu incliné par **découverte** dont le développement s'effectue uniquement à l'horizontale ; et l'exploitation des gisements dressants et inclinés de forte puissance dont le développement des travaux miniers s'effectuent à la fois horizontalement et verticalement par **fosse**.

Suivant la forme du chantier (front de taille) on distingue le travail :

- par enlevures avec l'utilisation d'excavateurs en butte et dragline, roue-pelle, chargeuses, dragues, hydrojet ;
- par passes avec l'utilisation des scrapers à motorisés ou tractés, les bulldozers, excavateurs à chaîne à godets.

4.1. Système d'exploitation en fosse (avec approfondissement)

La fosse : ou le cratère, lorsque le gisement s'enfonce dans le sous-sol avec une extension latérale réduite. La découverte porte alors non seulement sur les terrains stériles qui surmontent directement le minerai, mais aussi sur tout le volume du cône qui constitue la fosse. Tous les matériaux stériles doivent être évacués hors de la fosse et stockés (pour être éventuellement remis dans le trou en fin d'exploitation).

Cette méthode est réservée aux filons, couches fortement pentés et amas. L'abattage est en général réalisé à l'explosif et l'évacuation des stériles, comme du minerai, nécessite des camions qui remontent le long des flancs de la fosse sur des pistes spécialement aménagées pour passer de gradin en gradin. Le chargement des camions peut être effectué sur chaque gradin (par des pelles ou chargeuses). Ou seulement au fond par des boteurs, après abattage ou ébranlement à l'explosif, ou ripage au soc).

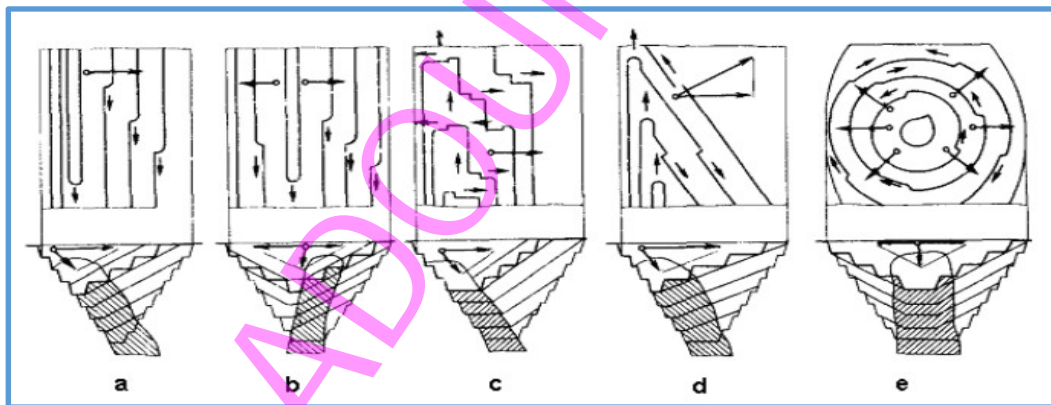


Figure 5. Schémas des systèmes d'exploitation en fosse :

- a) enlevure longitudinale avec un seul bord de développement des travaux ; b) idem, avec deux bords de développement des travaux ; c, d) respectivement enlevures transversales et diagonales à un seul bord de développement des travaux ; e) enlevures raides.

4.2. Système d'exploitation en découverte (sans approfondissement)

La découverte lorsque le gisement est stratiforme, peu profond et s'étend sur une grande surface horizontale. La découverte commence alors par une tranchée ouverte dans le recouvrement stérile sur 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 le front de découverte. L'exploitation du minerai se fait de la même façon, à partir d'une tranchée initiale qui progresse parallèlement à la découverte (front d'exploitation). Au fur et à mesure de l'enlèvement du minerai, les stériles sont remis en place pour combler l'excavation (front de remblayage). On a ainsi trois fronts qui progressent simultanément. Cette méthode est particulièrement développée dans les gisements de charbon peu profonds (lignites de la région de Cologne en Allemagne, charbons bitumineux de l'Est des USA ainsi que dans d'autres grands gisements sédimentaires (fer, bauxite, phosphates, ou granulats). Les exploitations à production journalière élevée (jusqu'à 200.000 t remuées par jour) fonctionnent « en continu » : le stérile de découverte, arraché par un excavateur (à chaîne à godets ou à roue-pelle) ou une dragline, est directement remis en place à l'arrière du front d'exploitation, par la même machine (dragline) ou par l'intermédiaire d'une « sauterelle » approvisionnée par des convoyeurs à bande de grande capacité.

Lorsque l'épaisseur du stérile et/ou celle du minerai est trop importante (plus de 20 m), chacun des fronts (découverte et exploitation) peut comporter plusieurs gradins.

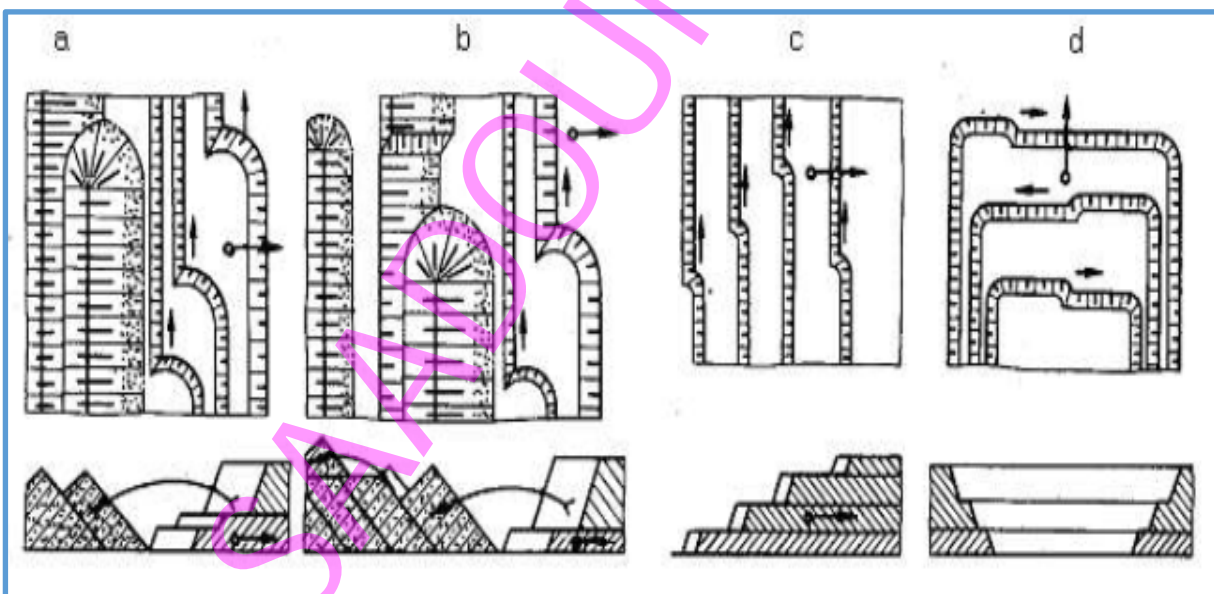


Figure 6. Schémas des systèmes d'exploitation en découverte (sans approfondissement des travaux)

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

5. Détermination des paramètres d'exploitation

5.1. Hauteur du gradin

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs :

- Les caractéristiques du gisement ;
- La qualité des minéraux ;
- La sécurité des travaux miniers ;
- La production planifiée par la carrière ou mine à ciel ouvert ;
- Le mode d'extraction ;
- Les moyens de production (chargement) ;
- Le volume des travaux capitaux

Pour une bonne conception d'un plan de tir, la hauteur du gradin doit être 3 à 3,5 fois la banquette. Pour l'exploitation de la plus part des gisements on procède à une exploitation par gradin de hauteur choisie d'après la dureté des roches, la hauteur de creusement des engins de chargement ($H_{cr_{max}}$)

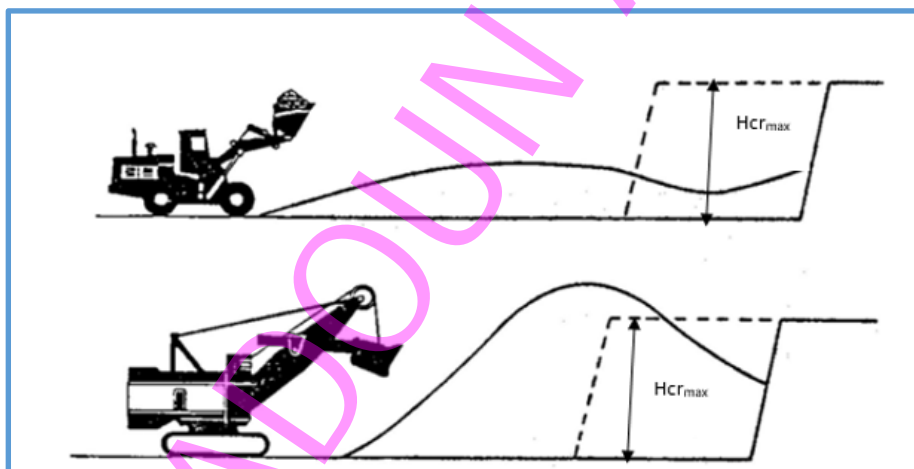


Figure 7. Schéma représentatif la hauteur de gradin dépend la hauteur de creusement des engins de chargement

Dans le calcul de la hauteur des gradins il est nécessaire de connaître le type des roches et la hauteur maximale de creusement de l'engin de chargement utilisé $H_{cr_{max}}$

Roches dures (la fragmentation des roches en places par l'explosif) :

$$H_g \leq 1,5 \cdot H_{cr_{max}}, \text{ (m)}$$

Roches tendres (abattage mécanique) :

$$H_g \leq H_{cr_{max}}, \text{ (m)}$$

5.2. Calcul la largeur d'enlevure

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- ✓ Les propriétés des roches (tendres, dures) ;
- ✓ Le mode d'abattage des roches (chargement directe ou bien après abattage à l'explosif) ;
- ✓ Le type et les dimensions des engins de chargement utilisé.

1-roches tendres :

Dans le cas des roches tendres, le chargement des roches se fait directement du massif sans fragmentation, donc on détermine la largeur d'enlevure d'après formule :

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

Où :

Rc : rayon de creusement de l'excavateur ou chargeuse (c'est la longueur de la flèche de creusement de l'engin utilisé), m ;

α : angle entre l'axe de translation et l'axe de la flèche de l'excavateur en position normale de creusement, (°) ;

θ : angle entre l'axe de mouvement de l'excavateur et l'axe de la flèche dans sa position maximal , (°), leur valeur maximal ($\theta \text{ max}= 45^\circ$ à 50°)

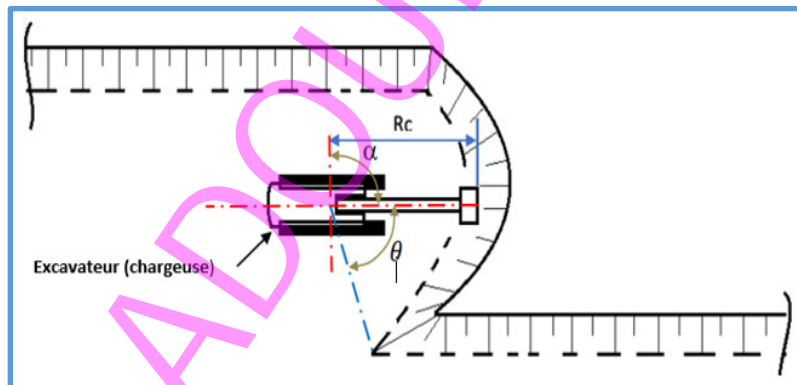


Figure 8. Schéma représente d'un front de travail avec emploi d'excavateur

Dans les positions extrêmes de travail de creusement de l'excavateur, la largeur d'enlevure maximal égale à :

$$A_{\text{max}} = Rc (\sin 90^\circ + \sin 45^\circ)$$

$$A_{\text{max}} = 1,7Rc$$

Lors de l'exploitation des roches dures, le chargement des roches se fait après une fragmentation par l'explosif ; la largeur de l'enlèvement dans ce cas est calculée par la formule suivante :

$$A = W + (n - 1).b$$

Où : W : ligne de moindre résistance (distance entre l'arrête supérieure du gradin et le centre des trous de la première rangée) ; m ;

n : nombre de rangées de trous ;

b : distance entre deux rangées de trous ; m

Dans le cas on travaille avec seule rangée la largeur d'enlèvement égale : $A = W$

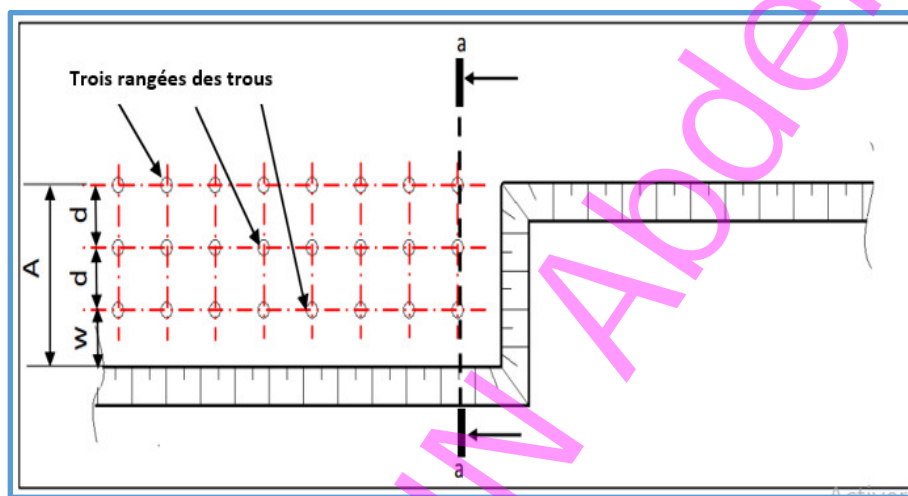


Figure 9. Schéma représente largeur d'enlèvement lors fragmentation par l'explosif

Dans l'extraction des roches meubles lorsqu'il s'agit d'argile ou d'argile marneuse utilisée pour la fabrication de la brique ou entrant dans la composition de la fabrication du ciment, l'exploitation se fait au bulldozer qui assure l'extraction suivi d'une pelle chargeuse pour le chargement et les camions pour le transport.

Cette exploitation peut être menée selon le pendage des roches, en couches pour les gisements plateaux et suivant le plan incliné pour les gisements dont les couches sont inclinées.

Mais cette règle n'est pas rigide ou obligatoire, le choix de tel ou tel mode d'exploitation repose surtout sur l'homogénéité ou l'hétérogénéité des formations ciblées d'une part et d'autre part sur les exigences technologiques exigées lors de la fabrication pour l'obtention du produit final (briques par exemple).

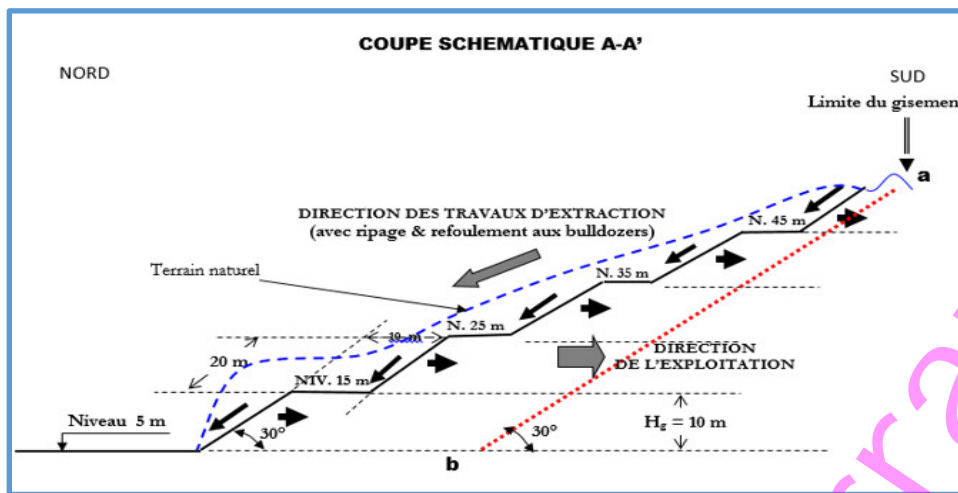


Figure 10. Coupe schématique représente le principe générale d'exploitation d'un gisement avec extraction simultanée des plans incliné à 30°

5.3. Largeur de plate- forme de travail

Cette largeur des plate-forme tient compte de l'implantation des engins nécessaires, des voies d'accès de transport, ainsi que de la disponibilité de réserve prête au chargement ; dans les exploitations minières à ciel ouvert, ont essayé toujours de minimiser la largeur des plates-formes de travail afin de réduire le taux de découverte et les prix d'extraction, mais aussi elles doivent être suffisantes pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements minières afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements.

