

PREMIERE PARTIE : ABATTAGE

Chapitre1 : Généralités sur l'abattage

1. NOTIONS ET DEFINITIONS

Afin que le minerai se trouvant au sein de la terre puisse être utilisé par l'homme, il est indispensable de le séparer de la masse rocheuse. Aussi pour réaliser différentes constructions (ex: tunnels, routes barrage...), il est nécessaire de démolir les roches. L'opération par laquelle, des blocs de roches sont détachées du massif à l'aide des procédés différents (outils à main, explosifs, engins mécaniques...) est appelée abattage.

2. METHODES D'ABATTAGE

2.1 HISTORIQUE

Les différents procédés d'abattage varient avec l'usage auquel ils servent et avec la « qualité » de la roche qu'ils doivent entamer.

- antiquité, moyen âge : abattage manuel, thermique
- 17^{ième} siècle : premières opérations d'abattage à l'explosif
- 18^{ième} (mais surtout à partir du 19^{ième} siècle) : apparition de l'abattage mécanisé
- 1860 : utilisation de la nitroglycérine
- 1867 : stabilisation (et expansion) de la nitroglycérine sous forme de dynamite par Alfred Nobel
- 1955 : les nitrates-fuels sont brevetés
- Fin de la 2^{ième} guerre mondiale : la mécanisation s'accroît
- Actuellement : projet de robotique
- 1993 : dans une usine de potasse en Catalogne l'abattage par robot a été correctement réalisé.

2.2 Classification des roches

Il y'a plusieurs classifications mais la plupart reposent sur la résistance que les roches opposent à l'action des outils

Classification de BURAT

- les roches éboulées : elles comprennent les terres décomposées ou terres végétales, les terres sablonneuses ou limoneuses, les sables et les cailloux roulés (abattage manuel).
- Les roches tendres : ce sont les roches non scintillantes, c à d, ne faisant pas feu sous les coups d'outils en acier. Ex : houille, sel gemme, ardoise, sulfate de calcium ou pierre à plâtre à pierre calcaire employée dans la construction, les argiles. (abattage manuel ou mécanique).
- Les roches traitables : elles comprennent les roches non scintillantes mais ayant de la compacité et de la résistance (ex: marbres, certains minerais de fer), les roches scintillantes, mais à texture assez lâche (ex: certains grès), le grès houiller : abattage à l'explosifs, les pics à rochers.
- Les roches tenaces : elles sont scintillantes et comprennent les minerais de fer (hématite compacte), les roches quartzieuses... (explosifs seulement)
- Les roches récalcitrantes : ex : minerai de zinc et d'étain explosifs et pointerolles (petits pics)

2.3 Méthodes d'abattage

On distingue différentes méthodes de destruction des roches :

- **abattage manuel** : la technique de base est, depuis des temps reculés, l'outillage à main. Les mineurs utilisent des burins, des coins de fer, des marteaux (... outils de petite taille) lorsqu'ils procèdent à un abattage sélectif et travaillent dans des ouvrages étroits. Ils utilisent des pics (et sont donc appelés des piqueurs), des pelles, pioches.... lorsqu'ils ont des places, que le front de taille est plus large. L'application concerne les roches tendres, molles et cassantes. Remarque : ce procédé est rarement utilisé de nos jours.

- **abattage thermique** : abattage par le feu. Mis à part l'abattage manuel, elle est la plus vieille technique d'abattage des roches. Elle a été utilisée depuis les Romains (les gros chantiers de l'antiquité étaient des mines de cuivre) jusqu'au moyen âge. Ce procédé était le seul utilisé jusqu'au moyen âge pour l'abattage des roches très dures. La technique consiste à chauffer la roche avec un brasero rempli de charbon de bois puis de l'eau froide est projetée sur le front de taille (paroi de chantier à abattre) pour créer un choc thermique qui fait éclater la roche (en esquilles). L'eau peut être projetée à la main ou bien par l'intermédiaire d'une gouttière.

NB : cette méthode a l'inconvénient de provoquer un risque d'asphyxie. On l'applique pour les roches pouvant subir une altération par le feu.

Remarque : ce procédé est de nos jours remplacé par l'abattage à l'explosif et n'est utilisé que pour l'exécution des fossés et des puits de prospection dans les régions de gel éternel (pour le dégel des minéraux)

- **abattage hydraulique** : on utilise les propriétés chimiques, physiques ou la force dynamique de l'eau pour abattre les roches.

- Propriétés chimiques : dissolution des corps minéraux.
- Propriétés physiques : autre fois pour l'exploitation des monolithes, on se servait de la dilatation de l'eau au gel.
- Force dynamique : de toutes les méthodes hydraulique, elle demeure la plus répandue.

• **Abattage électrique** : la destruction des roches à l'aide des moyens électriques est une méthode nouvelle. Lors de son utilisation la roche est démolie sous l'action électrique qui lui est transmise directement. On distingue l'électro-aimant, l'ultrason, l'électrothermique, l'effet hydro-électrique...

- **abattage mécanique** : la destruction mécanique s'effectue à l'aide des machines minières telles les haveuses, les rippers, les marteaux piqueurs, les perforatrices, les combinés miniers, les tunneliers ... Les haveuses sont utilisées pour la réalisation des havées (fentes) dans les couches de charbon ou pour l'exploitation des minéraux comme le sel gemme, les sels de potasse, les tufs, les calcaires...

- les perforatrices et les marteaux piqueurs sont utilisés pour forer des trous; les combinés et les tunneliers pour creuser une galerie.

- **Abattage à l'Explosif**

3. CHOIX D'UNE METHODE D'ABATTAGE

Le choix d'une méthode est fonction en grande partie des propriétés physiques (dureté, ténacité, élasticité) des roches et des données économiques.

Chapitre2 : Généralités sur l'abattage à l'explosif

1. Introduction

C'est la méthode la plus utilisée de toutes les méthodes d'abattage. C'est une méthode simple, commode et universelle. Lors de l'abattage à l'explosif, la destruction des roches est assurée par l'énergie d'un explosif. Dans la pratique, l'explosif est placé dans une cavité faite spécialement (un trou de mine, une sonde, une chambre...) ou superficiellement sur la surface du corps destiné à l'explosion. La destruction des roches est assurée par le choc dynamique des gaz à haute température et à haute pression libérés au cours de l'explosion.

2. Conditions d'utilisation des explosifs

L'abattage à l'explosif est utilisé (et est le seul qui résiste) dans les roches dures. Parfois lorsqu'il est impossible d'utiliser les procédés mécaniques, hydromécaniques ou autre, on applique les travaux de forage et tir dans les roches de faible dureté.

3. Inconvénients liés à l'abattage à l'explosif

- Prix de revient de l'abattage élevé,
- Réglage de la fragmentation des roches jusqu'aux dimensions requises difficiles,
- Temps morts des engins miniers au cours des travaux de tir
- Insécurité liée aux travaux de tir,
- Dilution considérable,
- Effets sismiques négatifs sur les constructions,
- Dégrade certains produits comme le charbon

A cause de ses multiples inconvénients, on applique amplement dans les carrières contemporaines l'abattage mécanique (le ripage surtout).

4. Principales méthodes des travaux de tir

On distingue les travaux de tir à l'aide :

- de trous de mine
- des trous profonds
- trous chambrés
- fourneaux de mine
- tir poché
- charge superficielle

Chapitre 3 : Caractéristiques des explosifs

1. Définition

L'explosif est un corps chimique, solide ou liquide qui sous l'action d'une impulsion extérieure (choc, étincelle, réchauffement..) est susceptible de se transformer presque instantanément en gaz avec dégagement de chaleur. Si l'explosif a été préalablement enfermé dans une enceinte, les gaz développeront une pression suffisante pour détruire cette enceinte. Un litre d'explosif solide ou liquide se transforme après explosion en 800-1000 litres de gaz. La température peut atteindre 4500°C.

Un explosif industriel est un mélange chimique constitué par un comburant (ou oxydant), un combustible (ou réducteur) et divers autres produits, et qui peut se décomposer selon différents modes : la combustion, la déflagration ou la détonation.

2. Classification des explosifs

Suivant le mode de décomposition

En fonction du mode de décomposition de l'explosif on distingue trois catégories :

- Combustion : vitesse de propagation de quelques millimètres à quelques mètres par seconde : exemple : poudre pour arme de tous calibres,
- les explosifs déflagrants : vitesse relativement lente : quelques centaines de mètres /seconde (500 m/s max). ex : poudre noire fine, les compositions d'allumage... Ces explosifs provoquent une flamme longue et prolongée.
- les explosifs détonants : très grande vitesse : quelques Km/s (de 1200 à 7200 m/s et même plus). Ces explosifs provoquent une flamme courte et très chaude : ex : dynamite. Ces explosifs sont très puissants.

NB : tous les explosifs utilisés dans les TP, mines et carrières sont du type détonants à exception faite de la poudre noire comprimée, utilisée dans les carrières de granite.

Suivant leur domaine d'utilisation

On distingue trois catégories :

- explosifs agréés pour les travaux miniers souterrains sauf dans les mines grisouteuses et poussiéreuses
- explosifs agréés dans les travaux miniers à ciel ouvert uniquement.
- Explosifs de sécurité: Ces explosifs provoquent une flamme courte et une température relativement basse (1500°C). Exemple d'explosif de sécurité : ammonite.

Suivant la facilité de prise de régime de détonation :

On distingue deux catégories :

- les explosifs primaires qui prennent spontanément leur régime de détonation par simple échauffement, ou sollicitation mécanique de faible énergie (choc, friction, claquage diélectrique). Ce sont habituellement les explosifs plus sensibles que la pentrite. Exemple : azoture de plomb.
- Les explosifs secondaires : ils ne peuvent être amorcés que par une onde de choc généralement fournie par un explosif primaire (exemple : pentrite et autres explosifs civils).

Remarque : tous les explosifs industriels sont des explosifs secondaires

3. Nature des explosifs

En fonction de leur composition les explosifs industriels se classent en :

- explosifs à nitroglycérine (dynamites : 1860- 1870)
- explosifs nitrés (1920-1930)
- explosifs aux dérivés nitrés de série aromatique

- oxygène liquide
- explosifs chloratés et perchloratés
- poudre noire ...

NB : les explosifs les plus utilisés dans les travaux miniers sont les dynamites, les nitrates et l'oxygène liquide.

3.1 les dynamites

Elles contiennent toutes de la nitroglycérine ($\text{CH}_2\text{NO}_3\text{-CHNO}_3\text{-CH}_2\text{NO}_3$), liquide huileux très sensible aux chocs, au soleil, au gel et aux acides. Elle possède en outre l'inconvénient majeur de cristalliser à des températures faibles.

NB : cette extrême sensibilité la rend inutilisable à l'état pur mais elle est facilement stabilisée suivant trois procédés :

- absorbée par du coton → dynamites gommes : explosifs puissants résistants bien à l'eau mais cher.
- Nitroglycérine imprégnée avec du nitrate de sodium ou de la farine de naphtaline → dynamites gélatinées, moins coûteuses
- Dynamites + chlorure de sodium → grisous dynamites. Elles sont beaucoup moins puissantes que les dynamites mais offre plus de sécurité dans les mines grisouteuses ou poussiéreuses.

Les dynamites modernes renferment du nitroglycéroglycol (28% minimum) qui fait office d'antigel.

Attention : le nitroglycéroglycol présente une certaine toxicité provoquant des maux de tête par inhalation des vapeurs ou par contact cutané lors de la manipulation.

Présentation : cartouches de papiers enduites de paraffine ou de silicone.

Remarque : la consommation des dynamites tend à diminuer au profit des émulsions.

3.2 les nitrates (1920- 1930)

Le composant essentiel est le nitrate d'ammonium (NH_4NO_3) d'où leur désignation par la lettre N. En ajoutant au NH_4NO_3 des produits tels que le NaCl, farine, huile, naphtaline, on obtient toute une gamme d'explosifs très sûrs et de sensibilité suffisante. En raison de l'absence de nitroglycérine, on appelle ces explosifs, explosifs de sûreté.

Pour rendre ces mélanges sensibles à l'amorçage, on y ajoute du trinitrotoluène (TNT).

Présentation : cartouche sous forme de matière pulvérulente hétérogène de couleur beige foncé à marron.

Propriété : le nitrate d'ammonium a une grande solubilité dans l'eau.

NB : la fabrication a fortement diminué depuis les années 1990.

3.3 les nitrates fuels ou ANFO (1956- 1960)

Ils ne renferment pas des produits explosifs purs et peuvent être chargés en vrac. On distingue deux types : les nitrates fuels ordinaires et les NF dopés. Les NF ordinaires sont composés de nitrate d'ammonium (94%) et du fioul domestique (6%). Leurs performances sont étroitement liées à la qualité de nitrate d'ammonium utilisé.

Présentation : granulés de quelques dixième de mm à quelques mm de diamètre ; de couleur rose.

Lorsqu'on introduit environ 10% d'aluminium en grenailles, on augmente leur énergie de détonation et on obtient des NF dopés de couleur grise.

Remarque : il existe des NF à régime de détonation faible, obtenu en ajoutant des billes de polystyrène expansé. Ils sont utilisés parfois pour le post ou prédécoupage.

Remarque : Pour le chargement manuel le NF est livré en sac de 25 Kg.

3.4 Les émulsions explosives (1980)

Ce sont des solutions aqueuses de nitrate d'ammonium (de calcium ou de sodium) et d'huile minérale émulsifiée.

Le mélange provoquée par une agitation violente (car les liquides ont des densités différentes) est assuré par des mélangeurs.

La matrice formée (comburant) n'est pas explosive. Elle est sensibilisée en lui ajoutant des minuscules bulles de gaz qui permettent la détonation du mélange.

Présentation : cartouches

Propriétés :

- insensibles à l'eau et peu sensibles au choc.
- Désensibilisation dynamique ou statique qui nécessite une bonne qualité d'amorçage (qui doit être renforcée voire même doublée)

Remarque : Vu la large gamme qu'offre la catégorie des émulsions et les progrès réalisés en matière d'énergie et de brisance, elles devraient supplanter pour des raisons évidentes de sécurité, les dynamites qui restent plus sensibles aux chocs.

3.5 Les Nitrates fiouls lourds ou émulsions composites (1990)

C'est un enrobage des grains de nitrates fioul par une émulsion.

3.6 Oxygène liquide

Oxygène liquide + sciure, liège, poudres métalliques, naphthaline... donne des explosifs de bonne qualité lorsque le mélange est enfermé dans des cartouches. Ces explosifs sont interdits dans les mines de charbon à cause du danger qu'ils présentent vis à vis de l'inflammation du grisou et des poussières de charbon.

3.7 Produits spéciaux

- les produits de découpage (pré-découpage ou post-découpage) : boudins de gel ou d'émulsions reliés en chapelet par du cordeau détonant, cannes en polypropylène.
- bousteurs : renforteur d'amorçage pour initier suffisamment les explosifs en vrac

4. Caractéristiques des explosifs

Quand on veut choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ses caractéristiques techniques qui sont principalement sa capacité de travail ou pression de détonation, sa brisance ou vitesse de détonation, sa sensibilité à l'onde explosive et son aptitude à transmettre la détonation, sa résistance à l'humidité, à l'eau, son état physique, les fumées auxquels il donne naissance lors de la décomposition...

4.1 Vitesse de décomposition

On distingue les explosifs détonants et déflagrants. On mesure le temps que met l'onde de détonation pour parcourir une distance connue dans une charge de la substance étudiée. Elle est fonction du diamètre d'utilisation, de la densité, de la température, du confinement, de l'amorçage utilisée de la composition chimique des explosifs, de la grandeur de leurs particules, pour certains de leur humidité.

et du vieillissement du produit. Les vitesses varient de 3000m/s pour les nitrates fiouls en petit diamètre à 6500m/s et même plus (8000m/s) pour les dynamites.

4.2 Densité

On peut distinguer la densité d'encartouchage et la densité de chargement pour les explosifs chargés en vrac dans les trous de mine. Elle varie de 0.8 pour les nitrates fiouls en vrac jusqu'à 1.65 pour les dynamites les plus denses.

4.3 Pression de détonation

Elle détermine la qualité explosive d'un explosif. Elle caractérise l'aptitude au travail mécanique d'un explosif. La pression de détonation dépend du volume des gaz libérés, de la vitesse de détonation et de la quantité de chaleur dégagée lors de l'explosion. La pression de détonation peut être évaluée à l'aide de plusieurs essais mais l'essai le plus couramment utilisé est celui du bloc à plomb ou essai de TRAUTZL

Essai de TRAUTZL:

Il consiste à déterminer soit la dilatation d'un bloc de plomb (200 mm de hauteur, 200 mm de diamètre) sous 15 grammes d'explosif éclatant en son milieu, soit le poids d'explosif donnant la même dilatation qu'un poids de 15g d'acide picrique pur. La dilatation pour l'essai standard à l'acide picrique est de 485 cm³

Le rapport du poids d'acide picrique au poids de l'explosif essayé s'appelle coefficient de puissance ou coefficient d'utilisation pratique (C.U.P)

$CUP = \text{Poids de l'acide picrique} / \text{Poids de l'explosif essayé}$.

Le CUP varie à peu près de la façon suivante :

- explosifs très puissants : de 1.3 à 1.8
- explosifs nitrates brisants : de 1.10 à 1.38
- explosifs de faible puissance : de 0.6 à 0.85

15g d'acide picrique $\rightarrow \Delta v = 485 \text{ cm}^3$

La différence du volume du canal avant et après l'expérience caractérise la capacité de travail relative de l'explosif essayé.

Application : lors d'un essai de pression de détonation d'un explosif on a trouvé après essai que le volume du cylindre était 6500 cm³.

- calculer son aptitude au travail
- calculer son CUP
- comparer cet explosif à l'acide picrique pur

4.4 Brisance

La brisance ou pouvoir brisant d'un explosif est son aptitude à fragmenter un matériau placé à son voisinage. L'action brisante d'un explosif est mesurée à l'aide de l'essai de brisance.

L'essai de brisance est basé sur le sertissage d'un cylindre en plomb par l'explosion d'une pesée d'explosif de 50g. Après l'explosion, la hauteur du cylindre diminue. La différence de hauteur Δh avant et après l'explosion exprimée en mm caractérise la brisance de l'explosif essayé.

Dans l'industrie minière $\Delta h = 5 - 27 \text{ mm}$.

Les dimensions standard du matériel d'essai sont :

- diamètre de la plaque : 41 mm
- hauteur de la plaque : 10 mm
- hauteur initiale du cylindre : $H_i = 60 \text{ mm}$
- diamètre du cylindre : 40 mm

Diamètre de la charge : 40 mm

Remarque : pour calculer Δh , on mesure la nouvelle hauteur du cylindre en quatre points diamétralement opposés deux à deux.

Application : après essai on a mesuré en 4 points la hauteur restante du cylindre. Les valeurs sont les suivantes : Hexp1 = 51 mm; Hexp2 = 52 mm; Hexp3 = 45 mm; Hexp4 = 48 mm.

Evaluer la brisance de cet explosif et commenter le résultat.

4.5 Sensibilité

C'est la facilité avec laquelle la détonation d'un explosif peut être déclenchée et les conditions dans lesquelles cette explosion pourra se propager.

Il est important de connaître le degré de sensibilité d'un explosif pour éviter des explosions non désirées, des risques de ratées...

La sensibilité d'un explosif est évaluée à plusieurs points de vue.

- La sensibilité à l'amorce : c'est la plus petite charge de fulminate de mercure pur qui provoque la détonation complète de l'explosif examiné en 3 essais. Tous les explosifs actuels sont sensibles à 2g de $Hg(CNO)_2$ ou d'azoture de plomb ($Pb N_6$) ou d'amorçage équivalente.

- Sensibilité à l'onde explosive : l'épreuve consiste à estimer par un grand nombre d'essais la distance qui correspond à une probabilité de détonation de 50% entre une cartouche amorcée et une cartouche non amorcée placée dans le prolongement de la première. La sensibilité à l'onde explosive s'exprime en cm et varie actuellement de 0 cm pour les nitrates fiouls à 50 cm pour les explosifs les plus sensibles.

X = 0 – 50 cm: coefficient de self excitation

Si X grand grande sensibilité

4.6 Sensibilité au choc : Elle mesure la faculté avec laquelle l'explosif peut réagir à une sollicitation quelconque car tous les explosifs peuvent détoner sous l'action d'un choc quelconque suffisant. On mesure la sensibilité au choc par l'énergie d'un choc qui provoque la détonation une fois sur deux. Cette mesure est indispensable pour la manipulation et le stockage. La sensibilité au choc diffère d'un explosif à un autre. Les moins sensibles au choc explosent avec une charge de 2 – 20 kg et les plus sensibles au choc avec une charge de 0.5 à 2 kg. La sensibilité au choc des dynamites est supérieure ou égale à 5 joules et celle des émulsions est supérieure ou égale à 50 joules.

Explosifs	Hauteur de chute d'une masse de 2 kg en cm
Fulminate de mercure	2
Azoture de plomb	3
Nitroglycérine	4
Teneresse	4
Trotyl	70
Dynamite 62%	17
Amonite N6GV	60
Amonite N7GV	70

4.7 Sensibilité aux frottements

La mesure consiste à faire faire une translation horizontale d'une plaquette mobile en porcelaine sur laquelle est disposée la substance au contact d'une tige fixe, la charge appliquée sur la tige variant de 5 à 360 Newtons. On détermine ainsi la force pour laquelle intervient dans 50% des cas, une réaction visible, une inflammation, un crépitement ou une explosion.

Attention : l'absence de risques d'amorçage par frottement dans l'épreuve n'implique pas forcément l'absence de risques dans des conditions différentes.

4.8 Résistance à l'humidité, à l'eau

Certains explosifs sont solubles dans l'eau.

- Le nitrate d'ammonium ou anfonil est soluble dans l'eau à 30°C. Cent (100) moles d'eau dissolvent 54.5 moles de nitrate. On peut par des enrobages convenables éviter sur lui une action trop rapide de l'eau qui existe dans un trou de mine, mais il est également très hygroscopique et déliquescent, d'où la nécessité de protéger avec soin les cartouches qui en renferment. Cette protection s'obtient soit par paraffinage, soit en l'encartouchant dans des étuis étanches en matière plastique, carton imperméable ou métal.
- Les chlorates de potassium ou de sodium sont solubles dans l'eau mais résistent très bien à l'humidité et ne sont pas déliquescents. Ils permettent de faire des explosifs durables dans les pays tropicaux chauds et humides.
- Nitroglycérine, nitrocellulose : ils sont pratiquement insolubles dans l'eau. La dynamite gomme est un explosif de choix pour les travaux sous marins puisqu'elle conserve ses qualités après des séjours de plusieurs mois et même de plusieurs années sous l'eau.

4.9 Résistance à la chaleur et au froid

La chaleur ne doit pas faire exsuder l'un des constituants de l'explosif, ni en modifier la forme cristalline et celle-ci doit rester stable à des températures de 40 à 50 °C.

Le froid a été autrefois le grand ennemi des dynamites. La nitroglycérine gelait aux environs de 12°C. la dynamite congelée devenait très sensible au choc et l'on devait la faire dégeler dans des marmites à double paroi avec chemise d'eau chaude.

Depuis l'emploi du mélange nitroglycéroglycol en 1925, cette préoccupation a pratiquement disparu. Le mélange à 40% de glycol permet aux dynamites de résister à des températures de 25° au dessous de zéro.

4.10 Etat physique et mode de présentation

La plupart des explosifs industriels se présentent sous forme de poudre plus ou moins fine, plus ou moins grasse qui sont encartouchées à une densité variant pratiquement de 0.8 à 1.6. Quelques uns au lieu d'être pulvérulents sont plastiques, gélifiés : Leur densité est généralement supérieure à 1 et permettent d'obtenir une densité de chargement plus forte par unité de volume de trou de mine.

Certains explosifs pulvérulents de faible densité, mais présentés sous forme de granulés coulent facilement permettant d'obtenir une bonne densité de chargement en employant lorsque le règlement l'autorise, la méthode de chargement en vrac, car alors l'explosif remplit intégralement la cavité, alors qu'avec des explosifs sous forme de cartouche, il reste toujours un espace non négligeable entre la cartouche et les parois du trou.

4.11 Fumées ou gaz dégagés par la détonation

Ils sont assez différents selon que la détonation a été franche et a produit du travail ou qu'elle a été incomplète par suite d'une mauvaise transmission de l'onde explosive (matière humide, densité d'encartouchage très élevée...). La détonation franche donne surtout du gaz carbonique et la détonation incomplète donne en outre de l'oxyde de carbone et des oxydes d'azote.

Les mauvaises détonations ont peu d'importance dans les tirs en ciel ouvert, elles en prennent une dans les tirs souterrains si l'aéragé n'est pas suffisant.

On doit connaître quels gaz toxiques peuvent exceptionnellement prendre naissance dans les tirs.

4.12 L'énergie

Il existe deux types de mesure celle dite au TMB (Tir au Mortier Balistique) et celle de tir en piscine. Il apparaît que cette dernière soit de plus en plus utilisée par le fabricant : grâce à cette mesure il est possible de déterminer :

- l'énergie de choc : l'énergie libérée par le pic de pression générée par la détonation d'une charge explosive placée en immersion
- l'énergie de gaz
- énergie totale = énergie de choc + énergie de gaz.

4.13 Résistance à la compression

Les principales caractéristiques d'un explosif peuvent varier en fonction de la pression à laquelle il est soumis à l'instant où il est initié. Cette pression peut être statique ou dynamique provoquée par l'onde de choc d'une charge voisine. Au-delà d'une pression limite, certains explosifs peuvent ne plus détoner, celle-ci étant spécifique à chaque explosif. Pour les nouvelles générations de produit type gel ou émulsions dont l'insensibilité peut être transitoire, les séquences de mise à feu doivent être adaptées afin que l'explosif qui aurait été désensibilisé par la détonation voisine ait pu reprendre toute sa sensibilité.

4.14 Diamètre critique de détonation

Le diamètre critique de détonation est le plus petit diamètre à partir duquel la détonation d'un explosif peut se propager à l'air libre, dans une file de cartouche. Il dépend de la nature et de la densité de la substance considérée. Ce paramètre détermine le diamètre minimal du trou de mine, et dans le cas de l'emploi sous forme de cartouches, le diamètre de celles-ci. En général le diamètre des explosifs encartouchés est supérieur au diamètre critique, sauf dans le cas de certains explosifs de découpage.

4.15 Autres caractéristiques

La sensibilité au feu, l'inaptitude à enflammer le grisou ou les poussières de charbon...

Chapitre 4 : Les paramètres d'explosion d'un explosif

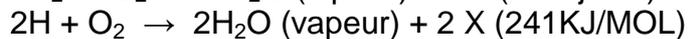
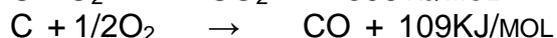
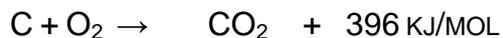
1. Bilan d'oxygène

L'explosion d'un explosif entraîne une modification de la composition de l'air ambiant. En effet certains consomment l'oxygène de l'air, d'autres dégagent des gaz toxiques ou de l'oxygène. Pour donc garantir la sécurité des travaux miniers (surtout souterrains), il est important de connaître le bilan d'oxygène d'un explosif.

Rappel sur les corps organiques :

Formules chimiques : $C_aH_bN_cO_d$

EQUATIONS DE COMBUSTION DES ELEMENTS QUI CONSTITUENT LES EXPLOSIFS



Le bilan d'oxygène d'un explosif de formule $C_aH_bN_cO_d$ est donnée par la formule :

$$K_b = [d - (2a + b/2)]. 16. 100 \% / M_{exp}$$

Où: M_{exp} : masse molaire de l'explosif

Si $d = 2a + b/2 \rightarrow K_b = 0 \rightarrow$ L'EXPLOSION EST COMPLETE : L'EXPLOSIF EST DIT EQUILIBRE

si $d < 2a + b/2 \rightarrow K_b < 0$: L'EXPLOSION NE PEUT ETRE COMPLETE SANS L'OXYGENE DE L'ATHMOSPHERE : L'EXPLOSIF EST DIT SOUS OXYGENE

SI $d > 2a + b/2 \rightarrow$ IL SE DEGAGE DE L' O_2 . l'explosif est dit sur oxygéné.

Remarque :

- un explosif équilibré en oxygène produit le moins de gaz toxiques
- Les explosifs sous oxygénés dégagent d'avantage d'oxyde de carbone
- Les explosifs suroxygénés donnent des vapeurs nitreuses

Application : calculer les bilans d'oxygènes des explosifs suivants :

Trotyl ($C_7H_5(NO_2)_3$); nitrophalène ($C_{10}H_6(NO_2)_2$); hexogène ($C_3H_6O_6N_6$); salpêtre ammoniacal NH_4NO_3 ; gramonite (30/70) qui se compose de 30% du salpêtre amoniacal et 70% de du trotyl.

Amonite des roches n°1 dont la composition est:

66% du salpêtre amoniacal

5% du trotyl

24% d'exogène

5% d'aluminium ; avec : $2 Al + 1.5 O_2 \rightarrow Al_2O_3 + 1671 \text{ kJ/mol}$

2. Volume des gaz d'explosion

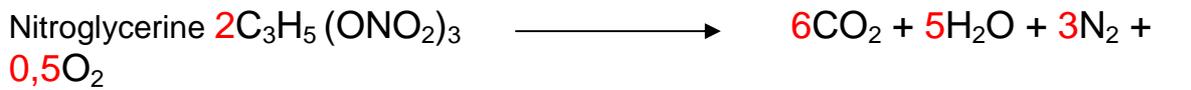
Certains explosifs donnent après explosion naissance à des gaz toxiques. Les explosifs agréés dans les mines souterraines ne doivent pas dégager plus de 50L de gaz toxiques (CO) pour un(1) Kg d'explosif. L'importance du volume des gaz

d'explosion détermine l'efficacité des explosifs au travail. Le volume des gaz après explosion peut être déterminé à l'aide des formules basées sur la loi d'Avogadro
Le volume dégagé par 1Kg d'explosif est :

$$V = \frac{22,42(N_1 + N_2 + N_3 \dots\dots + N_n)}{M_1m_1 + M_2m_2\dots\dots\dots ;+M_n m_n}$$

N_i= nombre de molécule grammes des produits i gazeux de l'explosion
M_i= masse moléculaire relative des composants i de l'explosif
M_i= nombre de molécule grammes des composants i gazeux de l'explosif

Exemple de calcul



Pour eau gaz $V = \frac{22,42 (12 + 10 + 6 + 1)}{4 \times 227} = 0,715 \text{ m}^3/\text{kg}$

Pour eau liquide $V = \frac{22,42 (12 + 6 + 1)}{4 \times 227} = 0,469 \text{ m}^3/\text{kg}$

Remarque : Lorsque dans les produits d'explosion il y'a présence de l'eau, il faut toujours considérer les deux cas : eau vapeur et eau liquide.

Exercice : Déterminer le volume des produits gazeux pour l'explosion d'un Kg de mélange de trotyl ($C_3H_5(ONO_2)_3$) et salpêtre d'ammonium NH_4NO_3

3. Pression d'explosion

La pression des gaz formés lors de l'explosion se détermine d'après la loi de BOYLE MARIOTTE et GAY LUSSAC. Cette pression est déterminée par la formule :

$$P_{exp} = \frac{P_o.Tk.V_o}{273. V} \quad (\text{Pa})$$

P_{exp} = Pression d'explosion

P_o = pression atmosphérique à 0°

P_o = 1,05.10⁵ Pa

V_0 = Volume des gaz dégagés par 1 kg d'explosif en m³

T_k = température en degré Kelvin

$T_k = T_{\text{exp}} + 273$ = Température d'explosion en degré Kelvin. (T° d'explosion en $^\circ\text{C}$)

V = volume d'un Kg des charges

Correction de VAN DER WAALSE

-Coefficient de VAN DER WAALSE

$-\alpha = 0,001V_0$ pour les explosifs ayant $0,5 < \Delta < 1\text{g/cm}^3$

$-\alpha = 0,0006V_0$ pour les explosifs ayant $\Delta > 1\text{g/cm}^3$

$$\begin{aligned}
 P_{\text{exp}} &= \frac{P_0 \cdot T_k \cdot V_0}{273 \cdot (V - \alpha)} \quad (\text{Pa}) = \\
 &= \frac{P_0 \cdot T_k \cdot V_0}{273 \cdot (1/\Delta - \alpha)} \\
 &= \frac{P_0 \cdot T_k \cdot V_0}{273 \cdot (1/\Delta - \alpha)} \\
 &= \frac{P_0 \cdot T_k \cdot V_0 \cdot \Delta}{273 \cdot (1 - \Delta\alpha)}
 \end{aligned}$$

Δ : masse volumique de l'explosif en kg/m³

Pour les explosifs en vrac : $\Delta = \Delta t$

Pour les explosifs en cartouche : $\Delta = \Delta t \cdot dc^2/dt^2$

dc et dt sont respectivement les diamètres de cartouche et de trou.

Exercice

Déterminez la pression des gaz d'explosion de la nitroglycérine $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$ si un Kg de ce dernier dégage 0,716m³. La température d'explosion est 4780 $^\circ\text{C}$. La densité de la nitroglycérine est 0,8g/cm³.

Caractéristiques des cartouches d'explosif

Type d'explosif	Composition	Capacité de travail en Cm ³ (p)	Coefficient de capacité de travail relatif e=380/p	Densité en g/ cm ³
Dynamite à 62%	Nitroglycérine Nitroglycol	380-420	1	1,4-1,45
Ammonite N°1	Trotyl Hexogène. Poudre d'Aluminium Selitre d'Ammonium	450-480	0,85	1,43-1,53
Ammonite N°3	Trotyl Hexogène Poudre d'Aluminium	430-470	0,88	1,0-1,2
Ammonite N°6GV	Trotyl Selitre d'Ammonium	360-380	1,05	1,0-1,2
Ammonite N°7GV	Trotyl Selitre d'Ammonium	350-370	1,09	0,95-1,1
Détonite	Ammonal	485-450	0,89	1,0-1,15
Dinaflalite	Selitre d'Ammonium Dinitronaphtaline	320-350	1,19	1,0-1,15
Ammonal	Trotyl Poudre d'Aluminium Selitre d'Ammonium	400-430	0,85	0,95-1,1
Dynamite à 83%	Nitroglycérine Nitroglycol	460-500	0,82	1,4-1,5

Explosifs Français

Nitrate n°0	Nitroglycéroglycol Nitrocellulose Cellulose Trinitrotoluol Dinitrotoluol Nitrate d'ammoniaque Nitrate de soude Aluminium	350-380	1 ?06	1,1
Dynamite n°		450-480	0, 85	1,3
Nobélite		450-500	0, 85	1,32
Gomme BAM		470-530	0, 85	1,65

Chapitre 5 : Mise en œuvre des explosifs

1. Notions

La mise en œuvre des explosifs nécessite l'utilisation en plus de l'explosif lui-même, d'une amorce et d'un dispositif de mise à feu de l'amorce. L'amorce est l'agent extérieur (à l'explosif) qui provoque la détonation de la cartouche amorce.

2. Les amorces

L'amorce ou artifice de mise à feu est un accessoire qui permet l'initiation des explosifs en toute sécurité et qui est détruit au moment du tir.

On distingue plusieurs types d'amorces :

- les détonateurs pyrotechniques
- les détonateurs électriques
- les détonateurs non électriques : à tube conducteur d'onde de choc TCOC (ou tube non-électrique)
- les cordons détonants.
- Les détonateurs électroniques : électriques gérés par une puce électronique

NB : aujourd'hui, tant dans les mines métalliques que dans les houillères, on utilise pratiquement que des amorces ou **détonateurs électriques**.

2.1 Le détonateur pyrotechnique

Cette amorce comprend un petit tube cylindrique métallique (en Cu ou Al) ou en papier ouvert d'un bout pour permettre d'introduire le cordon bickford. Le tube est rempli à 2/3 par d'explosif. Dans sa partie inférieure est placée la charge détonante constituée par du tétryl ou tolite. Dans sa partie supérieure est placée la charge amorçante constituée par de l'acide de plomb ou fulminate de mercure.