La largeur de plate-forme de travail est déterminée en fonction de :

- Propriétés physique et mécaniques des roches ;
- Dimension du tas des roches abattues ;
- Paramètres techniques des engins de chargement et de transport ;

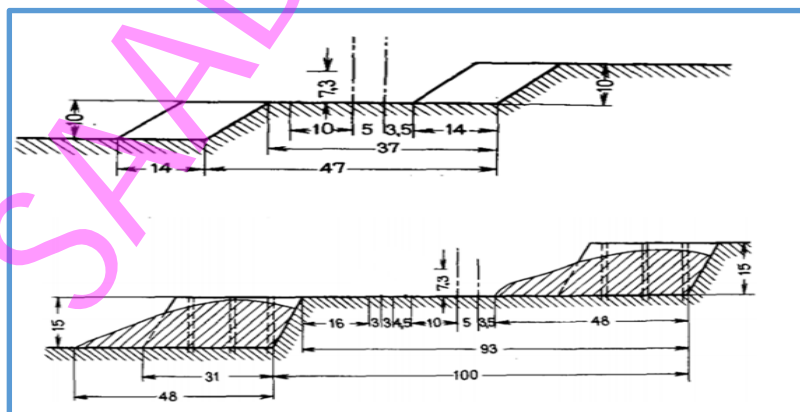


Figure 11. Dimensions optimal de calculs des plateformes de travail dans différentes hauteur des gradins

Lors de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir avec l'utilisation d'explosif, la plateforme de travail se calculé par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z, (m)$$

L_{pt} : largeur de plate -forme de travail (soit dans le stérile soit dans le minerais)

A : largeur d'enlevure ,(m)

Largeur d'enlevure est calculée par la formule :

$$A = w + (n-1).b ,(m)$$

W : ligne de moindre résistance des roches (la distance entre l'arrête supérieure du gradin et le centre des trous de la première rangée) ,(m)

n : nombre des rangés des trous

b : distance entre deux rangé ,(m)

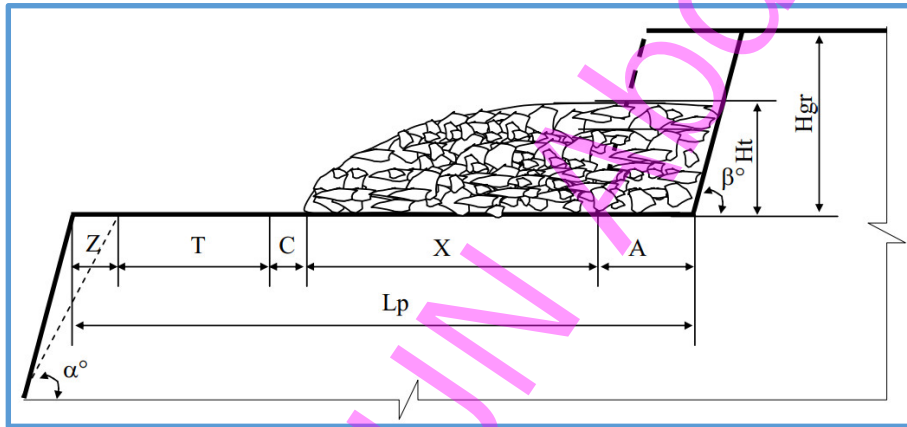


Figure12. Schéma de calcul largeur de plate- forme de travail dans les roches dures

X : la largeur du tas des roches abattus en dehors de l'enlevure,(m)

Est calculé par les formules

$$X = 15. \frac{q}{\gamma} \sqrt{Hg \cdot A}, (m)$$

$$X = A \left[\left(\frac{2k_f \cdot Hg}{Ht} \right) - 1 \right], (m)$$

q : Consommation spécifique d'explosif utilisé Kg/m³

γ : La masse volumique du minerais ou stériles en t/m³

K_f : coefficient de foisonnement des roches

H_t : la hauteur des tas des roches abattus ,(m)

$$H_t = 0,6.H_g$$

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)

Est calculé en fonction de la dureté des roches (pour le choix des angles (α et γ) et fonction de la hauteur des gradins

$$Z = Hg(ctg \alpha - ctg \gamma) \text{ ,(m)}$$

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

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

Tableau1. Représente le choix des angles α et γ en fonction de la dureté des roches

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

Dans le cas des roches tendres, le chargement des roches se fait directement du massif sans fragmentation par explosif

La largeur de plateforme de travail se calculé par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + T + Z, \text{ (m)}$$

Conclusion

Les moyens mis en œuvre pour déplacer les stériles déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation : la hauteur et le nombre de gradins au stérile, la largeur des plates-formes de travail, le nombre de rampes de liaison pour le transport, le nombre d'attaques (front de taille), l'ordre et le rythme de déplacement du front des travaux, la quantité de réserves découvertes et préparées, etc

EXERCICE D'APPLICATION

Un gisement de minerai plateure d'une forme rectangulaire, exploité par des gradins de même hauteur (soit stérile soit minerai) des trous verticales, les roches sans fissures de tirabilité facile (abattage par explosif) de seule rangé des trous.

Longueur de la charge 11,8 m, dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée égale 0,5m, coef de foisonnement des roches 1.5, largeur de prisme déboulement $Z=4,32m$, distance entre deux trous $a= 5m$, dureté des roches $F=10$, la largeur de chaussé de transport égale 13m

Calculer la largeur de plateforme de travail L_{pt} ?

Chapitre VII. Travaux de forage et de tir

Introduction

Le maillon initial des processus technologique lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction, la qualité de cette dernière prédéterminé en grande partie, le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Dans la plupart des cas la préparation des roches à la traction renferme destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologiques de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. Les travaux de tir sont largement utilisés dans les exploitations à ciel ouvert des roches dures. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert. Cependant l'obtention de cette dernière dépend de plusieurs paramètres variables et invariables représentant le souci des ingénieurs et spécialistes.

1. Étude des principaux paramètres du forage et de tir

1.1. Exigences technologiques de travaux de forage et de tir

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité. Les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assurer :

- Le degré nécessaire et la régularité de la fragmentation des roches ;
- L'obtention d'une plate-forme nette aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autres ;
- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales ;
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport ;

- La sécurité des travaux des installations et de l'environnement ;
- Des dépenses minimales.

Dans l'exploitation minière, les dimensions maximales admissibles D_{\max} des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers à savoir :

➤ **la capacité du godet de l'engin de chargement (E)**

$$D_{\max} \leq 0,8 * \sqrt[3]{E} \quad (1)$$

E : la capacité du godet de l'engin de chargement, (m^3)

➤ **la capacité de la benne de camion (Vc)**

$$D_{\max} \leq 0,5 * \sqrt[3]{Vc} \quad (2)$$

Vc : Volume de la benne du camion, (m^3)

➤ **L'Ouverture du concasseur primaire (trémie de réception) (b)**

$$D_{\max} \leq 0,8 * b ; (m) \quad (3)$$

b : est la largeur de l'ouverture de concasseur ; (m)

➤ **De la largeur de la bande du convoyeur (Bc)**

$$D_{\max} \leq 0,5 * Bc + 0,1, (m) \quad (4)$$

1.2. Tirabilité des roches

La tirabilité des roches fait partie des propriétés technologiques des roches, elle s'appelle soit résistance au roches au tir, soit consommation spécifique étalon de l'explosif L'indice de tirabilité $q_{\text{ét}}$ est calculé par la formule de Rjevesky.

$$q_{\text{ét}} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{\text{tr}} + \tau) + 2\gamma, \quad (g/m^3) \quad (5)$$

Ou:

σ_c : Résistance à la compression des roches, (kgf/cm^2)

σ_{tr} : Résistance à la traction, (kgf/cm^2) ; $\sigma_{\text{tr}} = (0,08 \div 0,12)$. σ_c

τ : Résistance au cisaillement, (kgf/cm^2) ; $\tau = (0,16 \div 0,33)$. σ_c

γ : La masse volumique des roches, t/ m^3 , kg/dm^3

Le tableau suivant représente la classification de l'indice de tirabilité des roches

Tableau 1. Classification des roches selon l'indice de tirabilité

Degré de tirabilité des roches	$q_{\text{ét}}$	Classes	Catégories
Tirabilité très facile	≤ 10	I	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	$10.1 \div 20$	II	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	$20.1 \div 30$	III	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	$30.1 \div 40$	IV	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	$40.1 \div 50$	V	21, 22, 23, 24, 25

1.3. Indice de forabilité des roches (D_f):

La forabilité des roches est caractérisée par les efforts de compression et de cisaillement exercé sur les roches définie par l'indice de forabilité, est calculé par la formule suivante :

$$D_f = 0,007(\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma \quad (\text{g/m}^3) \quad (6)$$

σ_c : Résistance à la compression des roches, (kgf/cm²);

τ : Résistance au cisaillement, (kgf/cm²); $\tau=(0,16 \div 0,33) \cdot \sigma_c$

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

Le tableau suivant représente la classification de l'indice de tirabilité des roches

Tableau 2. Classification des roches selon l'indice de forabilité

Type de forabilité des roches	D_f	Classes	Catégories
forabilité très facile	≤ 05	I	1, 2,3, 4, 5
forabilité moyenne	5.1÷10	II	6, 7, 8, 9,10
forabilité difficile	10.1÷15	III	11, 12, 13, 14,15
forabilité très difficile	15.1÷20	IV	16, 17, 18, 19,20
forabilité exclusivement difficile	20.1÷25	V	21, 22, 23, 24,25

2. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet (q_p)

Dans les conditions naturelles on détermine la consommation spécifique de l'explosif sur la base de la consommation spécifique étalon tout en tenant compte de la nature de l'explosif à utiliser ,de la fissurité du massif, du degré de fragmentation rechercher et la quantité de la charge, du nombre des surfaces dégagées ...etc.

La formule empirique qui permet donc de calculer la consommation spécifique de projet est la suivante :

$$q_p = q_{et} \cdot k_{ex} \cdot k_{fis} \cdot k_d \cdot k_v \cdot k_c \cdot k_{sd}, (\text{g/m}^3) \quad (7)$$

- q_{et} : Consommation spécifique étalon, elle servira de base après avoir l'indice de tirabilité des roches, (g/m³)
- K_{ex} : coefficient de conversion qui tient compte de l'explosif utilisé par rapport à l'explosif étalon.

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : aptitude (capacité) de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$) ;

A_{ut} : aptitude de travail de l'explosif utilisé ($A_{ut}, \text{cm}^3/10\text{g}$).

K_{fis} : coefficient tenant compte l'influence de fissuration. $K_{fis} = 1.2 \cdot I_m + 0.2$

l_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif ; m.

- K_d : coefficient tenant compte de la valeur maximale admissible du morceau abattu

$$K_d = 0.5/D_m$$

D_m : dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée en m.

- K_v : coefficient qui tient compte de l'influence de volume de la roche a fragmenté par l'explosif.

$$\text{Si : } Hg \leq 15 \Rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}} \quad (8)$$

$$\text{Si : } Hg > 15m \Rightarrow K_v = \sqrt[3]{\frac{Hg}{15}} \quad (9)$$

- K_c : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge ; il varie en fonction de diamètre de trou et la tirabilité.

Tableau3 : Diamètre de trou suivant la tirabilité.

Tirabilité	Valeur de K_c		
	Diamètres des trous ; mm		
	≥ 100	100- 200	200- 300
Facile	0,95 – 1	1	1,05 - 1,1
Moyenne	0,85 - 0,9	1	1,2 - 1,25
Difficile	0,7 - 0,8	1	1,35 - 1,4

- K_{sd} : coefficient tenant compte de nombre de surface dégagé

La valeur de K_{sd} est estimée en fonction de tableau 4

Tableau4 -Valeur de Ksd en fonction de Nombre de surfaces dégagé

Nombre de surfaces	6	5	4	3	2	1
Valeur de K_{sd}	1	2	4	6	8	10

3. Caractéristiques de la substance explosive utilisée dans les carrières

Les caractéristiques de l'explosif sont basées essentiellement sur sa stabilité chimique, sa transmission de détonation, sa vitesse de détonation, puissance, sa densité, sa résistance à l'eau, son comportement à des températures extrêmes et les gaz dégagés pendant l'explosion.

3.1. La substance chimique

C'est l'aptitude de la substance explosive à ne pas varier du point de vue caractéristique chimique sous des conditions de stockage déterminés. Pour cela le fabricant procède à

des tests de stabilité sévères au niveau du choix de matières premières, durant les phases de production (produits semi-finis) et sur le produit fini. Ces précautions doivent rendre les produits commercialisés fiables et résistants pour de longues durées.

3.2. Transmission de détonation

C'est l'une des caractéristiques les plus importantes de l'explosif. Elle détermine l'aptitude d'une cartouche d'explosif amorcée à transmettre la détonation à une autre cartouche non amorcée, ceci à une distance donnée. Après avoir placé deux cartouches à l'air libre, de même diamètre et du même produit dans le même axe, l'une sera amorcée par un détonateur n°8 (pyrotechnique). La détonation de la première cartouche doit entraîner celle de la deuxième, ceci jusqu'à une distance de séparation maximale.

3.3. Puissance de l'explosif

Elle se définit par l'énergie développée pendant la détonation et par la capacité d'un explosif à réaliser un travail donné.

3.4. Densité

C'est une caractéristique importante qui peut remettre en cause la réussite d'un travail à l'explosif, elle est exprimée en gr/cm^3 . Avec un explosif de haute densité, l'énergie développée sera concentrée, ceci est rigide.

Conseillé dans des travaux de dérochage, de forage et d'abattage dans les sols résistants et Pour un explosif de faible densité, le travail de fragmentation et de fissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et pour des roches tendres.

3.5. Vitesse de détonation :

La vitesse de détonation d'un explosif est la vitesse à laquelle se déplace le front de détonation au sein même de l'explosif. Cette vitesse est généralement mentionnée en m/s , variant entre 2400 m/s et 7900 m/s .

Plus la vitesse de détonation est élevée, plus l'explosif sera apte à fragmenter ou fissurer le matériau contre lequel ou dans lequel il est placé. Egalement, une vitesse lente est bonne pour la poussée et une vitesse rapide est efficace pour une énergie de choc.

3.6. Diamètre critique de détonation

C'est, par définition, le plus petit diamètre d'une charge explosive au-dessous duquel la détonation est impossible à l'air libre, car l'onde explosive ne peut s'y entretenir.

3.7. Résistance à l'humidité

La résistance à l'humidité détermine l'utilisation de l'explosif en milieu marin, humide ou sec. Elle est inversement proportionnelle au pourcentage de sels oxydants contenus dans l'explosif (par exemple : nitrate d'ammonium). L'augmentation du taux d'huile explosive accroît cette résistance par exemple : mélange (nitroglycérine, nitroglycol).

4. Critères de choix d'explosifs

Le choix de l'explosif se définit par le travail qui lui est demandé (par exemple : abattage, décrochage, fissuration etc.). Généralement, l'explosif est choisi essentiellement en fonction de deux critères :

Choix des explosifs selon les caractéristiques de la masse rocheuse :

Le choix du type d'explosif a une influence significative sur les résultats du tir. Selon Jimeno(1995), les critères de sélection des explosifs dépendent de la nature des roches qui sont classifiées en quatre groupes : roches massives et dures, roches fortement fissurées, roches fissurées en blocs et les roches poreuses.

❖ Roches massives et dures :

Ces roches contiennent peu de fissures et de plans de faiblesse. Elles exigent de l'explosif une forte énergie de tension et une grande vitesse de détonation ; donc une grande densité comme les émulsions et les explosifs gélatineux.

❖ Roches très fissurées :

Ces genres de roches ont besoin de beaucoup d'énergie de gaz pour achever la fragmentation par rapport à l'énergie de tension. L'onde de choc, en arrivant à la surface de contact des fissures sera interrompue. C'est pourquoi les explosifs de faible densité comme l'ANFO sont d'intérêt.

❖ Roches fissurées en blocs :

Sont caractérisées par un grand espacement entre les discontinuités qui forment des blocs in-situ volumineux. La fragmentation est régie principalement par la géométrie de la maille de turet moins sur les propriétés de l'explosif. Dans ce cas, des explosifs avec un rapport équilibré (énergie de tension/énergie de gaz) sont recommandés, comme les ANFO lourds (mélange d'ANFO et d'émulsions dans des proportions variables).

❖ Roches poreuses :

Dans ces roches, un grand effet d'amortisseur et absorption d'énergie de tension est produit. L'énergie de gaz effectue presque toute la tâche de rupture. Indépendamment du choix des explosifs appropriés, qui seraient ceux avec la faible densité et la faible vitesse de détonation, telle que l'ANFO ; les mesures suivantes doivent être prises pour maintenir les gaz dans les trous aussi longtemps que possible :

- Contrôle de la hauteur et du matériel de bourrage ;
- Dimensionnement correct de la distance entre les trous ;
- Amorçage au fond du trou.

Par rapport à la productivité de l'entreprise Ce critère est souvent pris en considération par plusieurs entreprises. Des grandes Carrières travaillent avec des sondeuses à fort diamètre pour garantir une cadence de production élevée. Ce qui implique de choisir des cartouches d'explosifs à grand diamètre.

5. Accessoires de tir

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de raine tels que : mèche lente, détonateur pyrotechnique amorce électrique, cordeau détonant... etc. Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait, leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif.

5.1. Mèche lente

La mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire entourée de plusieurs enveloppes des fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC, sa vitesse de combustion est de [90 - 120] (m/s), elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques.

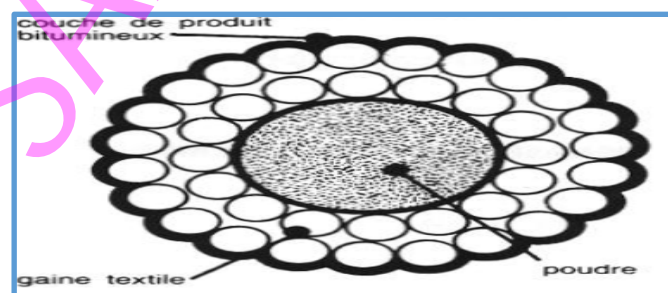


Figure 1. Coupe de la mèche lente

5.2. Cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite, c'est un explosif très puissant, il est enveloppé par des fils tressés recouverts d'une matière plastique, cela lui confère une étanchéité et une résistance élevée à l'eau, sa vitesse de détonation est supérieure à 6 500 (m/s). Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés, il peut remplacer dans certains cas la charge explosive pour certains types des travaux tels que pré fissuration, découpeure et poste-découpage de la roche, il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.

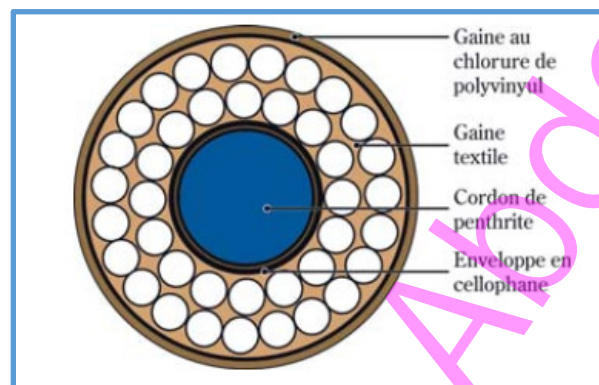


Figure 2. Coupe transversale d'un cordeau détonant

5.3. Les détonateurs :

1. Détonateur pyrotechnique est constituée par un tube cylindrique métallique (en cuivre ou en aluminium) ou en papier, ouvert d'un bout pour l'introduction du cordeau Bickford.

2. Détonateur électrique : se distinguent des amorces par le moyen de la mise à feu de la charge amorçant, réalisé par un dispositif spécial appelé allumeur électrique. Il existe les détonateurs électriques instantanés, à retard et à microretard :

a) Détonateurs instantanés : Avec l'emploi des détonateurs instantanés l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultané, n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

b) Détonateurs électriques à retard « DER » : L'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice, les temps de retard varient de 0.5 (s) pour le n° 1 jusqu'à 6 (s) pour le n° 12, il existe 12 numéros de retard soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané) ;

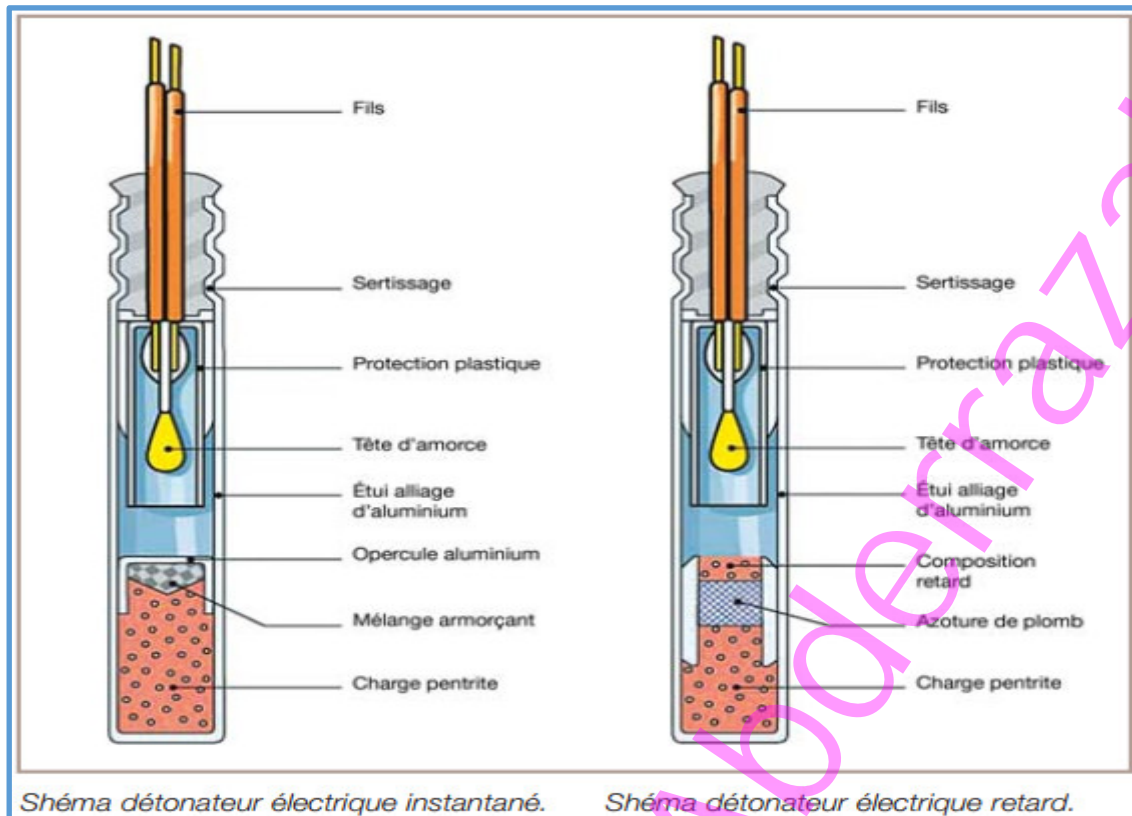


Figure 3. Schéma représente deux détonateurs électriques : instantané et à retard

c) Détonateurs électriques à microretard « DEMR » : Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 (ms). En Algérie, L'ONEX (Office Nationale d'Explosif) fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard, la durée du retard en (ms) varie entre 0 à 240 (ms) ;

3. Détonateurs sismiques : L'ONEX produit pour la recherche géophysiques des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, Etanchéité, bonne protection).

5.4. Détonateurs électronique

Les détonateurs électroniques sont constitués de trois systèmes : électronique, électrique et pyrotechnique

Le système électronique : c'est un circuit électronique qui remplit les fonctions suivantes :

- Réception, compréhension et exécution des ordres provenant des consoles de tir et/ou de programmation
- Acquisition et stockage de la numérotation d'ordre du détonateur

- Acquisition et stockage de la date de détonation
- Stockage de l'énergie nécessaire pour demeurer autonome pendant la phase de tir
- Stockage de l'énergie nécessaire à la mise à feu de la tête d'amorce
- Gestion du retard programmé
- Ouverture du circuit d'initiation du système électrique
- Déclenchement de l'ordre de mise à feu à la date de détonation programmée

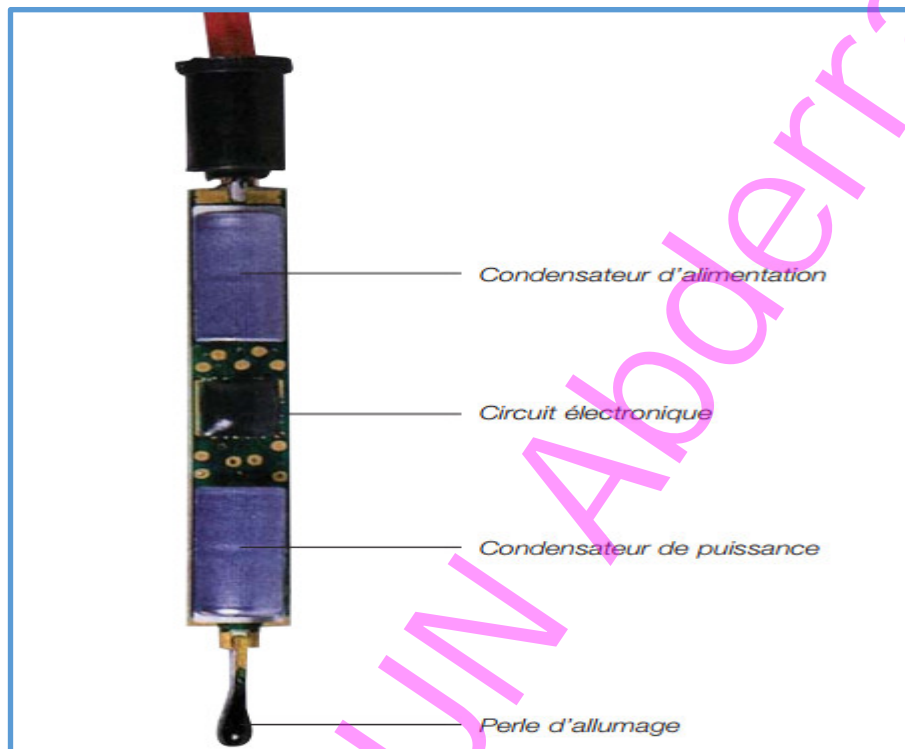


Figure 4. Détonateurs électroniques

Le système électrique : il est analogue à celui du détonateur électrique, la perle d'allumage est reliée à un condensateur destiné à emmagasiner l'énergie électrique de mise à feu, il est placé en aval du circuit électronique.

Le système pyrotechnique : il est analogue à celui du détonateur électrique. Bien que plus chers, ces détonateurs présentent des avantages :

- Les temps de retard sont réglables à la milliseconde près, même s'il convient de nuancer l'intérêt du fait des dispositions spéciales relatives à la conception des plans de tir, cela permet d'optimiser le tir, de diminuer les vibrations et d'améliorer la qualité de celui-ci
- La sécurité de mise en œuvre est augmentée du fait de l'autocontrôle des circuits et des données par la console du tir

5.5. Fil de tir : Le fil de tir est de diamètre de 0,6 (mm) et une section de 0,283 (mm²), sa résistance pour 100 (m) est de 6,1 (Ω).

6. Influence des paramètres du plan de tir sur la qualité de fragmentation

6.1. Les Paramètres liées aux trous :

❖ Le diamètre du trou

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de trous, le degré de fragmentation diminue. *Baron L, Dimidiuk T et Juanov V* argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres, on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion. De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

❖ L'inclinaison du trou

L'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une haute sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et tir. L'abattage par des trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables dans le cadre d'une granulométrie planifié. Le tir des trous inclinés est l'une des méthodes les plus efficaces qui assure les avantages suivants :

- La répartition la plus régulière de l'énergie d'explosif,
- Améliore la qualité de fragmentation et le traitement du pied du gradin ;
- Élargir le réseau des trous ;
- Diminue simultanément la ligne de moindre résistance ;
- Augmente le coefficient d'utilisation du trou ;
- Consommation en explosif est optimale ;
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.
- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus ;

L'angle d'inclinaison de trou se choisit d'une manière à ce qu'il soit plus grand que l'angle du talus du gradin ; dans plusieurs carrières cet angle constitue (0° à 20°) par rapport à la verticale.

Pour améliorer la fragmentation et diminuer la résistance du pied du gradin on propose d'utiliser des trous inclinés à cause des avantages cités ci-dessus.

❖ L'excès de forage (sous forage)

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

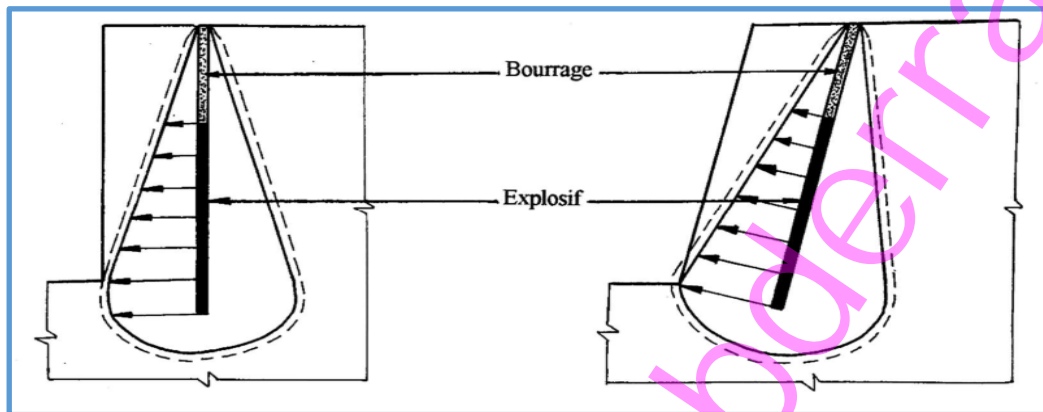


Figure 5. Schéma représente deux trous de mines avec inclinaison différente

❖ Longueur du trou

Elle détermine la distribution de l'énergie dans le volume à abattre. Et leur longueur dépend de : La hauteur de gradin et l'inclinaison du trou

❖ Paramètres liés aux bourrages

Le bourrage c'est la partie dernier de la charger du trou a pour objectif de diminuer les projections du roche il doit suffisant pour assures le travail, pour éviter le débouillage il faut utiliser de bourrage au gravillons (4/6) .

6.2. Paramètres liés la géométrie du plan

❖ Distance entre deux rangées de trous

Cette dernière représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée de trous. Dans le cas d'une seule rangée des trous d'abattage, la banquette représente la largeur du volume à abattre par l'énergie explosive contenue dans la rangée. Les facteurs affectant le choix de la banquette sont :

Le diamètre, la hauteur du gradin, l'inclinaison du trou, l'explosivité de la roche et la fragmentation prévue.

❖ Distance entre deux trous voisins

On entend par Espacement, la distance qui sépare deux trous voisins. En général un espacement égal à 1,25 fois la banquette donne de bons résultats. Une bonne fragmentation peut être obtenue en variant l'espacement entre (0,8 et 1,5) fois la banquette sans pour autant augmenter l'énergie de la charge spécifique.

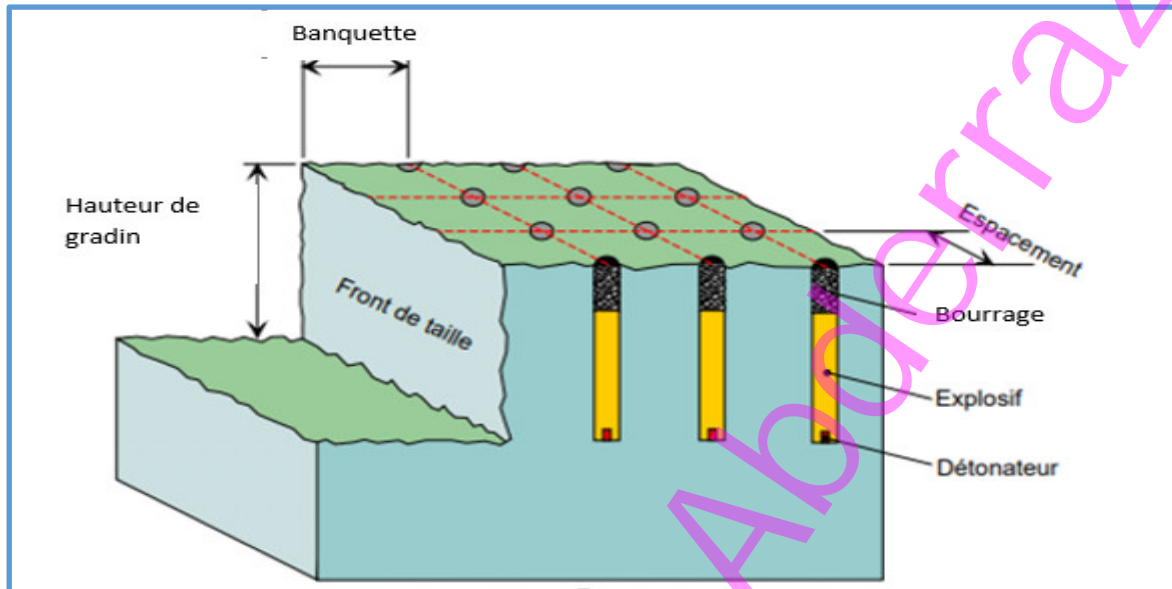


Figure 6. Schéma de gradin avec différents éléments

❖ Mode d'amorçage

L'initiation de l'explosif primaire se fait généralement par plusieurs systèmes d'amorçage tel que :

➤ Amorçage avec des cordons détonants

L'amorçage est appelé amorçage latéral quand il est réalisé à l'aide de cordon détonant ; il peut être descendant ou remontant.

➤ Amorçage avec des détonateurs

Si le dispositif d'amorçage est au détonateur, celui-ci doit être obligatoirement placé à l'une des extrémités de la charge. L'amorçage est dit postérieur si le détonateur est placé au fond du trou et antérieur si le détonateur est placé contre le bourrage. Le logement aménagé dans la cartouche doit être suffisamment profond pour que le détonateur disparaisse entièrement dedans, la cartouche servant ainsi de gaine protectrice contre les chocs.

Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes

- doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;
- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;

Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,

- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire ;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

Influence du microretard sur la fragmentation des roches :

L'introduction du tir à microretard a été une innovation dans la mesure où il contribua dans de larges limites au perfectionnement du processus de préparation des roches durant l'exploitation des gisements par carrière. Le problème de l'emploi des micros retard est très difficile en raison des phénomènes de réflexion d'onde et d'interférence qui dépendent de la nature et de la forme du massif rocheux. Indépendamment du nombre de détonation le temps du micro retard a une influence certaine sur les phénomènes d'ébranlement ; ainsi on a pu mesurer au sismographe que l'ébranlement avec des micros-retards de (10ms) était à peu près 5 fois plus important qu'avec des microretards de 34ms. Pour la fragmentation on a tendance à diminuer les temps. Cependant les incidents de tir par rupture de cordeau sont à craindre avec des temps de 100ms. L'emploi du micros-retards aux avantages suivants :

- Crée une surface libre
- Travail de l'explosif le plus rentable
- Augmentation du volume abattu par trou chargé.

Le temps du retard se détermine par la formule suivante :

$$Z_{ret} = K \times W \quad (10)$$

W : Ligne de résistance au pied de gradin ; m

K : coefficient tenant compte des propriétés physico mécanique des roches. Il est égal pour les roches de :

- faible résistance au tir $K=5\div 6$;
- moyenne résistance au tir $K=3\div 4$;
- grande résistance au tir $K=1.5\div 2.5$.

8. Types d'explosifs fabriqués par L'ONEX

Les principaux explosifs fabriqués par office nationale de substance explosif (ONEX) sont suivants :

- **ANFO** : est un explosif nitraté de couleur blanche-rose, d'aspect fluide, contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordons détonant ou un autre explosif brisant ;
- **TEMEX** : fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type de l'explosif offre par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :
 - Produit hydrofuge : utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique ;
 - Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation
- **Gélanite** : la Gélanite est un explosif nitré d'une consistance gélaniteuse dont la couleur varie du jaune au marron clair. Ce types d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation important qu'on peut la utilisée dans des terrains à roches dures à semi-dures, pour des travaux d'abattage ciel ouvert ou en souterrain et des avantage suivant :
 - Consistance gélatineuse très résistance ;
 - Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.
- **Marmanite** : La Marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. Elle est utilisée dans les terrains secs ou faiblement humides, elle est adaptée aussi aux terrains à roches tendre à mi-dures et des avantages suivants :
 - Explosif de sureté, peu sensible aux actions mécaniques ;
 - Explosif caractérisé par une charge linéaire réduit qui favorise son utilisation pour les terrains mi dures.

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres ou de dureté moyenne pour des travaux d'abattage à ciel ouvert (carrières) ou en souterrain (galeries) de forme en cartouche ou bien en vrac dans des sacs.