Remarque : les détonateurs pyrotechniques (détonateurs simples) ou capsules détonatrices sont très sensibles au choc, à l'étincelle, à l'égratignure et à bien d'autres types d'impulsions. Leur manipulation exige beaucoup de prudence.

a

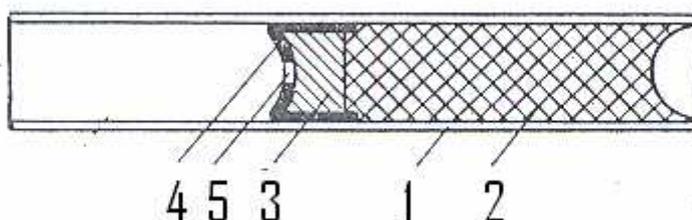


Figure n°3 : détonateur pyrotechnique

1 : tube en laiton ; 2 : charge secondaire ; 3 : charge primaire ; 4 : cuvette métallique ; 5 : lumière

2.2 Les détonateurs électriques

Les d etonateurs  lectriques sont des tubes cylindriques de 6   7 mm de diam tre, dans lesquels on distingue au moins : une charge amor ante, une charge d etonante, un filament  lectrique et une masse isolante.

Principe : Voir expos .

On distingue trois types de d etonateurs  lectriques :

- les d etonateurs instantan s : ils sont constitu s comme d ecrits plus haut. Ils explosent presque imm diatement apr s le d ebut du passage du courant.
- Les d etonateurs   retard : afin de retarder la d etonation, un relais   combustion lente, est plac  entre la charge amor ante et l'allumeur. En fonction de la longueur du relais, les retards sont de 2, 4, 6, 8 secondes et sous commande sp ciale, ils peuvent atteindre 10 -15 secondes.
- Les d etonateurs   micro-retard : 10, 25, 50, 75,100, 150 et 200 ms (pour les moyens retards, ils sont 500 et 1000 ms).

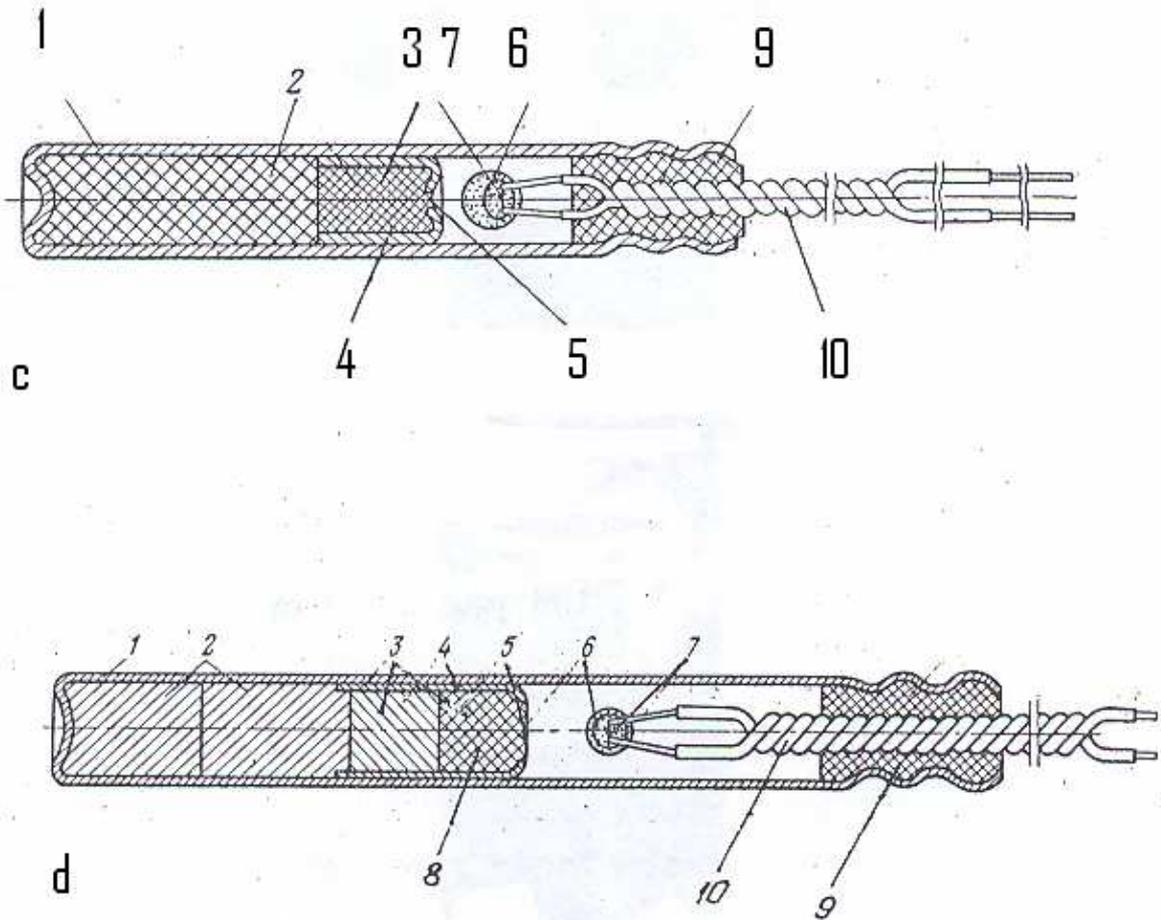


Figure n 5 : d etonateurs  lectriques

C : instantan  ; d :   retard

1 : tube en laiton ; 2 : explosif secondaire ; 3 : explosif primaire ; 4 : cuvette m tallique ; 5 : lumi re ; 6 : allumeur ; 7 : fil de pont ; 8 : charge retardatrice ; 9 : bouchon plastique ; 10 : fils

En fonction de l'intensit  du courant n cessaire   leur mise en  uvre, on classe les d etonateurs  lectriques en :

- classe 0 : super haute intensit 

- Classe I : haute intensité : grand besoin d'un courant (ex : de l'ordre de 13A pour 20 détonateurs Davey Bickford montés en série) pour fonctionner. On les utilise chaque fois qu'un risque électrostatique ou électromagnétique est présent sur le chantier.
- classe II : moyenne intensité (MI) : besoin d'un minimum de 1.7 A pour 20 détonateurs Davey Bickford montés en série pour fonctionner. Ils sont les plus utilisés.
- classe III : basse intensité (BI) : besoin de peu de courant pour fonctionner (de l'ordre de 0.65 A pour 20 détonateurs Davey Bickford montés en série. Hormis dans les exploitations à risque grisouteux, ils ne sont pratiquement plus utilisés.

2.3 Les détonateurs électroniques

Ils se présentent sous la même forme qu'un détonateur électrique. Ils ont le même diamètre et une longueur légèrement supérieure. La principale différence est le remplacement de la composition pyrotechnique retard par un circuit électronique assurant cette fonction retard.

Ces détonateurs de type nouveau offrent une grande souplesse à l'utilisateur et sont programmables individuellement.

2.4 Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est constitué par une âme d'explosif brisante (ex : tétranitrate de pentaérythritol) enveloppé par des gaines en coton et en mastics étanches. On produit le cordeau en bobine de 50, 100, ... mètres. De nos jours, on utilise dans différents pays différentes sortes d'explosifs sous gaine textile. Exemple : PETN aux USA (10 g/m) ; TEN en ex URSS (12-13 g/m) ; PETRITE en France (10 g/m). La masse d'explosif par mètre dépend de l'application pour laquelle il a été conçu.

- elle est de 5 à 6 g/m pour les cordons de transmission
- 10 à 25 g/m pour les cordons détonants d'amorçage
- 25 à 100 g/m pour les cordons spéciaux (prédécoupage).

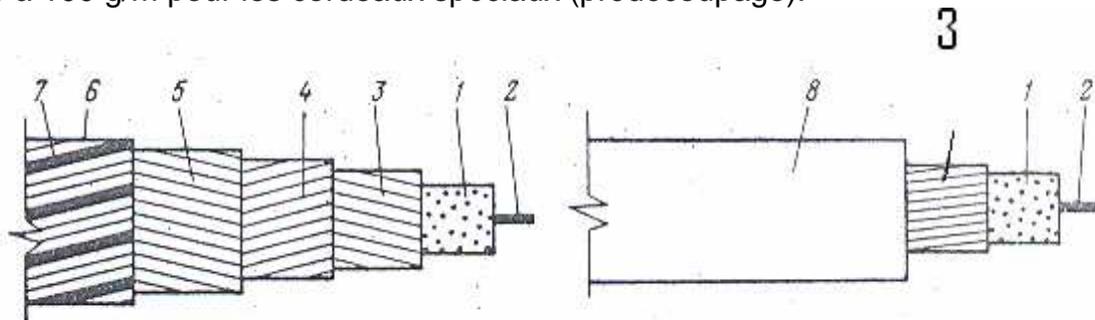


Figure N°6 : cordeau détonant

1 : âme explosive ; 2 : fil en coton ; 3, 4, 5, 6 : gaines (enveloppes) en coton ; 7,8 : gaines des mastics étanches

NB :Le cordeau a un diamètre de 5 à 6 mm et quelques fois plus.

Branchement des cordons détonants

Les branchements des cordons détonants peuvent être simples ou multiples. Le branchement simple des cordons se réalise soit directement avec du cordon souple en branchant les cordons dérivés sur le cordon maître au moyen d'un nœud (tête d'alouette) ou autres moyens.

Précautions

Il faut toujours prendre soin de diriger le cordon dérivé dans le sens de propagation de l'onde de détonation.

Le branchement doit faire un angle supérieur ou égal à 90° avec le cordon maître dans le sens de propagation de la détonation.

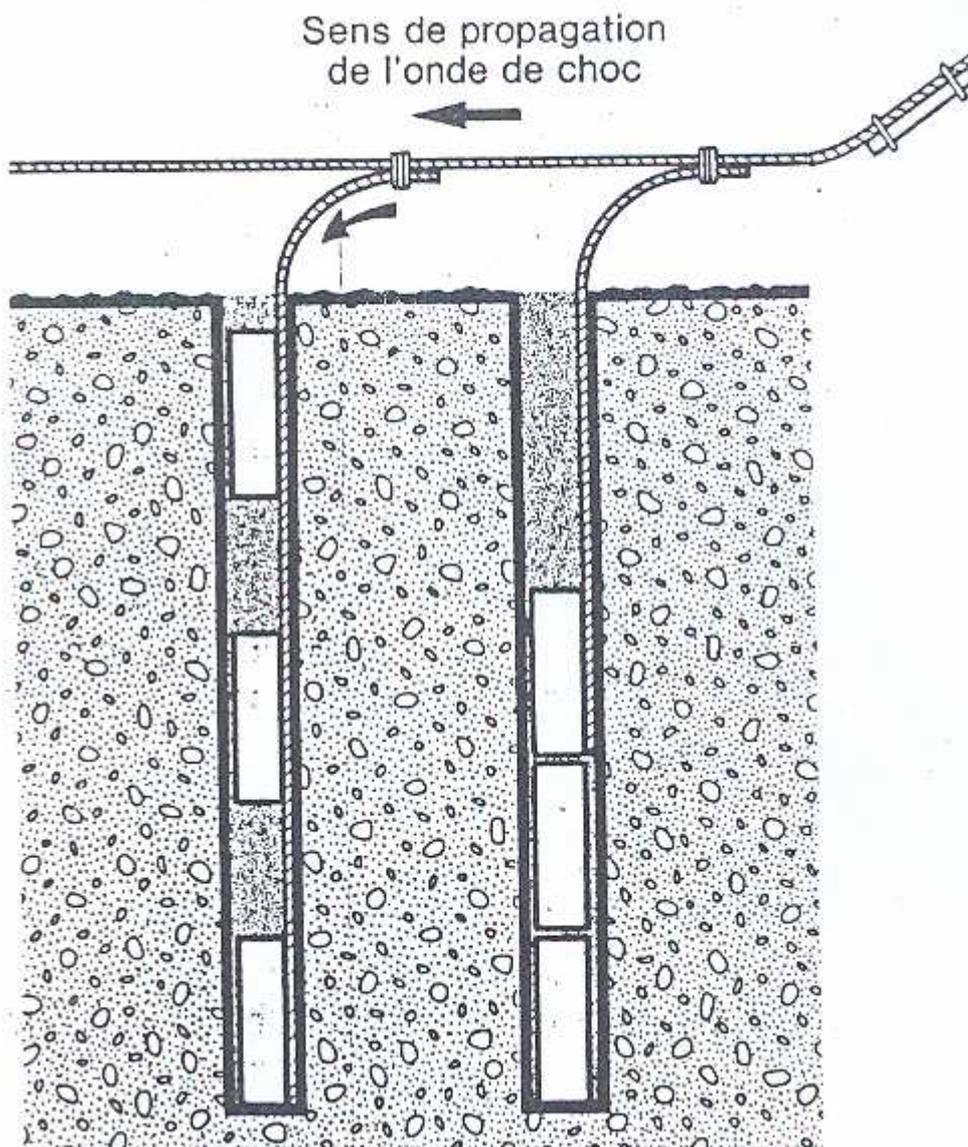


Figure N°: branchement du cordon détonant
Liaison cordon maître- cordon dérivé

Domaine d'application

On utilise l'amorce au cordon détonant dans tous les tirs d'explosifs, dans les mines souterraines et dans les MCO, sauf dans les mines grisouteuses et poussiéreuses.

3. la cartouche amorce

C'est la cartouche amorce qui provoque l'explosion de toute la mine.

Sa préparation consiste :

- à introduire dans un trou percé dans une des extrémités d'une cartouche le détonateur électrique lorsqu'il s'agit des tirs électriques,
- ligature de l'extrémité du cordeau détonant à la cartouche amorce lors de l'application de l'amorçage au cordeau détonant.

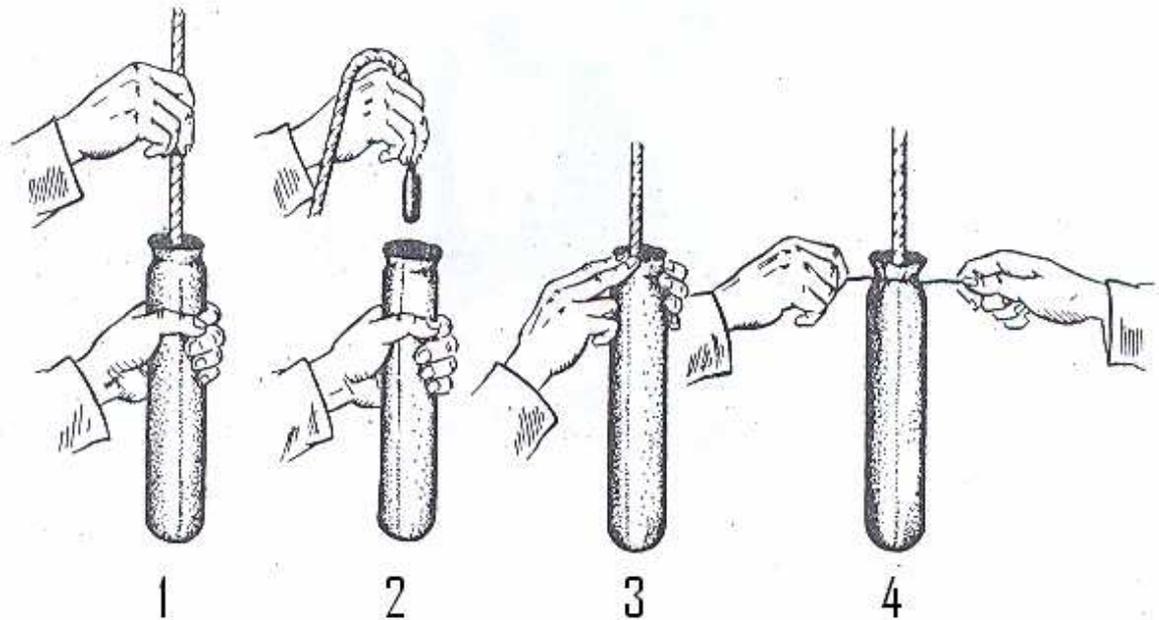


Figure N°: Fabrication des cartouches amorces
1, 2, 3, 4 : succession des opérations

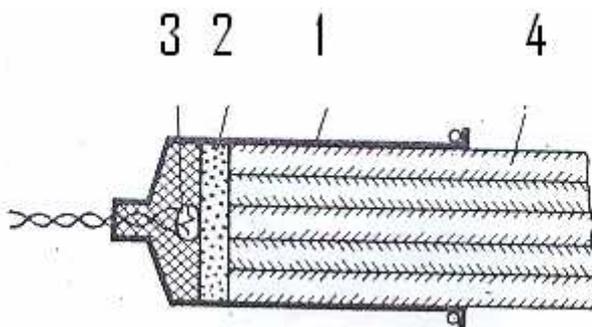
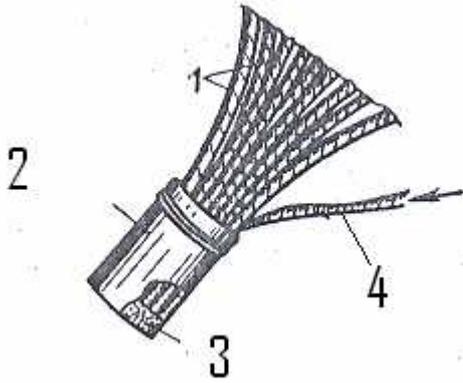


Figure N°: cartouche d'allumage électrique
1 : cartouche en papier ; 2 : composition d'allumage (poudre) ; 3 : enflameur électrique ; 4 : mèches lentes



Cartouche d'allumage

1 : mèches lentes ; 2 : cartouche en papier ; 3 : composition d'allumage (poudre)

4. Moyens de mise à feu

L'explosion des charges peut être réalisée avec le feu, avec le courant électrique ou avec les cordons détonants.

Dans l'explosion par le feu, on utilise une mèche et une capsule détonatrice ; dans l'explosion électrique des allumeurs électriques (exploseurs) et des détonateurs électriques.

4.1 La mèche

Elle est aussi appelée mèche de sûreté ou cordon Bickford. Elle est constituée par une âme de poudre entourée d'une ou plusieurs gaines en coton et d'un revêtement extérieur étanche (en asphalte, PVC ou guttapercha).

La mèche transmet le feu à l'amorce ou à l'explosif.

On distingue :

- le cordon Bickford ordinaire avec une vitesse de combustion de 1 cm/seconde.
 - Le cordon Bickford lent ayant une vitesse de combustion de 0.5 cm/seconde.
- Pour allumer le cordon Bickford, on utilise la mèche, les bougies ou les cartouches d'allumage.

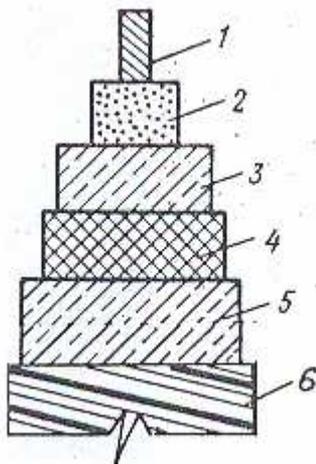


Figure N°: mèche lente (cordon Bickford)

1 : fil en coton ; 2 : âme de poudre ; 3, 5 : gaines en cotons ; 4,6 : gaines asphaltées

4.2 Les exploseurs électriques

Ce sont des générateurs de courant continu. On distingue :

- Les exploseurs à dynamo : à commande directe à main : 10 à 50 amorces ; à commande à ressort : 50 à 400 amorces
- Des exploseurs à condensateur : à batterie ou à manivelle.

5. Procédés de mise à feu

5.1 Tir à la mèche lente

Il comprend cinq opérations :

- préparation des allumeurs
- préparation des cartouches amorces
- chargement des trous
- bourrage
- tir : on allume l'extrémité du cordeau Bickford qui sort du trou. A la fin de sa combustion les étincelles qui en résultent font exploser la substance Brisante de l'amorce provoquant ainsi l'explosion de toute la charge.

NB : le tir à la mèche lente est interdit dans les mines grisouteuses et poussiéreuses lors de creusement des excavations verticales et inclinées dont l'angle de pente excède 30°.

5.2 Application du cordeau détonant

Il comprend les opérations suivantes :

- Ligature de l'extrémité du cordeau détonant à la cartouche amorce puis son introduction au fond de trou
- Chargement des cartouches suivantes
- Bourrage
- Tir

Remarques :

- Le cordeau détonant se trouve donc coincé entre les cartouches et les parois du trou.
- Pour assurer une détonation parfaite des charges, la partie du cordeau ligaturée à la cartouche est pliée en deux ou trois fils
- le tir au cordeau détonant est utilisé le plus souvent dans les travaux miniers à ciel ouvert.
- l'amorçage de plusieurs trous chargés en une seule volée est possible par simple connexion des cordons dérivés à un cordon principal à l'extrémité duquel sera mis le détonateur.

Avantages de l'application de l'amorçage par cordeau détonant

- Il présente un excellent rendement lors des tirs des charges allongées car il garantit l'explosion intégrale de la colonne et les explosifs étant amorcés par une onde de choc très forte explosent plus rapidement
- Il offre la possibilité d'amorcer simultanément un très grand nombre de charge.
- Il présente une grande sécurité vue l'inexistence des détonateurs à l'intérieur des trous de mine.
- Il offre une grande sécurité dans les endroits présentant des risques d'explosion par suite d'électricité statique ou courant vagabond.
- Il supprime le danger (risque) de l'inexplosibilité des cartouches
- L'existence des cordons détonants à micro-retard permet d'améliorer la fragmentation des roches.

5.3 Tir électrique

Il comprend les opérations suivantes

- préparation du circuit de tir
- calcul de l'intensité du courant dans le circuit de tir et dans les détonateurs
- vérification des détonateurs électriques
- préparation des cartouches amorces
- chargement des trous
- bourrage
- tir

Avantages

Par rapport à la mèche lente, il offre les avantages suivants :

- Possibilité d'effectuer le tir à intervalle ainsi que le tir simultané des charges.
- Possibilité de contrôler avant le tir les validités des détonateurs électriques et le bon état du circuit de tir en utilisant des appareils de mesure.

NB : les tirs électriques et à la mèche lente sont les plus utilisés dans le creusement des excavations minières dans les roches ne présentant pas des gaz et poussières inflammables.

Inconvénients

La sensibilité des détonateurs électriques aux courants parasites rend leur utilisation dangereuse sur certains chantiers.

6. Exigences à un bon amorçage

Pour assurer un bon amorçage, il faut :

- attacher soigneusement l'amorce à l'explosif afin d'éviter qu'elle ne soit arrachée de sa position pendant le chargement des charges.
- Eviter que les fils et les cordeaux ne soient sujets à des torsions ni à des tensions trop fortes.
- Eviter à l'amorce le contact de l'eau si possible

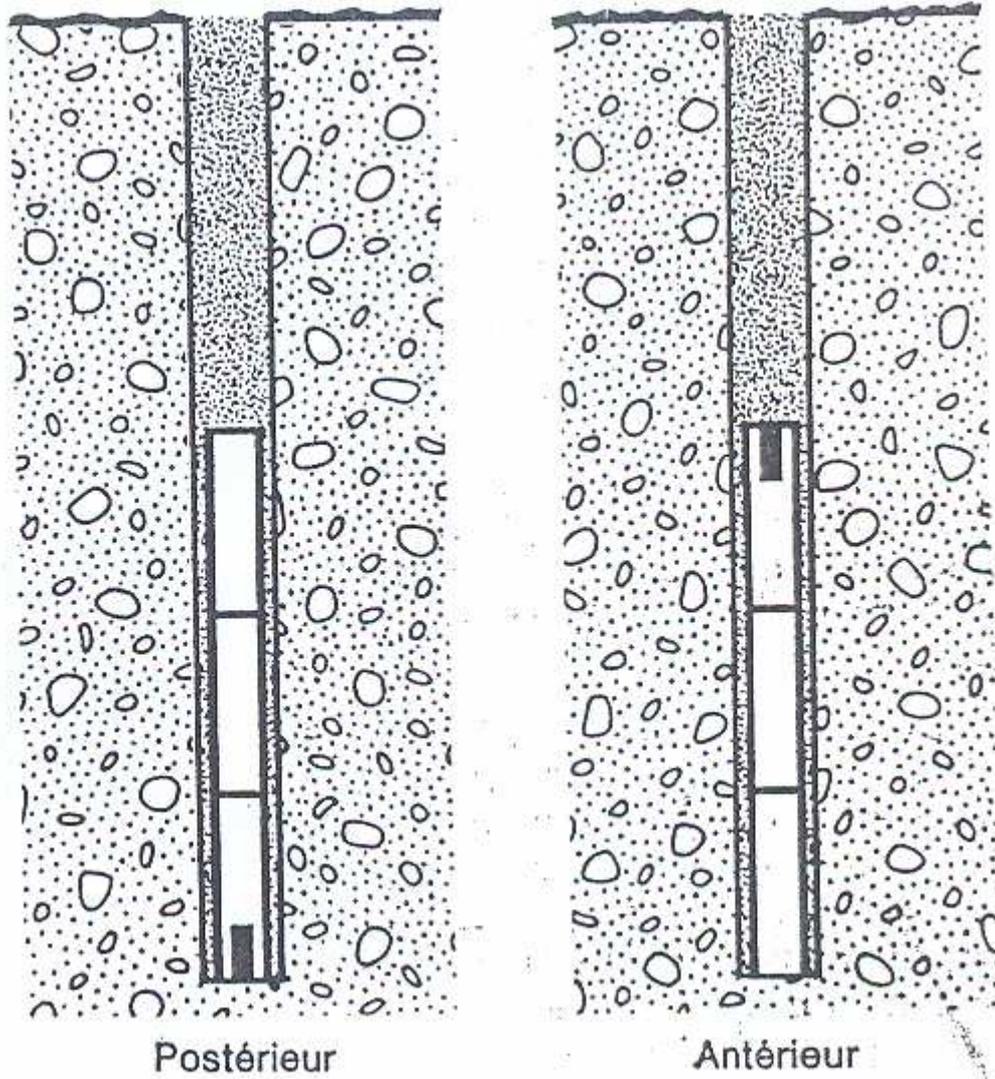
Chapitre 6 : Les explosifs et la sécurité

1. Principes généraux du minage

La charge d'une mine comprend en général une ou plusieurs cartouches. La cartouche sur laquelle est fixée le détonateur ou le cordeau détonant est appelée cartouche amorce.

La cartouche amorce peut être disposée au fond du trou (amorçage postérieur) ou à l'autre extrémité de la charge (amorçage antérieur).

NB : les positions intermédiaires (amorçage inverse) sont interdites.

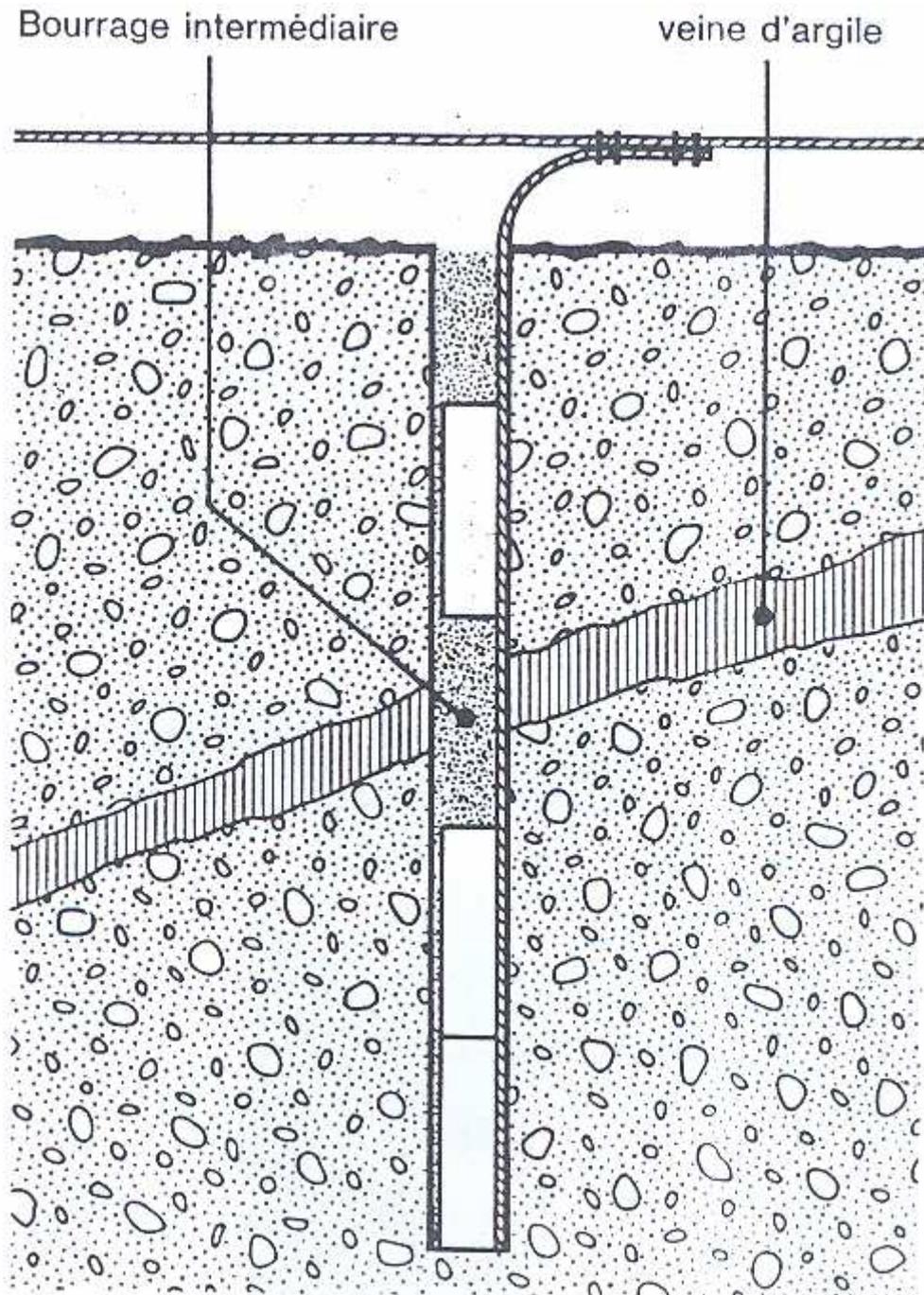


Modes d'amorçage

Les travaux de chargement d'une mine nécessitent les précautions suivantes :

- on doit s'assurer qu'avant de commencer le chargement que les cartouches ne risquent pas d'être coincées (vérification des trous)
- la cartouche amorce doit être soigneusement introduite dans le trou : pendant l'introduction des cartouches dans le trou, on prend soin d'éviter qu'elles ne soient séparées par de la poussière qui risquerait de gêner la transmission de l'onde explosive.

- Il est interdit de forer dans les zones où un fleuret risque d'heurter un trou déjà chargé ou en cours de chargement (au moins 6 m au moins de la longueur du trou le plus profond).
- Le matériel inutile et les travailleurs autres que ceux chargés de ces travaux doivent être évacués.
- On peut améliorer le rendement du tir en disposant (en plus du bourrage ordinaire) un bourrage intermédiaire au droit d'un vide ou d'une veine d'argile



Chargement d'une mine en présence d'un vide ou une veine d'argile

- Interdiction de fumer
- Interdiction de charger des trous à moins de 10 m de tout engin

- Interdiction de couper les cartouches, de les introduire de force ou de les écraser
 - Interdiction de circuler avec des engins à moins de 10 m d'une mine chargée
 - Il faut laisser dépasser à l'extérieur du trou une longueur de cordeau telle que celui-ci pourra être branché facilement sur le cordeau maître (30 cm environ)
 - Interdiction de déboucher un trou de mine, qu'il ait été allumé ou non.
 - Interdiction de recharger un trou ayant fait canon
 - Interdiction de laisser sans surveillance une volée chargée.
 - Avant toute opération de chargement, le boute-feu s'assure que l'exploseur est hors service en conservant sur lui la clef de manœuvre de celui-ci.
 - Il importe avant toute mesure sur le chantier, de vérifier le bon fonctionnement de l'ohmètre de contrôle. Pour cela le boute-feu raccorde les deux bornes de l'appareil au moyen d'un petit morceau de ligne électrique.
 - Lors de l'utilisation des détonateurs à retard, l'amorçage postérieur est obligatoire.
-
- Un contrôle du détonateur est obligatoire après la mise en place de la cartouche - amorce au fond du trou. Il est permis de laisser l'ohmètre branché en permanence aux fils du détonateur pendant toute la durée des opérations de chargement avec comme avantage, d'indiquer immédiatement au boute-feu toute rupture d'un fil conducteur (l'écran de l'appareil ne comporte brusquement plus aucune indication).
 - En cas de rupture, le boute-feu doit réamorcer la mine, de préférence avec un détonateur de même numéro.
 - Tous les trous de la volée étant chargés, les détonateurs seront reliés entre eux de façon à constituer un circuit électrique. Le raccordement se fait par des épissures prenant les fils deux à deux. Lorsque l'on opère dans les milieux très humides ou boueux, ou lorsque les épissures sont susceptibles de se trouver dans l'eau, on peut utiliser des dispositifs de connexion étanches à sertir, du type de ceux employés en téléphonie.
 - Les circuits électriques peuvent être série, parallèle, série-parallèle ou parallèle-série. La réglementation française n'autorise explicitement que les circuits séries.
 - Quelque soit le mode de raccordement utilisé, il est impératif que tous les détonateurs de la volée proviennent d'un seul fabricant et soient de même sensibilité. Il est aussi recommandé qu'ils proviennent d'un même lot de fabrication afin de limiter les risques de chevauchement dus à un vieillissement différentiel des détonateurs.
 - Une fois le circuit établi, le boute-feu s'assure de sa continuité par une mesure précise de sa résistance au moyen de l'ohmètre. Il contrôle ensuite, avec le même instrument, la ligne de tir ouverte, puis fermée, ce qui lui permet de connaître la valeur de la résistance de la ligne de tir.
 - Raccordement de la ligne au circuit de détonateurs puis déroulement de la ligne jusqu'au poste de tir ou il pratique une dernière mesure, à comparer avec la résistance théorique du circuit.
 - En fonction des résultats des mesures, procéder à la mise à feu à l'aide d'un explodeur adapté ou aux corrections éventuelles.
 - L'utilisation d'un explodeur non adapté au circuit à mettre à feu, ou dont les caractéristiques techniques seraient altérées, conduit à coup sûr à un raté total ou partiel. Dans un raté partiel ayant ces causes pour origine, le départ de quelques détonateurs se produit de façon aléatoire au sein de la volée ; il est dans ce cas quasiment impossible de remédier aux coupures de fils qui ne manquent pas de se produire.

2. Effets des explosifs sur la sant 

Les explosifs sont des produits chimiques. Leur combustion peut provoquer des dommages plus ou moins graves   la sant  des travailleurs par :

- contact cutan ,
- l'inhalation des vapeurs ambiantes
- l'inhalation des fum es apr s la combustion

Les fiches de donn es s curit s donnent toutes les informations n cessaires pour se pr munir de ces risques. N anmoins, l'employeur devra en tenir compte. La plus part des fabricants mettent   disposition des mineurs des fiches techniques pour chaque produit explosif. Ces fiches comportent toutes les caract ristiques et les donn es techniques du produit. En outre une fiche de donn es s curit s (FDS) est disponible pour le mineur. Sur ce document figurent les donn es d'hygi ne et de s curit  dont notamment :

- les composants
- identification des dangers
- les premiers secours
- mesures de lutte contre les incendies
- mesures   prendre en cas de dispersion accidentelle
- pr cautions de stockage et de manutention
- protection individuelle
- contr le de l'exposition
-  tat physico chimique
- stabilit  et r activit  du produit
- informations  cologiques
- informations toxicologiques
- consid rations relatives   l' limination
- informations relatives au transport
- informations r glementaires
-

3. Pr cautions   prendre avant une mise   feu

Notions

La manipulation et l'utilisation des explosifs pr sentent un danger dans toutes les mines et en particulier dans celles de charbon.

Le grisou donne lieu   des m langes explosifs pour des teneurs comprises entre 6% 16%. En effet il explose :

- en quelques secondes   650 C
- en quelques minutes   600 C
- en quelques heures   500 C

Les poussi res de charbon peuvent selon la teneur en mati res volatiles  tre inflammables. L'inflammation peut se d clencher par un arc  lectrique d'au moins 2.5KW ou par l'explosion de 40 g seulement de dynamites.

Avant une mise   feu, un certain nombre de pr cautions limitent les dangers dus   l'utilisation des explosifs. En effet il est important de respecter le choix du type d'explosif en fonction de la nature du minerai /roche.

Dans les mines de charbon, il est indispensable avant toute mise   feu de :

- mesurer la teneur en grisou
- proc der   un arrosage dans les mines   poussi res inflammables

De fa on g n rale un bote feu doit :

- s'assurer qu'aucun matériel ou produit explosif n'est laissé à proximité du front de tir.
- Faire évacuer le chantier et la zone dangereuse environnante et assigner aux personnes des points de refuge où elles ne risquent pas d'être atteintes par des gaz nocifs ou des projections ou chutes de blocs dues aux vibrations.
- Assurer un gardiennage afin d'empêcher l'accès au périmètre dangereux. Si le périmètre dangereux est de grande étendue, établir dans la mesure du possible une liaison radio entre le poste de tir et les gardes.
- Annoncer à l'aide d'un signal sonore le tir suivant un code qui doit être connu de l'ensemble du personnel travaillant sur le chantier
- Adopter le plan de tir à l'environnement (réduire si nécessaire l'importance des charges à faire exploser à la fois).
- Limiter au maximum les projections
- Sensibiliser les habitants voisins du déroulement des travaux de tir
- Si le tir doit avoir lieu à proximité d'un appareillage électrique sous tension, ou à côté des lignes hautes tension ou d'émetteurs radio et radars puissants, il est plus sécuritaire d'utiliser des détonateurs non électriques (Nonel) ou à défaut des détonateurs électriques haute intensité. Si pour une raison ou une autre, l'utilisation des détonateurs électriques reste une nécessité, respecter les distances minimales de sécurité admises par les règlements en la matière.
- La présence d'une eau chargée et conductrice peut entraîner des ratés liés à des dénudages des fils.
- En cas de surprise d'orage, il faut évacuer le chantier sans délai (évacuation des explosifs non chargés, évacuation du personnel, shuntage des fils) et mise en place d'une aire de sécurité autour du tir. Le cas de l'orage doit faire l'objet d'une consigne dans le cahier de prescription.

4. Démolition des ouvrages à l'explosif

La démolition d'un ouvrage à l'explosif nécessite les précautions suivantes :

- adapter le plan de tir à l'environnement ;
- limiter au maximum les projections afin d'assurer la sécurité du public ;
- être sûr de pouvoir atteindre du premier coup l'objectif visé.

5. Opérations post tir

Après le tir, le boute feu doit :

- Observer au pote de tir le délai d'attente prévu (au moins 5 minutes dans les MCO et durée variable dans les mines souterraines)
- Le boute feu (assisté au besoin d'une autre personne) procède ensuite à la reconnaissance du chantier (détection des ratés et anomalies éventuelles...)
- Ordonner la levée de la garde si tout s'est bien passé.
- En cas de présence des produits explosifs dans les déblais, le déblaiement doit se faire avec précautions et les produits explosifs retrouvés doivent être détruits.
- Il est interdit d'abandonner sans surveillance, ou sans en interdire l'accès, un chantier dans lequel, soit la reconnaissance après le tir n'a pas eu lieu, soit un raté, un culot ou un autre fond de trou dont il n'est pas certain qu'il ne contienne pas encore de produits explosifs n'a pas été traité.
- Une charge amorce retrouvée doit être, conformément aux instructions de l'exploitant, soit immédiatement désamorcée, soit détruite.

- Procéder à une deuxième reconnaissance après le déblaiement total. Dès que le front est dégagé et qu'il est possible d'y accéder sans danger, une personne du chantier habilitée par l'exploitant doit rechercher les ratés et les fonds de trous qui ne seraient pas apparus auparavant. Des dispositions doivent être prises pour informer, les personnes ayant à intervenir sur les lieux concernés, d'anomalies éventuelles constatées après le tri.

6. Stockage et transport des produits explosifs

Stockage

Il existe trois catégories de dépôts suivant les quantités de substances explosives qu'ils peuvent recevoir :

- Les dépôts de première et deuxième catégorie sont importants et ne sont installés sur les chantiers qu'exceptionnellement.
 - Première catégorie : plus de 250Kg d'explosifs ou plus de 50.000 détonateurs
 - Deuxième catégorie : 50 Kg d'explosifs < deuxième C < 250Kg d'explosifs ou 12500 détonateurs < deuxième C < 50.000 détonateurs
- La troisième ou petite catégorie est celle que l'on retrouve le plus souvent dans les chantiers. La quantité d'explosifs d'un dépôt de troisième catégorie est donnée par la relation suivante :

$$Q = 50.E$$

Où : E est le coefficient d'équivalence affecté à chaque produit explosif.

E = 1 pour les dynamites (soit 50 kg au maximum)

E = 2 pour les nitrates (soit 100 kg au maximum)

E = ¼ pour les détonateurs (soit 12.5 kg de détonateur). Pour une moyenne d'1 g d'explosif par détonateur, cela correspond à 12500 détonateurs.

Ces dépôts peuvent en outre être de types différents :

- les dépôts superficiels
- les dépôts enterrés
- les dépôts souterrains
- les dépôts mobiles.

Remarque : les détonateurs et les explosifs sont stockés dans des dépôts différents.

Stockage hors chantier

Aucun explosif ou substance explosive ne peut être stocké ailleurs que dans les dépôts réglementairement construits et établis à cet effet.

Tout mouvement d'explosif doit être indiqué sur un registre précisant :

- date de réception
- quantité réceptionnée
- quantité sortie
- date de sortie
- destinataire

Stockage sur chantier

Sur un chantier on ne peut momentanément stocker que la quantité d'explosifs nécessaires au chargement d'une volée sur ce chantier. En outre cet explosif doit être sous surveillance en permanence.

Les dépôts

- o En dehors des heures de travail des boufeux, les clés sont déposées au poste de garde. Tout dépôt doit être fermé par des portes de construction solide, munies de serrures ou cadenas de sécurité et qui ne doivent être

ouvertes que pour le service de dépôt. Les chambres de dépôt et les passages leur donnant accès doivent avoir des dimensions et une disposition telles qu'il soit toujours facile d'y circuler et d'y transporter des caisses d'explosifs.

- L'intérieur du dépôt doit être tenu dans un état constant d'ordre et de propreté. Il est interdit d'y stocker d'autres objets ou substances que l'explosif ou les détonateurs et notamment les matières inflammables ou susceptibles de produire des étincelles, spécialement des allumettes ou briquets.
- Il est interdit de faire du feu et de fumer à l'intérieur et aux abords du dépôt.
- Il est interdit de gerber des caisses sur une hauteur de plus de 2 m (les différentes sortes d'explosifs doivent être stockés en tas distincts)
- Les stocks doivent être disposés de façon à utiliser les explosifs et les détonateurs les anciens en premier.
- Un dépôt de détonateur ne peut contenir des mèches de sûreté, cordeaux ou autres artifices de mise à feu qui peuvent par contre être placés dans un dépôt d'explosifs sous réserve qu'ils soient mis dans un compartiment spécial.
- Les caisses d'explosifs doivent être manipulées avec précaution afin d'éviter tout choc.
- Il est interdit d'ouvrir les caisses à l'intérieur du dépôt.
- A la réception d'une livraison, il convient de contrôler la quantité et la qualité des produits livrés.

Transport

Le transport des produits explosifs sur un chantier impose une série de mesures propres à limiter (ou éviter) les effets de toute explosion accidentelle.

En effet il est interdit :

- de transporter des détonateurs ou relais de détonation avec des explosifs dans le même véhicule
- à toute personne qui n'est pas désignée pour ces travaux de prendre place à bord du véhicule ou du convoi
- d'utiliser des véhicules à pièces basculantes
- il est interdit de fumer pendant la manipulation et le transport des explosifs et engins d'amorçage.
- On ne doit sortir du dépôt que la quantité prévue pour la consommation de la journée
- Les explosifs doivent être transportés dans leur emballage d'origine, à l'exception des explosifs réintégrés la veille et qui seront toujours utilisés en priorité.
- les véhicules transportant des produits explosifs doivent être munis si nécessaire (circulation importante) d'une signalisation spéciale.

Chapitre 7 : Tir sans explosif

Les risques d'inflammation du grisou et des poussières par l'emploi des explosifs ont incité les chercheurs à mettre au point des procédés dont la mise en œuvre ne présente aucun danger mais dont le principe reste le même. De tous les nouveaux procédés, seul le tir à l'air comprimé ou tir sans explosif a pris un développement important.

Tir à l'air comprimé
Principe

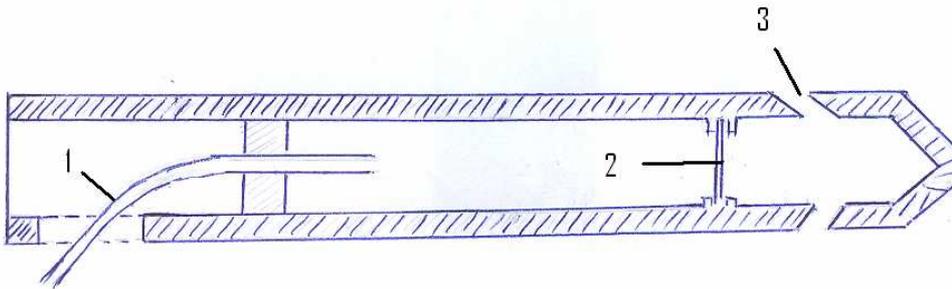


Figure N°: Obus pour tir à l'air comprimé

1 : tube de remplissage ; 2 : plaquette de rupture ; 3 : échappement

Principe : Voir exposé

Raccord de l'obus à une tuyauterie spéciale d'air comprimé

Vanne pour l'alimentation de l'obus

Pression de l'obus : jusqu'à 800 atm

Résistance du clapet de rupture : 600 à 700 atm

Utilisation : en France courante dans les exploitations de houille de Lorraine, de Blanzky et de Loire.

Caractéristiques de l'obus

- longueur : 1.8 m
- diamètre : 61 mm
- volume : 3.5 litres
- tuyau : en acier mais au fond en cuivre pour des besoins de souplesse
- compresseur au jour

Chapitre 8 : Paramètres des travaux de forage et tir dans les MCO

1. Paramètres des trous

Les trous de mine et les trous profonds peuvent être horizontaux, verticaux ou inclinés. Les principaux paramètres d'un trou sont son diamètre, sa longueur et son inclinaison.

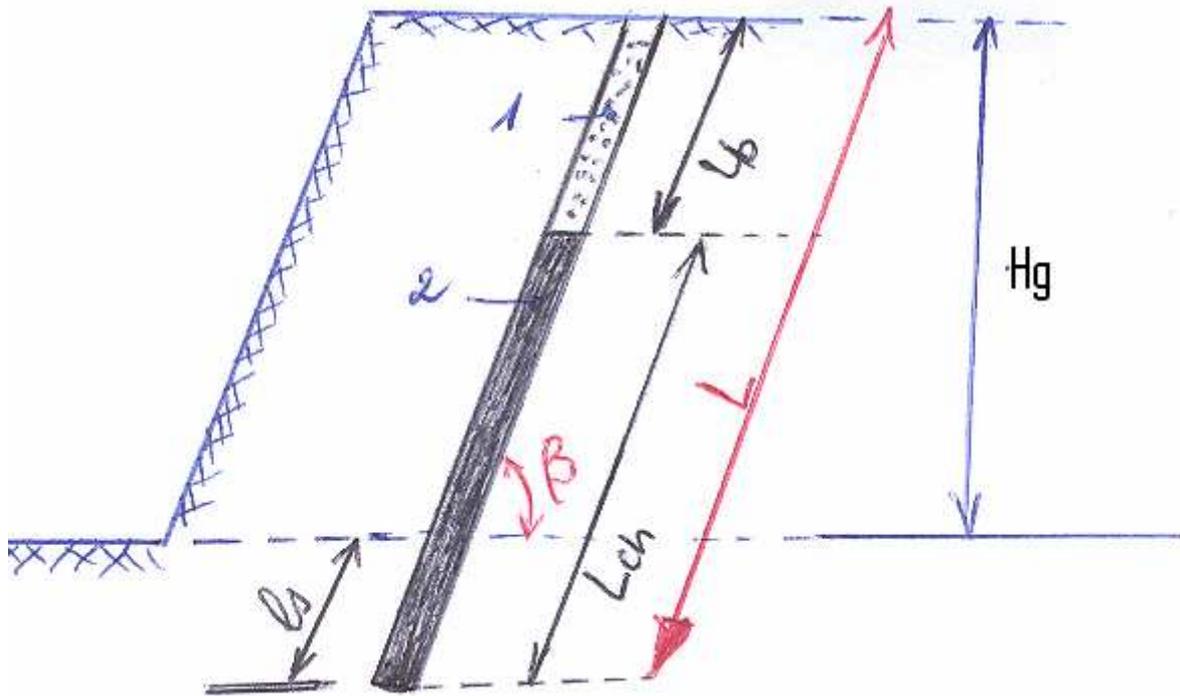


Figure N°: Paramètres d'un trou de mine

Longueur d'un trou

La longueur d'un trou est donnée par la formule :

$$L = Hg/\sin\beta + Is(m)$$

Ou: Hg est la hauteur du gradin (m)

β : angle d'inclinaison du trou en °

Is : longueur de sous forage : elle est donnée par la formule : $Is = n.D$ (m)

Ou : n : coefficient qui tient compte des propriétés des roches et de l'inclinaison des trous

d : diamètre du trou en m

Remarque

- en général la longueur de sous forage varie entre 0.5 et 3 m. Elle dépend de la dureté des roches, de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des explosifs utilisés ...
- le sous forage améliore les résultats du tir au niveau de la partie inférieure du gradin facilitant ainsi les travaux de chargement.
- Il est toujours important de respecter les normes recommandées d'un sous forage. Lorsqu'on creuse un sous-forage de longueur égale à 0.3 W (avec W la résistance au pied du gradin), on obtient une plate forme horizontale sans

formation des rebords. Avec un sous-forage supérieur à 0.3 W, on assiste à une augmentation de la consommation d'explosifs sans qu'on obtienne des avantages pratiques.

Inclinaison du trou

Les trous inclinés présentent par rapport aux trous verticaux les avantages ci-après :

- meilleure fragmentation des roches
- élimination des rebords
- amélioration de la sécurité du travail
- meilleure tenue de la surface des gradins

Diamètre du trou

Le diamètre du trou influe considérablement sur les autres paramètres des travaux de forage et tir :

- Il détermine la quantité d'explosifs par unité de longueur de trou.
- La qualité de la fragmentation des roches diminue avec l'augmentation du diamètre des trous
- Lors des travaux de tir dans les roches à gros blocs ayant une grande résistance au tir, l'action sur le diamètre des trous permet de régler leur fragmentation.

2. Disposition des trous et ordre de tir

Les trous peuvent être disposés suivant une ou plusieurs rangées.

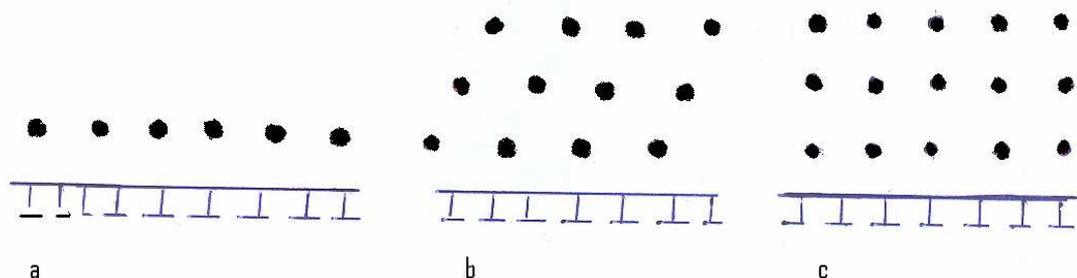
La disposition est caractérisée par la distance (a) entre les sondages d'une même rangée, la distance (b) entre les rangées et celle entre l'axe de la première rangée des trous et l'arrête supérieure du gradin.

La distance horizontale (W) comprise entre l'axe des trous de la première rangée et l'arête inférieure du gradin s'appelle ligne de résistance des roches au pied du gradin. Ne pas la confondre avec la ligne de moindre résistance.

Le rapport $a/w = m$, s'appelle coefficient de rapprochement des trous ou bien incidence de tir.

On prend la valeur de m en fonction de la résistance de la roche au tir.

Na ture de la roche	Valeur de m
Facile à tirer	1.15
A tirabilité moyenne	1 à 1.05
Difficiles à tirer	0.9



Schémas de disposition des trous.

a : à une seule rangée ; b : à plusieurs rangées en quinconce ; c : à plusieurs rangées en damier

Ordre de tir

Il peut être :

- instantané
- à court retard

L'amorçage instantané facile à réaliser correctement présente une grande sécurité contre les ratés de tir. On lui reproche d'ébranler sérieusement les terrains avoisinant et de fractionner insuffisamment les roches.

L'introduction du tir à micro-retard a contribué dans des larges limites au perfectionnement de l'abattage des roches à l'explosif. Lorsqu'il est correctement réalisé, il offre la possibilité:

- de régler la qualité de la fragmentation des roches tout en maintenant la sécurité des travaux de forage et de tir à un niveau appréciable.
- De diminuer de façon certaine l'ébranlement des terrains avoisinants.

Mais la mise au point d'un schéma de tir à micro-retard est beaucoup plus délicate. Les relais utilisés sans méthode précise peuvent être la cause d'incidents sérieux (ratés de tir, masse fissurée et non étalée). Le problème de l'emploi optimum des micro-retards 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. Il semble acquis que l'ébranlement passe par un minimum pour un nombre déterminé de détonations successives. On cite le cas d'une carrière où le nombre idéal était sept. Indépendamment du nombre de détonations le temps de micro-retard a une influence certaine sur les phénomènes d'ébranlement. Ainsi on a pu mesurer au sismographe que l'ébranlement avec des micro-retards de 10 ms était à peu près 5 fois plus important qu'avec des micro-retards de 34 ms.

Pour la fragmentation, au contraire, on a tendance à diminuer les temps. Les incidents de tir par rupture de cordeau sont à craindre avec des temps de 100 ms. Il semble que le temps de 25 ms soit maintenant le plus souvent adopté.

Les principaux schémas des tirs à une rangée sont les suivants :

- successifs
- par-dessus un sondage
- d'onde

- avec le bouchon

3. Tirabilité des roches

Notions

Le degré de fragmentation des roches lors de l'abattage à l'explosif dépend en grande partie des propriétés physiques et mécaniques des roches et des paramètres des travaux de tir.

La résistance au tir est caractérisée par la consommation spécifique (q) d'explosif.

On appelle consommation spécifique (q) d'explosif, la quantité d'explosifs nécessaire pour l'abattage d'1 mètre cube de roche (ou 1 tonne) suivant une loi de fragmentation régie par plusieurs facteurs caractérisant la roche et l'explosif.

Le degré de fragmentation (n) est défini comme étant le rapport entre la dimension linéaire moyenne du bloc naturel en massif (l_m) et celle du morceau de la roche fragmentée (dm).

$$n = l_m/dm$$

Expérimentalement la valeur de n varie en général de 1 à 5 et rarement plus.

Le calcul analytique de la consommation spécifique de l'explosif dans un massif est très difficile parce que l'anisotropie du milieu est très compliquée à décrire sinon même impossible à considérer sous une forme mathématique quelconque. Il est très difficile d'évaluer avec précision la consommation spécifique de l'explosif dans un massif du fait de l'influence énorme des propriétés physiques et mécaniques des roches. Cependant l'expérience et les observations sur le terrain permettent de donner une appréciation relative sur la résistance des roches au tir.

Le calcul approximatif de la consommation spécifique de l'explosif tient compte des paramètres suivants:

- Pour qu'une charge d'explosif fragmente un bloc de roche, il faut que l'énergie de la charge dépasse les résistances à la compression σ_{comp} au déplacement σ_d et à la traction σ_t de la roche et surmonte l'effet de la pesanteur. La consommation spécifique est donc proportionnelle à la somme des valeurs des résistances mécaniques des roches et à leur masse volumique :

$$q = f1(\sigma_{comp}, \sigma_d, \sigma_t) \text{ et } q = f2(\gamma)$$

- Du nombre des surfaces dégagées: les surfaces dégagées permettent la réflexion de l'onde de choc. Lors de l'explosion, les contraintes de compression au sein du bloc se reconvertissent dans les surfaces libres en traction facilitant ainsi la destruction de la roche.

$$q = f3(Nsd)$$

- Du degré de fragmentation (n). Son importance dans un massif de roche non fissuré entraîne la croissance proportionnelle de la consommation spécifique.

$$q = f4(n)$$

La consommation spécifique est donc proportionnelle à la consommation spécifique étalon.

Le tir étalon consiste à fragmenter un bloc monolithe ayant 6 surfaces dégagées. Ce cube est librement suspendu et la charge de l'explosif étalon est placée dans le centre de ce cube. Le degré de fragmentation considéré pendant les essais est égal à 2.

La consommation spécifique étalon est donnée par la formule :

$$q_{ét} = 0.02 (\sigma_{comp} + \sigma_d + \sigma_t) + 2. \gamma \quad g/m^3$$

Où : γ est la masse volumique de la roche exprimée en kgf/dm^3 .

En ex URSS les essais à l'explosif Ammonite N°6GV ont donné les résultats suivants :

Nature e la roche	qét en g/ m ³	catégories
Tirabilité facile	≤10	1, 2, 3, 4, 5
Moyenne	10.1-20	6, 7, 8, 9, 10
difficile	20.1 - 30	11, 12, 13, 14, 15
Très difficile	30.1 - 40	16, 17, 18, 19, 20
Exclusivement difficile	40.1- 50	21, 22, 23, 24, 25

Dans la pratique, 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 recherché, de la qualité de la charge, du nombre de surfaces dégagées...

La formule empirique utilisée pour le calcul de la consommation spécifique de projet est:

qp= qét. Kex. Kf. Ksd. Kc. Kv.Kd

Ou: qét: consommation spécifique étalon

Kf : coefficient de fissurité de la roche = 1.2 lm + 0.2

Lm étant la dimension moyenne du bloc en mètre dans le massif.

Kd: coefficient qui tient compte du degré de fragmentation nécessaire: = 0.5/dm avec dm dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée (m)

Kc est le coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge.

Diamètre des trous (mm)	200	100			300		
Nature de la roche		Tirabilité facile	T. moyenne	T.difficile	T. facile	T. moyenne	T.difficile
Kc	1	0.95-1	0.85-0.9	0.7-0.8	1.05-1.1	1.2-1.25	1.3-1.4

Kv: coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée:

Pour les gradins de 15-18 m: $Kv = \sqrt[3]{15/Hg}$

Pour les gradins de hauteur supérieure: $Kv = \sqrt[3]{Hg/15}$

Avec Hg : hauteur du gradin en m

Ksd: coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées du massif à tirer

Nombre de surfaces dégagées	1	2	3	4	5	6
Ksd	10	8	6	4	2	1

Remarque:

- Les données du tableau des paramètres des travaux de forage et tir concernant l'explosif étalon utilisé en ex URSS, l'ammonite N°6GV (dont l'aptitude au travail est 360-380 cm³). Pour un autre explosif, la consommation spécifique est calculée à l'aide de la formule :

$$q' = q \cdot K_{ex}$$

Avec : q: consommation spécifique de l'explosif étalon

K_{ex} : coefficient de conversion. Il tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle de l'explosif utilisé.

$$K_{ex} = \Delta \epsilon_t / \Delta u$$

Application : soit la consommation spécifique étalon $q_{\epsilon t} = 0.8 \text{ kg/m}^3$ et l'aptitude au travail de l'explosif étalon soit pris égal à 360 m^3 .

Calculer la consommation d'explosif granulite dans les mêmes conditions de tir, sachant que son aptitude au travail est 320 cm^3 .

- au cours des travaux miniers, on calcule la consommation possible d'explosifs à l'aide de la consommation spécifique réelle (q_r) de l'explosif calculée à l'aide des procédés expérimentaux. (q_r est le rapport de la masse d'explosifs utilisés au volume des roches abattues)

4. Quantité des charges d'un trou

- trous de la première rangée : $Q_{ch1} = q \cdot W \cdot H_g \cdot a$ (kg)

H_g : hauteur du gradin en m

a : distance entre deux trous successifs dans une rangée (m)

W : ligne de résistance au pied du gradin (m)

q: consommation spécifique d'explosifs

- pour les trous des autres rangées : $Q_{chn} = q \cdot H_g \cdot a \cdot b$ (kg)

5. Longueur des charges d'un trou

- trous de la première rangée : $l_{ch1} = Q_{ch1} / P$ (m)

- autres rangées : $l_{chn} = Q_{chn} / P$

où : P est la charge linéaire des trous : $P = 0.785 \cdot D^2 \cdot \Delta$ (kg/m)

D : diamètre des trous pour les explosifs en vrac ; diamètre des cartouches pour les explosifs en cartouche.

6. Bourrage

Buts :

- utiliser le maximum de l'énergie du tir
- éviter les projections violentes et à des grandes distances des blocs des roches.

NB : la longueur d'un bourrage doit être minimale et suffisante

- une longueur excessive du bourrage entraîne une augmentation de la zone de fragmentation non réglée et donc l'accroissement du taux des blocs hors gabarits
- les longueurs des bourrages sont plus grandes lorsque le tir concerne des roches de faible résistance au tir.
- La nature des matériaux de bourrage a une influence sur la fragmentation. L'expérience a montré que les bourrages réalisés à l'aide des produits de foration donne des mauvais résultats (projection et débouillage importants au moment du tir) tandis que ceux fait à l'aide des gravillons 4-6 permettent une meilleure utilisation de l'énergie explosive.
- On prend toujours des précautions spéciales au cours d'un bourrage pour éviter de couper les fils de l'amorce ou endommager le cordeau.

On distingue le bourrage de bouchon et le bourrage intermédiaire :

Longueur du bourrage total : $l_b = L - l_{ch}$ (m)

Où : l_b : longueur du bourrage

L = longueur du trou

l_{ch} : longueur de la charge

Longueur du bourrage de bouchon : $l_{bb} = 20.D$ (m)

D étant le diamètre du trou

Remarque : si $l_b > l_{bb}$; on emploie la charge discontinue

Longueur du bourrage intermédiaire : $l_{bi} = l_b - l_{bb}$

Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue

$l_{chp} = 1.2.W$

7. Ligne de résistance au pied

- pour les trous verticaux : $W = [(\sqrt{0.5 P^2 + 4 m.q.P.Hg.L}) - 0.75.P] / 2.m.q.Hg$
(m)

Où : m : coefficient de rapprochement des trous

q : consommation spécifique d'explosifs (kg/m^3)

$P = 0.785.D^2.\Delta$ est la charge linéaire en kg/m^3

Hg : hauteur du gradin en m

L : longueur du trou en m

NB : Après avoir calculé W , il faut toujours vérifier si la valeur trouvée satisfait à la condition de sécurité ci-après :

$$W \geq Hg \text{ Ctg } \alpha + C$$

Où : α : angle du talus du gradin en °

C : distance minimale admissible de l'arête supérieure du gradin à l'axe du trou de la première rangée en m ; $C \geq 2-3$ m

Si W ne satisfait pas aux normes de sécurité de foration, il faut nécessairement forer tous les trous de la première rangée avec une certaine inclinaison ou augmenter leur diamètre afin d'accroître leur capacité. Si cela est impossible, il faut calculer la nouvelle valeur du coefficient m à l'aide de la formule suivante :

$$m' = P(L - l_b) / q.Hg.(Hg \text{ Ctg } \alpha + C)^2$$

m' ne doit pas dépasser 0.5 mais ls doit augmenter de 50 à 75 % par rapport à sa valeur du tableau. On admettra pour la suite des calculs que $m = m'$ et $W = Hg$

$$\text{Ctg } \alpha + C$$

- Pour les trous inclinés :

$$W = K.D \quad (m)$$

Avec $K = 45$ pour les roches de faible résistance au tir ; 40 pour les roches de moyenne RT ; 35 pour les roches dures.

8. Distance entre deux trous d'une même rangée

On l'appelle aussi espacement : $a = m.W$

m étant le coefficient de rapprochement des trous (voir plus haut)

9. Distance entre deux rangées de trous

Elle dépend de la disposition des trous (b)

- pour la disposition à plusieurs rangées en forme carrée : $a = b$

- pour la disposition à plusieurs rangées en quinconce : $b = 0.85.a$

10. Volume du bloc à tirer

Il dépend :

- de la productivité de la carrière
- des paramètres des équipements miniers
- de la périodicité des tirs

$$(1) \quad Vb = Hg.A.Lb \quad (m^3)$$

A : largeur du bloc (m)

A = W pour les tirs à une seule rangée

A = W + (n - 1)b pour les tirs à n rangées ; en général n = 2 – 5

$$(2) \quad Vb = Nj.Npe.Re \quad m^3$$

Nj : intervalle en jours entre deux tirs successifs

Npe : nombre de postes de travail de l'excavateur dans le jour

Re : rendement de l'excavateur

11. Longueur d'un bloc

$$Lb = Qj.Nj/Hg.A.Kf$$

Qj : productivité de l'excavateur en m³ /jour

Kf : coefficient de foisonnement

Nj : nombre de jours entre les tirs de sondages dans un bloc

Données Pratiques :

Longueur d'un bloc à tirer X Hg	Nombre de rangées	Largeur du tas x Hg	Hauteur du tas x Hg
0.4	1	1.4	0.6
0.6	1	1.65	0.8
1.0	1 à 2	2.10	1.0
2.0	3	3.50	1.05
3.0	4 à 5	4.60	1.1
≥ 4-5	≥ 6-7	5.5-6.5	1.2

12. Nombre de sondage dans un bloc à tirer

- tir à une rangée : n = A.Lb/a.W
- tir à plusieurs rangées : n = A.Lb/a.b

13. Paramètres des tas des roches abattues

Le tas des roches abattues est caractérisée par les paramètres suivants : forme, hauteur et largeur. Ces paramètres sont fonction des propriétés physico-mécaniques des roches, de la quantité et nature des explosifs, de la disposition des charges et de l'ordre de mise à feu des charges.

Largeur

Approximativement

$$- \text{ pour une rangée : } Bts = Kr.Kb.Hg.\sqrt{q} \quad (m)$$

Où : K_r : coefficient qui dépend de la résistance des roches au tir

Roche	Faible résistance au tir	Moyenne résistance au tir	Grande résistance au tir
K_r	3-3.5	2.5-3	2-2.5

K_b : coefficient qui tient compte de l'angle d'inclinaison des trous en °

$$K_b = 1 + 0.5 \sin^2 (90^\circ - \beta)$$

Où : β : angle d'inclinaison des trous en °

H_g : hauteur du gradin en m

q : consommation spécifique d'explosifs en kg/m^3

pour plusieurs rangées : $B_{tp} = K_t \cdot B_{ts} + (n-1)b$

avec : n : nombre e rangées

b : distance entre deux rangées

K_t : coefficient qui tient compte de l'intervalle de retard T du détonateur

Retard	0	10	25	50	≥ 75
K_t	1	0.95	0.9	0.85	0.8

Hauteur

Par mesure de sécurité, la hauteur du tas des roches ne dépasse pas celle de l'engin de chargement.

La hauteur du tas est donnée à l'aide de l'expression suivante :

- une seule rangée de trous : $H_{tas} = (0.5 - 0.8)H_g$ (m)

- Plusieurs rangées de trous : $H_{tas} = (0.7 - 1.2)H_g$ (m)

Forme du tas

Elle est pratiquement irrégulière. Mais elle peut être approximativement assimilée à une forme géométrique régulière : triangulaire, trapézoïdale...

Débit moyen de la masse minière tirée

$$J_m = [qch_1 + Qchn (n-1)]/n.L.q$$

Où : n = nombre de rangées de trous

14. Longueur totale des trous forés nécessaires pour le tir d'un bloc :

$$\sum L = V_b/J_m$$

15. Nombre nécessaire de sondeuses pour desservir un seul engin d'extraction

$$N_s = \sum L/R_s.n.p.s.N_j$$

Où : R_s est le rendement de la sondeuse

N_p : nombre de postes de travail par jour de la sondeuses

16. Intervalle de retard d'un détonateur

$$T = K.W \quad (\text{ms})$$

Avec : W : ligne de résistance au pied (m)

K : coefficient qui tient compte des propriétés des roches (ms/m)

Nature de la roche	Faible résistance au tir	Moyenne résistance au tir	Grande résistance au tir
Valeur de K	5 - 6	3 - 4	1.5 - 2.5

17. Rayon de la zone sismique

- pour les tirs instantanés : $R_s = 25 \sqrt{Q_{tot}}$

- pour les tirs à retard : $R_s = 29 \sqrt{Q_{tot}/N}$
où : Q_{tot} est la quantité de la charge totale d'explosifs à tirer en kg
N : nombre de détonations

18. Diamètre optimal des morceaux (blocs) après le tir

$$dm = L/6.5 \text{ ou } dm = 170^3 \sqrt{E} \quad (\text{mm})$$

avec : L : largeur du godet de l'excavateur (mm)
E : capacité du godet (m^3)

19. Dimension maximale des blocs après le tir

$$D_{max} = 800^3 \sqrt{E} \quad (\text{mm})$$

$$D_{max} = 500^3 \sqrt{E} \quad (\text{mm})$$

$$D_{max} = 0.5 B + 100 \quad (\text{mm})$$

V est la capacité de la benne du véhicule (m^3)

20. Longueur de sous forage en fonction de l'angle d'inclinaison des trous

$$L_s = R.W \quad (\text{m})$$

$$L_s = (10-15)D \quad (\text{m})$$

Inclinaison des trous	90	85	80	75	70	60
Valeur de R	0.3	0.2	0.14	0.08	0.06	0.03

21. Volume des roches abattues par un trou

$$\text{- de la première rangée : } V_t = W.a.H_g \quad (\text{m}^3)$$

$$\text{- des autres rangées : } V_{tn} = a.b.H_g \quad (\text{m}^3)$$

22. Nombre des trous d'un tir à une rangée (par volée)

$$N_{tr} = V_b/V_t$$

Chapitre 9 : Tirs spèciaux

1. notions

L'abattage à l'explosif provoque des effets souvent néfastes surtout si la charge a été exagèrément calculée. On distingue deux conséquences majeures :

- l'effet avant : il y'a projections horizontales très importantes des roches abattues
- l'effet arrière : la roche demeurée en place est affectée (par des lithoglasses) au point de compromettre le bon déroulement des travaux d'abattage.

2. tir amorti

Le tir amorti est un procédé d'abattage à l'explosif ayant pour but de minimiser ou d'annuler) les effets avant d'un tir en diminuant l'énergie cinétique des morceaux abattus.

Il consiste à abattre un panneau dont la face libre (talus) est encore prisonnière d'une masse de roche précédemment tirée. On définit l'épaisseur du tas de roche capable de retenir les morceaux soufflés par l'énergie de l'explosion.

Résultats d'essais dans un milieu calcaire

- si l'épaisseur du tas des roches laissées en place (b) est inférieure à W ; il en résulte encore des résidus de projection
- si $b > W$; la projection horizontale des blocs est totalement éliminée

NB : la densité des roches laissées sur place doit avoir une influence sur la valeur de b. les relations précédentes restent donc à vérifier pour un milieu différent.

Remarque :

Les projections violentes sont dues à un excès de consommation d'explosif et d'une longueur W insuffisante. Elles peuvent aussi survenir si les lithoglasses partent de la face libre (talus)

Remèdes :

- adoption des valeurs optimales de q et W
- tir amorti

Valeur de b

Certains ouvrages soviétiques proposent de définir la valeur de b suivant la formule ci-après :

$$b = K_f \cdot W (\sqrt{2q \cdot \eta \cdot E_o \cdot E / \delta} - 1)$$

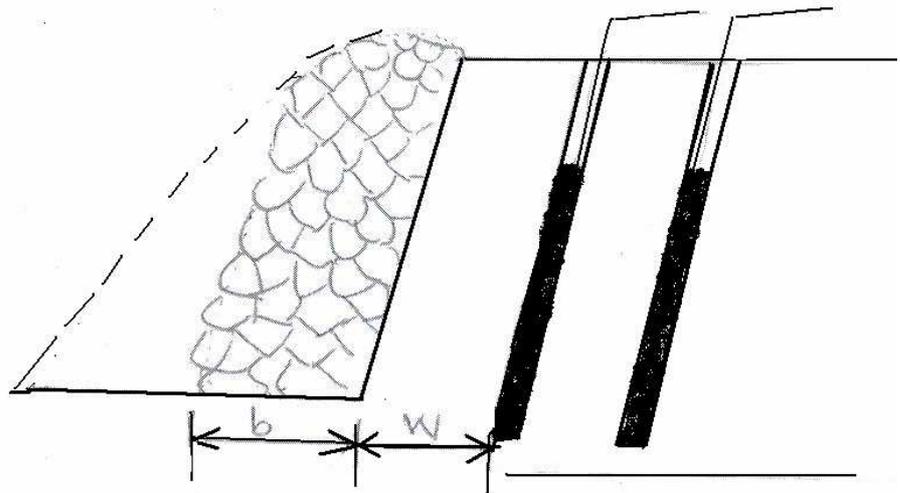
ou : K_f : coefficient de foisonnement

η : coefficient d'utilisation de l'énergie du tir pour la fragmentation et le déplacement des roches

E_o : énergie spécifique par kg d'explosif (kg.m/kg)

E : module d'élasticité des roches, Kgf/ m²

δ : résistance du massif Kgf/m²



Tir amorti

3. Prédécoupage (présplitting)

Le prédécoupage est une technique de tir qui a pour but de minimiser le plus possible les dommages causés à la paroi (talus) par un abattage excessif. Cette méthode consiste à créer une fissure dans le massif dans le plan du futur talus avant toute action d'abattage.