Figure 7. Schéma représente deux types d'explosif fabriqué par L'ONEX

9. Calcul paramètre de travaux de forage et de tirs

a) Longueur d'excès de forage (sous forage) « L_s »

$$L_s = (10 \div 15) \cdot D_{tr}, (m) \quad (11)$$

10 : pour les roches à tirabilité facile

15 : pour les roches à tirabilité difficile

D_{tr} : diamètre des trous foré

$$D_{tr} = 0,32 \cdot C, (m) \quad (12)$$

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

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

b) Longueur de bourrage « L_b »

$$L_b = (20 \div 35) \cdot D_{tr}, (m) \quad (13)$$

20 : pour les roches monolithiques (sans fissure) et,

35 : pour les roches fissurées

c) Longueur des trous « L_{tr} »

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + L_s, (m) \quad (13)$$

H_{gr} : La hauteur des gradins

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

d) Longueur de la charge « L_{ch} »

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b, \text{ (m)} \quad (14)$$

e) Charge métrique des trous « P »

$$p = \frac{\pi}{4} D_{tr}^2 \Delta, \text{ (kg/m)} \quad (15)$$

Δ : Densité moyen de l'explosif

$$\Delta = \frac{X \% \cdot \Delta_1 + Y \% \cdot \Delta_2}{100}, \text{ convertie en Kg/ m}^3$$

$X \% \cdot \Delta_1$: Pourcentage et densité de la charge d'amorçages d'explosif g/cm³

$Y \% \cdot \Delta_2$: Pourcentage et densité de la charge de colonne d'explosif g/cm³

f) Ligne de moindre résistance des roches « W »**Pour les trous inclinés**

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr} \cdot L \cdot P} - P}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr}}, \text{ (m)} \quad (16)$$

Pour les trous verticaux

$$W = \frac{\sqrt{0,56 \cdot P^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr} \cdot L \cdot P} - 0,75P}{2 \cdot m \cdot q \cdot H_{gr}}, \text{ (m)} \quad (17)$$

m : Coef de rapprochement des trous en mètre, $m = (0,8 \div 1,2)$

$m = 0,8$: pour les roches très dures

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

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

On peut calculer le Coef de rapprochement par la formule suivante,

$$m = 1,66 - 0,066 f$$

f : la durté des roches est calculé a partir de resistance à la compression

Vérification de la sécurité du travail sur le gradin

La ligne de moindre résistance des roches (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, (°)

β : Angle d'inclinaison du trou, (°)

C : distance de sécurité entre l'arrête supérieur du gradin et l'axe du trou en mètre, $C = 3m$.

g) Distance entre deux trous (Espacement) « a »

$$a = W \times m, (m) \quad (18)$$

h) Distance entre deux rangé (banquette) « b »

$$b = W, (m) \text{ dans le cas tir à micro retard} \quad (19)$$

$$b = 0,8. a, (m) \text{ dans le cas tir instantané}$$

i) Quantité d'explosif nécessaire dans un trou « Q »

$$Q = q \times a \times w \times H_{gr}, (Kg/trous) \quad \text{pour une seule rangée de trous } n=1 \quad (20)$$

$$Q = q \times b \times a \times H_{gr}, (Kg/trous) \quad \text{pour plusieurs rangée de trous } n \geq 2$$

j) Longueur de la charge dans un trou « L_{ch} »

$$L_{ch} = \frac{Q}{p}, (m) \quad (21)$$

k) Longueur de bourrage « L_b »

$$L_b = L_{tr} - L_{ch}, (m) \quad (22)$$

l) Volume du bloc à abattre « V_{bl} »

$$V_{bl} = P_{an} / (N_{t/s} \times N_s), (m^3) \quad (23)$$

P_{an}: la production annuelle de la carrière, (m³/an)

N_{t/s}: intervalle entre deux tirs successifs, (jours)

N_s: nombre de semaines de travail ouvrable de la carrière, N_s=38,39,40....par an .

m) Surface du bloc « S_{bl} »

$$S_{bl} = V_{bl} / H_{gr}, (m^2) \quad (24)$$

n) Longueur du bloc « N_{bl} »

$$L_{bl} = S_{bl} / A, (m) \quad (25)$$

ou A : c'est largeur d'enlevure

o) Nombre de trous dans un bloc « N_{tr} »

$$N_{tr} = \frac{A. L_{bl}}{a.b}, \text{ trous} \quad (26)$$

p) Longueur totale des trous à forer dans un bloc « ΣL »

$$\Sigma L = L_{tr} \times N_{tr}, (m) \quad (27)$$

q) Quantité totale de la charge explosive pour abattre un bloc « Q_t »

$$Q_t = Q \times N_{tr}, (kg) \quad (28)$$

r) Nombre de sondeuse nécessaire pour forer les trous dans un bloc « N_{sond} »

$$N_{sond} = \frac{\Sigma L}{N_{t/s} . N_{pson} . R_{sond}} . K_{rés}, (Sondeuse) \quad (29)$$

$N_{P_{sond}}$: Nombre de poste de travail de la sondeuse

R_{sond} : Rendement de la sondeuse pendant un poste de travail (m/p)

$K_{rés}$: coefficient de réserve ; $K_{rés}=1,1 \div 1,2$

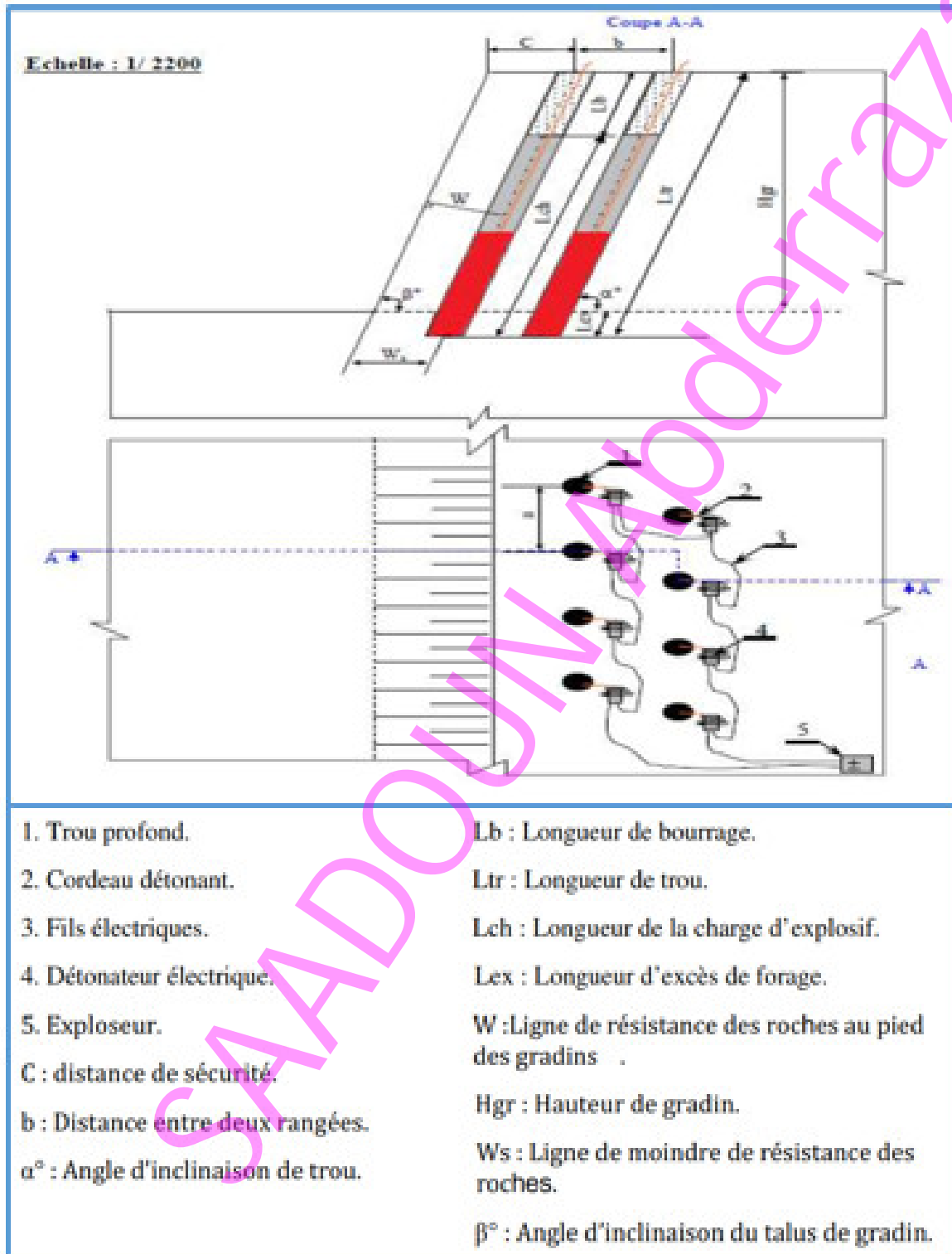


Figure 8. Schéma de plan de tir

Conclusion

L'abattage des roches dans le domaine des mines (travaux miniers) est effectué presque exclusivement à l'aide d'explosif. Il faut pour cela, dans la plupart des cas exécuter un ou plusieurs trous de dimensions convenables dans la masse rocheuse ou dans le filon minier, où l'on place l'explosif que l'on fera exploser. Ces trous sont pratiqués au moyen de perforatrices de roche, généralement alimentées par l'air comprimé (perforatrices ou marteaux perforateurs manuels, et foreuses).

EXERCICES D'APPLICATIONS

Exercice 1.

Soit un gisement de calcaire exploité par des gradins d'une hauteur 13m ayant angle d'inclinaison même des trous de 80^0 , les roches sont dures de dureté $f=10$ et ayant tirabilité difficile égale $20,98 \text{ g/m}^3$ avec $K_c=0,8$ et deux surfaces dégagées, Pour la fragmentation des roches on utilise deux types d'explosifs:

80 % de TEMEX de densité $0,9 \text{ g/cm}^3$ et 20 % de Marmanite comme charge d'amorçage d'une densité $1,05 \text{ g/cm}^3$, pour le chargement des roches abattus on utilise une chargeuse de capacité de godet 5m^3

Les dimensions moyennes des blocs dans le massif est 1,5m et le tir à microretard d'une seule rangée des trous.

($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$ et $A_{ut} = 260 \text{ cm}^3/10\text{g}$)

- 1-Calculer la consommation spécifique de projet de l'explosif
- 2- Calculer la ligne de résistance des roches au pied du gradin (W)
- 3-Calculer l'espacement (a) et la banquette (b)

Exercice 2.

Pour l'exploitation d'un gisement de calcaire dans les conditions minières :

L'angle d'inclinaison du talus du gradin est 75^0 et même du trou égale 75^0 avec distance de sécurité entre l'arrêt supérieur du gradin et l'axe des trous $C=3\text{m}$. Pour la fragmentation des roches on utilise l'explosif Anfomile de densité égale $0,95\text{g/cm}^3$ et de consommation spécifique égale $0,5 \text{ kg/m}^3$. Les roches avec tirabilité difficile avec dureté égale 10. Hauteur de creusement maximal 12m. -Capacité de godet de la chargeuse 5m^3

Calculer ligne de résistance des roches au pied du gradin (W)?

Chapitre VIII. Homogénéisation des minéraux utiles.

Introduction

Les matières premières provenant des exploitations minières font l'objet d'une restriction de la part des consommateurs tenants des technologies souvent très exigeantes.

L'industrie métallurgie moderne porte des exigences élevées à la qualité des minéraux métallifères, les consommateurs des minéraux brutes exigent que les compositions chimiques et granulométriques des minerais expédiés des mines soient constantes, parce qu'ils la qualité du produit métallurgique en grand partie dépend de la qualité de ceux-ci.

D'après la théorie et l'expérience pratique, le traitement des minerais hétérogènes suivant la teneur et la granulométrie, provoque des pertes en composants utiles, une consommation élevée en énergie, en coke, en autres matériaux ainsi que l'augmentation du prix de revient du produit fini, on remarque aussi les mêmes phénomènes lors de l'enrichissement des minéraux utiles.

1. La stabilisation de la qualité des minerais

Pour les consommateurs des minerais métallifères, particulièrement, des minerais de fer est plus bénéfique de traiter le minerai ayant une teneur stable que le minerai ayant une teneur élevée mais instable. À titre d'exemple : la diminution de la variation de la teneur en fer dans l'agglomérat $\pm 1,5\%$ à $\pm 0,5\%$ augmente le rendement du haut fourneau de 2%, diminue la consommation en coke de 3% et le prix de revient de la fonte de 2%.

La stabilisation de la qualité des minerais peut être atteinte par l'Homogénéisation. En introduit cette dernière comme un maillon important dans la chaîne technologique d'exploitation à ciel ouvert, surtout dans les carrières, où la teneur des composants utiles varie brusquement. L'Homogénéisation est un processus qui consiste à mélanger rationnellement de mêmes types de minéraux utiles ayant la teneur différente en composants utiles afin d'obtenir le produit de départ de la qualité désiré.

Selon l'expérience pratique des certaines entreprises modernes sidérurgiques, après l'Homogénéisation des minerais de fer ans les mines à ciel ouvert le rendement des machines d'agglomération peut être augmenté de 20%, celui de haute fourneau de 8%, la consommation de coke diminution de 3 à 4%. L'Homogénéisation donne un grand effet économique dans l'industrie de ciment, la métallurgie des métaux non ferreux etc.

Ce processus n'est pas tellement couteux et les frais ne dépassent guères 5 à 8% du prix de revient d'une tonne de mènèrai extrait, si en fait l'Homogénéisation dans les carrières par stock.

La nécessité l'Homogénéiser les minerais extraits augmente au fur et à mesure de la mise en exploitation des gisements pauvres. Puisque le minerai de ces dernières exige l'enrichissement ce qui comme à des ci-dessus devient bénéfique, lorsqu'on traite un minerai brut avec la qualité stable durant longtemps .il faut noter que le volume des minéraux utiles extrait à travers le monde augmente d'une année à l'autre et d'après les donnes statistiques il est multiplié par de tous les 12 ans. Cette consommation s'explique par le besoin de progrès scientifique et technique d'un côté et par la diminution de la teneur en composantes utiles dans le mineras extrait 'un autre côté.

D'après les recherches de géologue KRASNIKOV V, faites à travers le monde sur les réserves et l'extraction des métaux des minerais ayant différent qualité, 65% des réserves prospectés peuvent être considérés comme pauvres (Tableau n 1)

Tableau 1. Classification KRASNIKOV pour la qualité des minerais

Qualité des minerais	Réserves établies par prospection géologique, % de leur somme	Extraction des métaux des minerais,%
Riches	5	5
Ordinaires	30	50
Pauvres	65	45

Les minerais métallifères extraits intensivement sont les ordinaires et ils assurent 50% de l'extraction mondiale des métaux. Mais leurs réserves sont limitées par rapport à la consommation et elles seront épuisés très vites .et à l'avenir, en va exploiter les gîtes pauvres qui seront la base de métallurgie.

Donc voilà pourquoi l'homogénéisation deviendra le maillon indispensable parmi les autres processus principaux de la production minière.

2. Mode de l'homogénéisation des minéraux utiles dans les mines à ciel ouvert

L'homogénéisation des minéraux utiles s'effectue dans les carrières, les laveries et les usines d'enrichissement, ainsi que dans les usines métallurgiques.

Pour cela on utilise différents types de stocke d'homogénéisation : avec et sans estacade, avec trémies et le même type que celui de terril (voir Figs 1 ,2 et 3)

Les trois premiers appelés parfois "parc d'homogénéisation" s'utilisent, en général, dans les usines d'enrichissement et métallurgique pour l'homogénéisation des minerais bien fragmenté ou tendres et friables non –fragmentés (charbon, minerais de manganèse etc.).

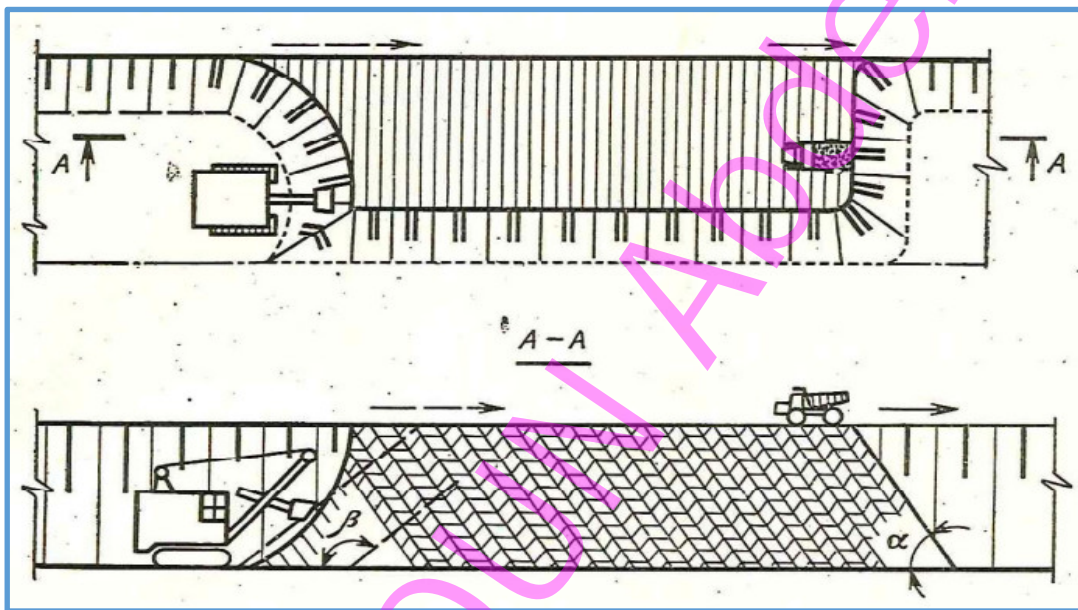


Figure 1. Stock d'homogénéisation du type de terril à couches inclinées

Ces stocke exigent de grande surfaces, des engins spéciaux et couteux pour le déchargement du minerai utile, la constitution des piles, ainsi que pour la reprise du minerai homogénéisé .le nombre des couches constitués par ces engins atteinte 1000 et l'efficacité e ce procédé est grande.

Dans les carrières en distingue : l'homogénéisation au sein du chantier, au sein de la carrière (par flux, par chantier), par stock et par trémie d'homogénéisation.

En général, l'homogénéisation s'effectue par plusieurs stades, parce que souvent il est impossible d'avoir la qualité du minerai désirable ou stable par un seule stade (par exemple : dans le chantier ou dans la carrière etc.).

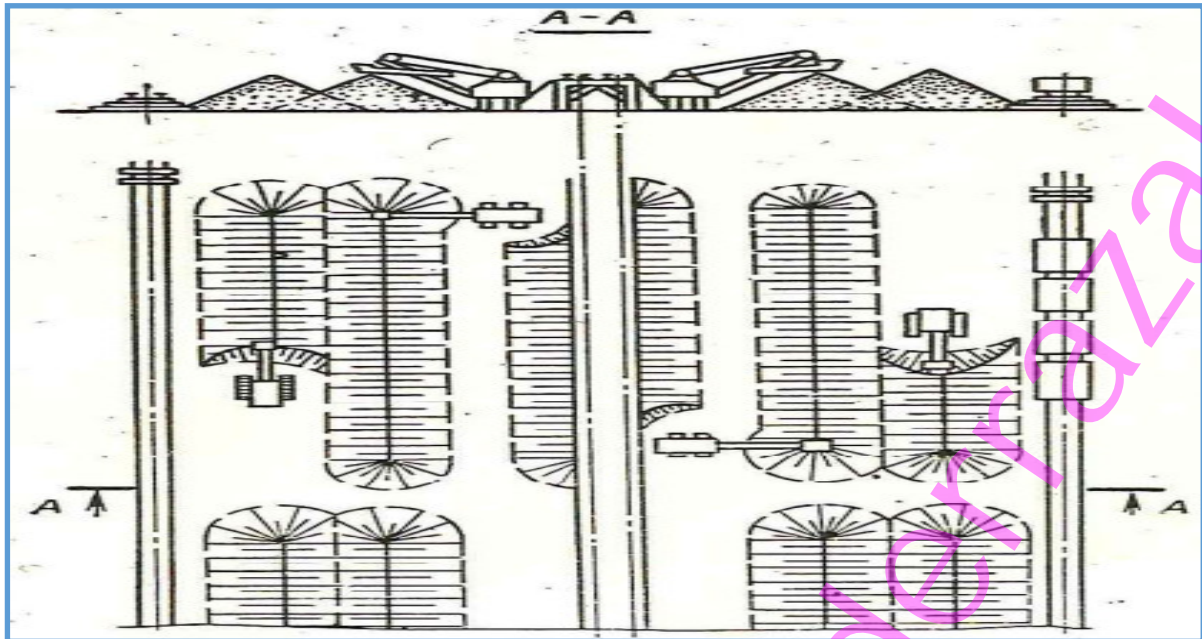


Figure 2. Stock d'homogénéisation du type de terril avec pile à chevronne

L'homogénéisation commence dans le chantier et s'achève dans le parc d'homogénéisation de l'usine. Ces mesures permettent de récupérer vite les frais d'investissement de l'homogénéisation, d'augmenter la qualité du produit fini et de diminuer le prix de revient de celui-ci

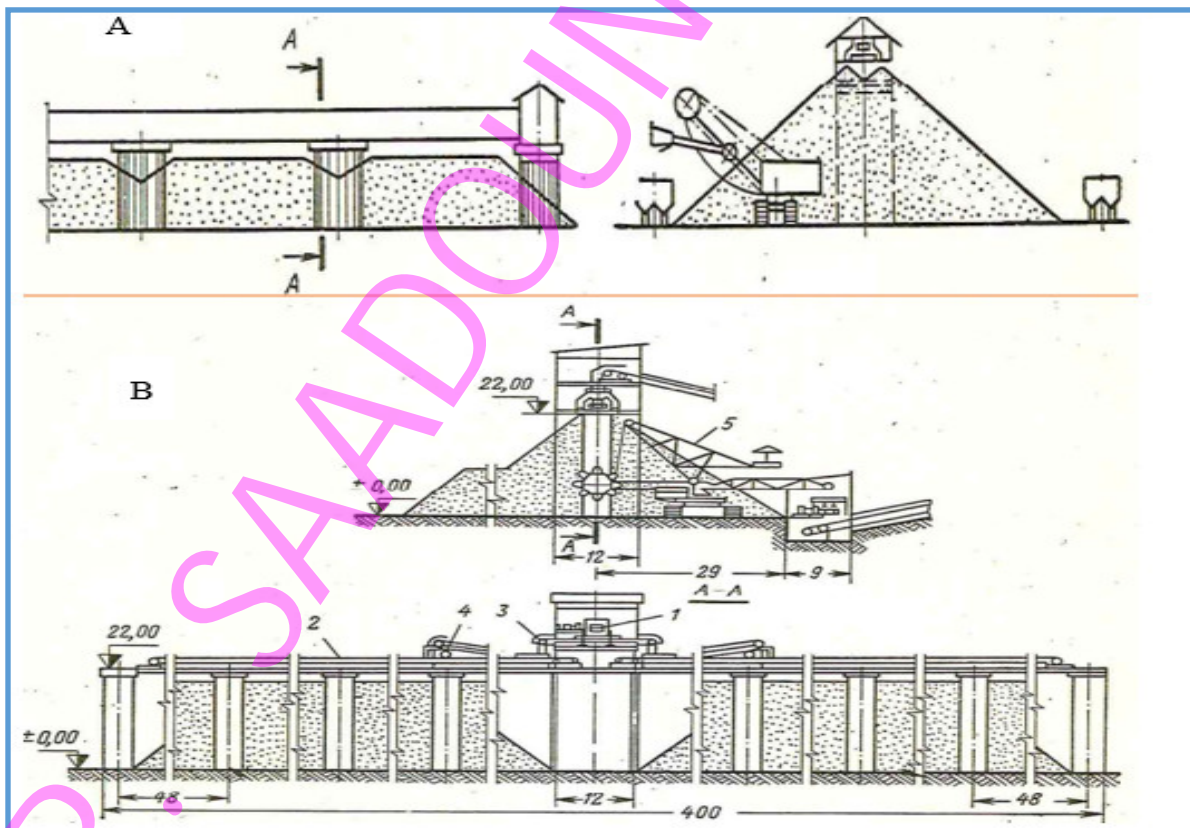


Figure 3. Stock d'homogénéisation du type de terril avec estacade

Pour évaluer le degré d'homogénéisation on applique la formule suivante :

$$\eta = \frac{\sigma_{av}}{\sigma_{ap}} \quad (1)$$

Où :

σ_{av} et σ_{ap} : écarte type déterminés selon les teneurs du minerai en composants utiles avant et après l'homogénéisation.

Lorsque l'homogénéisation n'existe pas $\sigma_{av} = \sigma_{ap}$ et dans ce cas $\eta = 1$. par contre, lors de l'homogénéisation idéale $\sigma_{ap} = 0$ et $\eta \rightarrow$ l'infini.

Si l'homogénéisation du minerai s'effectue à plusieurs stades (dans les chantiers, dans les stocks de carrière, dans les parcs de l'usine métallurgique etc.)

Le degré de l'homogénéisation totale (η_t) se détermine comme le produit de toutes les valeurs (η_n) selon chaque stade, c-à-d:

$$\eta_t = \eta_1, \eta_2, \dots, \eta_n \quad (2)$$

Souvent, pour l'appréciation de l'homogénéisation on utilise la formule suivante :

$$K = \left(1 - \frac{\sigma_{ap}}{\sigma_{av}}\right) \cdot 100, \% \quad (3)$$

Dans ce cas si $\sigma_{ap} = \sigma_{av}$, et $K=0$, c-à-d l'homogénéisation n'existe pas (homogénéisation nulle), par contre, lorsque si $\sigma_{ap}=0$ et $K=100\%$ est on 'a l'homogénéisation idéale (homogénéisation parfaite).

Donc, si η évalue de combien de fois augmente l'homogénéisation du minerai extrait après l'homogénéisation, le coefficient K exprime de quelle valeur augmente l'homogénéité du minerai. En analysant un grand nombre de variateur pour divers écarts-type avant et après l'homogénéisation, on a abouti en les calculant par ordinateur à la relation suivant :

$$\sigma_{ap} = \frac{\sigma_{av}}{\sqrt{N_c}} \quad (4)$$

Où :

N_c : Nombre de couche dans la section du stock. En remplace l'Eq 4 dans la Eq3 on aura :

$$K = \left(1 - \frac{1}{\sqrt{N_c}}\right) \quad (5)$$

Cette formule permet d'évaluer approximativement l'homogénéisation d'après le nombre de couches horizontales dans le stock.

Le degré d'homogénéisation (η) varie selon :

- la méthode appliquée
- le volume d'homogénéisé du stock
- l'hétérogénéité au massif de la teneur du minerai

D'après l'expérience pratique dans différent carrières et mines à ciel ouvert :

- au la seine de la carrière 1,5 à 2,5.
- dans les stocks d'homogénéisation de la carrière de 2 à 4.
- dans les parcs d'homogénéisation des usines de 3 à 8.

D'après Mr. GRATCHEV F, la pratique minière sur l'homogénéisation à plusieurs stades assure l'homogénéité du minerai brut selon le volume du minerai expédié de 30 à 35 fois et pour l'industrie du ciment de 100 à 125 fois.

L'homogénéisation des minéraux utiles au sein du chantier se réalise, en générale lors de l'extraction. Bien que le tir du minerai des différentes sortes assure une certaine homogénéisation, mais d'une autre coté il contribue au mélange des minerais cités avec les pauvres et les roches encaissantes, en diminuant leur qualité.

L'homogénéisation des minerais au sein du chantier se réalise lors de l'abattage et du chargement des roches.

Lors de l'extraction des minéraux utiles par les pelles mécaniques, l'homogénéisation s'effectue par :

- Réglage de l'épaisseur et la longueur des copeaux suivant toute la hauteur du chantier. (le godet excave simultanément plusieurs couches intercalées hétérogènes) $\eta = (1.5 \div 2)$
- Extraction et chargement sélectifs des minerais des différentes qualités de diverses parties du chantier (tirage avec homogénéisation)
- Par constitution des piles et des cônes intermédiaires dans le chantier avant le chargement dans les moyens de transport.

2.1. L'homogénéisation par flux (par chantier) a pour but de maintenir la qualité constante du minerai expédié de la carrière aux consommateurs, avec cela, le minerai transporté de chaque chantier vers les points de réception de la carrière est de différente qualité.

Les types d'engins d'extraction, de chargement et de transport, ainsi que la capacité de leurs récipients influent sur la qualité du minerai dans chaque engin de transport et dans le flux total expédié de la carrière.

Lorsque les paramètres des engins d'extraction, de chargement et de transport sont connus, La qualité moyenne du minerai dans le flux est :

$$q_m = \frac{q_1 i_1 + q_2 i_2 + \dots + q_n i_n}{i_1 + i_2 + \dots + i_n} \quad (6)$$

Où:

q_1, q_2, q_n : des indices de la qualité dans le 1^{er}, 2^{ème} et n^{ième} chantier.

$i_1; i_2; i_n$: intensités du flux des engins de transport égales au volume du minerai arrivé du 1^{er}; 2^{ème}; n^{ième} chantiers pendant une durée (T).

T: temps durant la qualité du minerai dans le flux total doit être constante

Le (T) il déterminé dépend :

- de la productivité de la carrière en minerai.
- du nombre et de la disposition des consommateurs.
- de la capacité des stocks.
- des trémies dans les usines.
- de la présence des stocks d'homogénéisation.

D'après l'expérience, (T) peut varier de 30 min à 48h. Le réglage des volumes des différentes sortes de minerais provenant de chaque chantier et leur expédition aux stocks d'homogénéisation (au usines) s'effectue selon la programmation exécutée par ordinateur.

2.2. Homogénéisation par stocks de carrière

Dans l'exploitation minière, les stocks de carrière peuvent avoir plusieurs fonctions. La méthode la plus répandue et la plus efficace de la stabilisation de la qualité des minéraux utiles dans les carrières est celle par stocks d'homogénéisation qui ont plusieurs fonctions (lieux rechargement), rechargement, régularisation du travail de la carrière, homogénéisation, réserve.

- **Stock de rechargement** : arrivée de tout le minerai de la carrière (chargement du minerai d'un type de transport à l'autre).

- **Stock de régularisation** : ont une réserve déterminée en minéraux utiles (pour compresser l'irrégularité de travail entre les complexes de traitement) et d'extraction, le principal paramètre est le volume nécessaire du stock).
- **Stock de réserve** : ont d'habitude un grand volume (la quantité stockée correspond à celle extraite durant la période)
- **Stock d' homogénéisation** : sert à maintenir les indices de qualité du minerai dans le flux à un niveau bien déterminé

Les stocks en carrière accomplissent deux ou plusieurs fonctions simultanément

- Rechargement et homogénéisation
- Rechargement-homogénéisation et régularisation

Chaque stock est constitué de quelques piles, en général, nous avons :

- Pile en construction ;
- Pile pour le rechargement au consommateur
- Pile en réserve.

Les paramètres technologiques de la pile sont :

- Longueur et largeur de la partie active ;
- Longueur et largeur de la partie passive ;
- Hauteur et volume actif.

La partie active est la partie qui contient le minerai et où fonctionnent les moyens de chargement (chargeuses, pelles mécaniques) ainsi que les camions qui expédient la charge.

La partie passive du stock sert au passage, au braquage et aux manœuvres des moyens de transport, ainsi qu'au déchargement du minerai.

La technologie du travail de la pile comprend les éléments suivants :

- Méthode de construction de la pile ;
- Direction du front de déchargement ;
- Direction du front rechargement.

Le schéma de la mécanisation complexe renferme par les moyennes mises en œuvre comme :

- Les moyens de transport du minerai homogénéisé
- Les moyens primaires de transport (carrière-pile) ,(front de taille –stocke)

- Les moyens (équipements) de rechargement.

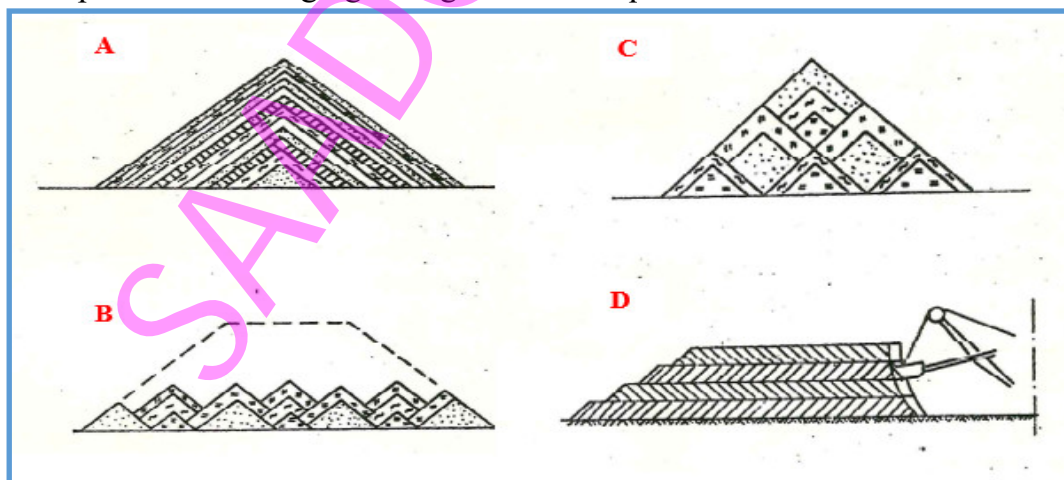
3. Type de constitution des piles

Le mode de constitution des piles prédétermine la forme et le type de stock, la constitution consiste à la mise en place du minerai par couches horizontales ou inclinées, longitudinales ou transversales, par des méthodes en chevrons et par méthodes combinées. (Voir figure 4).

3.1. La méthode en chevrons (Fig. 4.a) : la constitution des piles en chevrons exige de grands frais d'investissement par les moyens spéciaux utilisées lors des séparations de déchargement et reprise, l'avantage est l'utilisation d'une mécanisation totale des opérations et un degré d'homogénéisation élevé. L'inconvénient est les grands frais d'installation et le concassage préalable. La ségrégation granulométrique provoquant la ségrégation qualitative est importante.

3.2. La méthode du quinconce (Fig.4. b) : cette méthode utilise les chariots d'empilage déchargent de petites rangées de différentes matières sur toute la largeur du lit d'homogénéisation, cette méthode est largement répandue dans les usines de traitement, il est avantageuse dans les cas de matières ayant une granulométrie étendue ou des matières pulvérulentes, évite la ségrégation des matières dans le tas.

3.3. La méthode des chevrons stockés en quinconces (Fig.4. c) : dans la méthode des chevrons stockés en quinconce, le chariot d'empilage peut décharger des rangées de petits chevrons en quinconce, la hauteur de la flèche par rapport à la pile est réduite au minimum pour éviter la ségrégation granulométrique.



• **Figure4-constitution des piles par différentes méthodes :**

- a) en chevronne) en quinconce, c) chevrons en quinconce, d) couches horizontales.

3.4. La méthode par couches horizontales (Fig. d) assure les meilleurs conditions d'homogénéisation et peut permettre d'exclure et d'éliminer la ségrégation du minerai. Cette dernière peut avoir lieu aux extrémités des piles, c'est pour cela que la longueur doit être plusieurs fois plus grande que la largeur. La construction des piles à couches horizontales permet d'améliorer considérablement le degré d'homogénéisation du minerai.

4. Calcul des Paramètres principaux des stocks d'homogénéisation dans les carrières :

Les principaux paramètres des stocks d'homogénéisation dans les carrières sont les suivants :

- nombre de couches inclinées ou horizontales formant la pile ;
- nombre de piles dans le stock ;
- largeur des parties actives et passives du stock ;
- capacité de la partie active du stock ;
- hauteur de la partie active.

Le nombre de couches n_c est déterminé par la formule suivante :

$$n_c = \frac{H_{st} \cdot B_c}{V_c} \cdot (ctg \alpha - ctg \beta) \quad (7)$$

Où :

H_{st} : Hauteur du stock, (m)

B_c : Largeur de la benne de camion (suivant les caractéristiques techniques des camions), (m).