Principe du prédécoupage :

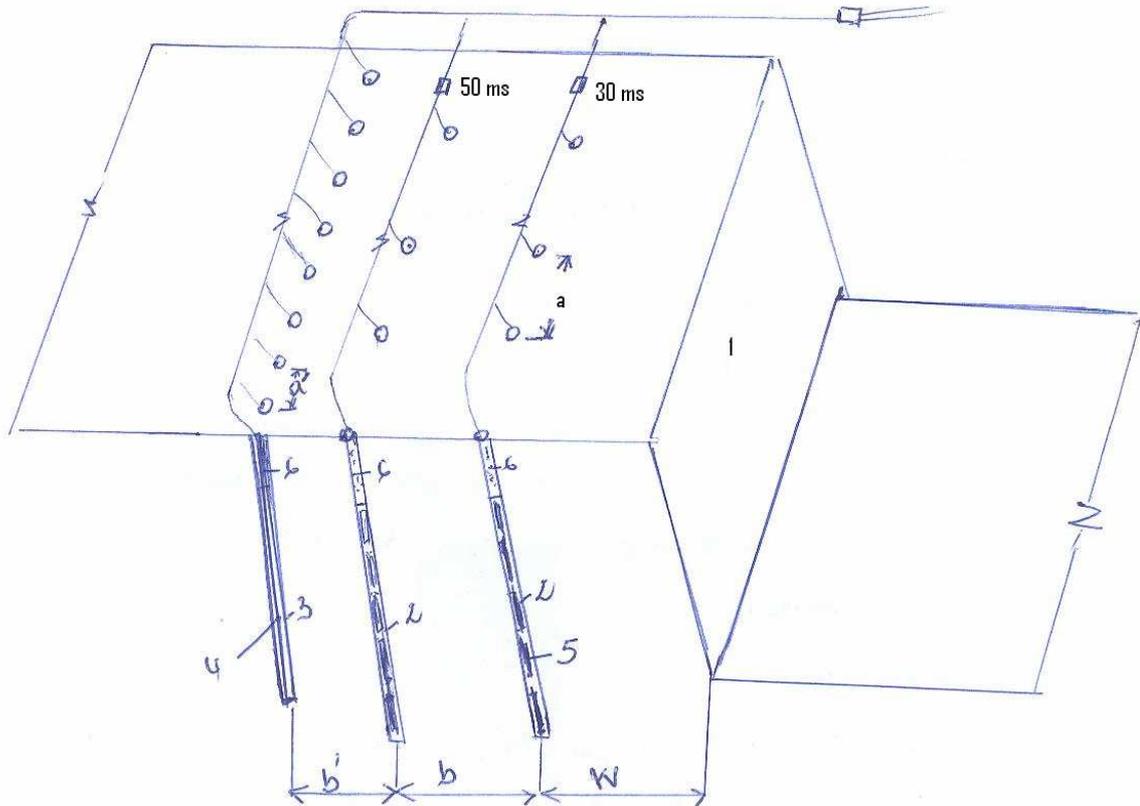
- réalisation des trous de réglage préalable du profil (ils sont tirés avant les trous d'abattage et ont pour effet de couper la roche suivant le plan des trous sans effet arrière, ni déplacement notable des terrains)
- les trous de prédécoupage sont rapprochés et ne comportent qu'une faible quantité d'explosifs

Exigences :

- les forages doivent être parallèles, équidistants et coplanaires
- la distance entre les trous de prédécoupage est environ 10 fois leur diamètre : $d_{tp} = 10D$
- le chargement est souvent effectué au cordeau de 40 à 70 g de pétrite au mètre.

NB : les variations sont possibles en fonction du type d'explosif utilisé : l'utilisation des boudins continus de gel donne des résultats satisfaisants.

- le bourrage doit être réalisé avec un matériau non compressible : graviers de granulométrie : 4-6 mm.
- Mise à feu des trous de prédécoupage simultanée.



Tir avec prédécoupage

- 1 : talus du gradin
- 2 : trous d'abattage
- 3 : trous de profil (prédécoupage)
- 4 : cordeau détonant (40-70g/m)
- 5 : charge d'explosif
- 6 : bourrage

4. Post abattage ou abattage différé

Le but est le même que celui du prédécoupage. Le principe est le même mais le tir des trous de la dernière rangée se fait après le tir des trous d'abattage.

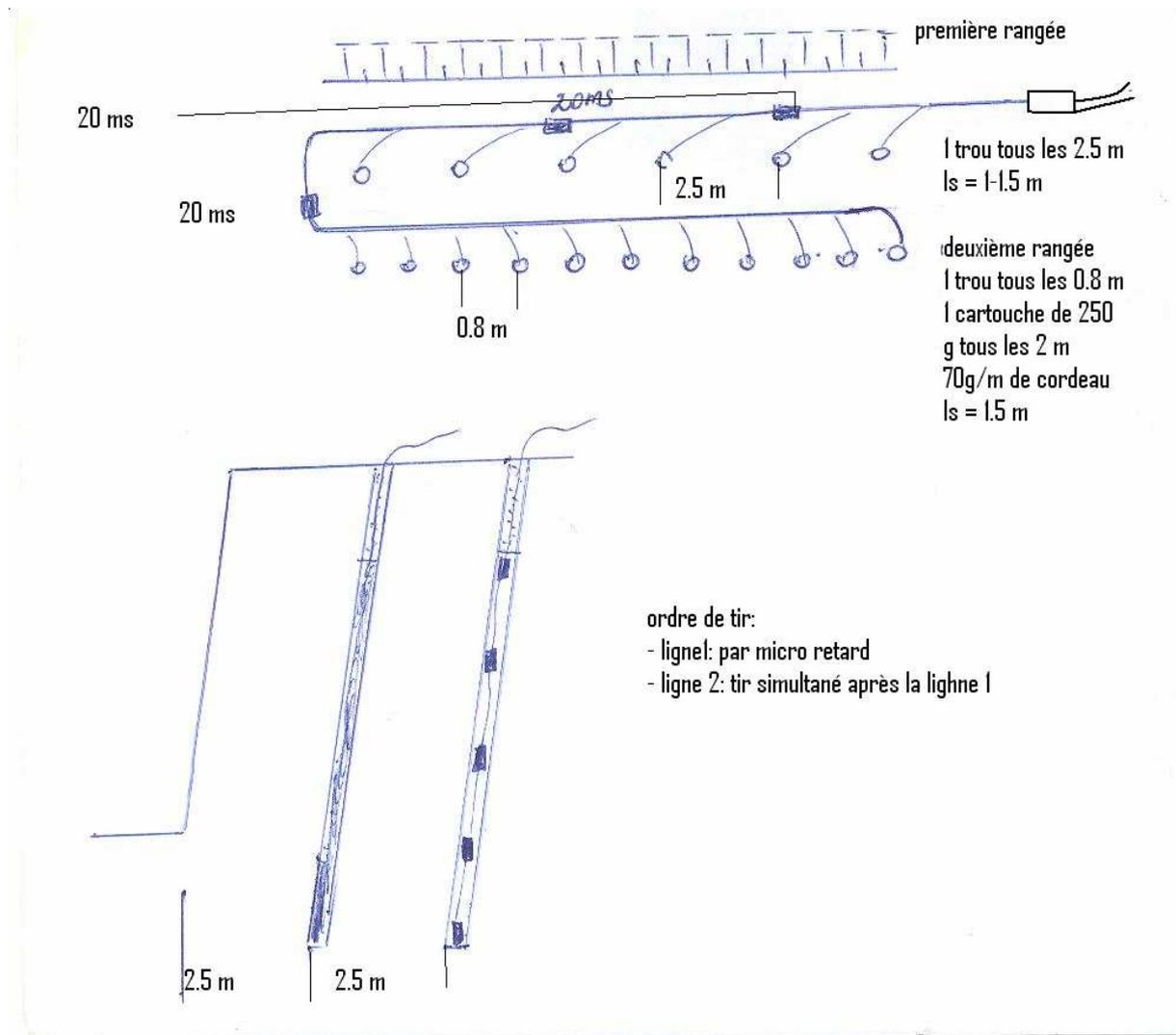
Quelques règles d'utilisation de l'abattage différé :

- espacement réduit des trous de la dernière rangée
- espacement des trous inférieur à l'épaisseur de la tranche à abattre
- la paroi libre doit être dégagée
- l'épaisseur de la tranche à abattre doit être constante

L'utilisation des micro-retards peut permettre l'abattage sur plusieurs volées.

Exigences à un bon résultat :

- bonne précision de foration et réalisation des trous parfaitement parallèles et coplanaires
- l'abattage d'une volée (s) ne doit pas endommager la paroi



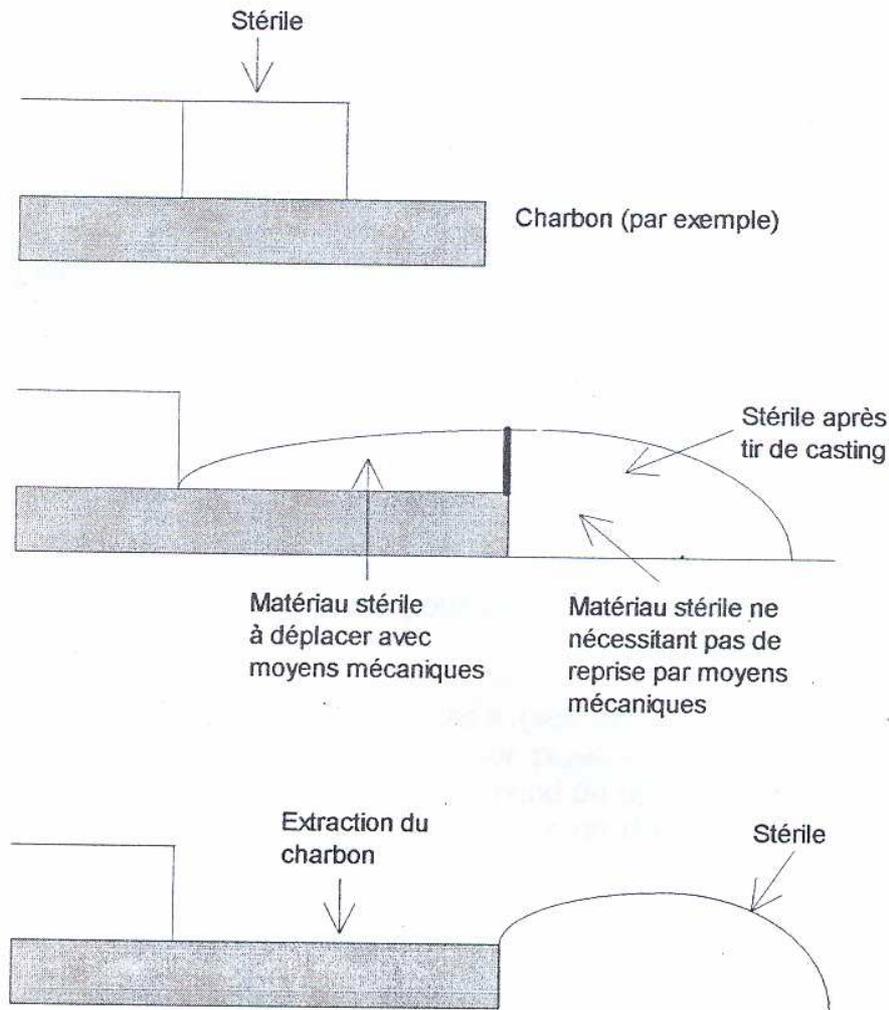
Post- abattage ou abattage différé

5. les tirs de projections ou tirs de casting

5.1 Principe général et raisons d'un tir de projection

Le tir de casting consiste à utiliser l'énergie de l'explosif pour non seulement fragmenter le matériau, mais également le déplacer le plus loin possible du front de taille.

Ce type de tir est mis en œuvre en tant que méthode d'exploitation sur certaines grandes mines à ciel ouvert, en général de charbon : il permet de déplacer la couche de stérile située au dessus de la couche de charbon avec une intervention minimum des engins mécaniques. Le surcoût lié au minage est aisément compensé par le gain de productivité pour le transport et l'évacuation des stériles.



Remarque :

Les tirs de casting peuvent être mis en œuvre ponctuellement sur tout type d'exploitation dans le but :

- d'améliorer le rendement des engins mécaniques en fournissant un résultat de tir plus étalé avec une granulométrie plus fine qu'un tir d'abattage classique.
- Ou lorsque le travail des engins mécaniques est impossible au pied du front de taille miné et nécessite le déplacement des matériaux à distance du front de taille.

5.2 Principes Généraux

Deux principes généraux guident le calcul des plans des tirs pour les tirs de projection :

- **la consommation spécifique d'explosif est élevée : de 700 g/m³ à 2kg/ m³**

ce qui a pour conséquence :

- les mailles ainsi obtenues sont plus faibles que les mailles pratiquées habituellement
- le trou de mine est complètement chargé d'explosif avec une hauteur de bourrage réduite (20. D)

- l'amorçage postérieur est obligatoirement pour conserver la faible hauteur de bourrage
 - l'explosif employé devra avoir une énergie de gaz élevée type nitrate aluminisé ou émulsion vrac, amorcé par un explosif puissant type dynamite booster.
- **le temps d'initiation entre rangées est plus long** que les temps pratiqués usuellement pour les tirs d'abattage classiques

Type de tir	Temps d'initiation
Tir d'abattage	10 x banquette < temps en ms < 30 x banquette
Tir de projection	30 x banquette < temps en ms < 60 x banquette

Remarque :

- il est nécessaire que le temps d'initiation soit long pour permettre le déplacement des matériaux des rangées précédentes.
- Les tirs de projection sont réalisés sur plusieurs rangées (trois au minimum)
- L'épaisseur maximale de matériaux pouvant être traitée dépend du diamètre de foration et varie entre 25 m (pour un diamètre de 89 mm) à 60 mètres (pour un diamètre de 400 mm).

5.3 Paramètres techniques et spécifiques

les paramètres conduisant à l'élaboration d'un tir de projection s'orientent suivant trois axes :

- l'énergie à mettre en œuvre
- la séquence de mise à feu
- la quantité de matériau à déplacer

NB : toute conception qui s'intéresse à un ou deux de ces paramètres a peu de chance d'aboutir au succès escompté.

L'énergie explosive

La part de matériau transporté croît avec la charge spécifique d'explosif.

Résultats sur une hauteur constante de 23 mètres, une épaisseur de charbon de 7 mètres et une fosse d'accueil de 50 mètres :

- Pour une charge spécifique de 250 à 400 g/ m³, on assiste à une fragmentation du matériau avec un déplacement qui varie de 0 à 12%.
- Pour 450 à 600g/ m³, le déplacement est de 20 à 35%.
- De 650 à 800g/ m³, le déplacement varie de 42 à 46%
- Pour des charges de 850 à 1000g/ m³, on obtient un déplacement sans reprise à l'aide des moyens mécaniques de 47 à 50% des matériaux minés.

Séquence de mise à feu entre rangées

Un temps court entre la détonation des trous de rangées successives peut avoir un effet négatif sur le résultat final. Des temps courts peuvent causer des effets arrières en aval de la ligne de découpage, créant ainsi un front irrégulier pour le tir suivant.

Généralement ce temps augmente avec la largeur de banquette à abattre. Ce temps est compris en fonction de l'épaisseur de la banquette, de l'énergie explosive injectée et de la réponse du matériau, entre 25 et 100 ms.

Les objectifs étant de déplacer les matériaux de plusieurs dizaines de mètres en tenant compte d'un foisonnement raisonnable des dernières rangées, un temps entre

rangée de 30 à 60 fois la banquette d'initiation est en prendre en compte. Ce temps pourra aller crescendo vers les dernières rangées.

Séquence de mise à feu entre trous de la même rangée

Pour obtenir un résultat optimal, les trous d'une même rangée doivent être tirés dans un intervalle de temps réduit (entre 5 et 25 ms).

Il a été démontré que des délais inférieurs n'ont pratiquement aucun effet. Des délais supérieurs à 25 ms pourraient créer par contre des surfaces libres intermédiaires pouvant s'apparenter à un tir d'abattage classique. Ceci fait perdre une partie d'énergie nécessaire au mouvement des matériaux au profit d'une énergie latérale néfaste pour le tir de projection.

Remarque : aujourd'hui seul un amorçage par détonateurs électroniques ou non électriques avec un des raccords de 17 ms permet d'assurer un délai réduit entre toutes les charges d'une même rangée.

6. Autres paramètres qui influencent le pourcentage des matériaux déplacés :

Le ratio Hauteur de front/Largeur de la tranche de réception

La distance de projection est proportionnelle à la hauteur du front.

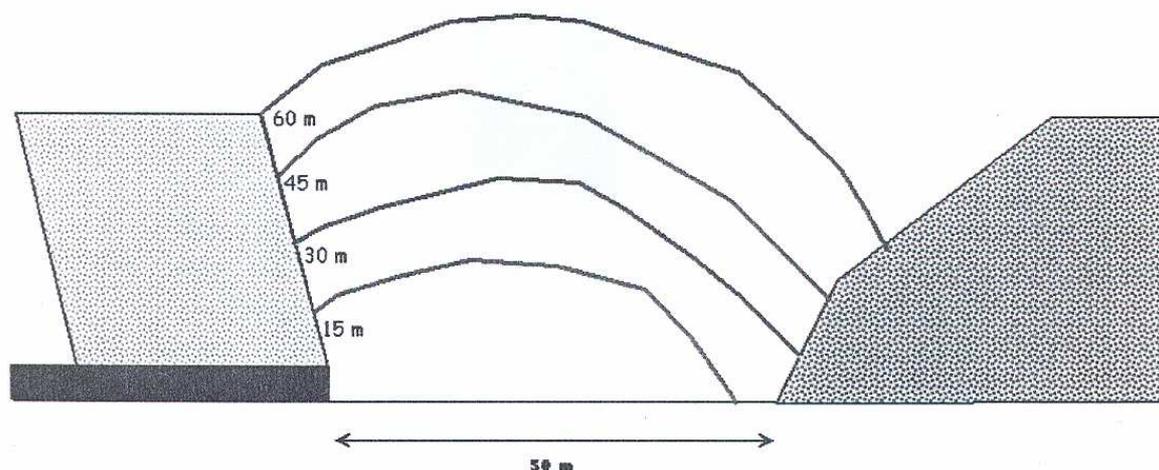


figure : influence de la hauteur de front sur la distance d projection

la formule de FR. CHIAPETTA permet de prédire la distance de projection

$$D = Vo \cos \theta [(Vo \sin \theta + \sqrt{(Vo \sin \theta)^2 + 2gH}) / g]$$

Avec: D : distance de projection en mètres

Vo : vitesse de la banquette d'initiation en m/s

θ : angle d'éjection en °

H : hauteur du front de taille en m

g : accélération due à la gravité en m/S²

remarque :

- l'énergie spécifique à injecter dans le massif est d'autant plus grande que le front est petit : il n'est pas rare de rencontrer des charges spécifiques de 800 à 1100 g/m³ pour des fronts de 12 à 18 mètres. Une hauteur de 20 mètres apparaît donc

comme ètant un minimum pour concilier un rèsultat technique satisfaisant et un gain des còuts de production. En deçà de 20 mètres, l'augmentation de la charge spècifique fait perdre une partie des avantages du tir de projection due à l'augmentation des còuts d'explosif

Résultats d'essais sur pour une charge spècifique de 900 g/m³ et une tranchée de réception de 50 mètres.

Pour des ratios Hauteur de front/largeur de la tranchée de réception de :

- 2 le déplacement est de l'ordre de 47 %
- 1.25, le déplacement est de l'ordre de 60%
- 1, le déplacement atteint 63%.
- 3, le déplacement est < à 30%

Diamètre de Foration

Les ratios couramment admis des diamètres de Foration/Hauteur de Front se situent entre 10 et 15 mm par mètre de front d'abattage.

Angle de Foration

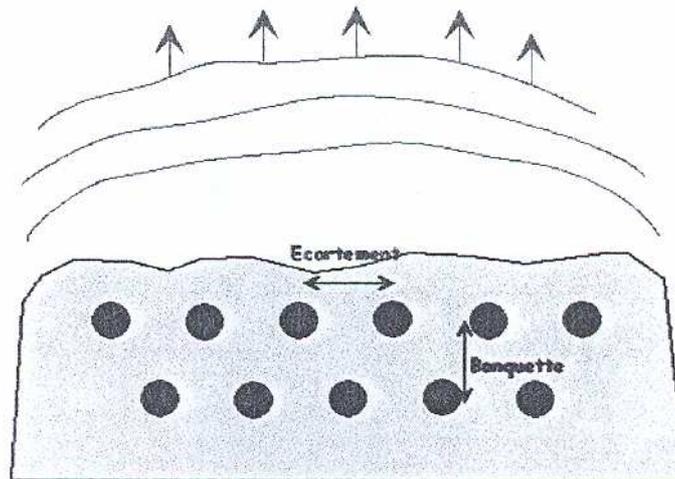
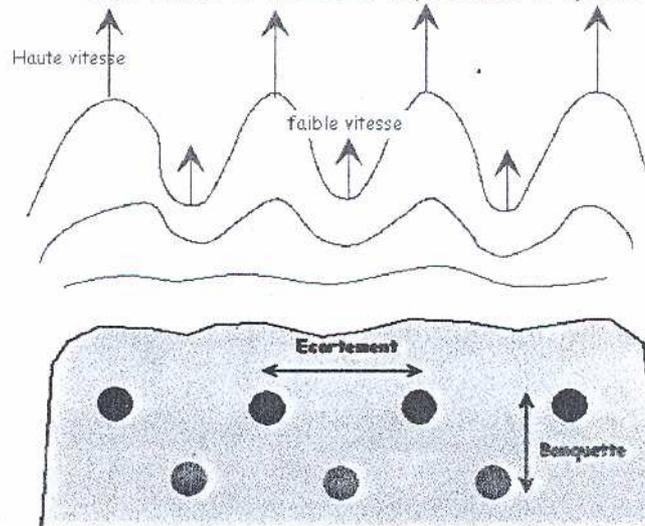
L'angle de foration conditionne le pourcentage de déplacement des matériaux. L'angle théorique donnant le maximum de mouvement aux matériaux est obtenu avec 45° par rapport à la vertical mais il faut veiller à réaliser des trous parallèles au front et garder une épaisseur de banquette constante le long de celui-ci.

Lorsqu'on utilise des trous verticaux (plus facile à réaliser) des explosifs plus puissants devront être utilisés en pied.

Ratio largeur d'espacement/banquette des trous

Ce paramètre influence également le pourcentage des matériaux à déplacer. Il existe deux théories sur le ration Espacement /banquette

- il doit être compris entre 1.2 et 1.5
- il doit être compris entre 0.4 et 0.9

Déplacement et vitesse de déplacement constants **$1.2 < Ratios < 1.5$** **Déplacement et vitesse de déplacement irréguliers** **$Ratios > 1.5$** **Vitesse d'éjection de la banquette**

Plus la vitesse de déplacement de la banquette est grande, plus le pourcentage de matériau mis en mouvement est important. Cette vitesse dépend de la hauteur du front de taille, de la charge spécifique mise en œuvre et de la largeur de la banquette qui doit être comprise entre **5.2 et 7 mètres**.

Pour mettre en mouvement les différentes banquettes jusqu'au tas en face, il est nécessaire d'obtenir des vitesses de déplacement comprises entre 12 et 27 m/s

Chapitre 10 : Paramètres d'abattage par trous profonds parallèles

Paramètres à calculer :

- **Ligne de moindre résistance**

$$W = \sqrt{0.785.d^2.Kch. \Delta./m.qexp. \lambda}$$

Où : d : diamètre des trous profonds parallèles. Il est pris des valeurs standards et doit satisfaire aux conditions ci-après :

$$d \leq M/50 \text{ pour } f < 9$$

$$d \leq M/30 \text{ pour } f \geq 9$$

M est la puissance du gite et f la dureté de la roche à l'échelle de Protodiakonov.

Kch : coefficient de chargement des trous profonds parallèles := 0.75 – 0.85

Δ : densité de l'explosif utilisé

Pour les trous chargés par de l'explosif en vrac : $\Delta = \Delta t$

Pour les trous chargés par de l'explosif en cartouche : $\Delta = \Delta t.dc^2/dt^2$

m : distance relative entre les trous : elle est déterminée selon le graphe 6

qexp : consommation spécifique d'explosif voir tableau

λ : coefficient qui tient compte de la diminution du volume du minerai abattu à cause de la présence des trous de contour

$$\lambda = 2S/(2S + 0.5 a_{conv}.\sum l_{cont})$$

avec : S: surface du front d'abattage en m²

a_{conv} : distance moyenne conventionnelle entre les trous profonds parallèles dans une rangée en m. On détermine a_{conv} de la figure 5.

$\sum l_{cont}$: longueur totale des trous de contour dans le chantier en m. elle dépend de la forme et des dimensions du chantier.

- **Distance entre les trous profonds dans une rangée**

$$a = m.W \text{ (m)}$$

- **Nombre des trous profonds dans une rangée**

$$N = \frac{B}{a} + 1$$

Où : B est la largeur du chantier

- **Longueur totale des trous dans une rangée**

$$\sum L = N.lt$$

- **Charge totale d'explosif**

$$Q = q'exp. \sum L \text{ (kg)}$$

Où : q'exp est la quantité spécifique d'explosif par m de trou calculée à l'aide de la formule suivante : $q'exp = 0.785.d^2. \Delta.Kch$ (kg/m)

- **Quantité du minerai abattu en une volée**

$$M = S.W.\gamma \text{ (T)} \text{ avec } S.W = V$$

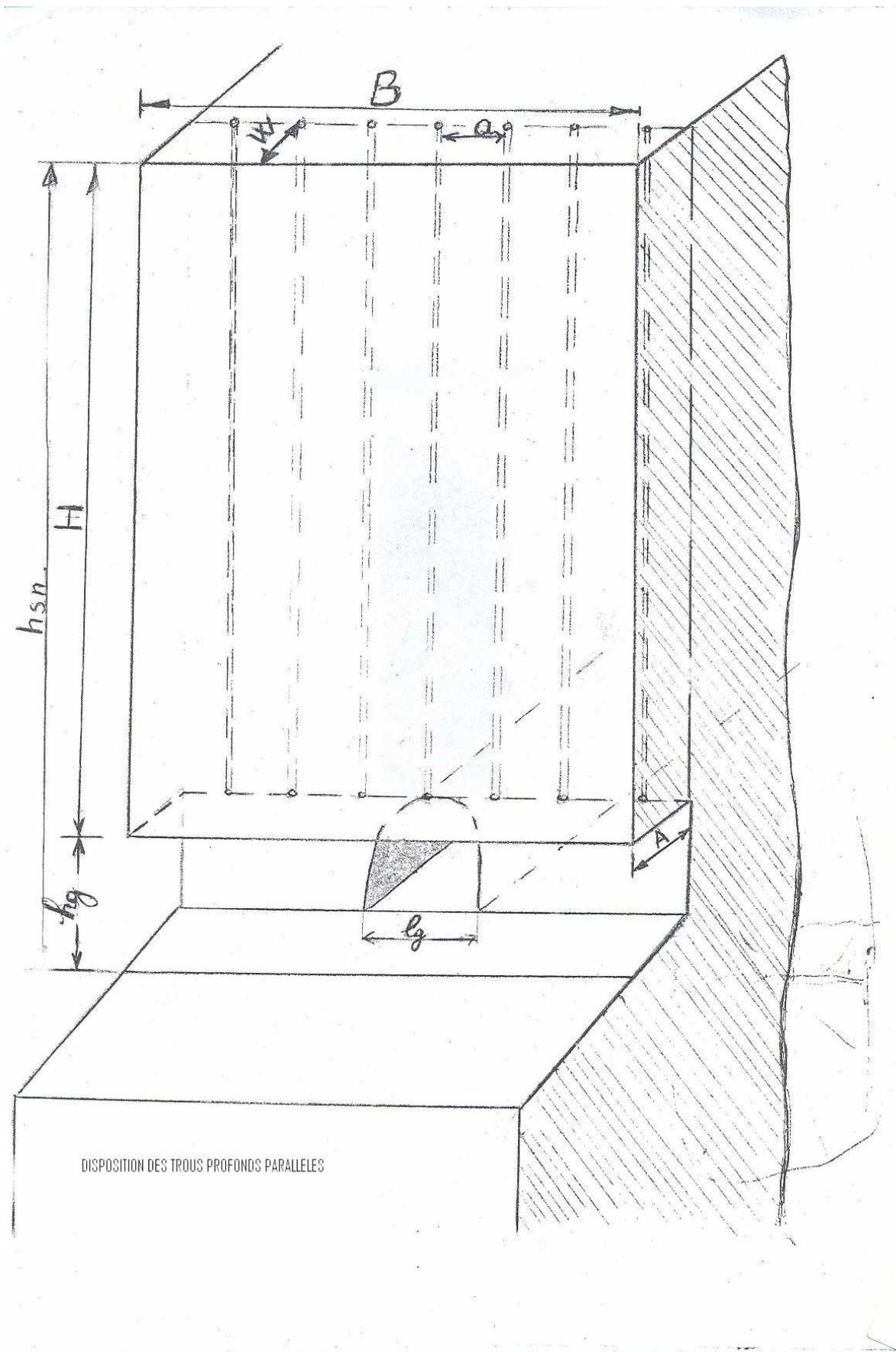
- **Consommation spécifique précise d'explosif**

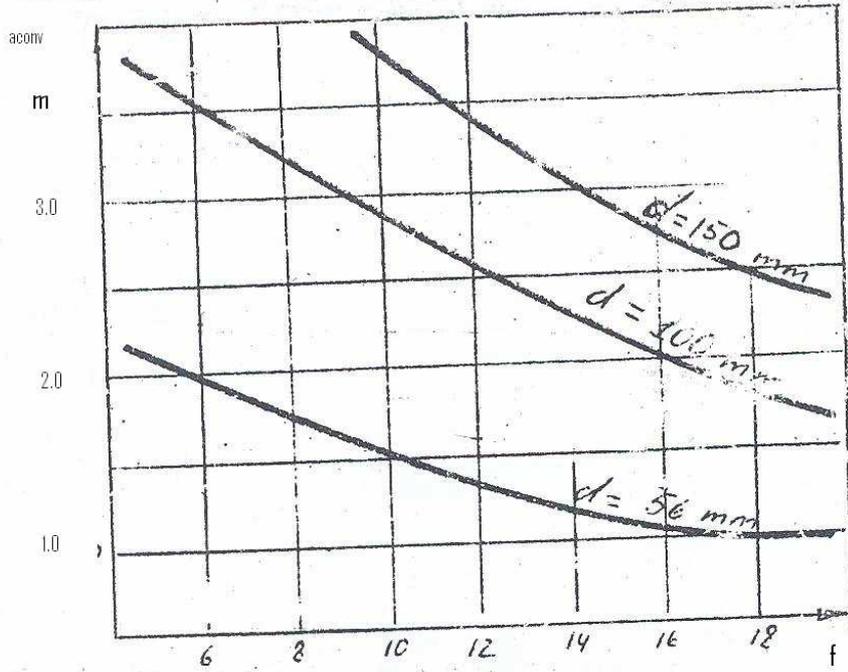
$$q^*ep = \frac{q'ep. \sum L}{S.W} \quad (\text{kg/m}^3)$$

Application :

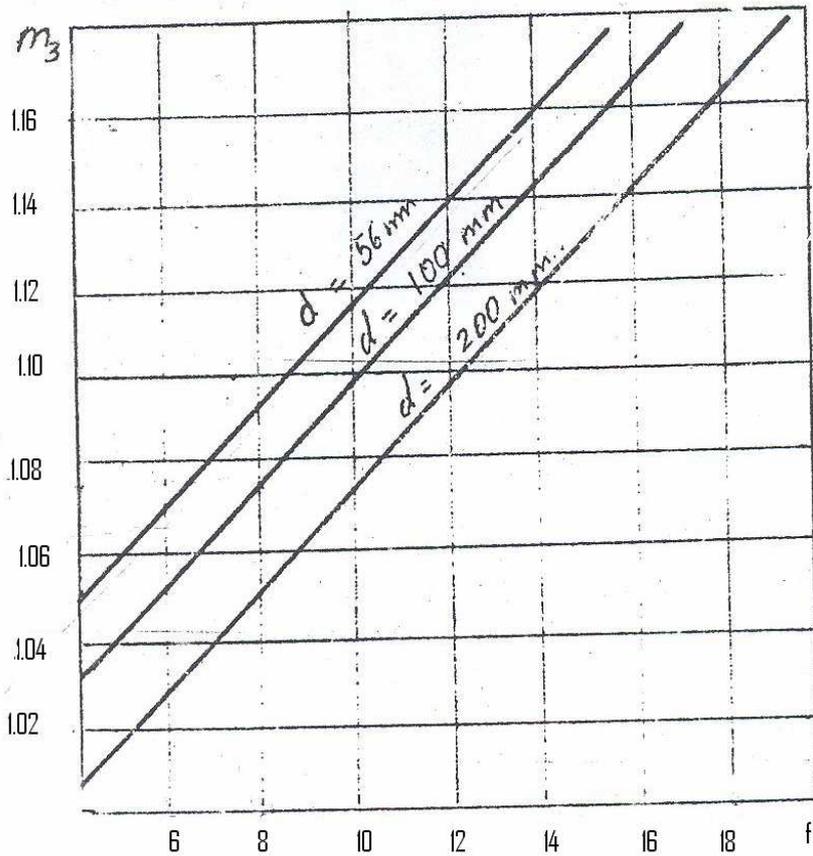
Déterminez les paramètres d'abattage par trous profonds parallèles du minerai avec les données suivantes :

- masse volumique du minerai : (2.7T/ m³)
- dureté du minerai : f = 8
- méthode d'exploitation par sous niveau
- hauteur du sous niveau : hsn = 16.5 m
- puissance du gîte : M = 18 m
- angle de pendage du gîte : 90
- ouvrage de forage de forme carré et de section égale à 6.25 m²
- densité de l'explosif (charge en vrac) : 1030 kg/ m³
- diamètre des trous profonds proposés : 0.1m
- consommation spécifique d'explosif : 1.4 kg/ m³





Relation entre la distance moyenne conventionnelle, les trous profonds paralleles et la dureté f.



Relation entre la distance relative, les trous profonds paralleles et f

Chapitre 11 : Paramètres d'abattage par trous profonds en éventail

Paramètres à calculer :

- ligne de moindre résistance : W
- le nombre de trous : N
- la longueur totale des trous profonds : $\sum L$
- volume total des explosifs chargés dans les trous d'un éventail
- masse et volume du minerai abattu par volée

Calcul de W

$$W = \sqrt{0.785 \cdot d^2 \cdot K_{ch} \cdot \Delta / m \cdot q_{exp} \cdot \lambda}$$

Où : d : diamètre des trous profonds en éventail. Prendre les valeurs standards : 42 mm ; 56 ; 80 ; 100 ; 120 ; 150 mm ...

Après avoir calculé d , vérifier si la valeur trouvée satisfait aux conditions suivantes (condition de dureté de la roche) :

$$d \leq M/50 \text{ pour } f < 9$$

$$d \leq M/30 \text{ pour } f \geq 9$$

M est la puissance du gite et f la dureté de la roche à l'échelle de Protodiakonov.

K_{ch} : coefficient de chargement des trous profonds en éventail = 0.6 – 0.76

Δ : densité de l'explosif utilisé

Pour les trous chargés par de l'explosif en vrac : $\Delta = \Delta t$

Pour les trous chargés par de l'explosif en cartouche : $\Delta = \Delta t \cdot d_c^2 / dt^2$

m : distance relative entre les trous profonds : on l'a déterminée à l'aide de la figure 4. elle est fonction de la longueur moyenne l_m des trous profonds en éventail. l_m dépend des paramètres de la méthode d'exploitation

q_{exp} : consommation spécifique d'explosif voir tableau

λ : coefficient qui tient compte du changement du volume du minerai abattu à cause de la présence des trous de contour.

S

$\lambda =$

$$S + 0.5 a_{conv} \cdot \sum l_{cont}$$

avec : S : surface transversale du chantier en m^2

a_{conv} : distance moyenne conventionnelle entre les trous profonds en éventail (voir figure 3)

$\sum l_{cont}$: longueur totale des trous de contour dans le chantier en m. elle dépend de la forme et des dimensions du chantier.

- **Distance entre les trous profonds dans une rangée**

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

- **Nombre des trous profonds dans une rangée**

Il dépend de l'exemple : il faut calculer la distance moyenne entre les charges

$$a_{ext} = (1-1.4)W$$

$$\begin{aligned} a_{\min} &= (0.4 - 0.5)W \\ a_{\text{moy}} &= (a_{\text{ext}} + a_{\min})/2 \\ N &= (2H + B)/a_{\text{ext}} + 1 \end{aligned}$$

Où : B est la largeur du chantier

- **Consommation d'explosif par volée**

$$Q = V \cdot q_{\text{exp}}$$

Consommation spécifique d'explosif par mètre de trou (charge linéaire)

$$q'_{\text{exp}} = 0.785 \cdot d^2 \cdot \Delta \cdot K_{\text{ch}} \quad (\text{kg/m})$$

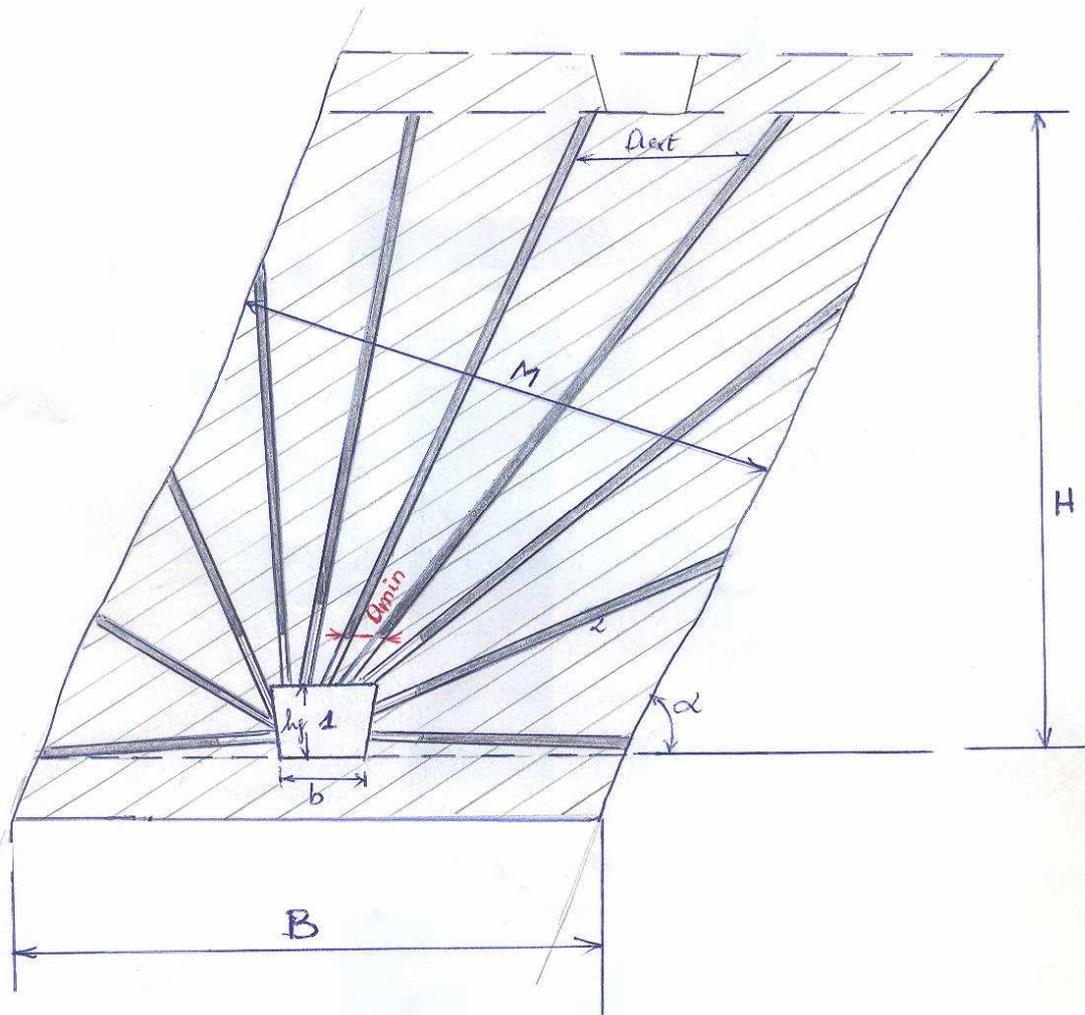
- **Quantité du minerai abattu en une volée**

$$M = S \cdot W \cdot \gamma \quad (\text{T}) \quad \text{avec } S \cdot W = V$$

Application :

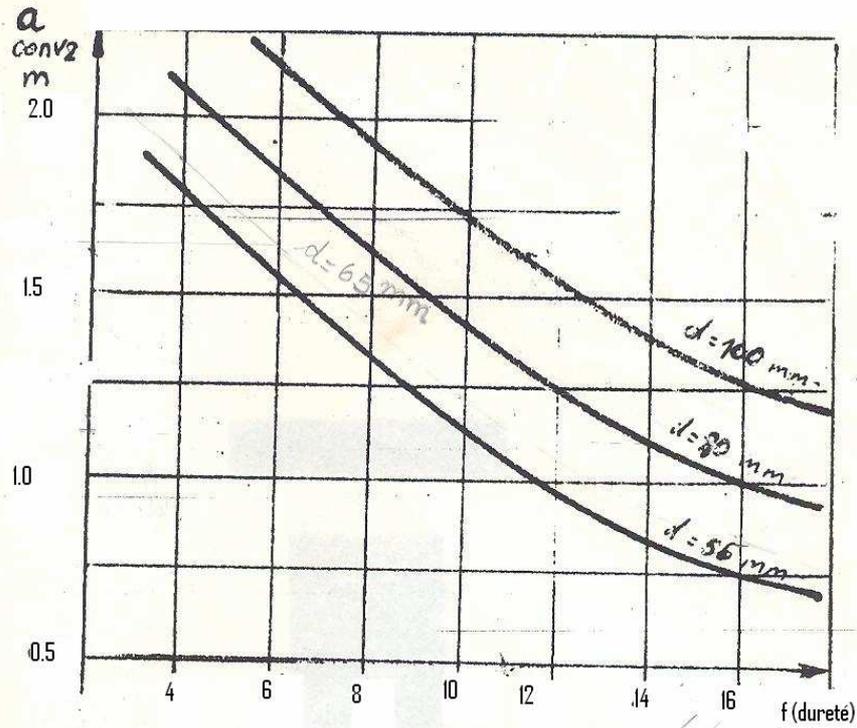
Déterminer les paramètres d'abattage du minerai dont la dureté à l'échelle de Proto est $f = 11$ et si les données de départ sont les suivantes :

- méthode d'exploitation par sous-niveaux
- densité de l'explosif utilisé : 1000kg/m^3
- masse volumique du minerai : 2.5T/m^3
- diamètre proposé des trous profonds : 0.1 m
- explosif en vrac
- angle de pendage du gîte : 90°
- largeur du chantier : $B = 24 \text{ m}$
- hauteur du chantier : $H = 36 \text{ m}$
- section de l'ouvrage de forage : 8 m^2
- largeur de l'ouvrage de forage : 3.2 m
- prendre $q_{\text{exp}} = 1.67 \text{kg/m}^3$

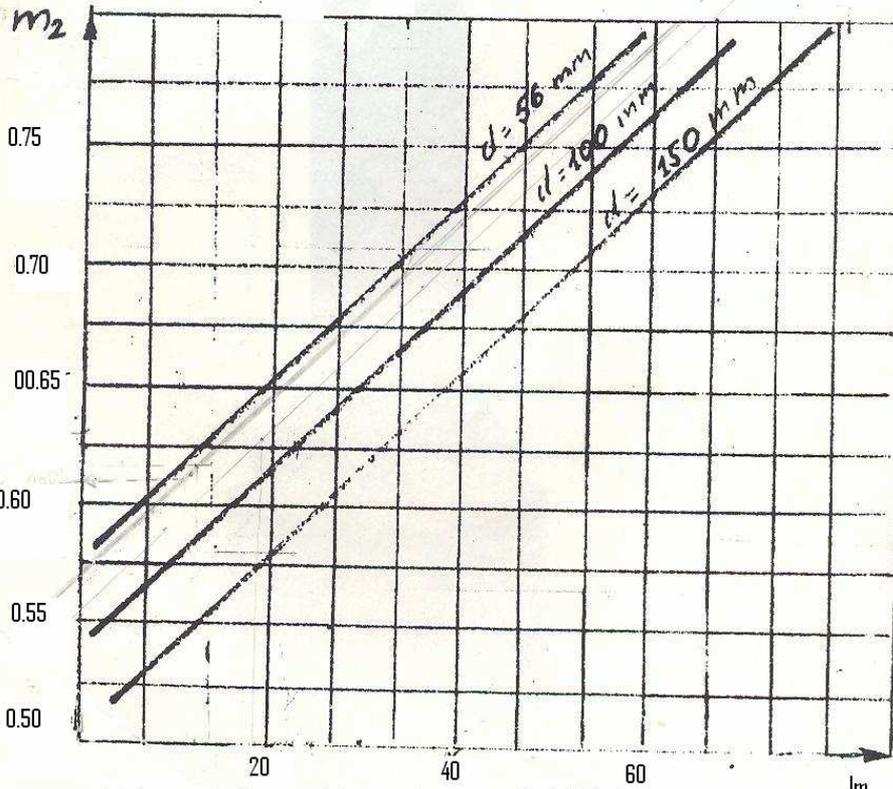


Disposition des trous profonds en éventail

1: ouvrage de forage; 2: trou profond



Relation entre la distance moyenne conventionnelle entre les trous profonds (a_{conv}) et la dureté f .



Relation entre la distance relative entre les trous profonds (m) et la longueur moyenne l_m

DEUXIEME PARTIE : SOUTENEMENT

Chapitre 1 : RAPPELS DE GEOTECHNIQUE

1. Notions

L'accès à un gisement et son exploitation nécessitent le creusement d'ouvrages qui créent un vide dans les terrains. Ce vide est à l'origine des mouvements de terrains et des manifestations de pression pouvant selon leur grandeur provoquer l'effondrement des roches du toit, l'éboulement des parois ou le gonflage des soles des galeries d'où la nécessité de soutenir les excavations et les vides issus des exploitations.

Le soutènement minier est un ouvrage artificiel érigé dans un souterrain et a pour buts d'assurer la sécurité du travail et la conservation des dimensions des excavations souterraines.

2. Comportement des Roches sous l'action des efforts extérieurs

2.1 Essai à la traction

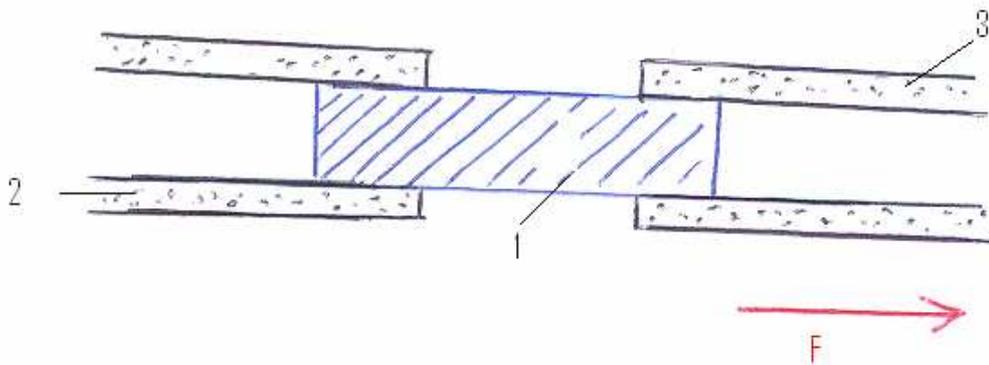


figure 1 : essai à la traction :

1 : carotte de roche ; 2 et 3 : mâchoires d'une machine de traction ; S : section droite de la carotte.

la résistance de la roche à la traction est $\sigma_t = F/S$ en kgf/cm^2

ou : F est la force qui provoque la rupture

Remarques :

- en général σ_t est faible : 5 à 30 kgf/cm^2

- Si F est perpendiculaire au plan de stratification σ_t est faible

Si F est // au plan de stratification σ_t est forte.

2.2 Essai à la compression simple

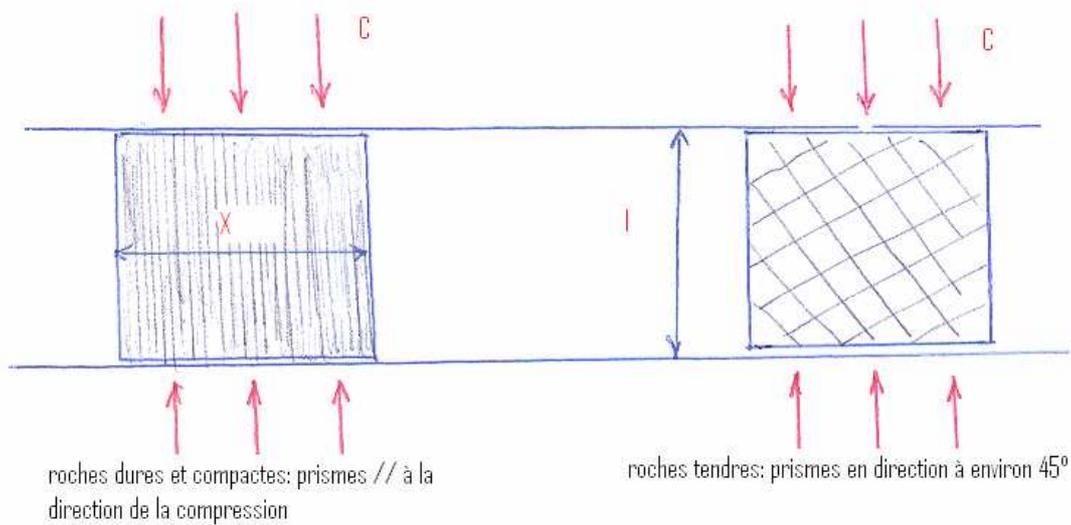


Figure 2 : essai à la compression simple

Remarque :

Pour une certaine valeur de la charge C, la roche se désagrège :

- en prismes parallèles à la direction de la compression pour les roches dures et compactes
- en direction à environ 45° pour les roches tendres .

Cette valeur de C pour laquelle apparaissent les premières cassures caractérise la résistance à la compression de la roche.

$m = \Delta l / \Delta X = \text{raccourcissement longitudinal/dilatation transversale} = \text{nombre de Poisson}$

$$\sigma_c = C/S \quad \text{kgf/cm}^2$$

ou S : section droite de la carotte en cm^2

C : charge spécifique en kgf

σ_c dépend de la nature des roches :

- charbon : 30 -400 kgf/cm^2
- schistes : 300 – 800 kgf/cm^2
- grès : 600- 1300 kgf/cm^2
- granit : 1300 – 2000 kgf/cm^2

Remarque :

- σ_c varie pour la même roche en fonction des sections S des échantillons essayés. σ_c augmente lorsque S augmente.
- la durée d'application de la charge diminue σ_c .

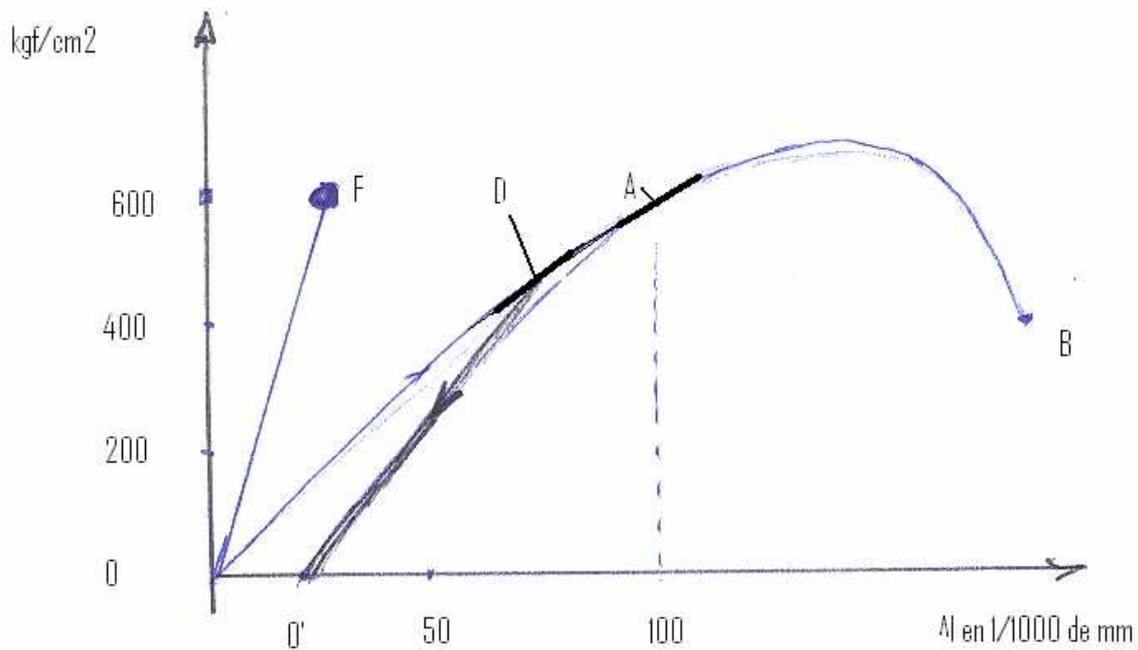


Figure n°3 : relation entre σc et les déformations
 OO' : domaine de déformation permanente

Remarque :

- De O à A , σc et l sont proportionnelles : ce domaine est appelé domaine d'élasticité : dans ce domaine $\Delta/l = \sigma c/E$
- Après A σc et Δl ne sont pas proportionnelles.
- En B la roche se disloque
- Le rapport Δ/l est appelé déformation relative
- L est la longueur de l'échantillon
- E : module d'élasticité en kgf/cm^2
- Valeur courante de E : 60.000 à 500.000 kgf/cm^2
- X s'accroît faiblement avec σc et lui est proportionnelle (voir OF)

2.3 Essai de cisaillement

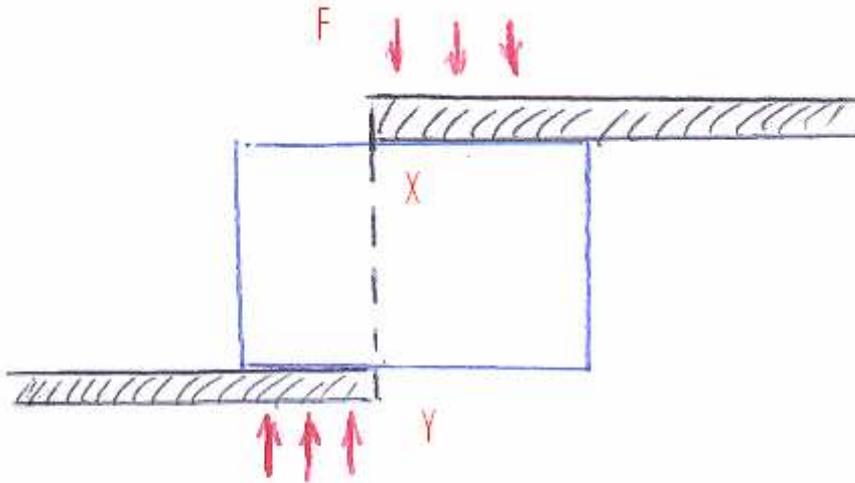


figure 4 : essai de cisaillement

Pour une certaine valeur de F, la roche se rompt. On appelle résistance au cisaillement de la roche le rapport :

$$\sigma_{cs} = F/S \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

NB: $\sigma_{cs} \leq 1/10\sigma_c$

2.4 Essai triaxiaux ou essais avec étreinte

Il permet de mieux comprendre le comportement des roches dans les terrains qu'elles constituent.

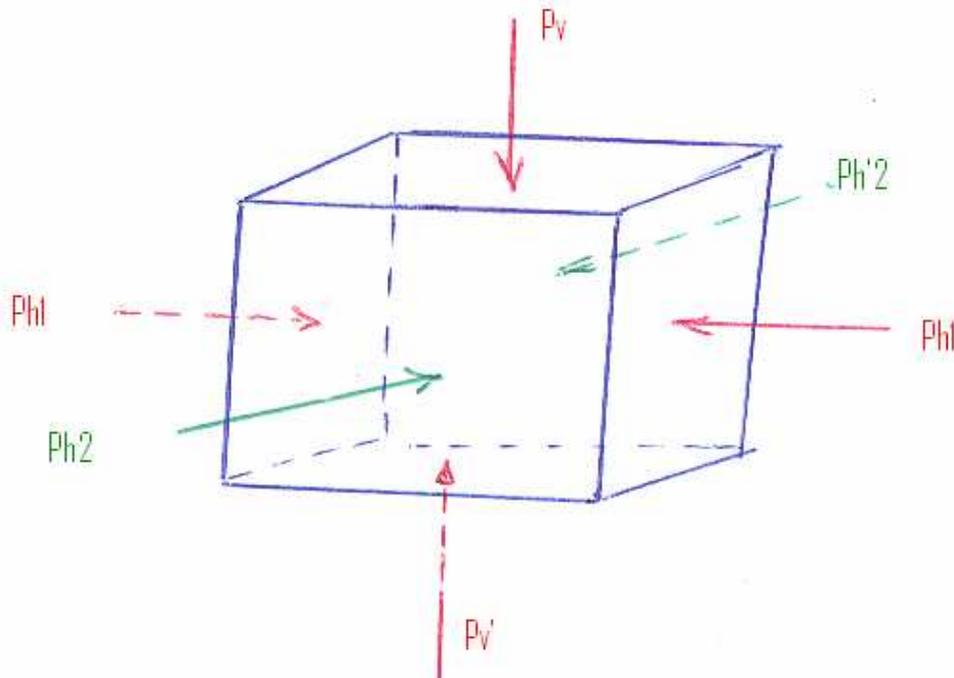


Figure N°5 : essai d'un cube avec étreinte

Procédure :

Le cube ci-haut est soumis à des compressions sur ses 6 faces. On a :

- $P_v = P_v'$
- $P_{h1} = P_{h1}'$
- $P_{h2} = P_{h2}'$

Si $P_{h1} = P_{h2} = 0$, il s'agit d'un essai à la compression simple

Si $P_{h1} \neq 0$ et $P_{h2} \neq 0$,

il s'agit d'un essai avec étreinte

$P_{h1} = P_{h2}$ (par simplification)

On fixe une valeur de P_{h1} et on fait varier P_v jusqu'à destruction de la roche.

On reprend l'essai pour différentes valeurs de P_{h1}

Résultats sous forme graphique :

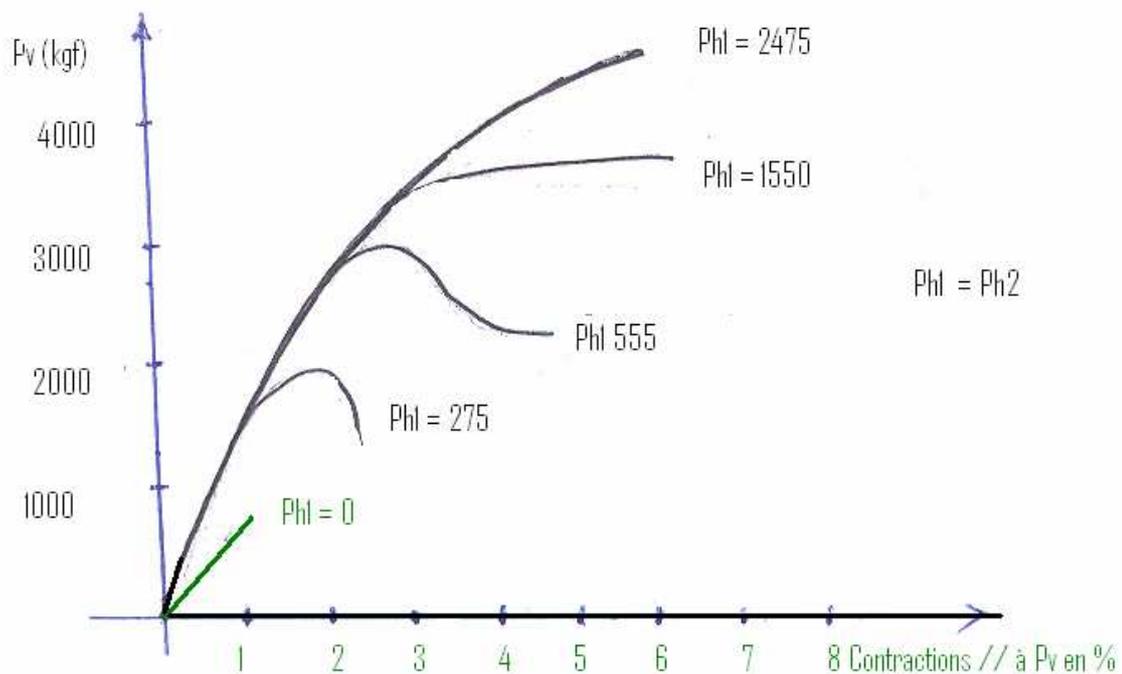


Figure n°6 : Résultats des essais avec étreinte

Remarque : l'étreinte permet à une roche de supporter mieux les charges. A l'inverse, une roche qui supporte une lourde charge avec étreinte sans dommage, est détruite si l'étreinte disparaît.

Chapitre 2. PRESSION ET MOUVEMENTS DES TERRAINS AUTOUR D'UNE CAVITE

1. Pression verticale

l'ordre de grandeur de la pression verticale à la profondeur H dans un massif homogène élastique est :

$$P_v = \gamma H/10 \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

ou : H : profondeur en mètre à partir de la surface
 γ : densité moyenne des terrains (T/m^3)

pour les régions sujettes aux mouvements tectoniques, en l'absence de données expérimentales, cette pression est donnée par la formule :

$$P_v = \gamma H_o/10 \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

$H_o = 1.5 H$ (H étant la profondeur en m à partir de la surface)

2. Pression horizontale

Les contraintes agissant suivant la direction horizontale sur un palier verticale dans le massif homogène élastique à la profondeur H est :

$$P_h = P_v/m-1 = \lambda.P_v \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

Où m: nombre de Poisson

m dépend de la roche ($m > 2$)

m = 2 pour l'eau

m = 2-3 pour le charbon

m = 2.5 – 5 pour les schistes

m = 5 - 20 pour les grès

λ : coefficient de pression latérale

$\lambda = 1/m-1$ et $1/m$: coef de Poisson de la roche

Dans les massifs mouvants (incohérents) la pression verticale et la pression horizontale sont données par les formules :

$$P_v = \gamma H/10 \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

$$P_h = \lambda'.P_v \quad (\text{kgf/cm}^2)$$

λ' : coefficient de pression latérale

$$\lambda' = \text{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2)$$

$$P_h = P_v . \text{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2)$$

φ : angle de frottement interne du massif mouvant

Application : calculer la pression verticale qui agit en un point du massif situé à 1000 m de profondeur pour une densité moyenne des terrains de 2.5 kgf/cm^3

$$P_v = \gamma . H = 2.5 T/m^3 \times 1000m = 2500 T/m^2 = 250 \text{ kgf/cm}^2$$

remarque :

A une profondeur de 1000m, la pression verticale est de l'ordre de 250 kgf/cm^2 pour une densité moyenne des roches de 2.5 kg/dm^3 . Cette grandeur est incomparablement supérieure à la pression que pourrait supporter le meilleur de tous les soutènements puisque cinq étaçons de 50 TF réunis sur $1m^2$ ne peuvent

supporter que 250 TF cependant que la pression des terrains à cette profondeur est $2500\text{TF}/\text{m}^2$.

L'ouverture des travaux miniers fait au bonheur des hommes disparaître ces énormes pressions insoutenables lorsqu'elles sont éloignées des vides créés.

Application : déterminer la valeur des contraintes principales dans un massif élastique à la profondeur de 800 m. la densité moyenne des roches est $2.6 \text{ T}/\text{m}^3$ et le coef de poisson de la roche est 0.25.

Solution

3. Pression des terrains sur les parois des excavations

3.1 Pression verticale suivant immédiatement l'ouverture d'une galerie

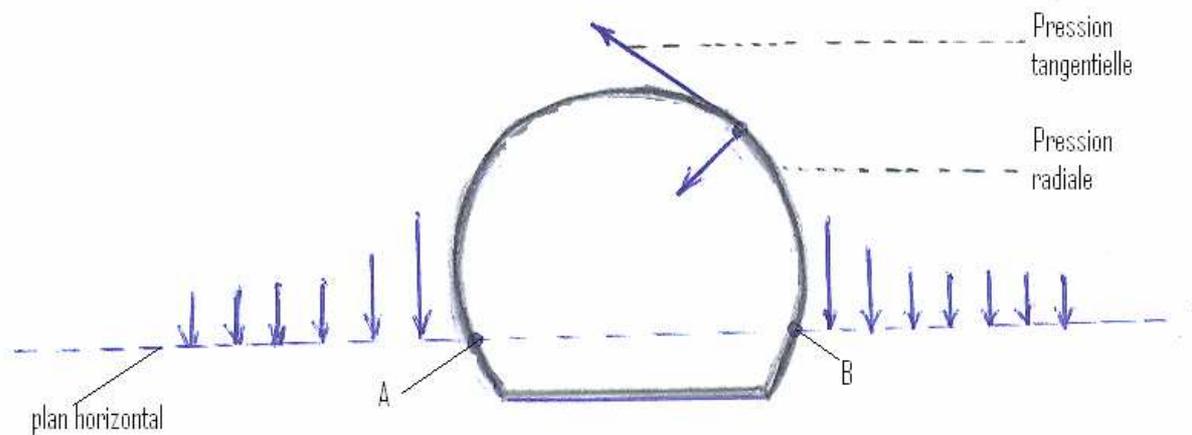


Figure N°7 : pression verticale immédiate après l'ouverture d'une galerie

Remarques :

- l'ouverture de la galerie sur le plan horizontal a modifié de façon peu sensible le poids des terrains situés au dessus du plan horizontal
- elle a supprimé la partie AB par laquelle les terrains supérieurs reposaient sur le plan horizontal. Ce qui nécessite pour le maintien de l'équilibre que les terrains retrouvent leur appui ailleurs. Cela est possible à gauche de A et à droite de B.

Conséquences

- la pression verticale P_v qui était de $\gamma H/10$ en un point donné de profondeur H est donc augmentée au moment du creusement au moins au voisinage de la galerie.
- La pression horizontale quand à elle s'annule aux points A et B

Conclusion

L'ouverture de la galerie augmente immédiatement la pression tangentielle et réduit à zéro la pression radiale.

3.2 Pressions définitives après l'ouverture d'une galerie

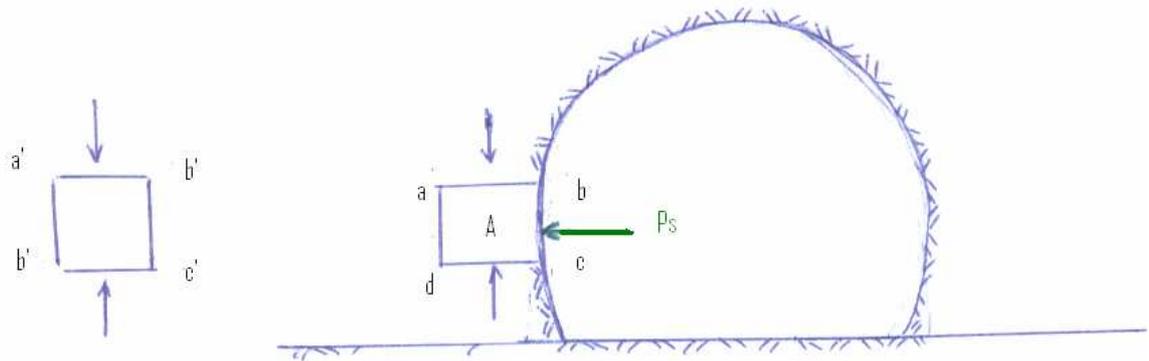


Figure n°8 : pression au voisinage d'une galerie

Après ouverture de la galerie le cube de roches abcd est soumis aux forces suivantes :

- une compression verticale supérieure à P_v (P_v avant creusement)
- des pressions horizontales nulles sur la face bc
- des pressions horizontales inconnues sur la face ad

Remarque :

Le cube abcd n'est plus en état d'étreinte. il y'a trois possibilités :

Premier cas : la roche résiste : elle demeure dans le domaine élastique. Elle se déforme légèrement avec contraction verticale et dilatation vers le côté bc. Le mouvement s'arrête sans qu'il y'ait rupture. Il s'établit spontanément un équilibre des terrains. Ex : tenue d'une galerie sans soutènement

NB : ce cas est fréquent quand on creuse des galeries dans les terrains résistants ou situés à des faibles profondeurs.

Conclusion :

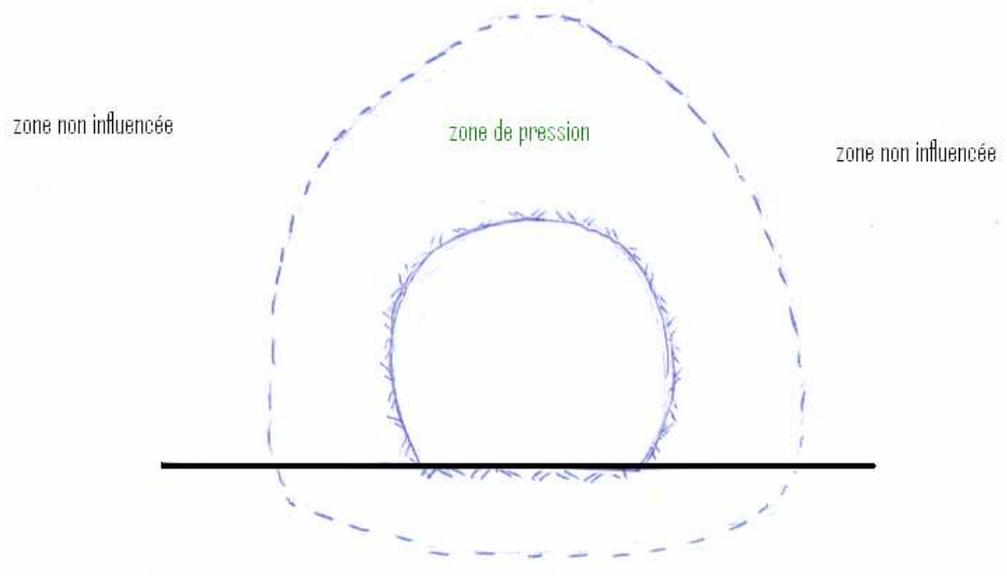


Figure n°9 : régime de pression autour d'une galerie dans le cas d'une roche résistant bien à la pression

- les mouvements des terrains sont faibles

- les pressions sont augmentées aux abords de la galerie
- Il est apparu autour de la galerie :
- une zone de pressions supérieures aux pressions primitives
 - une zone où les pressions n'ont pratiquement pas changé appelée zone non influencée

Deuxième cas : la roche ne résiste pas (elle sort du domaine élastique). Le cube abcd se brise en blocs plus ou moins gros qui peuvent glisser les uns par rapport aux autres (pas nécessairement dans l'immédiat). Un soutènement s'impose si l'on veut éviter leur chute dans la galerie. Son rôle sera donc d'exercer en A une contre pression P_s .

Remarques :

- le cube abcd ne peut supporter une pression verticale supérieure à P_v . Il y'a donc nécessité que l'ensemble des terrains s'appuie quelque part. Cet appui sera trouvé plus profondément dans la paroi de la galerie.
- Le cube a'b'c'd' qui se trouve en étroite supportera mieux une pression verticale que le cube abcd.
- Si les pressions autour de la galerie ne sont pas très élevées, elles peuvent être contenues par les forces nécessaires au glissement des blocs issus de la destruction du cube abcd : il y'aura ainsi une possibilité d'équilibre des terrains : ex : début d'éboulement qui se stabilise de lui-même.

Conclusion :

Les fortes pressions sont reportées plus loin de la galerie et il s'établit une zone de terrains où les pressions sont inférieures aux pressions primitives (avant le creusement de la galerie). Cette zone est appelée zone de détente.