V_c : Volume de la masse minière foisonnée dans la benne du camion (m^3).

α : Angle du talus naturel de la pile, (degré).

β : Angle moyen de creusement de l'excavateur, (degré).

La capacité de la partie active du stock ($V_{st.a}$) lorsque les camions déchargent le minerai de l'arrêt supérieur de la pile vers l'arrêt inférieur (lors de la méthode périphérique) est déterminé comme suite :

$$V_{st.a} = \frac{A \cdot H_{st}^2}{2} \cdot (ctg \alpha - ctg \beta), m^3 \quad (8)$$

Pour le déchargement sur la surface de la pile (lors de la méthode de surface)

$$V_{st.a} = A \cdot H_{st} \cdot \sqrt{\frac{24 \cdot ctg \alpha \cdot V_c}{\pi}}, m^3 \quad (9)$$

Où

A : Largeur d'enlèvement de l'excavateur, (m)

La hauteur de la pile du stock qui assure le degré d'homogénéisation désiré. (η) dans une portion (q en m^3) du minerai est :

- déchargement de l'arrête supérieure vers l'arrête inférieure (lors de la méthode périphérique):

$$H_{st} = \sqrt{\frac{2 \cdot q}{A \cdot (ctg \alpha - ctg \beta) (1 - \eta)^2}}, m \quad (10)$$

Pour le déchargement sur la surface de la pile (lors de la méthode de surface)

$$H_{st} = \frac{q}{A \cdot (1 - \eta)^2 \cdot \sqrt{\frac{24 \cdot ctg \alpha \cdot V_c}{\pi}}}, m \quad (11)$$

La partie passive du stock doit assurer un bon déchargement des camions et qui déterminée par les dimensions de la plate-forme pour le braquage et l'accès sur la superficie du stock.

Lorsqu'on stocke séparément le minerai de différentes sortes, on divise la longueur du stock en différentes piles, pour chaque sorte de minerai il faut avoir minimum deux piles : la première pour l'empilage et la deuxième pour le rechargement (la reprise).

La longueur minimale de chaque pile se détermine par le front nécessaire pour le déchargement des camions et des terrains, il est varié de (50 à 60 m) pour le transport par camions et (100 à 120 m) quand on utilise le chemin de fer. La longueur minimale du stock pour le stockage est déterminée par la formule :

$$L_{s.d.s} = L_{f.d} \cdot \mu \cdot \xi, m \quad (12)$$

Où :

$L_{f.d}$: Longueur minimale du front de déchargement, (m)

μ : Nombre de sorte de minerai stocké séparément ξ : nombre de pile de chaque sorte de minerai

D'après l'expérience pratique, la longueur des stocks d'homogénéisation de carrière varie de (80 à 500m), la capacité de (50 à 500.10³ m³) la hauteur de (8 à 20 m) le degré d'homogénéisation pour ces types de stocks varie de (2.5 à 4).

Conclusion

Dans l'exploitation minières, la nécessité l'homogénéiser des minerais extraits augmente au fur et à mesure de la mise en exploitation des gisements pauvres. puisque le minerai de ces dernières exige l'enrichissement des minerais brut avec la qualité stable durant longtemps et toute la chaîne de production à travers les principaux paramètres des stocks d'homogénéisation dans les carrières (nombre de couches inclinées ou horizontales formant la pile, nombre de piles dans le stock, largeur des parties actives et passives du stock, etc).

EXERCICE D'APPLICATION

Soit une mine de phosphate, la hauteur de stock égale la hauteur de creusement maximal de l'engin utilisé, on utilise des camions de largeur des bennes $B_c=4\text{m}$ et capacité de charge égale 55 tonne, les roches tendres avec hauteur des gradins égale 8m, α et β égale respectivement 25° et 60° , la masse volumique des roches $\gamma = 2,55\text{t/m}^3$,

- Calculer le nombre de couches n_c

Si on a utilisé l'explosif comme méthode d'abattage avec $W=3\text{m}$ et seule rangés des trous

- Calculer la capacité de la partie active du stock ($V_{st.a}$)
- Calculer la capacité de la partie active du stock lors de déchargement sur la surface de la pile (lors de la méthode de surface)

Chapitre IX. Mise à terril et constitution des remblais à minerai

Introduction

Dès que les travaux miniers sont entrepris dans une mine à ciel ouvert, les problèmes de constitution de terril et des remblais à minerai s'imposent de plus en plus à cause de l'augmentation progressive du volume de stérile et l'approfondissement des travaux d'exploitation.

La mise à terril constitue une part tellement importante de l'activité d'une mine à ciel ouvert de sorte qu'il existe même une classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert basée sur les particularités technologiques des opérations de constitution des terrils dans les conditions différentes.

D'une façon générale, l'aménagement des terrils doit répondre aux impératifs suivants :

- La capacité suffisante correspondant au rendement de l'enlèvement des stériles ou mort terrains
- Le choix de l'emplacement convenable situé en dehors des travaux productifs ou la configuration finale de la mine à ciel ouvert et par ailleurs non loin de cette configuration la sécurité du personnel et la préservation de l'équipement.

1. Distinction des terrils

La mise à terril est un processus de déplacement des stériles et leur dépôt sur des terrains spécialement réservé. Les dépenses pour les travaux de mise à terril occupent 10 à 20 % du volume de tous les travaux de découverte. Selon l'emplacement des terrils par rapport au champ d'exploitation, on distingue des terrils intérieurs et des terrils extérieurs. Dans le premier cas, les terrils sont constitués dans l'espace vide créé par l'enlèvement des morts terrains et des minerais. Dans le second cas, on les place en dehors de la configuration finale de la carrière à des endroits spécialement réservés à cet usage. Qu'ils soient intérieurs ou extérieurs, les terrils peuvent s'étendre à partir de l'endroit choisi par déplacement parallèle, en éventail, en courbe ou en anneau du front de déblais, et parfois on utilise terrils combiné

1.1 Terrils intérieurs Ils sont généralement constitués lors de l'exploitation des gisements en plateure ou couches horizontales de grande étendue. Dans le cas simple, la mise en terril se réalise directement par des excavateurs utilisés à l'enlèvement des morts terrains. S'il s'agit des roches dont l'abattage à l'explosif est une nécessité absolue, on utilise des excavateurs de découverte à godet unique dont l'organe de travail doit avoir une grande longueur ainsi qu'une grande capacité du godet. Par contre dans les terrains tendres, arraché par des excavateurs à godets multiples, la mise en terril s'effectue au moyen des engins de transfert (sauterelle et pont de transfert). Les terrils intérieurs sont placés dans l'espace vide interne de la carrière créée par l'enlèvement du gîte du minerai et des stériles (fig.1). Ils sont les plus efficaces parce qu'ils sont situés près de lieu de l'extraction des stériles et occupent les terrains presque inutile pour l'agriculture. Mais on peut les employer seulement pour l'exploitation des gisements horizontaux et peut inclinés.

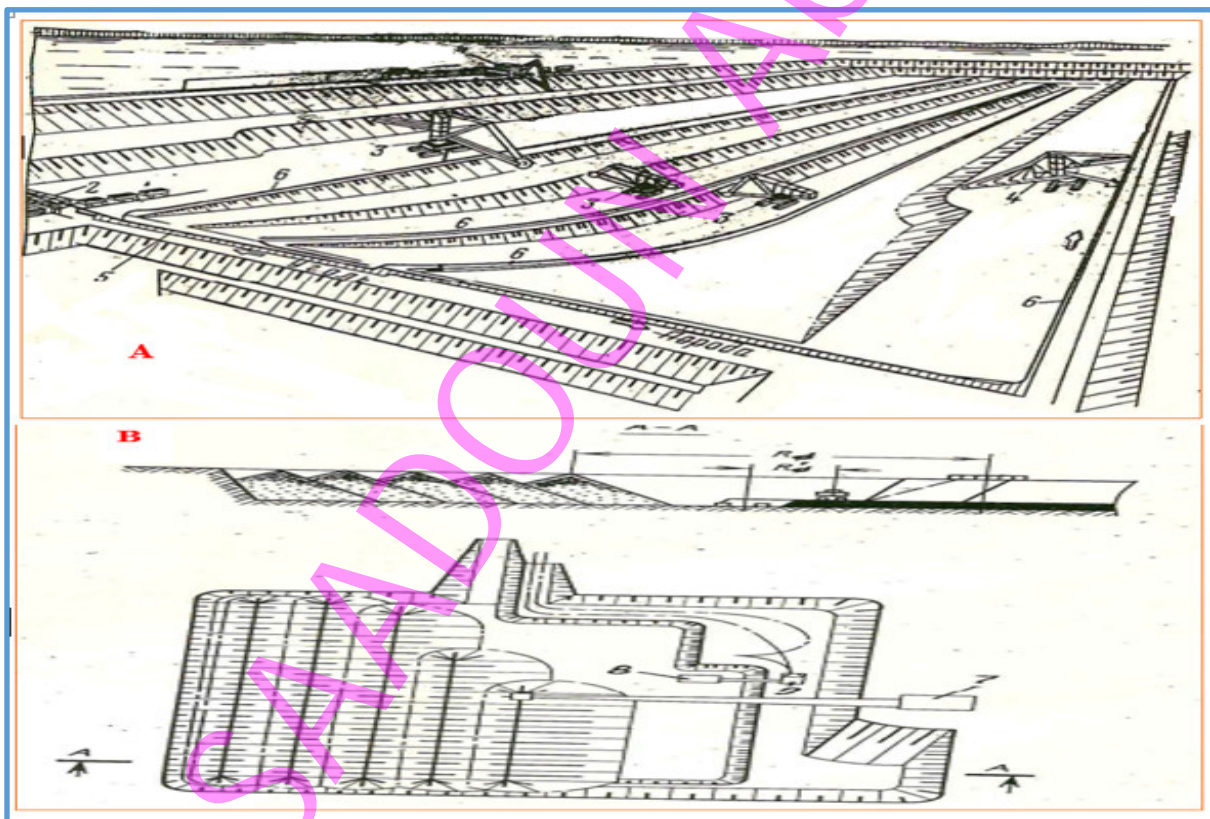


Figure 1. Exploitation d'un gisement plateure avec terrils intérieurs :

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-souterrelle, 5-berme de transport, 6-convoyeur.

B) à l'aide de l'excavateur à godet unique : 7-dragline ; 8-pelle mécanique, 9-camion.

1.2. Les terrils extérieurs (fig. 2) : sont situés hors des limites du champ de la carrière dans les terrains dépourvus de minéraux utiles. Pour les terrils extérieurs on doit utiliser le relief e la région : ravins, terres inutiles pour l'agriculture, on les utilise lors de l'exploitation des gisements inclinés et dressant.

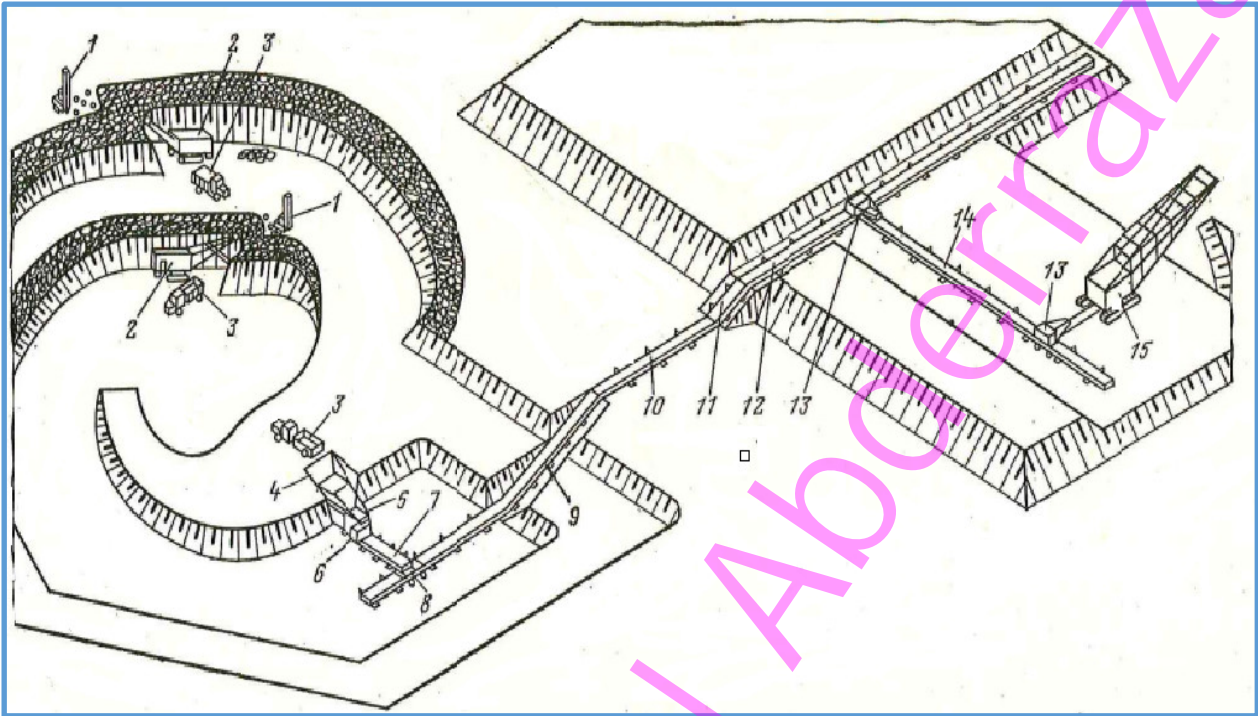


Figure 2. Exploitation d'un gisement avec terrils extérieurs

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

Les terrils combinés (fig. 3) comprennent les deux types situés ci-dessus. On les utilise dans la majorité des cas, lors de l'exploitation des gisements horizontaux et peut inclinés et grande épaisseur des roches stériles. Dans ce cas les stériles des gradins supérieurs sont déplacées au terril extérieur et celles des gradins inférieurs sont déplacés au terril intérieur.

L'aménagement des terrils doit répondre aux exigences suivantes :

- capacité suffisante
- emplacement commode, situé en dehors des terrains productifs et proche du champ de la carrière.
- rendement élevé des engins travaillent au terril
- sécurité de travail.

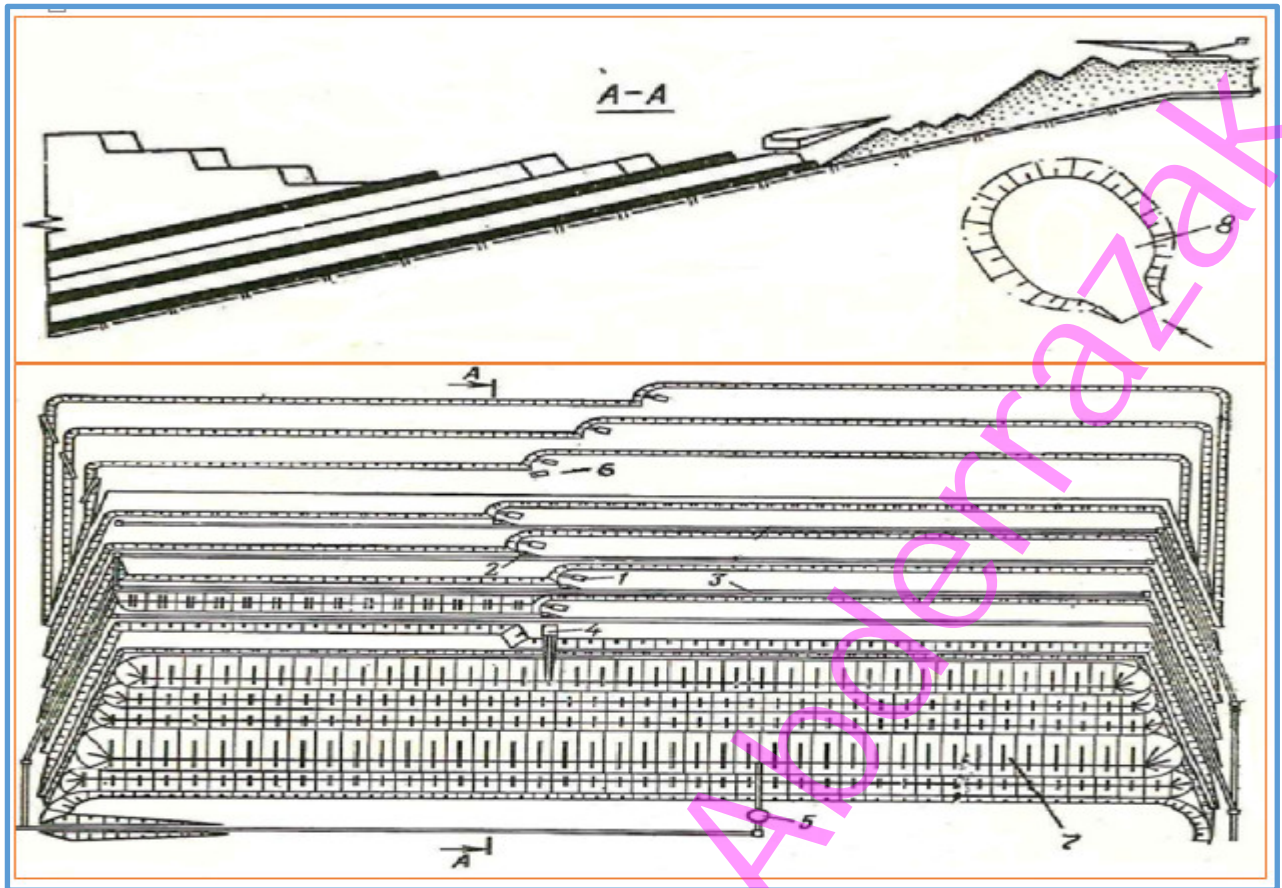


Figure 3. Exploitation d'un gisement incliné avec terrils combinés

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

Les terrils ont soit un seul, soit plusieurs gradins et peuvent s'étendre par déplacement parallèle, en éventail ou en anneau du front des déblais (figure.4) les extensions parallèles et en éventails sont généralement employées pour les terrils intérieurs, l'extension en anneau, pour les terrils extérieurs.

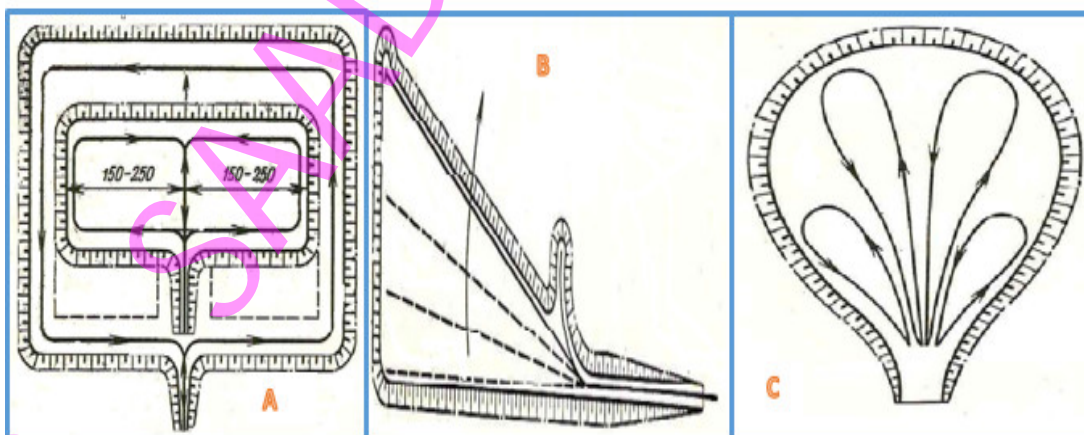


Figure 4. Schéma de développement des terrils

A-parallèle, B- en éventail, C-annulaire

La constitution des terrils peut être exécutée par la méthode périphérique et celle de surface. Lorsqu'on applique la méthode périphérique, les camions ou les wagons déchargent les stériles le long de l'arête supérieure du terril à une petite distance ou directement de l'arête supérieure en bas, au talus du terril. Après cela, on pousse les stériles au talus du terril par le bulldozer.

La méthode de surface de la constitution des terrils prévoit l'arrangement des stériles sur toute la surface du terril (sur le toit de terril) et leur aplanissement couche par couche. Après le compactage au rouleau le toit du terril, on répète le cycle de la mise à terril.

La pratique des travaux miniers montre que la constitution des terrils par la méthode périphérique est plus efficace à cause du volume réduit des travaux d'aplanissement. La mise à terril de surface s'applique lorsque on utilise les scrapers pour l'exploitation et le transport des stériles. On l'utilise parfois pour le stockage des roches stériles tendres, ayant des capacités de compactage et des stériles durs, lorsque la hauteur des terrils est grande.

Dans les cas les plus simples, les terrils intérieurs peuvent être constitués directement par les excavateurs utilisés pour l'enlèvement des roches stériles : s'il s'agit d'excavateurs à godet unique (fig. 5), leur organe de travail doit avoir une longueur suffisante, par ailleurs s'il s'agit d'excavateurs à godets multiples, ils seront munis d'un convoyeur à bande installé sur un pont métallique.

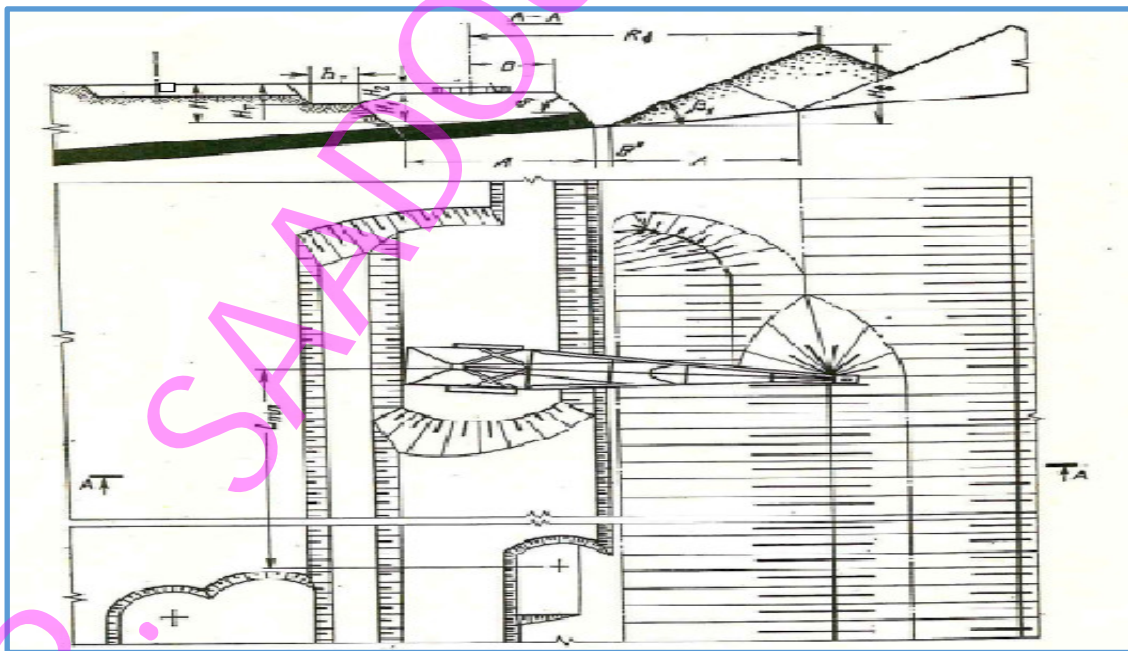


Figure 5. Mise à terril par dragline

Les terrils extérieurs et intérieurs peuvent avoir un ou plusieurs gradins lorsque les terrils sont intérieurs et le transport se fait par chemin de fer.

Les plates formes de travail des gradins de déblais doivent être situées au même niveau de celles des gradins de travail de la carrière, afin d'aboutir un profil normal des voies ferrées.

La surface nécessaire (S_t) pour le terril extérieurs est déterminé d'après le volume des roches stériles déplacés (V_s) de la carrière au terril et la hauteur des terrils (H_t) :

$$S_t = \frac{V_s \cdot K_f}{H_t \cdot \eta}, \text{ (m}^2\text{)} \quad (1)$$

Où:

K_f : Coefficient de foisonnement des roches en terril ($K_f = 1,1$ à $1,4$)

η : Coefficient de remplissage de la surface du terril, qui dépend de la forme du terril et de leurs paramètres. On prend ($\eta = 0,8$ à $0,9$) lorsque le terril à un seule gradin, et ($\eta = 0,6$ à $0,7$) lors des terrils à deux et à trois gradins.

Pour constitués les terrils, en emploie différents engins comme bulldozers, excavateurs, chargeuses, ponts de transfert, sauterelle et appareils hydrauliques.

Le choix des engins de terrils dépend de type de transport utilisé, de la productivité de la carrière en stériles, des propriétés des roches, etc.

2. Mise à terril par bulldozer

Les bulldozers sont employés largement dans les carrières et mines à ciel ouvert lorsque le transport des stériles se fait par camion à benne basculante. Dans ce cas, les stériles sont déchargées sur la surface supérieur du terril et poussées vers l'arrête du terril par les bulldozers.

Les avantages de ce type de mise à terril sont les suivants :

- simple organisation des travaux lors de la constitution et de l'exploitation des terrils
- mobilité et la manœuvrabilité des engins appliqués
- petites dépenses d'exploitation

Les inconvénients de la méthode de la mise à terril par bulldozers sont les suivants :

- nécessité de construction, l'entretien des routes, et de lutte contre la poussière qui menace l'environnement.

- dépendance de cette méthode de la dureté et de la granulométrie des roches.

La constitution des terrils à l'aide d'un bulldozer consiste en la construction des routes pour les camions jusqu'au lieu de stockage et la création d'une plate-forme de déchargement de hauteur 2 à 6m et de largeur 70 à 100 m , ce qui est nécessaire pour les manœuvres des camions (figure 6-a).Après , on procède à la mise à terril jusqu'au niveau prévu. Parfois en premier lieu, on construit un remblai initial jusqu'au niveau prévu par le projet, dont la largeur est de 40 à 50m.Après, on décharge les camions de l'arête supérieure au talus.

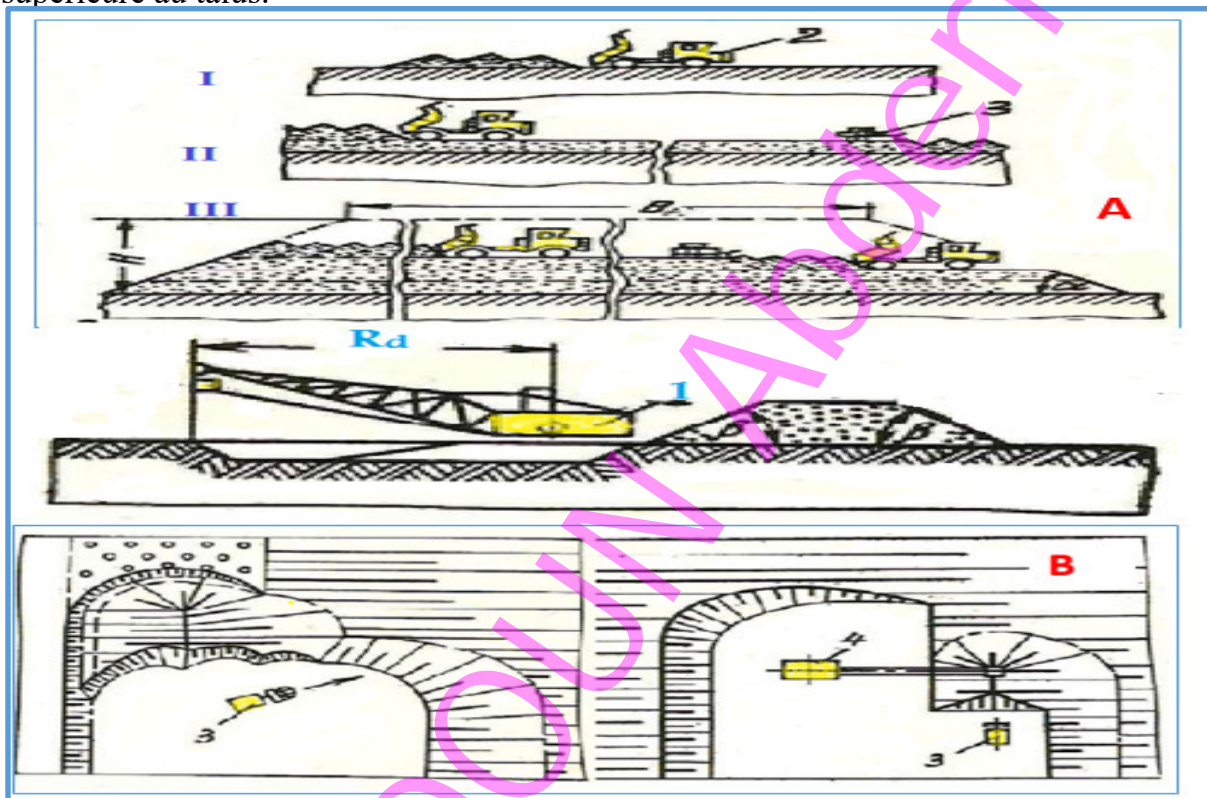


Figure 6. Construction du remblai primaire

- A) sur un superficie plate, B) sur le flanc de coteau, I, II et III remblayage successif, 1-dragline, 2-camion , 3-buldozer, 4-pelle mécanique.

La constitution des terrils sur les flancs à coteau commence par la création d'une plate-forme pour les manœuvres des camions (fig. 6b).

Lorsqu'on utilise la méthode périphérique, pour raison de sécurité, on place un remblai d'une hauteur 0,5 à 0,8 m et de largeur de 2 à 2,5 m (fig. 7).Parfois, au lieu du remblai on place des barrières en bois ou en métal. Outre cela, la surface du terril à l'aide des bulldozers doit avoir une pente de 4° à 5° par rapport à l'horizontale passant par le centre du terril.

La hauteur des terrils constitués par bulldozer, quand le relief est plateure, dépend des propriétés physico-mécaniques des roches et varie de 25 à 30 m pour les roches dures, pour les terrains sableux de 15 à 20 m et pour les roches argileuses de 10 à 15 m.

Dans les carrières à reliefs montagneux, la hauteur de ce type de terril atteint 150m et plus. Voilà, donc on prend des mesures spéciales de sécurité pour le personnel et pour les engins miniers.

Dans les grandes carrières, afin d'améliorer l'organisation des travaux de mise à terril, le déchargement et l'aplanissement se font dans différentes quartiers du terril, la largeur du quartier est de 60 à 80 m.

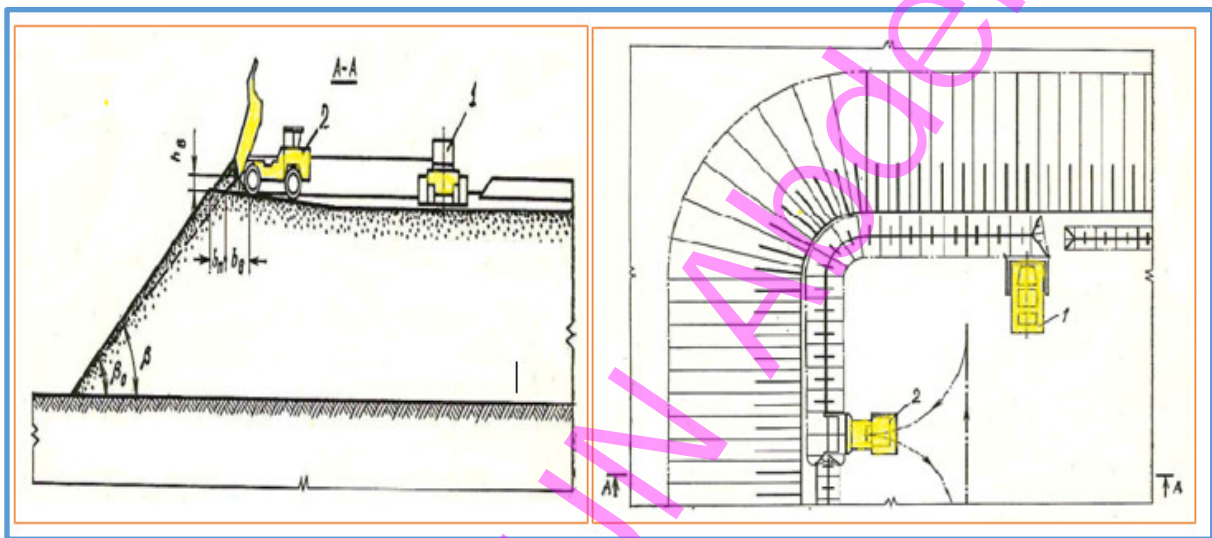


Figure 7. Schéma technologique de la mise à terril par bulldozer

Le calcul des terrils constitués à l'aide du bulldozer inclue la détermination de la surface du terril, nombre de zones de terril, longueur du front de déchargement, nombre de bulldozers etc.

Le nombre de camion qui déchargent les roches sur le terril durant une heure peut être calculé d'après la formule suivante :

$$N_c = \frac{Q_{c.s} \cdot K_{ir}}{R_c} , \text{ (Camions)} \quad (2)$$

Où:

$Q_{c.s}$: Productivité horaire de la carrière en roches stériles, m³/h .

K_{ir} : Coefficient de travail irrégulier de la carrière en roches stériles ($K_{ir}=1,25$ à 1,5)

R_c : Rendement horaire du camion, m³/h.

Le nombre de camion déchargement simultanément est calculé par la formule suivant :

$$N_{c.s} = N_c \cdot \frac{t_{d.m}}{60} , (\text{Camions}) \quad (3)$$

Où:

$t_{d.m}$: Durée de manœuvre et de déchargement des camions sur le terril, (min)

$$t_{d.m} = t_d + t_{ch} + \frac{(3 \div 4).R}{V_c} , (\text{min}) \quad (4)$$

Où :

t_d : Durée de déchargement du camion, ($t_d = 0,5$ à 1 min)

t_{ch} : Durée de changement des vitesses, ($t_{ch} = 0,1$ à $0,15$ min)

R : Rayon de braquage des camions durant les manœuvres ($R = 12$ à 15 m)

V_c : vitesse des camions lors des manœuvres ($V_c = 70$ à 120 m/min)

Pour le calcul la longueur de front de déchargement on utilise la formule empirique suivant :

$$L_d = N_{c.s} \cdot l_z , (\text{m}) \quad (5)$$

Où :

l_z : Largeur de la zone la longue du front de déchargement occupé par un camion lors des manœuvres, (m)

Le nombre de zones, où les camions déchargent simultanément les stériles est égale à :

$$N_{Z.d} = \frac{L_d}{60 \div 80} \quad (6)$$

Où:

Le nombre de zones, où on effectue simultanément les travaux d'aplanissement, habituellement est égal au nombre de zones de déchargement, c-à-d $N_{Z.d} = N_{Z.a}$

Le nombre de zone de réserves égale :

$$N_{Z.r} = (0,5 \text{ à } 1,0) \cdot N_{Z.d} \quad (7)$$

Le nombre total des zones :

$$N_Z = N_{Z.d} + N_{Z.a} + N_{Z.r} = (2,5 \div 3,0) \cdot N_{Z.d} \quad (8)$$

La longueur totale du front de terril peut être égale à :

$$L_t = (60 \div 80) \cdot N_Z , \text{ m} \quad (9)$$

Ou

$$L_t = (25 \div 30) \cdot L_d , \text{ m} \quad (10)$$

La productivité horaire du terril à l'aide du bulldozer peut être calculée par la formule :

$$Q_t = Q_{c.s} \cdot K_{déch} , m^3 \quad (11)$$

Où :

$K_{déch}$: Coefficient tenant compte du processus de déchargement par camion,
($K_{déch} = 0,5$ à $0,7$).

$$K_{déch} = \frac{V_{ar}}{V_{cam}} \quad (12)$$

Où :

V_{ar} : Volume de roches restant près de l'arête supérieur du terril après le déchargement du camion, m^3 .