Finalement on distingue tout au pourtour de la galerie :

- Une zone de détente
- Une zone de pression qui supporte le poids des terrains adjacents
- Une zone non influencée

NB : ce cas est le plus fréquent dans les exploitations minières

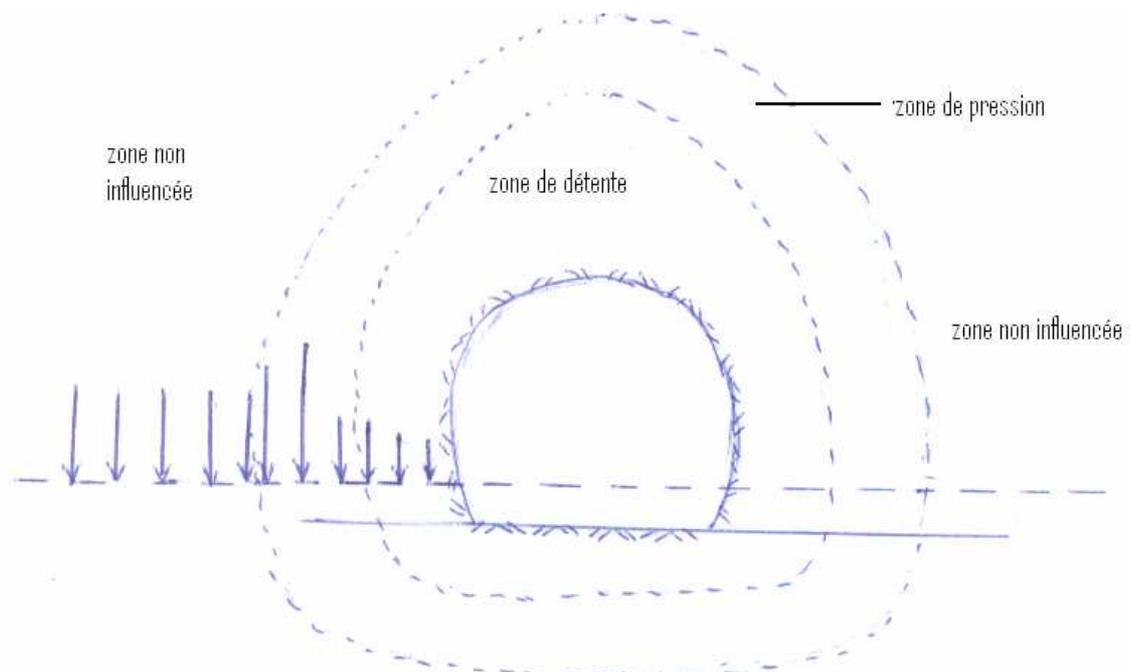


Figure 10 : Régime de pression autour d'une galerie d'une roche ne résistant pas à la pression

Conséquence

Le soutènement ne supportera que le poids des terrains de la zone de détente, une force beaucoup moins élevée que $P_v (\gamma H/10)$ initiale.

Troisième cas : la roche ne résiste pas et les blocs glissent facilement les uns sur les autres. Les frottements entre les blocs sont insuffisants pour équilibrer les pressions verticales dans la zone de détente. Il n'y a plus équilibre des roches et les mouvements sont alors très importants tendant à combler entièrement la galerie.

Par contre l'existence des trois zones demeure.

Remarque : il y'a nécessité de mettre en place un soutènement très efficace résistant pour à la fois empêcher la chute des blocs et le soufflage du mur de la galerie.

NB : ce cas est très rare dans les exploitations minières.

4. Pression en Taille

Démarrage d'une taille

L'exploitation propremendite commence par le creusement d'un ouvrage de quelques mètres de largeur appelé « départ de la taille ». A son début la taille se comporte comme une galerie et on remarque les mêmes zones de pression décrites plus haut.

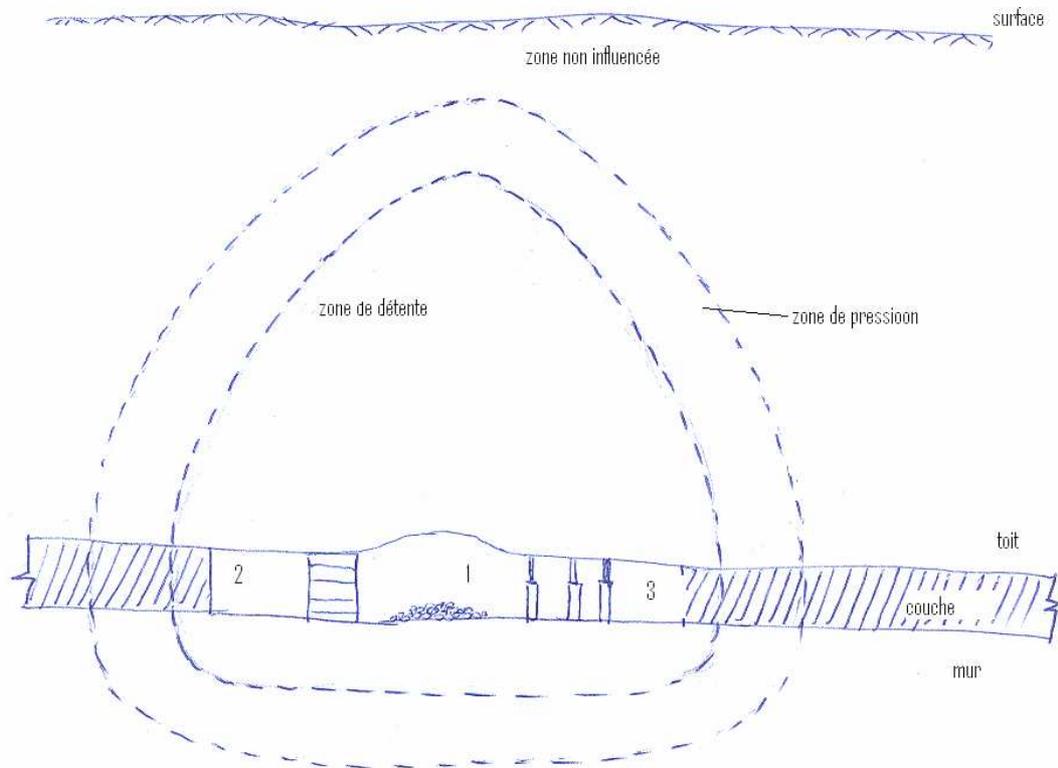


Figure n°11 : régime de pression au démarrage d'une taille
 1 : chute de blocs ; 2 : départ de la taille ; 3 : taille

Remarque :

Lorsque la taille progresse :

L'étendue de la zone de fortes pressions augmente et les phénomènes ci-après sont généralement observés :

- augmentation brutale des efforts supportés par le soutènement
- affaissement perçu à la surface
- Important dégagement de grisous dans les mines grisouteuses.

Conséquence : la pression dans la zone déjà exploitée à laquelle rien ne s'oppose augmente nécessitant ainsi un traitement (remblayage, foudroyage).

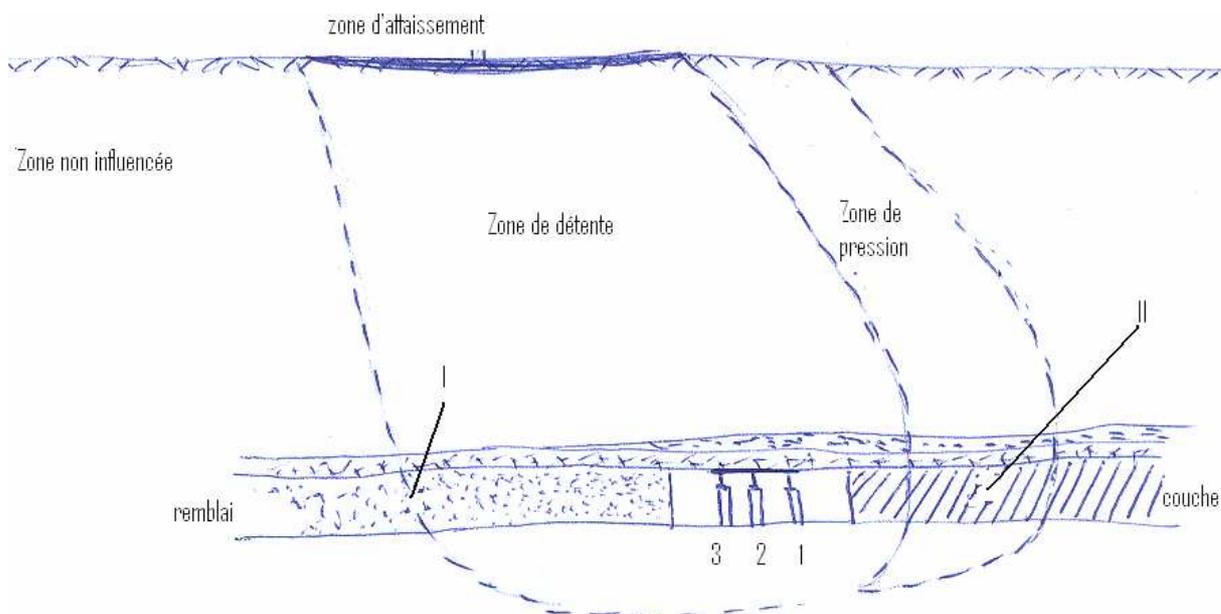


Figure n°12 : schéma général du régime de pressions autour d'une taille

Remarque :

- des capsules manométriques abandonnées dans les zones remblayées ou foudroyées ont donné des résultats $<$ à P_v primitive mais les pressions augmentent en s'éloignant de la taille.
- Les pressions mesurées dans les rangées de soutènement montrent que la rangée 3 est toujours plus chargée que les premières. La différence est de l'ordre de quelques dizaines de tonnes par mètre carré.
- Des appareils placés dans la couche loin devant la taille indiquaient des pressions d'abord croissantes et ensuite décroissantes au fur et à mesure que la taille s'approchait.

Conséquence :

Les galeries de base ou de tête qui précèdent la taille subissent toujours les effets de la zone de pression. Il existe des mines qui ne peuvent ouvrir les galeries qui précèdent la taille à cause de l'importance que pouvaient avoir les pressions. Cette même observation est valable pour le creusement d'une reconnaissance en avant d' la taille.

- L'injection d'eau comme moyen d'abattage des poussières dans les charbons.

- Dégagement des grisous dans un trou de sonde foré à partir du jour et distant de quelques dizaines de mètres. Au début faible, il s'accroît quand la taille s'approche

Conclusion :

Les travaux miniers sont à l'origine des vides. Ces vides sont à leur tour origine des phénomènes de détente des terrains sans lesquels aucune exploitation minière souterraine n'aurait existé, puisque aucun soutènement n'aurait pu résister aux énormes pressions de terrains.

5. Mesures des pressions et des déplacements

5.1 Les Pressions

5.1.1 Le vérin plat

Principe : on scelle deux (2) broches métalliques en B et C

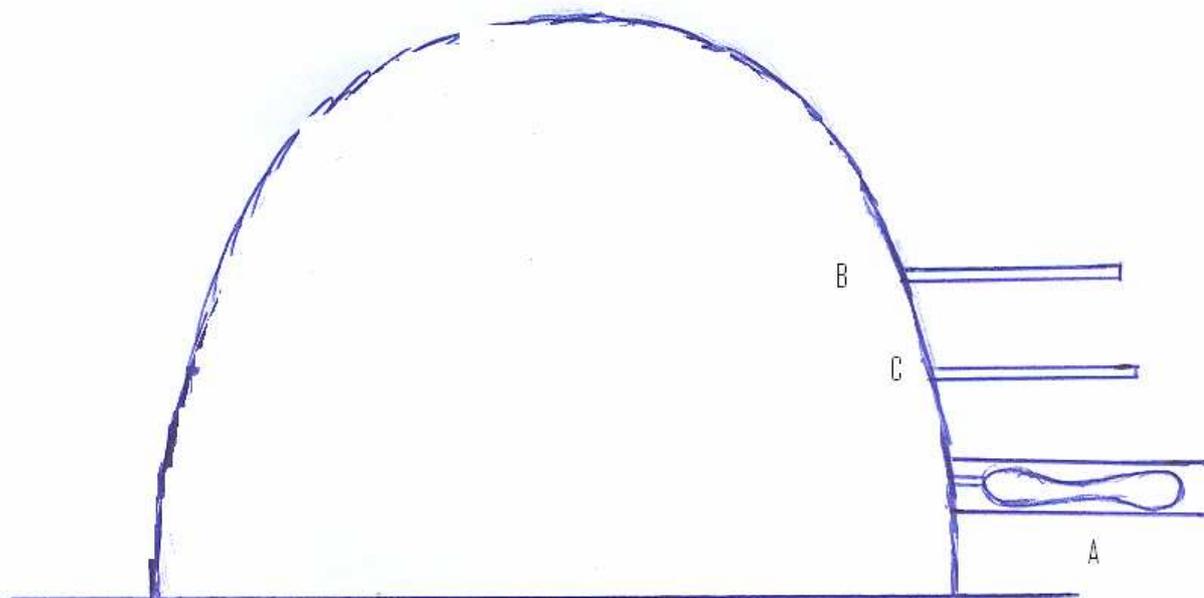


Figure n°13 : mesure de déplacements

- on mesure avec précision la distance BC
- on réalise une petite saignée en A : la pression au voisinage de A change, donc la distance BC aussi
- on introduit dans la saignée un vérin plat (à gonflage hydraulique)
- on augmente progressivement la pression dans le vérin jusqu'à ce que les roches retrouvent leurs positions primitives. C'est aussi le cas des points B et C. la pression qui assure ces résultats est celle qu'avait fait disparaître la saignée. C'est la pression cherchée.

5.1.2 Les capsules manométriques

Elles sont de construction robuste (remplies d'huile). Elles sont abandonnées dans les remblais ou les roches foudroyées. Reliées au manomètre (situé loin) à l'aide des tuyaux, elles permettent de suivre l'évolution des pressions.

5.1.3 La jauge de contrainte

C'est un appareil qui a une résistance électrique variable avec la pression. La résistance est mesurée à l'aide d'un circuit électrique ce qui permet des mesures aux endroits où la sonde peut atteindre.

NB : quand elle est introduite dans le trou, la jauge indique $P = 0$. Elle ne peut que par la suite mesurer l'évolution de P .

Remarque : Le principe d'injection d'eau, la mesure de la pression du grisou, la vitesse de son dans la roche, les mesures des pressions supportées par les soutènements donnent l'évolution de P et non sa valeur absolue. Les interprétations doivent être faites toujours avec beaucoup de prudence.

5.2 Les déplacements

5.2.1 Les mesures absolues

Le but est d'étudier le déplacement d'un point par rapport à sa position initiale. Cette tâche facile pour les points situés à la surface est difficile au fond puisque une fois atteint, le point a déjà perdu sa position initiale. La possibilité se trouvant limitée à l'étude de l'évolution successive de sa position

5.2.2 Les mesures relatives

Elles consistent à évaluer la variation de la distance entre deux points matérialisés sous l'influence des travaux miniers. Ex : les mesures de convergence : variation de distance entre deux points situés sur la même verticale dont un au toit et l'autre au mur

NB : la convergence suit en fonction du temps la loi logarithmique

Conclusion

L'étude des propriétés des roches, le régime de pression de terrains, leurs déplacements et difficile.

Néanmoins, la conjugaison des études de labo, les mesures au fond, les essais sur des modèles réduits et les études de photo-élasticité a permis de réaliser des progrès remarquables.

Chapitre 3 : MATERIAUX UTILISES POUR LE SOUTÈNEMENT

Pour le soutènement des excavations, on utilise les matériaux suivants : bois, métal, béton ordinaire, béton armé, béton précontraint, béton injecté, les briques, les pierres naturelles, les matériaux synthétiques...

1. Le bois

Les bois utilisés dans le soutènement des ouvrages miniers appartiennent aux espèces résineuses et aux espèces feuillues. Les plus utilisés sont : le pin parmi les espèces résineuses et le chêne parmi les espèces feuillues. On utilise aussi le sapin, l'épicéa, le mélèze et quelques fois le cèdre (résineuses) et l'érable, frêne, charme, hêtre et le châtaigner (feuillues)

1.1 Avantages de l'utilisation du bois

Le bois utilisé dans le soutènement des ouvrages miniers est maniable, a une faible densité, ne se rompt pas brutalement et s'adapte facilement à toutes les exigences du chantier.

1.2 Inconvénients

Le bois coûte cher, n'est ni très résistant, ni très compressible et ne sert en général qu'une fois. L'utilisation du bois a des en outre des effets sur l'environnement (déforestation).

1.3 Essais des bois

les bois sont soumis à des forces parallèles aux fibres dans la taille.

on distingue deux groupes de résultats des essais de bois.

1.3.1 les résultats Principaux

• la destruction du bois au cours des essais se manifeste de deux façons différentes :

- par écrasement : la résistance à l'écrasement est de l'ordre de 450 à 500 kgf/cm² pour le pin et de 500 à 600 kgf/cm² pour le chêne.

- par flambage : il y'a flambage chaque fois que la longueur L du bois dépasse 12 fois son diamètre D. la résistance au flambage est donnée par la formule :

$$R_f = R_e \times (12 D/L)^2$$

où Re, D et L respectivement : résistance à l'écrasement, diamètre et longueur du même bois.

• la contraction d'un bois avant rupture ne dépasse pas 1 à 3 %.

1.3.2 les résultats secondaires

- les feuillues sont plus résistants que les résineux

- le bois le plus répandu dans les boisages est le pin. Il est moins cher que le chêne mais se décompose plus rapidement,

- le chêne est moins sensible à l'humidité que le pin mais sa rupture est plus brutale,

- le pin est utilisé pour le soutènement des ouvrages moins importants, pour un court délai de service et pour un soutènement provisoire.

- on emploie le chêne pour le soutènement permanent dans les ouvrages plus importants et de long service.

- tous les bois résistent mieux lorsqu'ils sont abattus en hivers

- toutes les espèces de bois se conservent beaucoup plus longtemps dans l'air pur et sec que dans l'air humide et pollué.

- le séchage accroît la résistance d'un bois et diminue sa compressibilité

- un bois de montagne (croissance lente) est plus résistant qu'un bois de plaine.

- un boisage en chêne peut rester 25 ans et plus et un boisage en pin 15 ans dans les soutènements de puits verticaux où circule l'air frais et pour lesquels on emploie habituellement du gros bois de choix.

- la putréfaction du bois est la cause principale de la réduction du délai de service du soutènement en bois dans les mines. La prolongation peut être obtenue par trois procédés :

- amélioration de l'état de l'atmosphère de la mine (aéragé approprié), protection des bois contre les eaux.
- utilisation du bois sec sain et nettoyé de l'écorce
- introduction dans les fibres de bois des substances antiparasitaires (Zn Cl₂, à des solutions de 2 à 5% et NaF à des solutions de 2 à 4%.)

- en moyenne le pin peut servir pendant un an dans des mauvaises conditions, 2 ans dans des conditions moyennes et cinq ans dans des bonnes conditions. La durée du chêne dans des conditions analogues est multipliée par deux.

1.4 Conséquence de l'utilisation du soutènement en bois

Dans la taille, un bois atteint facilement sa limite de résistance à la rupture. Pour améliorer la sécurité dans la taille lors de l'utilisation du soutènement en bois il est nécessaire de :

- remplacer les bois cassés
- de rechercher artificiellement l'augmentation de la compressibilité du bois de placer obligatoirement dans les tailles à foudroyage « des dames d'attente »

1.5 mise en œuvre

l'utilisation du bois comme matériaux de soutènement nécessite un assemblage. On distingue plusieurs types d'assemblage : assemblage par simple entaille, par double entaille, par gorge de loup...

NB : le type d'assemblage le plus utilisé en taille est « la gorge de loup ».

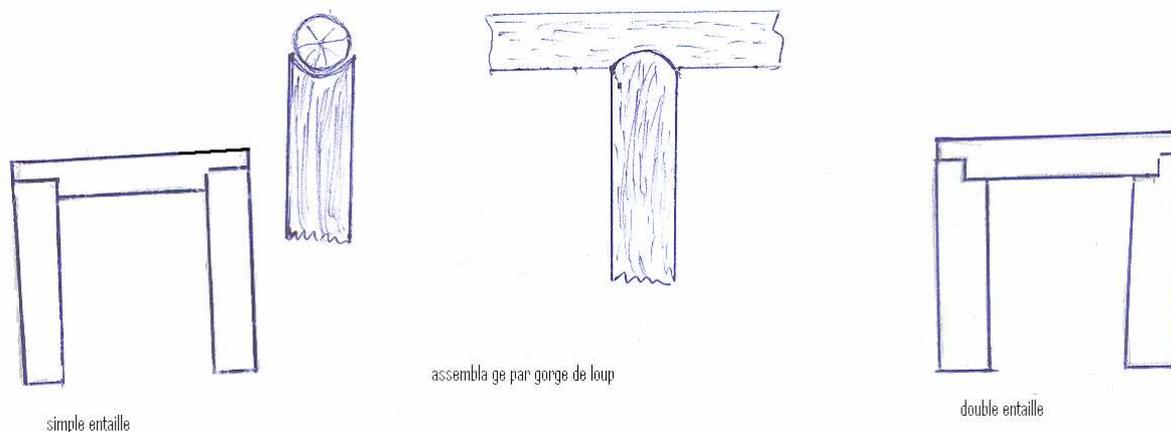


Figure n°14 : modes d'assemblage du bois

2. Le béton

Par définition, le béton constitue un matériau artificiel obtenu par durcissement d'un mélange de liant (ciment) de l'eau et d'un agrégat (sable, gravier, pierres concassées). Pour le soutènement des ouvrages miniers, le béton couramment utilisé est celui dont le liant est le ciment Portland. On se limite habituellement au

béton rigide (6 à 6.5 % d'eau) des qualités 110, 200, 300 ou 400 et des bétons compacts avec des ciments spéciaux (béton dur, béton activé)

3. Le béton torkret (béton injecté)

C'est un béton imperméable ayant une grande cohésion avec les bois, les roches, béton, briques, l'acier. Il résiste mieux au froid et à la corrosion que le béton et les mortiers de ciment ordinaire. Son dépôt est réalisé à l'aide de machines spéciales (canon à ciment) et la projection à l'air comprimé du mélange se fait à une vitesse de 100 m/s.

4. Les pierres et les briques

On utilise pour le soutènement minier des pierres naturelles, des pierres en béton ou des briques ordinaires de construction fabriquées et cuites en argile. Les pierres naturelles proviennent des roches extraites des carrières spéciales ou de creusement des ouvrages miniers. Les pierres en béton sont généralement fabriquées avec du ciment Portland mais en fonction des conditions locales (ex : inondations) elles peuvent être en ciment de laitier, en ciment pouzzolane. De nos jours on fabrique des pierres en béton avec du béton activé.

5. Béton armé

C'est une combinaison du béton et d'une armature en acier. L'armature du béton armé est généralement en acier rond. Ce mode de soutènement par rapport aux autres en maçonnerie y compris le béton ordinaire offre l'avantage de résister non seulement à la compression mais aussi à la traction. Le soutènement en béton armé peut être fait sous forme monolithe comme le béton ordinaire ou sous forme de constructions préfabriquées (les plus utilisées)

Les éléments préfabriqués sont produits par des usines ou sur des polygones spécialement outillés ce qui permet l'utilisation des procédés industriels pour leur fabrication. Ce mode par rapport au monolithe offre les avantages ci-après :

- diminution de la main d'œuvre.
- Diminution de la consommation des matériaux
- Augmentation du rythme d'exécution des ouvrages

Nb : de nos jours, on utilise de plus en plus pour le soutènement en éléments préfabriqués le béton armé précontraint

6. Métaux

Pour le soutènement métallique des ouvrages, on utilise généralement l'acier au carbone laminé et habituellement l'acier Martin de marque ST3. Les additions nuisibles sont le phosphore et le soufre. Ils provoquent respectivement la fragilité à froid et à chaud. On utilise pour le soutènement minier l'acier laminé, cornières, des poutres en double T, en U, acier plat, carré, rond, tôles épaisses d'acier, tôles fines, ondulées en fer (pieux en acier plat, en Z et rails).

NB : de nos jours on utilise largement l'acier d'un profil en U spécial. Les matériaux auxiliaires utilisés dans les soutènements miniers sont des boulons, les rondelles, écrous, pointes, vis à bois, rivets, fils pour liaison de l'armature dans les constructions en béton armé, crochets, pivots, crampons...

Remarque : le principal défaut de l'acier laminé est son aptitude à subir la corrosion. On distingue plusieurs procédés de protection des métaux contre la corrosion

7. Autres matériaux

les soutènements métalliques et amovibles en béton armé les plus répandus actuellement sont trop lourds. Des recherches ont permis de mettre au point des matériaux légers et résistants dont les plus utilisés sont des matériaux plastiques armés avec des fibres de verre. En ex URSS le matériau en fibres de verre utilisé pour diverses espèces de soutènement est le SVAM. Les châssis de soutènement en SVAM utilisés pour le soutènement des ouvrages préparatoires pèsent 7 à 8 fois moins que le soutènement en béton armé et 3 fois moins que le boisage.

Chapitre 4 : TYPES DE SOUTÈNEMENT

1 Soutènement des tailles

1.1 Le boisage

Le soutènement en bois est le plus classique et le plus ancien utilisé dans les ouvrages miniers. Par ses multiples inconvénients, d'autres modes de soutènement ont réduit considérablement sa part d'utilisation.

On distingue deux types de boisage en taille

1.1.1 Boisage chassant

Les flandres sont parallèles au front de la taille. Elles sont soutenues par deux ou mieux par trois étais. La distance entre files est de 1 à 1.5 mètres. On utilise généralement le boisage chassant dans les terrains brisés.

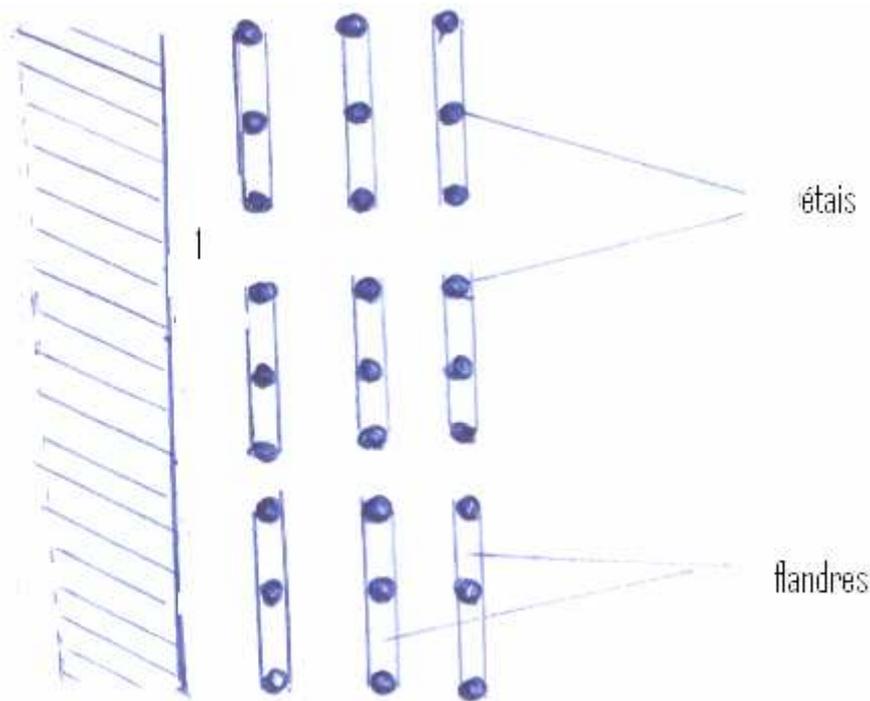


Figure n°15 : Schéma du boisage chassant
1 : front de taille

1.1.2 Boisage montant

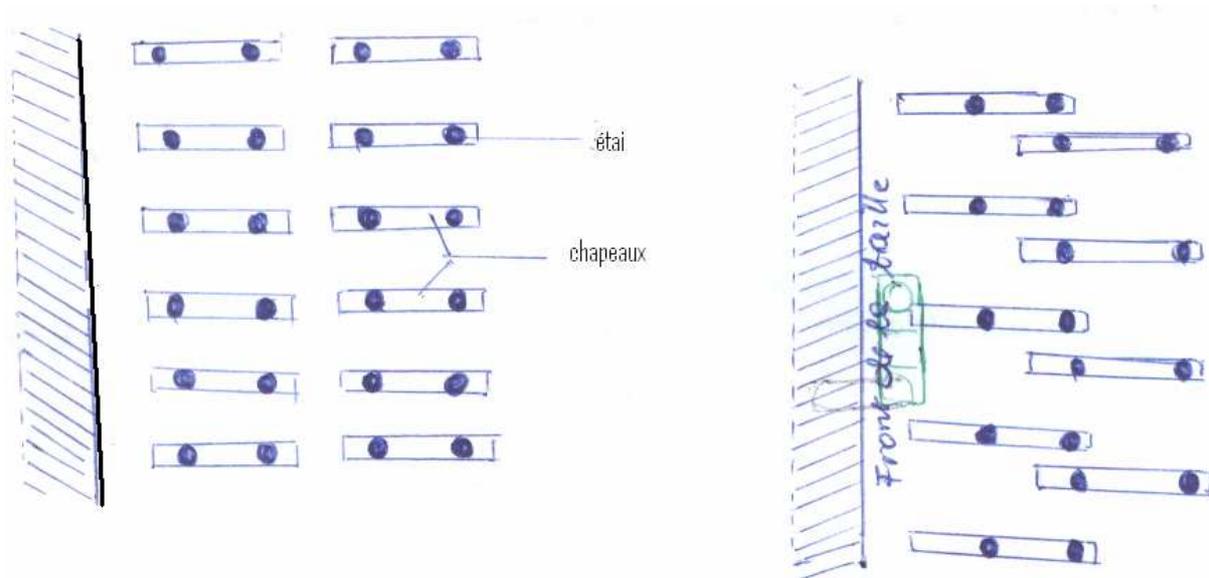


Figure n°16 : Boisage montant

Les chapeaux sont perpendiculaires au front de taille et tenus par deux étais. Ce mode est avantageux (soutient mieux le toit) dans les terrains dont les cassures sont parallèles au front de taille ou lorsqu'on souhaite utiliser le havage en taille

NB : De nombreux de schémas de boisages existent en fonction des types de chantiers. Le choix d'un schéma dépend essentiellement de la sécurité qu'il assure, du temps nécessaire à son exécution et des dépenses qu'il entraîne.

1.2 Soutènement métallique

1.2.1 Les étauçons à frottement

Notion

L'étauçon est un élément de soutènement métallique destiné à remplacer l'étau.

Description et Principe

L'étauçon à frottement comprend :

- un fût : partie inférieure cylindrique et creuse
- un poinçon : partie supérieure qui peut s'engager dans le fût
- une serrure : portée par le fût son rôle est de le renforcer.
- un ou plusieurs coins (de 8° à 12°) : il applique fortement le poinçon contre la serrure et rend difficile son glissement

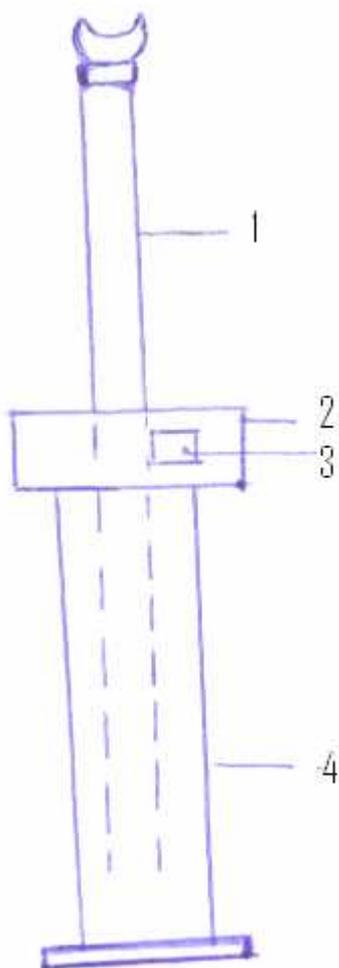


Figure n°17 : étançon à frottement

1 : poinçon ; 2 : serrure ; 3 : coin ; 4 : fût

Le fonctionnement de l'étançon à frottement repose sur la possibilité du coulisement du poinçon dans le fût d'où en résultent des phénomènes de frottement considérables.

Types d'étançons à frottement

On distingue l'étançon à frottement théorique, à poinçon cylindrique, l'étançon à poinçon conique (30 à 40 Tf et coulisse dès 5Tf) à jeu de coins (GHH et GERLACH), l'étançon à cale traînante, l'étançon tandem, l'étançon DUPLEX....

Mise en œuvre

L'opération consiste à régler la position du poinçon dans le fût puis à les rendre solidaires par enfoncement convenable des coins. L'allongement de l'étançon est assuré à l'aide d'un appareil appelé extenseur. Le meilleur des extenseurs est l'extenseur Barnier. L'enfoncement des coins convenable est lié au respect des notices du fabricant

Utilisation

Les étançons à frottement sont spécialement utilisés dans les exploitations de charbon. On distingue deux types de disposition des étançons à frottement dans la taille :

- la plus classique correspond au soutènement montant. On associe aux étançons des chapeaux en bois ou des rallonges métalliques (pour accroître la résistance du porte à faux).

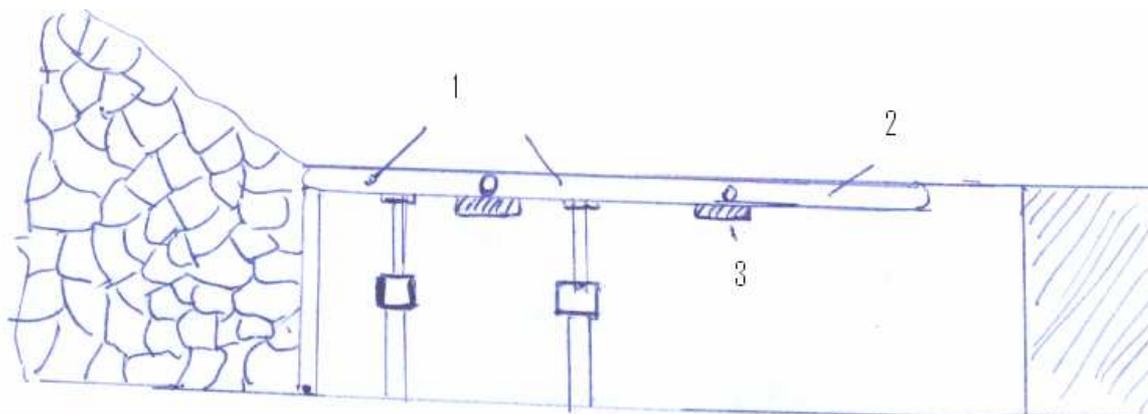


Figure n°18 : soutènement par rallonges et étaçons

1 : rallonges articulées

2 : rallonge à porte à feu

3 : blocage de l'articulation

- le soutènement par pilotes : A chaque étaçon, on associe un petit chapeau généralement en bois de 40 à 50 cm de longueur. Cette disposition est souple mais exige un toit de bonne qualité. On l'utilise particulièrement dans les tailles mécanisées de faible puissance.

Avantages des étaçons à frottement par rapport au bois

- Grande résistance
- Bonne compressibilité
- Possibilité de servir plusieurs fois
- Rapidité de mise en place
- Suppression de nombreux transports journaliers
- Prix relativement faible

Inconvénients

- Fonctionnement par bons : le soutènement d'un étaçon n'est jamais régulier (lorsque la charge qu'il supporte atteint la valeur qui doit provoquer le glissement du poinçon dans le fût, ce glissement se fait brusquement. Et si le glissement s'arrête, c'est que le déplacement du poinçon n'est pas immédiatement suivi par celui des terrains et il en résulte un déchargement tout au moins partiel de l'étaçon
- Des phénomènes de dispersion de fabrication
- Phénomène de dispersion de Fonctionnement
- Nécessité de réaliser un bon presserage
- Poinçonnement du toit : il arrive que des étaçons placés côte à côte supportent des charges allant du simple au double entraînant une répartition inégale des charges et donc un excès des charges de certains étaçons provoquant un poinçonnement du toit.
- dans les couches de puissance variable, les étaçons peuvent être à moment donné trop longs ou trop courts
- danger de chute d'un étaçon dans les dressants
- dans les chantiers remblayés, le soutènement en bois, abandonné dans les remblais est souvent préféré.
- dans les chantiers à mur peu résistant, un élargissement de la base du fût est indispensable si l'on veut empêcher son enfoncement.

1.2.2 Les rallonges

C'est un élément métallique qui remplace le chapeau de bois dans les soutènements montants. L'avantage de son utilisation est qu'elle résiste bien aux efforts de flexion et les rallonges courtes sont généralement légères.