V_{cam} : Volume des roches déchargées par camion, m^3 .

Le rendement par poste d'un bulldozer lorsqu'il pousse les roches au talus peut être déterminées d'après la formule suivante :

$$R'_B = \frac{3600 \cdot V_r \cdot T_p \cdot K_u}{t_c} , m^3/poste \quad (13)$$

Où :

V_r : Volume du prisme de raclage déplacé par bulldozer pendant un cycle, m^3 .

T_p : Durée d'un poste de travail, h

K_u : Coefficient d'utilisation du bulldozer.

t_c : Durée d'un cycle de travail, sec

La durée d'un cycle de travail du bulldozer égale :

$$t_c = \frac{L_p}{V_1} + \frac{L_d}{V_2} + \frac{L_p + L_d}{V_3} + t_{ch} + t_{a.b} , sec \quad (14)$$

Où :

L_p et L_d : respectivement la distance de la prise des roches par bulldozer et la distance de leur déplacement en m,

V_1 et V_2 : respectivement les vitesses durant la prise et le déplacement des roches en m/sec.

V_3 : vitesse de parcours le bulldozer vide en m/sec.

t_{ch} et $t_{a.b}$: respectivement les durées de changement de vitesse et de l'abaissement de la lame, ($t_{ch} \approx 5 sec$, et $t_{a.b} \approx 4 sec$)

Le rendement par poste du bulldozer effectuant des travaux d'aplanissement, est calculé par la formule :

$$R_B'' = \frac{3600 \cdot F \cdot T_p \cdot K_u}{m \cdot \left(\frac{L_Z}{V_B} + t_{b,r}\right)}, \text{ m}^3/\text{poste} \quad (15)$$

Où :

F : Surface aplanie par un passage du bulldozer, m^2

m : Nombre de passage du bulldozer nécessaire pour l'aplanissement de la surface F

L_Z : Longueur de la zone aplanie par un passage, m.

V_B : vitesse du mouvement du bulldozer, m/sec.

La surface aplanie par un passage est calculée comme suite :

$$F = (B \cdot \sin \alpha - 0,5) \cdot L_Z, \text{ m}^2 \quad (16)$$

Où :

B : Longueur de la lame du bulldozer en m.

α : Angle de la position de la lame par rapport à l'axe long au bulldozer, ($^\circ$).

Le nombre de bulldozers assurant les travaux de mise à terril pendant un poste de travail égale :

$$N_b = \frac{Q_t \cdot T_p}{R_B'} - \frac{V_{ap}}{R_B''} \quad (17)$$

Où :

V_{ap} : Volume par poste de travaux d'aplanissement, m^3

Le nombre d'engins en tenant compte du coefficient de réserve ($K_{rés} = 0,75$ à $0,85$) peut être déterminées d'après la formule suivante :

$$N_{b,r} = \frac{N_b}{0,75 \div 0,85} \quad (18)$$

3. Mise à terril par excavation et chargeuse

Les excavateurs à godet unique ou à godet multiples sont les engins les plus applicables pour le déplacement des stériles dans les terrils.

Lorsque on utilise la pelle mécanique, le terril se divise en deux sous gradins (figure 8). La pelle est placée sur la plate-forme supérieur du sous-gradin inférieur, dont la hauteur est supérieur à la hauteur du sous gradin inférieur. La distance séparant la plate-forme sur laquelle travaille la pelle mécanique de celle où l'on décharge les wagons est habituellement de 2 à 3 m.

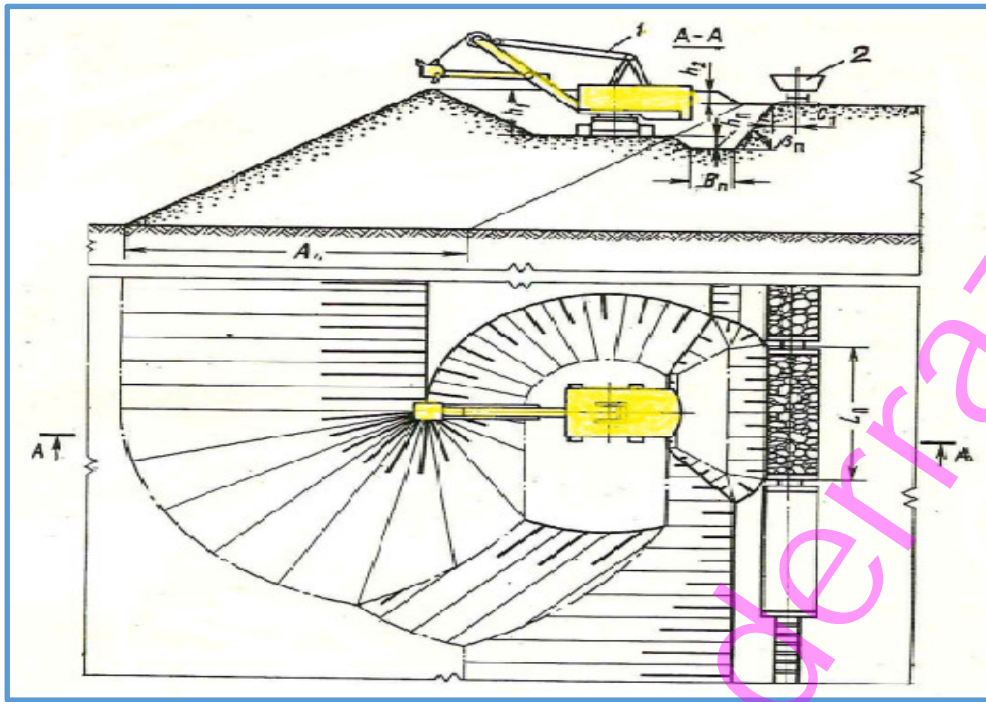


Figure 8. Schéma technologique de la mise à terril par pelle mécanique

1-pelle mécanique, 2-wagon (dump-car)

Les trains arrivants par la voie de déchargement et on vide à la fois 1 ou 2 wagons sur la plate-forme. La pelle répartit les stériles dans trois directions : dans le sens de déplacement, vers le bas du talus, et vers l'arrière (sur toute la largeur des terrils).

Les excavateurs à godets multiples de construction spéciale employés pour la constitution des terrils sont dits excavateurs de terril. On les fabrique avec un rendement horaire de 400 à 3000 m³ /l'excavateur de terril se déplace le long de la voie de déchargement, ramasse par ses godets la roche déversée par les wagons et la rejette au bas du talus du terril à l'aide d'un convoyeur à bande installé sur la flèche (fig. 9).

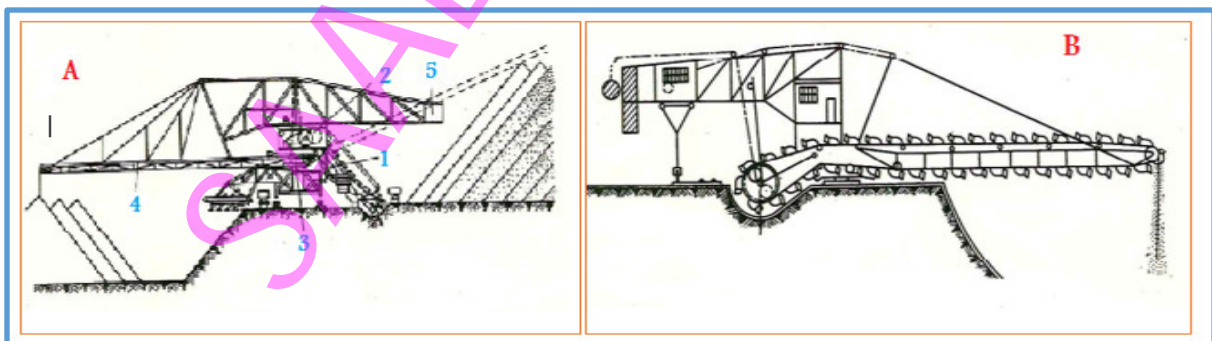


Figure 9. Schéma des excavateurs à godets multiples pour la mise à terril :

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

Les excavateurs de terril sont plus avantageux que la chargeuse et les excavateurs à godets unique, parce qu'ils travaillent à une distance plus grande et assurent une sécurité meilleure. Mais le domaine de leur utilisation se limite par les roches tendres.

Lorsqu'on utilise les charrues (fig. 10), les stériles sont transportés par chemin de fer et déchargés sur le talus du terril par basculement des bogies des wagons. Une partie des stériles tombe au bas des talus, tandis que le reste se déplace à l'aide de la charrue entraînée par une locomotive.

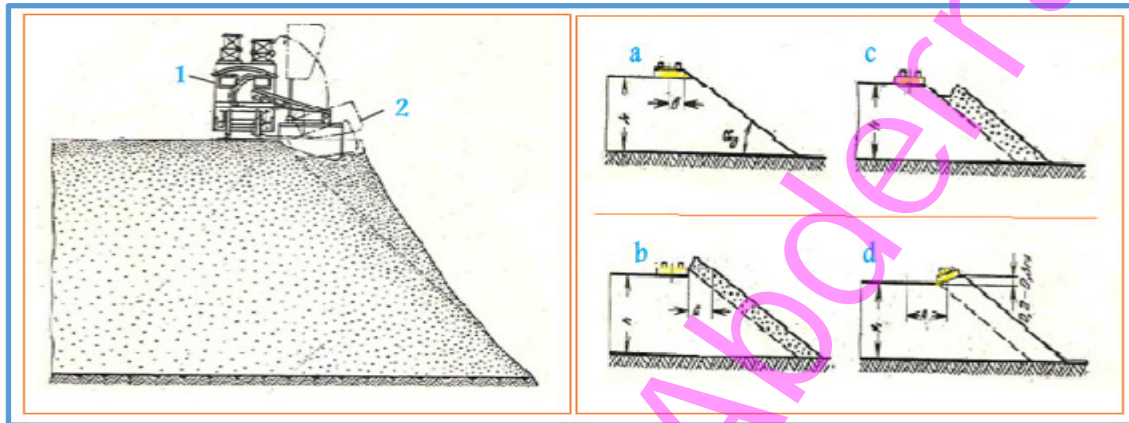


Figure 10. Schéma de la mise à terril par charrue :

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.

Après le déchargement de plusieurs trains on met en œuvre la charrue. Lorsque cette dernière en passant plusieurs fois, déplace les stériles au bas du talus, le transporteur de voies effectue le ripage des rails. Le pas de ripage ne dépasse pas 2 à 4 m, ce qui présente un inconvénient important de cette méthode.

Les terrils intérieurs peuvent être constitués au moyen de ponts de transfert. Ils sont employés largement pour déplacement des roches tendres durant l'exploitation des gisements. Ils assurent la liaison entre les excavateurs à godets multiples et le terril par le chemin le plus court (en traversant la carrière en ligne droite). La longueur des ponts de transfert varie de 200 à 500 m.

Le pont de transfert est une construction métallique traversant la carrière. Il est muni d'un convoyeur à bande et possède deux points d'appui constitués par deux chariots à plusieurs essieux se déplaçant sur voies. L'un des chariots est placé du côté des engins de déblaiement et l'autre du côté du terril. Le pont possède une partie en volée permettant la constitution du terril. Pendant le travail, le pont se déplace le long du front en suivant

les évolutions des excavateurs .le rendement théorique des ponts de transfert varie de 4000 25000 m³/h.

Pour la mise à terril des roches tendres aux terril intérieurs, on emploie également les sauterelles .les sauterelles d'un bâti supportant une flèche sur laquelle est monté un convoyeur à bande .la longueur de la flèche atteint de 100 à 150 m. La roche transportée par le convoyeur tombe de l'extrémité libre de ce dernier dans le vide créé par l'exploitation .les sauterelle sont montées sur roues ou sur chenilles.

Les principales caractéristiques des terrils suivant l'expérience pratique des différents chercheurs dans l'exploitation des carrières et mines à ciel ouvert sont présentés dans les tableaux 1 et 2

Tableau 1. Hauteur des terrils en fonction de la nature des roches et de la méthode à mise à terril

Engins de mise à terril	Nature des roches	Hauteur du terril, m
Pelle mécanique	Sableuses	25 à 30
	Argileuses	15 à 20
	Dures	30 à 45
Dragline	Tendres	20 à 30
	Denses	30 à 45
Excavateurs à godets multiples	Sableuses	40 à 70
	Sableuses-argileuses	30 à 45
	argileuses	20 à 30
Sauterelle et ponts de transfert	Tendres, friables	Jusqu'à 60
Bulldozers	Tendres	10 à 15
	Mélanges	15 à 20
	denses	20 à 30
Charrues	Sableuses et dures	20 à 25
	Sableuses –argileuses	12 à 15
	argileuses	07 à 10

Tableau 2. Angles réels des talus stables des terrils

Roches stériles formant le terril	Terril	
	Hauteur, m	Angle des talus stables, (°)
Sableuses-argileuses friable	40 à 42	33 à 39
Roches mi-dures, grès, argilites	16 à 30	30 à 40
Argiles sableuses, argiles	15 à 30	40 à 45
Argiles, porphyres, granites	10 à 20	45 à 50
Argiles, tufs, schistes	20 à 34	30 à 36
Roches sableuses argileuses	20 à 25	30 à 32
Argiles, diabases	12 à 36	32 à 38

Conclusion

La mise en terril constitue une part tellement importante de l'activité d'une mine à ciel ouvert basée sur les particularités technologiques des opérations de constitution des terrils dans les conditions différentes. Selon l'emplacement des terrils par rapport au champ d'exploitation, on distingue des terrils intérieurs et des terrils extérieurs

La constitution des terrils peut être exécutée par la méthode périphérique et celle de surface on utilise différent équipement (Bulldozer, chargeuse ou excavateur...) .Dans les carrières à reliefs montagneux, la hauteur de terril atteint jusqu'au 150m et plus, si pour ça on prend des mesures spéciales de sécurité pour le personnel et pour les engins miniers.

EXERCICE D'APPLICATION

Selon les données suivantes :

- Rendement horaire du camion, $R_c = 705 \text{ m}^3/\text{h}$
- Productivité horaire de la carrière en roches stériles $Q_{c.s} = 1050 \text{ m}^3/\text{h}$
- Coefficient de travail irrégulier de la carrière en roches stériles $K_{ir}=1,35$
- Durée de déchargement du camion, $t_d = 0,5 \text{ min}$
- Durée de changement des vitesses, $t_{ch} = 0,1 \text{ min}$
- Rayon de braquage des camions durant les manœuvres, $R = 12 \text{ m}$
- La vitesse des camions lors des manœuvres $V_c = 70 \text{ m/min}$
- Largeur de la zone la longue du front de déchargement occupé par un camion lors des manœuvres, $l_z = 250 \text{ m}$

Calculer le nombre de camion qui déchargent les roches sur le terril durant une heure et le nombre de camion déchargement simultanément

- Si le coefficient tenant compte du processus de déchargement par camion, $K_{déch} = 0,5$

Calculer la productivité horaire du terril à l'aide du bulldozer

Références bibliographiques

- Albert Kalau. Travaux miniers et forages : Thesaurus, objet et méthodes (Tome 1), Elie Tshinguli (2018).
- B, Boky. Exploitation des Mines, Edition Mir, Moscou., (1968)
- Bartlett R.W. Solution Mining, 276 pp., Gordon and Beach Science Publishers (Philadelphia, USA). (1992)
- Boshkov, S.H., Wright, F.D. Basic and Parametric Criteria in the Selection, Design and Development of Underground Mining Systems, SME Mining Engineering Handbook, (1973)
- Bruce A Kennedy .Surface mining -2nd edition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.) 2016
- Charles N., Bailly, L., Urien, P., Labbé, J. F. Exploration minière. Collection « La mine en France ». Tome 4. (2017)
- Chibka, N. Exploitation des gisements métallifères. Edition n°623. 1/80, Université de Annaba, office des publications universitaires, Hydra, Alger. (1980)
- Darling, P., & Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.). SME mining engineering handbook. Englewood, Colo.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. (2011)
- Hartman, H. L. (ed.). "SME Mining Engineering Handbook". 2nd ed. Society of Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, CO. (1992)
- Hartman, H., and Mutmansky, J. "Introductory Mining Engineering." 2nd ed. John Wiley & Sons, Hoboken, NJ. (2002).
- Introductory Mining Engineering - John Wiley & Sons. By Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky-(2002)
- Macdonald E.H. Alluvial Mining, 508 pp., Chapman and Hall (London, UK). (1983)
- Mark, C. "Pillar Design Methods for Longwall Mining." U S Bureau of Mines Information Circular 9247, Washington, DC. (1990)
- Martin J. W., Martine T.J., Bennett T.P., and Martin K.M. Surface Mining Equipment, pp.446, Martin Consultants, Inc. (Golden, USA). (1982).
- Mining Engineering Analysis, Second Edition, Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc. (SME), Littleton, Colorado, USA., Christopher J. Bise. (2009)
- Open pit mine planning & design, First edition – Fundamentals, William Hustrulid, (1995).
- Open pit mine planning and design -3rd edition, By William A. Hustrulid, Mark Kuchta, Randall K. Martin. (2013)
- Peng, S. S. "Coal Mine Ground Control." John Wiley & Sons, New York. (1978)
- Pfleider, E. P. "Surface Mining." American Institute of Mining Metallurgical and Petroleum Engineers, New York. (1972)
- Ressources minérales –origine nature et exploitation ,2e édition -Nicholas Arndt, Clément Ganino, Stephen Kesler-(2015)
- Schissler AP - Coal mining, design and methods of. In: Encyclopedia of Energy. Edited by: C.J. Cleveland CJ. Encyclopedia of energy. Elsevier Academic.(2004)
- SME Mining Engineering Handbook, 3rd edition,. Society for Mining Metallurgy and Exploration, USA,(2011).
- Stout K.S. ed. Mining Methods & Equipment, 217 pp., McGraw-Hill, Inc. (New York, USA). (1980).
- Thomas L.J. An Introduction to Mining, pp.436, Hicks smith & sons (sudney-australia) (1973).
- Woodruff, S. D.. "Methods of Working Coal and Metal Mines," Volume 3. Pergamom Press, Oxford. (1966)