L'intérêt des rallonges courtes et la nécessité du soutènement en porte à faux ont conduit au perfectionnement très rapide apporté à la rallonge primitive et ont conduit à la naissance de la rallonge articulée.

La rallonge articulée permet :

- de lier par articulation des différentes rallonges ce qui assure une bonne cohésion du soutènement
- d'accrocher en porte à faux une rallonge à sa voisine de file ce qui assure une surface soutenue plus vaste.

Exigences

- une rallonge doit avoir une résistance convenable
- être maniable
- la longueur d'une rallonge ne doit pas dépasser la puissance de la couche
- être symétrique
- l'articulation doit permettre les déviations
- un toit assez régulier
- une couche de puissance suffisante (sup. ou égale à 1 mètre)

1.2.3 Les étauçons hydrauliques

Description

Les étauçons hydrauliques sont comme ceux à frottement destinés à remplacer les étais dans la taille.

Un étauçon hydraulique comprend :

- un fût dans lequel peut coulisser un poinçon
- un poinçon
- un liquide dont la variation du volume entraîne le coulisement ou l'extension du poinçon
- des soupapes plus éventuellement un ou deux pistons assurant le passage du liquide du fût au piston et vis versa.

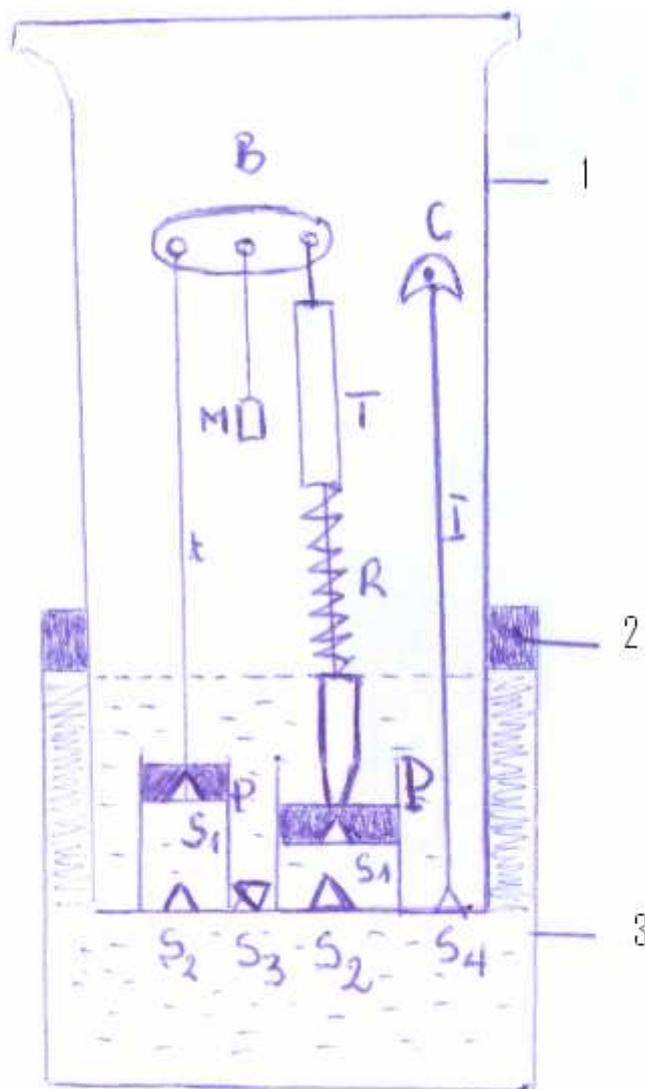


Figure n°19 : Etançon E.R.A.M

1 : poinçon ; 2 : joint d'étanchéité ; 3 : fût

S1 : soupape

T, t : tiges ; R : ressort ; B : bille ; C : came ; I : tige ;

M : clé de manœuvre ; P, p : pistons

Types des étançons hydrauliques

On distingue deux types des étançons hydrauliques suivant la façon dont la pression est communiquée au fluide.

- les étançons hydrauliques à pompe individuelle : ex : étançon Dowty standard, étançon ERAM, étançon Kronprinz.....

Principe de l'étançon ERAM : Voir exposé

- les étançons à pompe collective : Comme que l'installation d'une pompe pour chaque étançon constitue un luxe inutile et un obstacle à la construction d'étançons à grande course, il a été conçu une seule pompe permettant d'amener en taille le fluide à pression convenable pour à la fois plusieurs étançons hydrauliques. Ex : Ferromatik

Fonctionnement des étançons à pompe collective

Tous les étançons hydrauliques à pompes collectives fonctionnent d'une des deux façons suivantes :

- à circuit fermé : il y'a deux canalisations en taille : une qui alimente les étançons au moment de leurs extensions et une qui ramène à la pompe le fluide (huile) que rejettent les étançons au moment de leur dépose.

- à circuit ouvert : seule la canalisation d'alimentation existe. Le fluide (eau + 0.5 % d'huile soluble et d'un anticorrosif) rejeté au moment de la dépose est perdu.

Remarque : la deuxième méthode est la plus couramment utilisée. Elle exige cependant un mur peu sensible à l'humidité.

Exemple : étançon Ferromatik

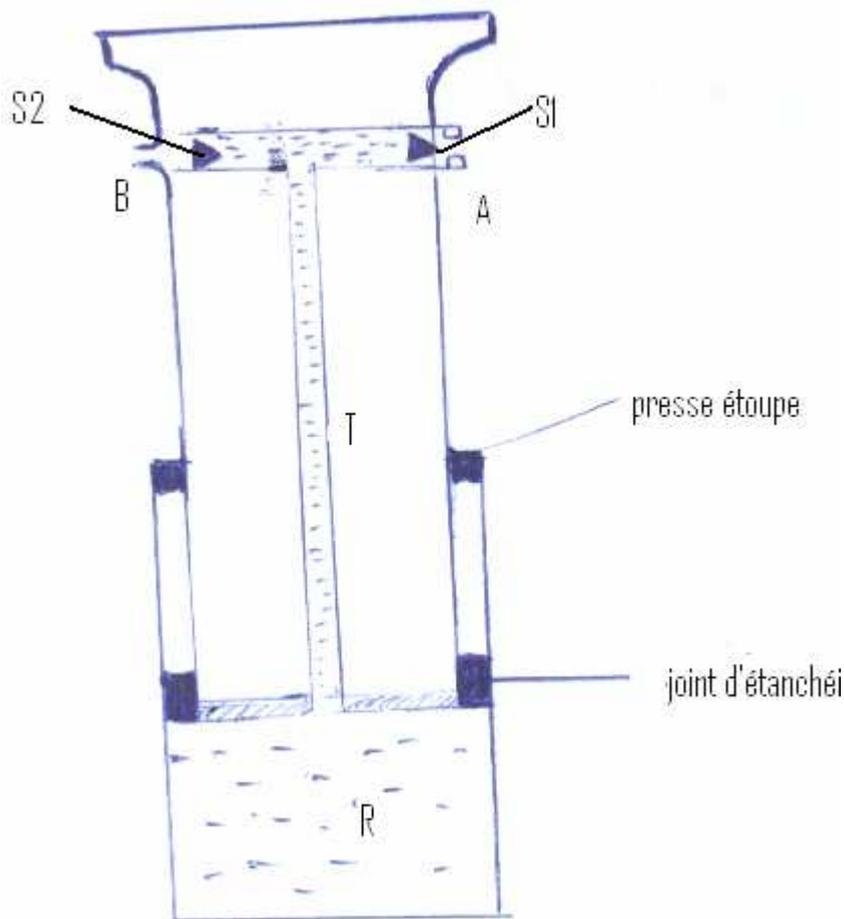


Figure n°20 : étançon Ferromatik

Principe :

En A : raccord de la conduite haute pression qui se termine par un pistolet

La soupape S1 empêche à l'étançon de se vider. L'arrivée du fluide dans le réservoir R par l'intermédiaire du tube T permet la mise en hauteur de l'étançon.

La dépose est assurée à l'aide de deux soupapes S2 ; une tarée à 35Tf et l'autre à commande extérieure.

Remarque : une pompe spéciale installée dans une des voies de la taille permet d'obtenir la pression dans la conduite d'alimentation. L'existence dans la mine d'un réseau d'eau peut permettre quelque fois de supprimer la pompe.

Avantages des étançons hydrauliques par rapport aux étançons à frottement

- Bon presserage (peut atteindre 18Tf et plus)
- Coulissement régulier (non par bonds)
- Faible dispersion entre les étançons d'un même type

- Fidèle
- Faible temps de pose (gain de temps de 30 à 40 % dans des conditions semblables).

Inconvénients

- Plus cher (deux à trois fois plus cher et même plus)
- Délicat et demande quelques soins dans les manipulations
- Possibilités de coulissement moins grandes
- Son entretien exige des ouvriers plus qualifiés

Conclusion

Les avantages l'emportent. Les étauçons hydrauliques ont ouvert la voie à un soutènement plus perfectionné qui est la solution de l'avenir : le soutènement marchant.

1.3 Le soutènement marchant

Notions

Dans les tailles ou seules les procédés d'abattage et de chargement sont mécanisés, la part du personnel affecté aux travaux de soutènement peut atteindre les 60% et même plus (de l'effectif total). La mécanisation du procédé semble être le seul remède. L'utilisation des étauçons hydrauliques a ouvert la voie à un soutènement plus perfectionné : le soutènement marchant. On distingue plusieurs types de soutènements marchants : soutènement par piles tandem-série, soutènement par piles monoblocs, par piles tandem-parallèles, soutènement par portiques.

Soutènement par piles monoblocs

Principe : un châssis métallique portant deux ou quatre étauçons hydrauliques repose sur le mur de la taille. Le déplacement de cet ensemble est assuré grâce à un cylindre et un piston horizontaux.

Ex : soutènement Anglais GULLICK (4 étauçons), Français SOMEMI-SAHE (4étauçons),

Conclusion

L'équipement complet d'une taille à l'aide du soutènement marchant exige des capitaux considérables. Cependant dans plusieurs cas, il a répondu aux espoirs et les essais actuels permettent d'affirmer qu'il est rentable. Le perfectionnement de certaines de ses caractéristiques telles la robustesse (pour encaisser les coups des charges), sa stabilité dans les gisements pentés, le presserage et la charge de coulissement, la souplesse (pour s'adapter à des conditions changeantes)... élargira sans nul doute son domaine d'utilisation.

Chapitre 5 : CALCUL DES PARAMETRES DU SOUTÈNEMENT DE LA TAILLE

1. Types de soutènement de la taille

1.1 Soutènement en bois

Lors du soutènement de la taille en bois, on utilise généralement des montants (buttes) en pin (pin). La distance qui sépare les buttes dans une rangée et la distance entre les rangées sont fonction de la pression des terrains. Le diamètre des buttes (montants) augmente avec la puissance de la couche.

Correspondances standards :

Hauteur des buttes h en m	Diamètre des buttes D en cm
0.5 – 0.75	7 – 9
0.75 – 1.0	9 – 10
1.0 – 1.4	10 – 11
1.4 – 1.75	11 – 13
1.75 – 2.10	13 – 15
2.10 – 2.50	15 – 17
2.50 – 2.80	17 - 18

Choix : il est toujours préférable d'utiliser du bois sec pour les soutènements en bois car les bois humides peuvent sous l'action des pressions des terrains se casser sans bruit et par conséquent ne signale pas le danger aux ouvriers. En outre la résistance des bois secs est environ deux fois plus grande que celles des bois humides.

Procédure :

Dans la pratique les montants du boisage en taille sont directement enfoncés sous les toits lorsque les roches sont stables. Dans les roches de stabilité moyenne, ils sont enfoncés sous les supports en dosse. Dans les roches de faible stabilité ou les roches fissurées même stables, ils sont enfoncés sous les chapeaux dosses ou les madriers.

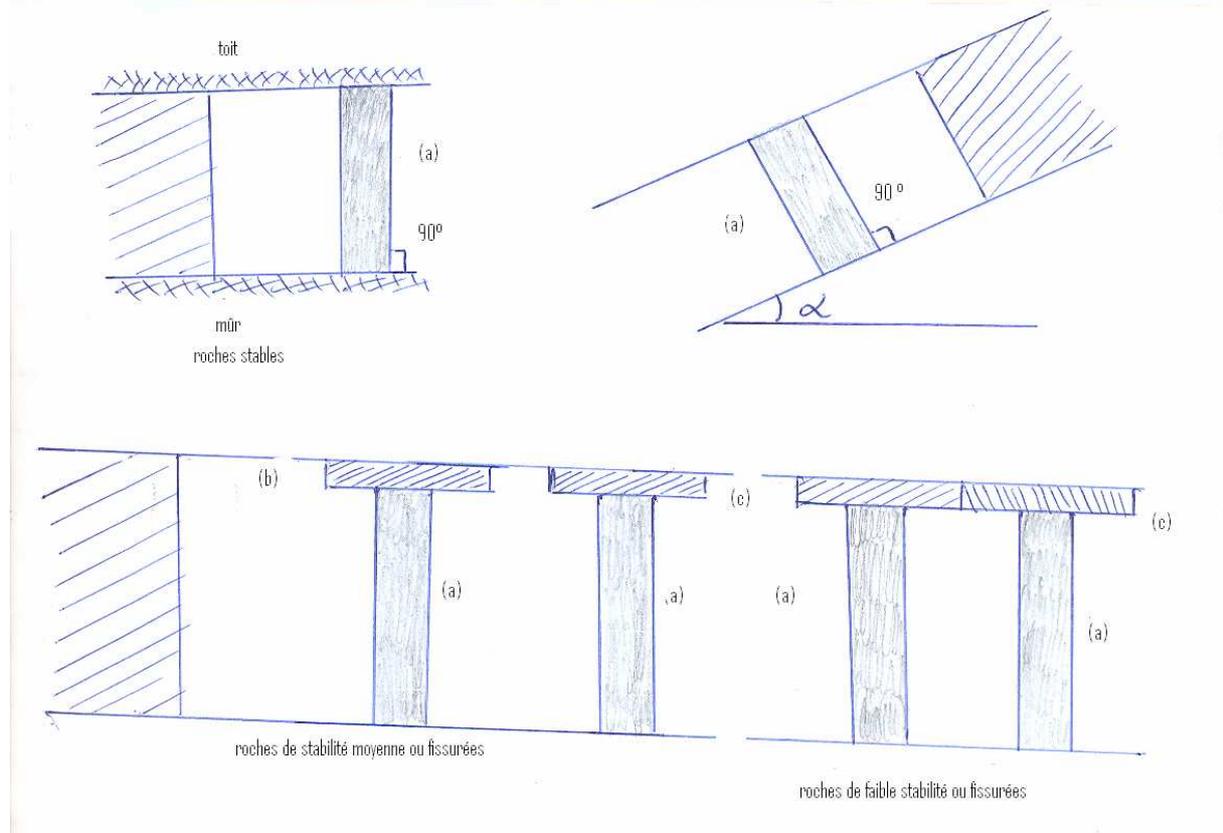


Figure 21 : disposition des montants dans la taille

1.2 Soutènement métallique de la taille

Les étaçons couramment utilisés

- étaçons à frottement ST-I et ST-II avec respectivement comme charges admissibles 10 T et 35T

- étauçons hydrauliques : GSI et GSII avec comme charges admissibles 20T et 40T

1.3 Soutènement complexe

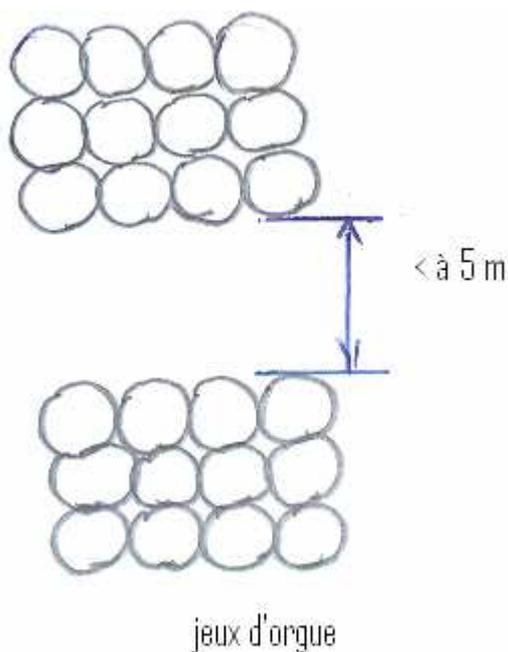
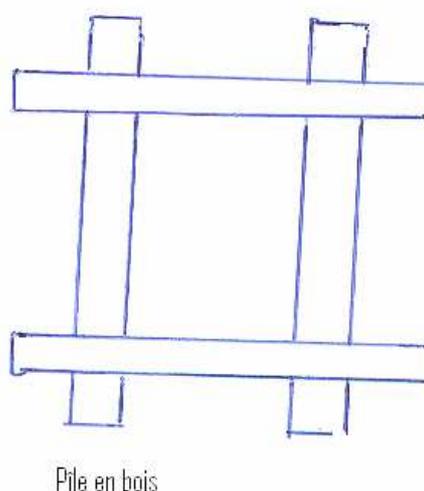
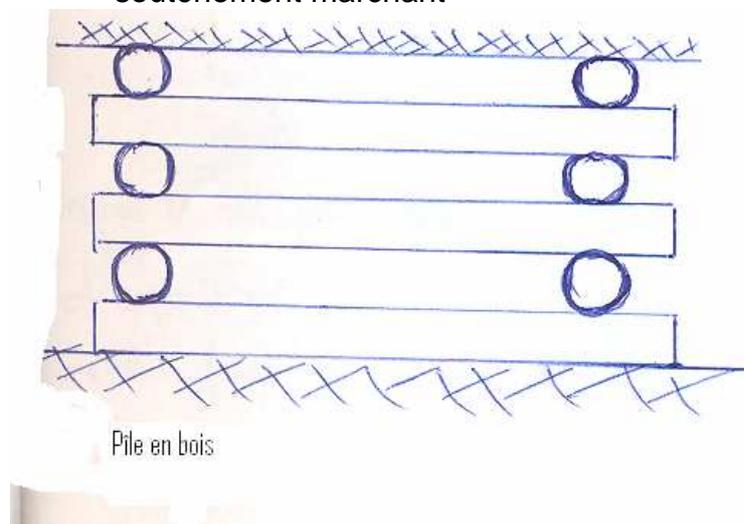
Le soutènement complexe représente un groupe de buttes réunis mutuellement. Lorsqu'il est installé dans la taille, il fonctionne comme un système unique (soutènement marchant). La charge admissible de ce type de soutènement est de 80 jusqu'à 400T (ex : DAUTI-Anglais)

1.4 Soutènement spécial

Pour le contrôle du toit par foudroyage on utilise un soutènement spécial installé dans l'espace exploité à une certaine distance du front d'abattage.

On distingue :

- soutènement élastique métallique (O.K.U-I et O.K.U-II)
- piles de bois
- rangées de buttes serrées
- jeux d'orgue
- soutènement marchant



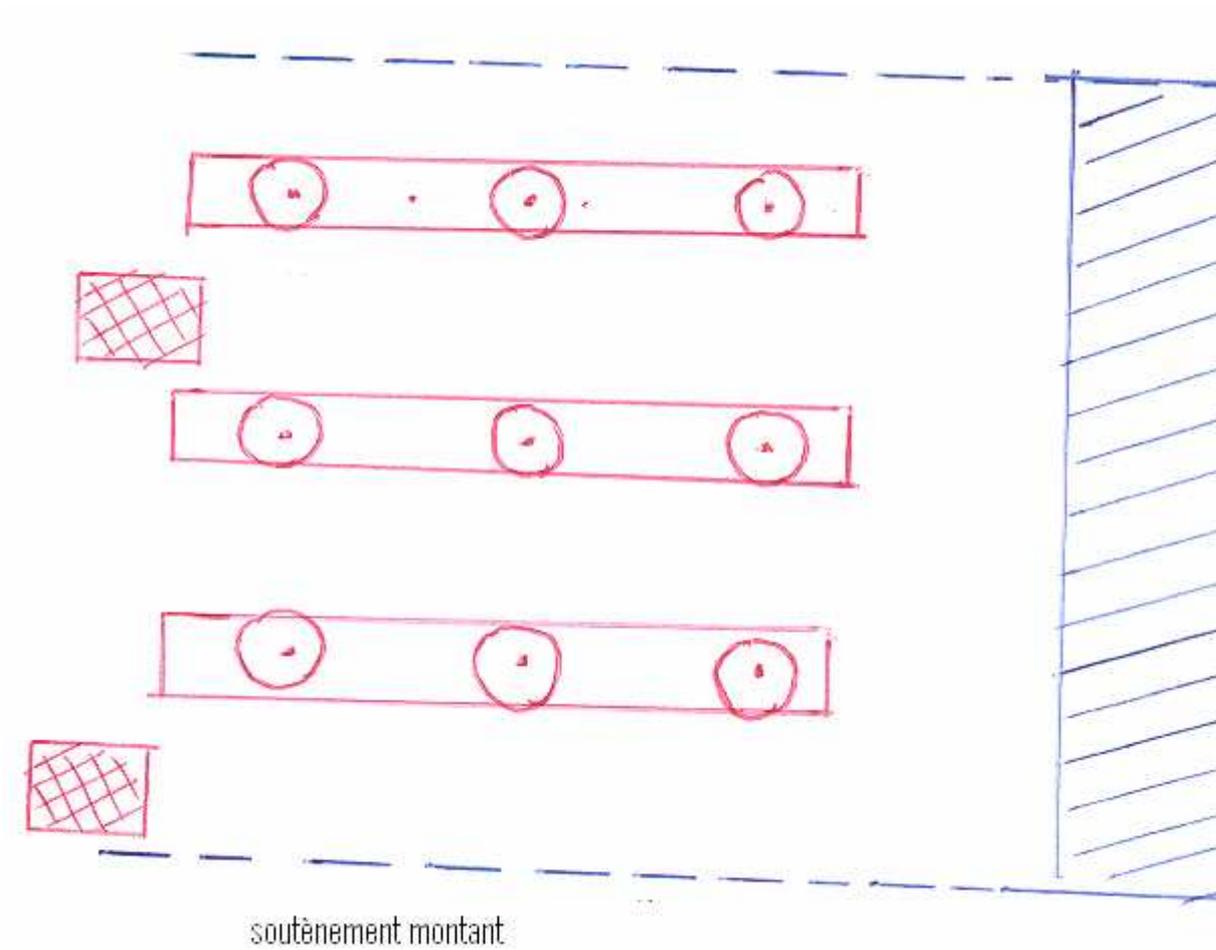


Figure 22 : autres types de soutènement

2. Calcul des paramètres du soutènement de la taille

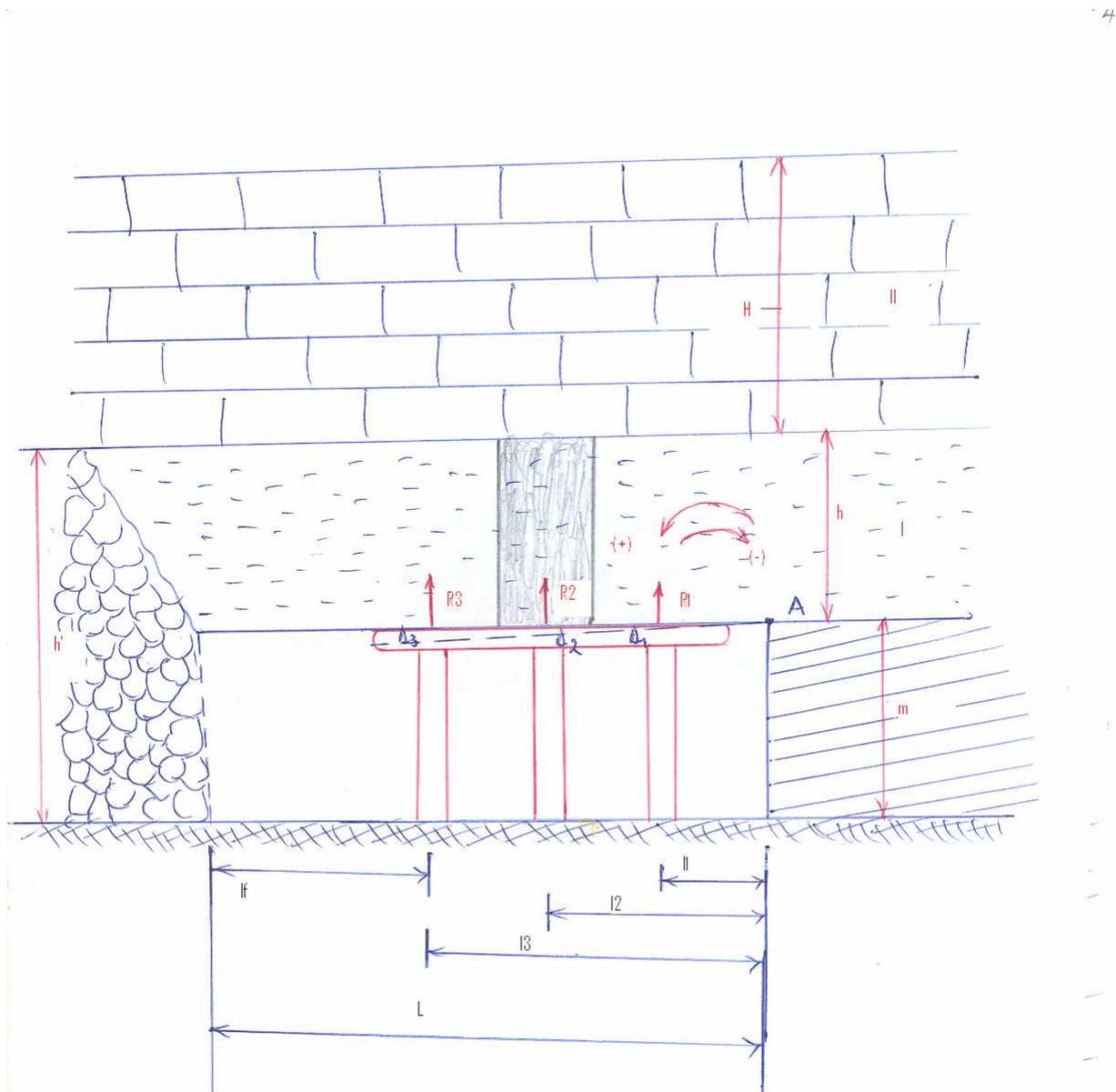


Figure 23 : disposition du soutènement en taille.

I : toit immédiat ; II : toit principal ; H : puissance du toit principal ; h : puissance du toit immédiat ; m : puissance de la couche exploitée ; l_1 : largeur du pas de foudroyage

Conditions d'équilibre :

Lorsque le toit principal n'exerce pas de pression sur le soutènement; on parle d'équilibre stable. Dans ce cas le soutènement supporte seulement la pression créée par le toit immédiat.

Lorsque le toit principal influe sur le soutènement, on dit qu'il y'a équilibre instable. Le soutènement supporte donc le toit immédiat et partiellement le toit principal.

Par les calculs : Si $hKf \geq h + m \rightarrow$ il y'a équilibre

Si $h + m = hKf \rightarrow$ il y'a équilibre stable

2.1 Méthodes de Calcul

2.1.1 Méthode de SLESARIEV

La charge spécifique (charge par mètre carré) est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$Q = h\gamma \text{ (T/m}^2\text{)}$$

q est la charge spécifique créée par le toit immédiat en T/m²

Le principe de la méthode de Slesariév repose sur le théorème des moments. A l'équilibre la somme des moments des forces qui tendent à tourner le solide dans un sens doit être égale à celle des forces qui tendent à tourner le solide dans l'autre sens.

$$M^+ = L^2q/2 = L^2 h\gamma/2$$

$$M^- = R_1l_1 + R_2l_2 + R_3l_3 + \dots + R_nl_n$$

Au niveau des piliers, il en résulte des déformations. Soient Δ₁, Δ₂, Δ₃ ... Δ_n au niveau respectivement des piliers 1, 2, 3 ...

Remarque : l'exploitation crée un desserrage autour de l'ouvrage et en conséquence les roches ont tendance à se déplacer.

$$\Delta_1 / R_1 = \Delta_2 / R_2 = \Delta_3 / R_3$$

$$R_1 / l_1 = R_2 / l_2 = R_3 / l_3$$

$$\text{A l'équilibre : } [\Sigma M^+] = [\Sigma M^-] \rightarrow L^2 h\gamma/2 = R_1l_1 + R_2l_2 + R_3l_3$$

En exprimant R₂ et R₃ à l'aide de R₁ et en les remplaçant dans la formule de l'équilibre, on trouve :

$$R_1 = L^2 h\gamma l_1 / 2(l_1^2 + l_2^2 + l_3^2) \text{ (T/m)}$$

Et par analogie

$$R_2 = L^2 h\gamma l_2 / 2(l_1^2 + l_2^2 + l_3^2) \text{ (T/m)}$$

$$R_3 = L^2 h\gamma l_3 / 2(l_1^2 + l_2^2 + l_3^2) \text{ (T/m)}$$

NB: pour tout le chantier, la longueur de la flandre métallique (b) doit être constante. b = 0.8; 1; 1.2; 1.5 m

La distance entre les complets de soutènement le long de la taille est a. lorsque cette distance a est différente de 1m, il faut en tenir compte dans le calcul des réactions.

$$\text{Nous aurons alors : } R_1 = L^2 h\gamma l_1 a / 2(l_1^2 + l_2^2 + l_3^2) \text{ (T/m)}$$

$$R_2 = L^2 h\gamma l_2 / 2 a(l_1^2 + l_2^2 + l_3^2) \text{ (T/m)}$$

$$\text{On a: } L = l_3 + l_f \text{ ou: } l_f = \sqrt{(\sigma_f \cdot H) / 3\gamma} = l_o$$

Avec :

σ_f : Résistance temporaire à la flexion des roches du toit immédiat (MPa)

H : puissance du toit immédiat (m)

γ : densité des roches du toit immédiat (T/m³)

Roches	Valeur de σ _f en MPa
Argile compacte	4 – 5
Argile sableuse	6 – 7
Calcaire	8 – 9
grès	10 - 11

roches	Coef de foisonnement Résiduel K _f
Sable fin coulant	1.05 – 1.10
Sable, gravier	1.10 – 1.20
Limon, argile mole	1.20 – 1.25
Marne, terre végétale	1.25 – 1.30
Argile compacte, marne dure	1.30 – 1.35
Roches dures	1.30 – 1.50 (2.50)

2.2 Méthode de Tchimbarevitsch

Lorsque les roches encaissantes sont tendres, on utilise la méthode de Tchimbarevitsch. Selon lui la charge provoquée par la pression des terrains est égale à :

$$R_p = a.b.\gamma. h$$

Où: a: distance entre les complets de soutènement en m le long de la taille

b: longueur de la flandre en m

h: épaisseur du toit immédiat

γ : masse volumique des roches du toit immédiat (T/m^3)

La charge admissible (résistance) des buttes en bois est donnée par la formule

$$R_a = \sigma_p.S \quad (\text{kg})$$

Où : σ_p : résistance temporaire à la compression de la matière des buttes (kg/cm^2)

S : section transversale des buttes (cm^2)

Principe : la charge provoquée par la pression des terrains ne doit pas dépasser la charge admissible des buttes en bois. Cela se traduit par :

$$R_p \leq R_a. 10^{-3}$$

NB: la résistance temporaire à la compression du bois est généralement prise égale à 120 kg/cm^2

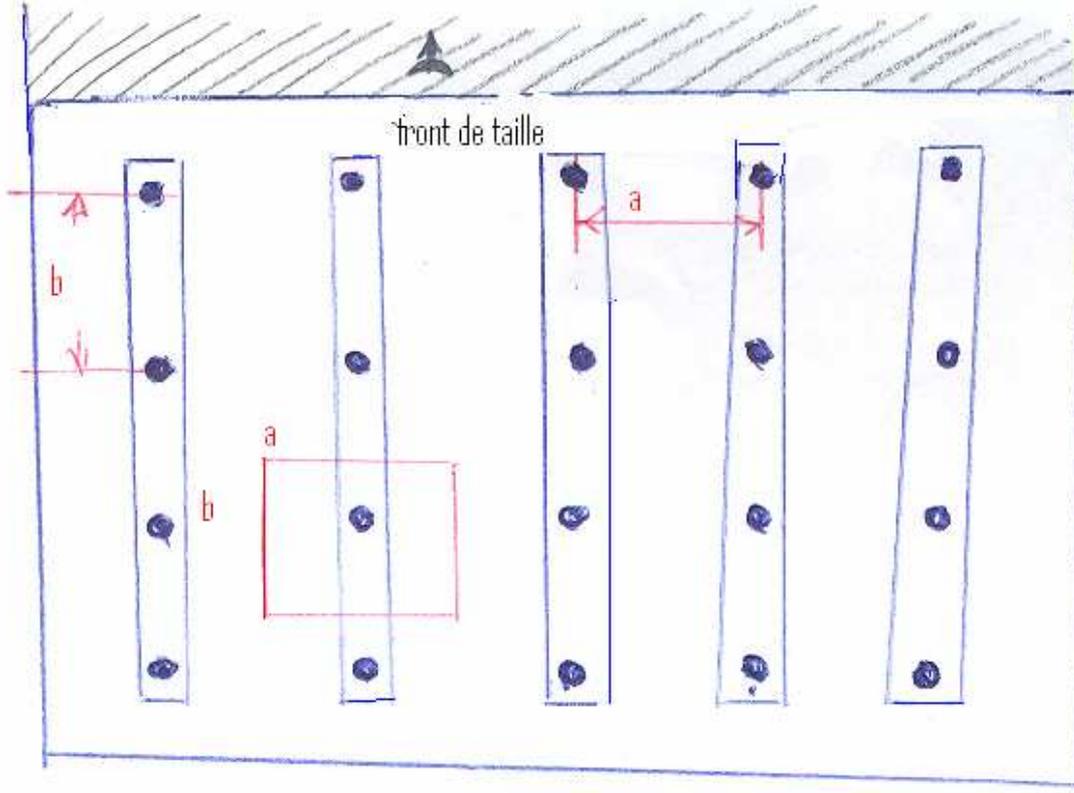


Figure 24 : disposition du soutènement en bois dans la taille

2.3 Application

Application 1 :

Déterminer les paramètres de la taille foudroyés lors de l'exploitation d'un gîte de calcaire de 2 m de puissance, le toit immédiat étant représenté par de la marne dure dont la puissance verticale est 6 m et la masse volumique 2.4 g/cm^3 .

On utilisera le soutènement en bois dont la résistance testée au laboratoire est 132 kg/cm^2 .

Application 2

Calculer le passeport du soutènement métallique pour un chantier d'exploitation d'un gîte de minerai de manganèse de 1.3 m de puissance. Les roches encaissantes sont présentées par une couche de calcaire ($\gamma = 3.5 \text{ T/m}^3$) de 10 m de puissance représentant le toit principal et une couche d'argile compacte ($\gamma = 2.8 \text{ T/m}^3$) de 5 m de puissance représentant le toit immédiat.

A l'aide de quels types d'étauçons métalliques vous allez équiper la taille si vos choix se limitent aux étauçons ST-I et II et GS-I et II.

Chapitre 6. SOUTÈNEMENT DES GALERIES

1. Types de soutènement des galeries

On distingue deux groupes principaux de soutènement des galeries.

- les soutènements rigides : on les utilise lorsque l'ouvrage est creusé dans les roches qui résistent bien aux pressions de terrains. Le soutènement rigide est donc destiné à supporter simplement le poids des terrains détendus puisque dans ce cas, il s'établit un équilibre naturel

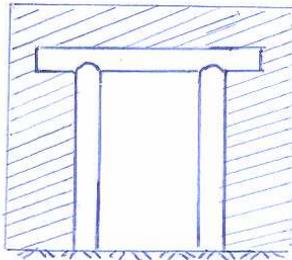
- les soutènements compressibles : on les utilise lorsque l'ouvrage est creusé dans les massifs où les pressions dépassent les possibilités de résistance des roches. Dans ce cas, les mouvements de terrain étant importants, le soutènement approprié doit non seulement supporter le poids des terrains détendus mais aussi pouvoir suivre leur mouvement.

Que peut-il advenir lorsqu'on utilise un soutènement rigide dans les roches qui ne résistent pas aux pressions ?

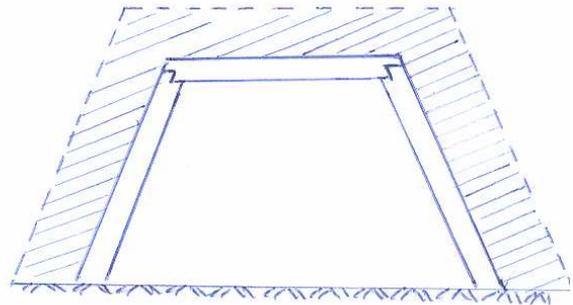
1.1 Le bois

Le soutènement des galeries à l'aide du bois est réalisé par des cadres complets ou incomplets. Un cadre complet de bois comprend deux montants, un chapeau et une traverse. Il est utilisé pour les sols qui gonflent.

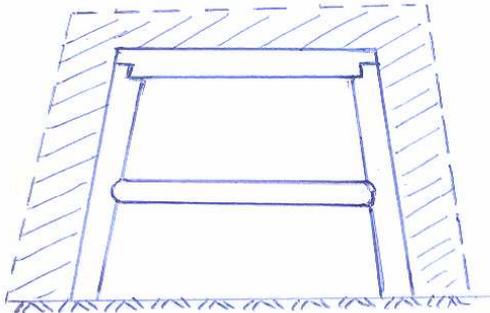
Exemples de boisages des galeries :



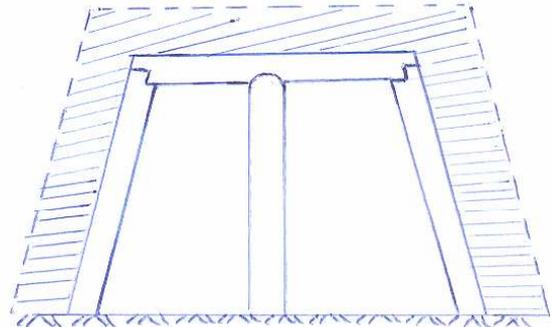
cadre incomplet avec assemblage par gorge de loup



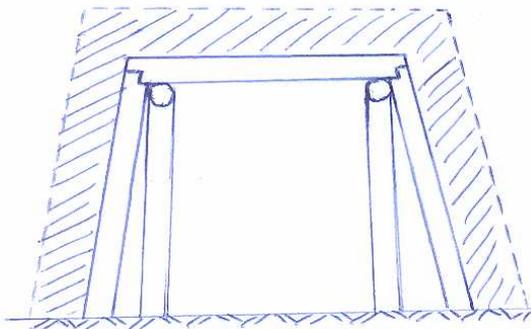
cadre incomplet avec assemblage par double entaille



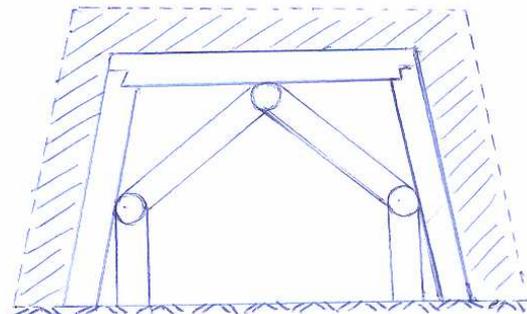
renforcement par tendard



renforcement par chandelle



renforcement par longrinage



Boisage angle

Figure 25 : boisage des galeries

1.1.1 Inconvénients du soutènement en bois des galeries

- les cadres de boisage exige une forme trapézoïdale ou rectangulaire de la section de la galerie or ces formes géométriques ne sont pas favorables à la tenue naturelle des terrains.

- Il n'est pas résistant : les montants travaillent à la compression, le plus souvent au flambage et les chapeaux à la flexion. Les bois résistent mal à ces efforts ce qui rend difficile le soutènement des galeries de grande section par cadres de bois.
- Il est presque incompressible ce qui limite son utilisation dans les terrains ayant trouvé leur équilibre sinon il sera détruit et il faudra le remplacer).
- Il est inflammable
- Il est putrescible ce qui limite sa durée de vie (*rq: dans les retours d'air humide, il st préférable d'utiliser le chêne ou le châtaigner qui résistent mieux*)

1.1.2 Renforcement du boisage

La résistance du soutènement en bois peut être améliorée de plusieurs façons (voir figure 25)

Conclusion

Les inconvénients du soutènement en bois sont très nombreux. Malgré les perfectionnements qui lui sont apportés, sa part d'utilisation recule devant les métaux. (*Elle a chuté de 27% à 7% en dix ans dans les charbonnages Français*)

2. Les métaux

Les soutènements métalliques des galeries peuvent être installés sous forme de cadres de soutènement ou sous forme de cintres. Suivant les cas ces deux soutènements peuvent être rigides ou élastiques (coulissant et articulé)

2.1 Le soutènement rigide

On le réalise soit à l'aide de deux montants et un chapeau, soit par des éléments cintrés. Dans l'un et l'autre des cas les différents éléments sont assemblés par des procédés divers réalisant ainsi un "éclissage". Ce type de soutènement n'est doué que d'une très faible élasticité de sorte qu'il ne peut suivre les mouvements de terrains.

Remarque : on utilise ce type de soutènement dans les galeries ayant trouvé un équilibre naturel.

2.2 Le soutènement coulissant

On le réalise à l'aide des cintres assemblés de plusieurs éléments qui peuvent glisser les uns par rapport aux autres grâce à un recouvrement partiel des éléments.

Le profil utilisé est toujours de type gouttière de façon à réaliser une bonne liaison par emboîtement entre les différents éléments. Les cadres le plus souvent utilisés sont de marque Toussaint; Heintzman.

Les largeurs des cadres les plus classiques sont : 250, 300, 420 et 470 cm.

L'assemblage est réalisé à l'aide des procédés divers : deux étriers, deux étriers plus coins (theis), un étrier plus anneau de guidage et l'assemblage isocoulissant.

Fonctionnement

Exigences : pour répartir uniformément sur tout le cintre la charge des terrains à soutenir, il faut réaliser un excellent contact entre cadre et terrain à l'aide de garnissage matelas de pierres maintenues par des queues de bois ou de fer. Le garnissage remplit donc le vide qui est entre le cadre et le terrain. (*rq: si cette charge s'appliquait en un seul point du cadre, celui-ci se déformerait*)

Résultats d'une distribution homogène des efforts sur le cadre.

- les éléments du cadre coulissent pour des efforts allant de 5Tf à 25Tf, suivant la nature, la qualité et le serrage de l'assemblage.
- Les montants du cadre pénètrent dans la roche sur laquelle ils s'appuient en fonction de sa résistance à la compression de la roche, de la surface d'appui et de la charge du cintre (suivant le terrain et le profil du cadre, la pénétration a lieu pour des charges d'appui de 5.4 Tf à 30Tf).
- En fonction du profil utilisé et de la section de la galerie, les éléments du cadre flambent (section des galeries grande → risque de flambage)

Précautions

- Sans un minimum de précautions, les charges qui provoquent coulissement, pénétration et flambage peuvent se placer les unes par rapport aux autres de façon quelconque.

Devant une charge croissante, un cintre coulissant bien installé doit travailler suivant le schéma suivant :

- premier temps : coulissement
- deuxième temps : pénétration dans le mur
- troisième temps : flambage pour des charges plus violentes.

En conséquence, la résistance au glissement de l'assemblage ne doit pas dépasser ni celle de pénétration des montants dans la roche, ni celle au flambage du cintre. *(rq: l'assemblage à l'aide de deux étriers est trop résistant, par deux étriers et boulon dépend de l'ouvrier, l'isocoulissant a une qualité supérieure et coulisse pour en moyenne 13Tf).*

La surface d'appui des cintres étant toujours faible (18 à 23 cm²), il est utile dans les roches tendres de l'augmenter par interposition des semelles.

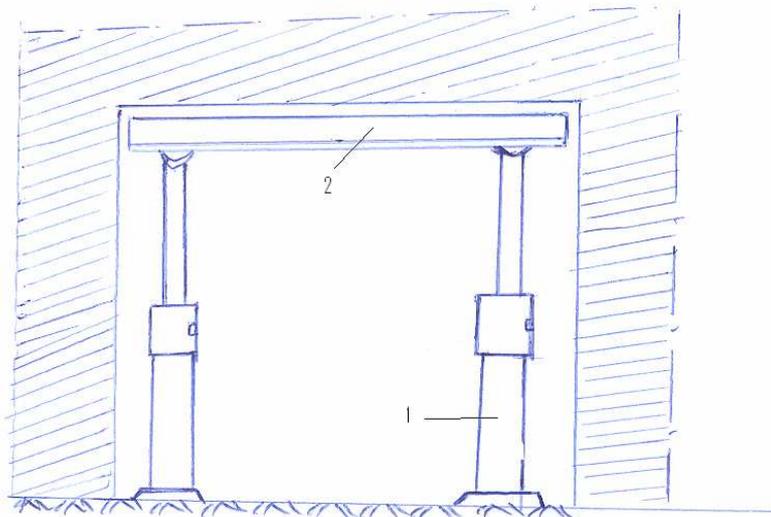
Conclusion

Lorsque le choix du type d'assemblage et de la surface d'appui a été correct le soutènement coulissant possède la propriété essentielle de s'effacer devant une pression important. Il est utilisé dans tous les cas généralement rencontrés dans les mines. (en 1962, il était utilisé dans 80% des galeries dans les charbonnages Français)

2.3 Soutènement articulé

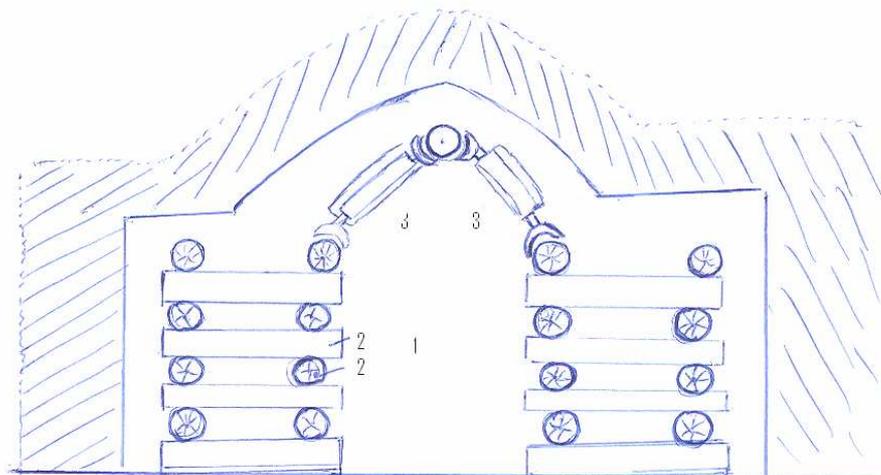
On le réalise à l'aide des éléments assemblés par des articulations. On distingue le type poutrelle + étauçons et le type par cadre MOLL

Soutènement par Poutrelle + étauçons



soutènement par poutrelle + étançons

1: étançon; 2: poutrelle



soutènement par cadre MOLL

1: galeri; 2: bois; 3: élément métallique en profil I

Figure 26 : soutènement par poutrelle + étançons et soutènement par cadre MOLL.

Remarque: ce type de soutènement est utilisé lorsque les pressions latérales sont faibles ou inexistantes. Il est d'une grande importance dans les galeries qui suivent la progression d'une taille. En admettant un important affaissement, il est utilisé comme soutènement provisoire et est remplacé par un soutènement définitif après que la plus grande partie des mouvements de terrain s'est faite.

Soutènement par cadre MOLL

Avantages

- Les piliers sont compressibles et trs rrsistants
- L'ensemble peut se dformer considrablement
- Bonne tenue des galeries

Inconvnients

Mise en œuvre coteuse, laborieuse et demande un personnel spcialement qualifi

3. Le boulonnage

Le boulonnage consiste à introduire dans un trou de mine une tige et à rendre cette tige solidaire du terrain par **ancrage**, **scellement** ou **friction**.

Historique : origine trs ancienne : dans les anciennes exploitations d'ardoise, des tiges de bois places il y'a plusieurs sicles mais le vritable dveloppement du boulonnage s'est produit à partir des annes 1950.

3.1 Classification

Selon la manire dont ils adhrent au terrain, on distingue les principaux types de boulons suivants :

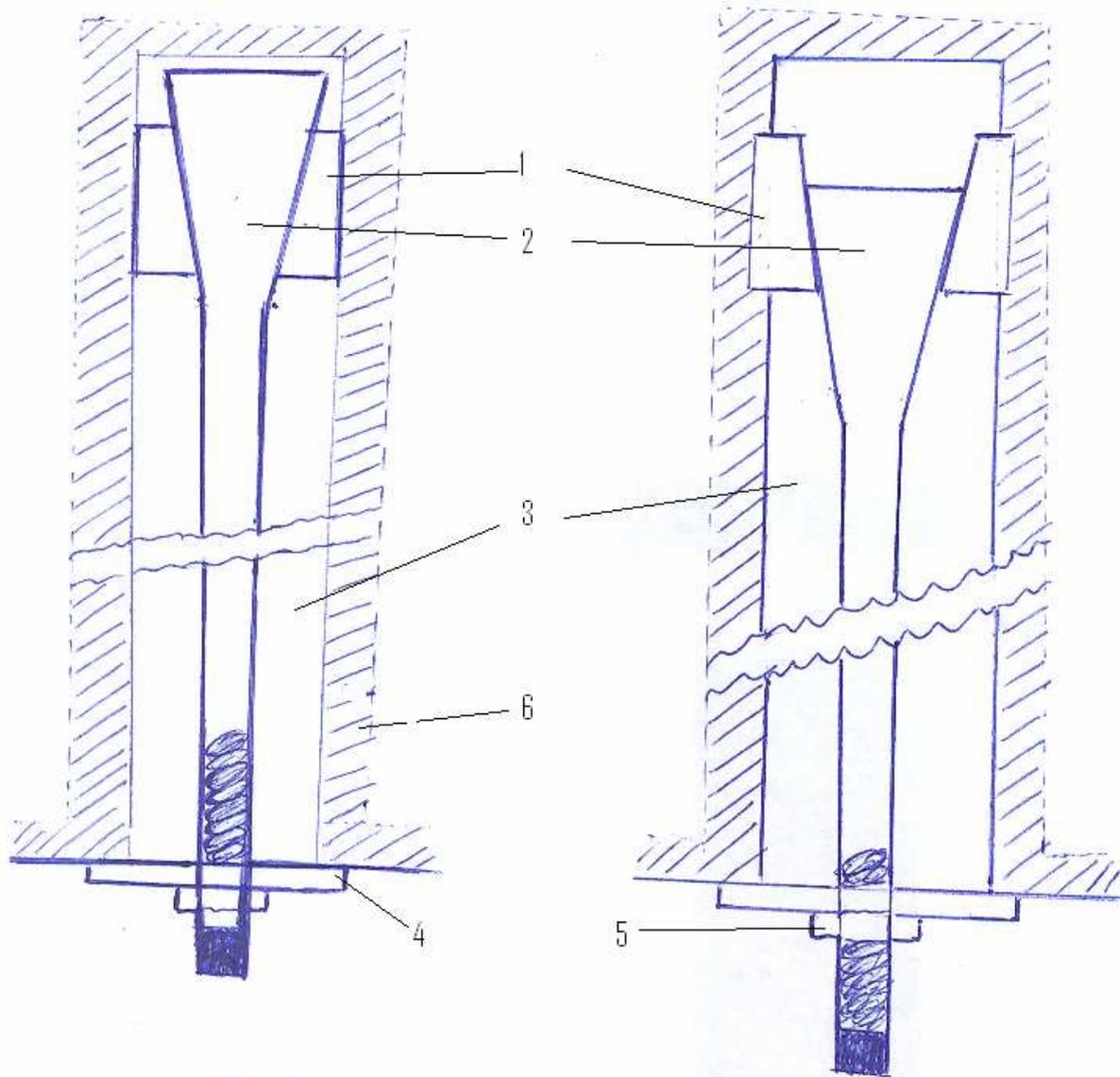
- boulons à ancrage ponctuel
- boulons à ancrage rparti
- boulons à friction
- boulons moins usuels (câbles auto foreurs, fibres de verre, à fente et à coins, pliables)

3.1.1 Boulons à ancrage ponctuel

Il consiste à placer dans un trou une tige ancrée à son extrmité en fond de trou et à munir l'autre extrmité d'une plaque que l'on serre contre le terrain.

L'ancrage se ralise :

- soit par un dispositif à expansion : lorsque l'on exerce un effort de traction sur la tige, des coquilles s'cartent et viennent en butée sur les parois de trous. La tête d'ancrage à expansion comprend : • une noix d'expansion (cône d'expansion) solidaire de la tige • des coquilles qui s'cartent sous l'action de la noix et se planquent contre les parois du trou (le nombre de coquilles est variable suivant les fabricants).
- Soit par une substance de scellement (résine ou ciment)



Avant ancrage

Après ancrage

Figure 27 : ancrage par boulon à expansion

1 : coquille ; 2 : noix ; 3 : trou de mine ; 4 : plaque ; 5 : écrou ; 6 : massif rocheux

3.1.2 Boulons à ancrage réparti

C'est une tige que l'on place dans un trou et que l'on scelle au terrain sur toute sa longueur au moyen d'un produit de scellement : résine ou ciment. Une plaque est fréquemment fixée par un écrou et serrée contre la paroi. (NB : la plaque n'est pas essentielle au fonctionnement du boulon)

Les tiges utilisées peuvent être :

- Lisses : elles permettent un glissement entre l'acier et le matériau de scellement
- Crénelées : elles procurent une très bonne adhérence entre l'acier et le produit de scellement.

L'extrémité de la tige peut être filetée, forgée ou avoir un double filetage (malaxage du produit de scellement et entraînement de la tige se font en sens inverse de rotation), écrou borgne.

Scellement à la résine

Produits de scellement: résine + durcisseur

- Présentation : cartouches avec une enveloppe en plastique dans laquelle sont séparées la résine et le durcisseur
- Mise en place :
 - Introduction des cartouches dans le trou
 - Introduction de la tige que l'on fait tourner pour malaxer la résine en détruisant les enveloppes à l'aide des perforatrices ou jumbo.
 - Lorsque la tige atteint le fond du trou, on arrête la rotation.
 - serrage de l'écrou de fixation de la plaque

NB: le nombre de cartouches qui doit remplir le trou est calculé en fonction du diamètre du trou et celui de la tige.

Le temps de prise varie de quelques secondes en quelques minutes en fonction des cartouches. La cartouche est donc choisie en fonction des moyens utilisés pour la mise en place. (*pour des temps de prise courts, on utilise les jumbos; on utilise de marteaux pour des temps de prise lents*)

La longueur des boulons scellés à la résine ne dépasse généralement pas 2.5 m pour les prises rapides (30 secondes) et 3 à 6 m pour des prises lentes (3 à 5 mn)

La résine est un matériau onéreux qui impose une gestion rigoureuse : pour cela, les trous de foration ont des faibles diamètres ($\leq 28-32$ mm) dépassant ceux de la tige de 4 à 12 mm. Dans les terrains fissurés, il importe de s'assurer qu'il n'existe pas des fissures ouvertes qui conduiraient à une perte importante de résine.

La résine possède une haute résistance à la compression (120 à 140 MPa) à la traction (40MPa), au cisaillement (30MPa).

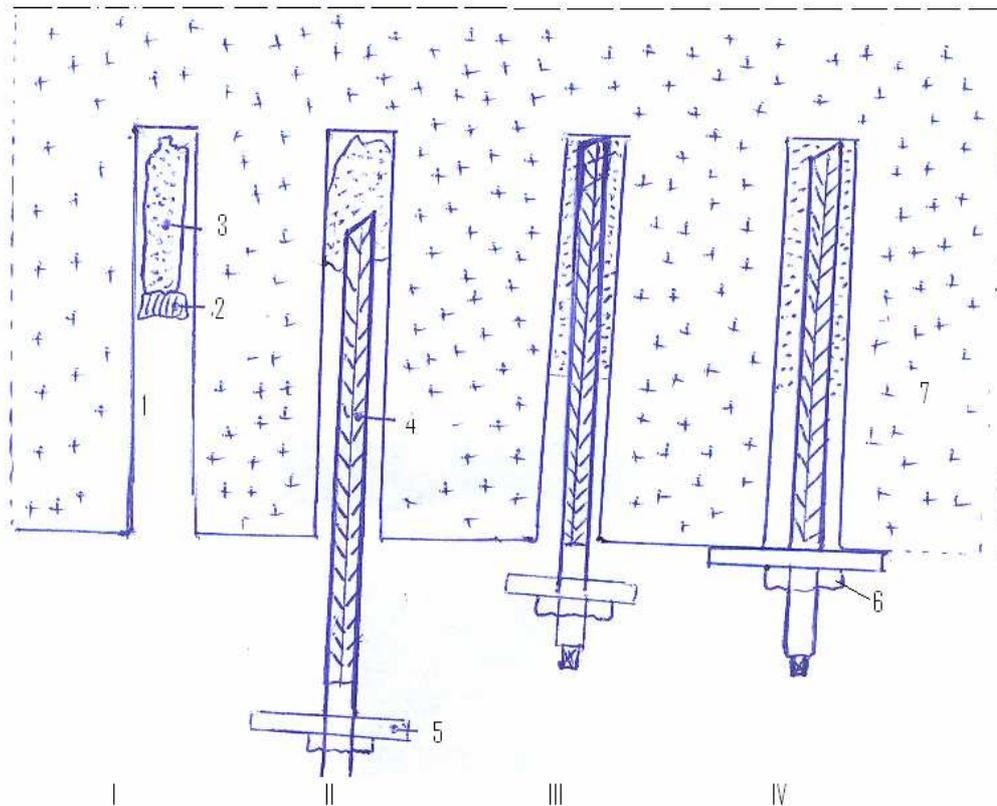


Figure 28 : mise en place d'un boulon à la résine

I : introduction de la cartouche de résine

II : poussée et rotation

III : blocage fond de trou

IV : serrage écrou

1 : trou ; 2 : élément de retenue ; 3 : cartouche de résine ; 4 : boulon crénelé ; 5 : plaque ; 6 : écrou ; 7 : roche

Scellement au ciment

Produits de scellement :

- ciment pur (rapport eau/ciment ≈ 0.3)
- un mortier: ciment + sable (granulométrie 0.3 mm) + eau dans les proportions respectives sont égales à 42%, 42%, 16%.
- Produits prêts à l'emploi (ex : Betec, Quick-mix) ayant de temps de prise variant de 4 à 5 heures.

De façon générale le temps de prise des produits à base de ciment est nettement supérieur à celui de la résine.

Procédé de mise en place du ciment

● Pour l'injection préalable :

- injection de ciment en vrac dans le trou au moyen d'une pompe à béton
- introduction de la tige

● Pour l'injection postérieure :

- introduction de la tige
- introduction du ciment à partir de la gueule du trou.

Ce deuxième procédé nécessite l'utilisation d'un tube évent pour chasser l'air du trou.

• Avec l'utilisation des produits prêts à l'emploi

- immersion des cartouches dans l'eau puis lorsque le dégagement de gaz s'arrête (après quelques mn) on les introduit dans le trou.

- immersion de la tige

Remarques

- le premier procédé est le plus courant. Il permet d'introduire à la main des tiges ayant jusqu'à 3 m de longueur. Pour des boulons plus longs (6-8m), on utilise des engins puisque l'effort devient grand.

- Le deuxième procédé est utilisé lorsqu'on veut sceller un boulon à ancrage ponctuel déjà en place.

- Le troisième procédé est rarement utilisé pour les boulonnages systématiques mais reste très pratique pour des boulonnages occasionnels.

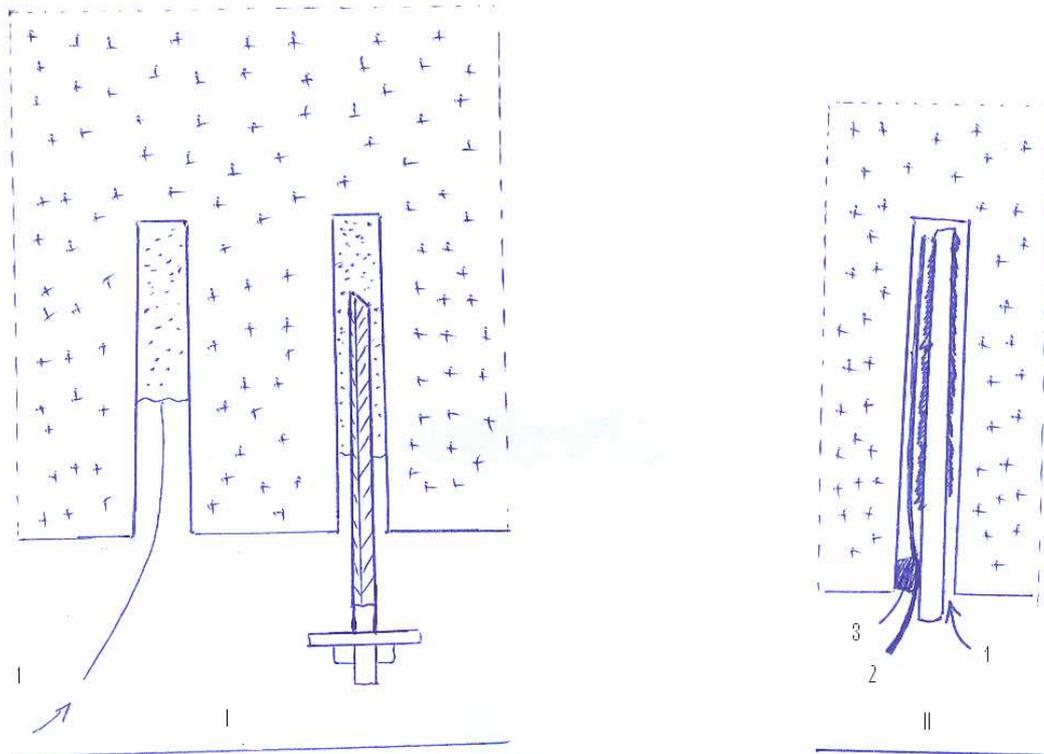


Figure 29 : mise en place d'un boulon cimenté

I : injection préalable

II : injection postérieure

1 : injection ciment ; 2 : tube évent ; 3 : bouchon

3.1.3 Boulon à friction

On distingue deux types de boulons à friction : le Split - set et le swellex. Le principe des boulons à friction est assuré par le frottement entre la roche et l'élément métallique.

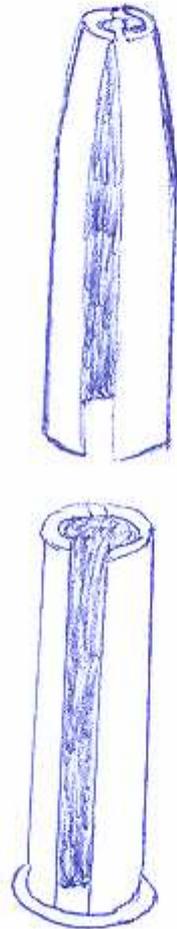


Figure 30 : le split-set

Caractéristiques :

- longueur : à 2 m en général
- épaisseur du tube : 2.3 mm
- diamètre extérieur : 38 – 39 mm
- largeur de la fente : 18 mm
- matière : acier de haute résistance
- diamètre des trous : 36 mm
- moyen de mise en place : marteau perforateur

3.1.4 Autres types de boulons

- les câbles : l'utilisation des câbles dans le boulonnage est née de la nécessité d'utiliser des boulons plus longs dans des cavités de grandes dimensions. La tige d'acier est remplacée par un ou plusieurs câbles et sont scellés au ciment (ancrage réparti).

- Plusieurs types de câbles sont utilisés dans le boulonnage mais les plus couramment employés sont ceux utilisés dans la confection du béton précontraint en génie civil. Leurs caractéristiques sont les suivantes :

- Appellation : Câble T15 7 torons
- Diamètre : 15.2 mm
- Résistance à la rupture : 250 KN
- Limite élastique : 220 KN

Remarques

- il existe aussi des câbles dits "birdcages" (cage à oiseau) où les torons sont écartés les uns des autres afin que le ciment puisse mieux les enrober et procurer ainsi un meilleur ancrage.

- Les câbles sont mis en place à la main (les courts) ou au jumbo spécialement adopté (les longs). TAMROK a conçu un jumbo permettant de forer des trous de 40 m de long, d'introduire automatiquement le ciment puis le câble dans le trou

- Les boulons autoforeurs :
Société : Concentrall

Boulon : fleuret fileté + taillant à l'extrémité
Foration : roto percutante

Fin de rotation : fleuret laissé en place et donc taillant perdu

Scellement au ciment (ancrage réparti)

Possibilité : raccordement de plusieurs barres avec des manchons et obtention des boulons ayant 15 à 20 m de long.

- boulons en fibres de verre : il existe des boulons creux et des boulons pleins. On les utilise lorsqu'on souhaite exploiter un massif déjà boulonné afin de ne pas dégrader les outils d'abattage (haveuse...) ou lorsqu'on veut éviter que les boulons gênent le transport de la roche abattue (car les tiges en fibres de verre se fragmentent aisément sous l'action de l'explosif)

- les boulons pliables : ce sont des boulons constitués par des tiges rigides reliées entre elles par des câbles d'une dizaine de centimètre de longueur : ils sont utilisés lorsqu'on veut placer des boulons ayant des longueurs nettement supérieures à celle de la galerie.

3.2 Principe

Les boulons soutiennent les roches prêtes à s'ébouler tout comme les cadres ou les cintres. De même ils freinent les convergences qui s'établissent autour des excavations. La façon dont le boulonnage réalise un soutènement s'explique de plusieurs manières :

- il permet d'accrocher les terrains de la zone détendue à ceux de la zone de pression jouant ainsi un rôle confinant et porteur
- le boulon joue un rôle restructurant dans les massifs sédimentaires ou schistifiés. Il limite les écartements relatifs entre des bancs, limite et combat les glissements relatifs entre bancs et les rend solidaires les uns des autres en les assemblant plus ou moins parfaitement.
- Dans les massifs à fissuration dense et désordonnée, les boulons empêchent les déplacements relatifs de blocs.
- Il permet à la roche de résister plus efficacement aux efforts de traction car il lui est un armement

- En exerçant un effort perpendiculaire à la paroi, il permet de rétablir l'état d'étreinte disparu dans la roche après le creusement. Puisque la destruction des roches sur les parements des galeries provient de la disparition de l'étreinte on peut alors dire que le boulonnage permet à la roche de tenir mieux.

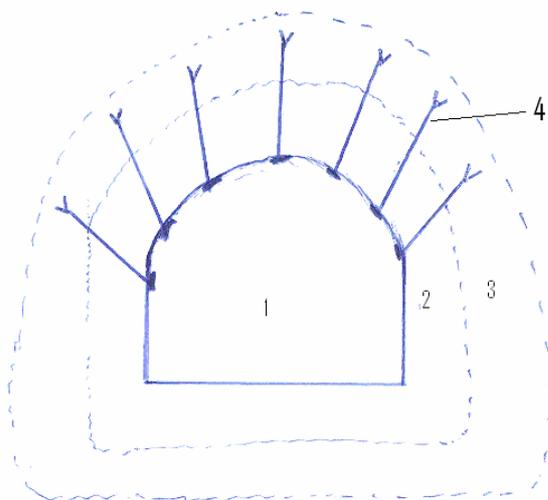
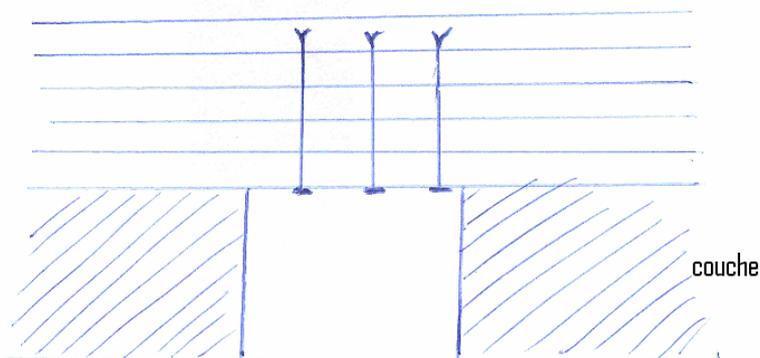


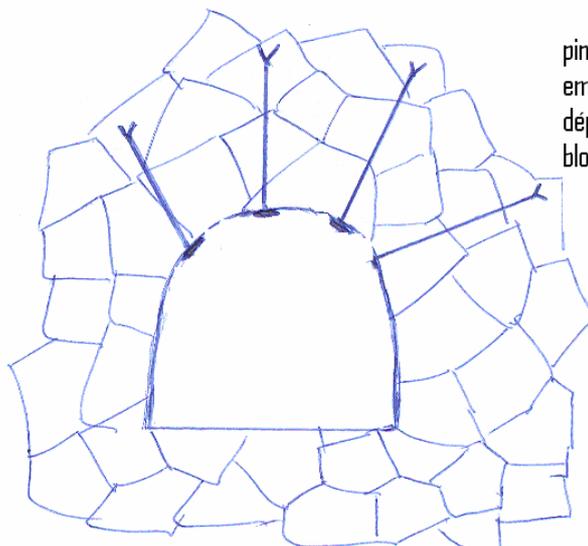
Figure 31: principe du boulon

principe du boulon: accrochage des terrains de la zone détendue à la zone de pression

1: galeri; 2: zone détendue; 3: zone de pression; 4: boulon



Principe du boulon: ampilage des bancs



principe du boulon: empêchement des déplacements relatifs des blocs

3.3 Accessoires du boulonnage

- les plaques : plusieurs modèles de plaques existent (plane, bombée, bombée avec rondelle, bombée nervurée...). Les plaques ont pour rôle d'assurer la tension des boulons à ancrage ponctuel; de mieux confiner les terrains et d'empêcher la chute des petits blocs autour du boulon et ceci quelque soit le type de ce dernier; d'augmenter la déformabilité des boulons (afin que ceux-ci s'adoptent mieux à la déformabilité des terrains) dans les terrains soumis à des grandes déformations.
- Les blochets : ce sont des morceaux de bois généralement en résineux de forme parallélépipédique utilisés pour les mêmes rôles joués par la plaque. Les blochets sont disposés entre l'écrou et le terrain. Pour éviter que l'écrou traverse le blochet sous l'action d'une charge moindre, on interpose une plaque métallique entre l'écrou et le blochet afin de répartir la contrainte.
- Les grillages : on distingue deux types : le grillage simple torsion constitué des fils en zig zag qui est le plus utilisé (très souple) et le treillis soudé (constitué de deux familles orthogonales de fils soudés à leur intersection)
- Le rôle des grillages dans le boulonnage est de maintenir en place les blocs non retenus par les boulons et qui pourraient se détacher. Lorsqu'on veut ériger un boulonnage dans une galerie creusée dans les roches densément fissurées, le grillage est indispensable.
- Les feuillards : ce sont des plaques métalliques ou tôles épaisses percées de trous à leurs extrémités. On les place entre deux boulons et jouent le même rôle que le grillage. Leur inconvénient par rapport au grillage et qu'elles sont moins déformables.

3.4 Avantages

- Le boulonnage peut être mécanisé : il existe des machines dites jumbo de boulonnage pouvant placer un boulon en 30 secondes.
- Sans l'aide des spécialistes, un exploitant minier peut facilement tester la qualité de l'ancrage à l'aide de l'essai dit essai d'arrachement ou essai de traction.
- Moins encombrant : pour faire circuler un engin donné, la largeur d'une galerie boulonnée est > à celle d'une galerie cadrée.
- Le boulonnage permet de soutenir des grandes sections : des chambres hautes qu'il serait impossible de soutenir à l'aide d'autres types de soutènement.
- La force de confinement exercée par le boulon et sa plaque sur la paroi d'une galerie implique l'existence d'une réaction équivalente R plus ou moins répartie dans le massif, alors que avec les autres types de soutènement, cette réaction sert de force de confinement sur le parement opposé.

Inconvénients

- nécessité d'utiliser de l'acier à haute résistance et à grande élasticité car après le boulonnage, des mouvements de terrain tendent à donner naissance dans les boulons à des efforts élevés pouvant provoquer leur rupture.
- Nécessité de bien choisir les caractéristiques des boulons de façon que les efforts amenant glissement de l'ancrage soient inférieurs à ceux qui provoquent la rupture de la tige
- L'essai de cisaillement sur le site est très difficile. Il est généralement effectué dans des laboratoires et est réservé à des instituts de recherche.

4. La maçonnerie

Le soutènement en maçonnerie est utilisé pour le soutien des recettes, des chambres, des travers bancs, de descenderies, des galeries...

Les matériaux utilisés dans le soutènement en maçonnerie (briques, bétons...) jouissent au oint de vue minier de deux caractéristiques :

- excellente résistance à la compression (100 à 200kgf/cm²)
- compressibilité pratiquement nulle.

Ces caractéristiques limite l'utilisation de la maçonnerie en soutènement minier dans les terrains ayant trouvé leur équilibre naturel. Cette limite est en plus accentuée par le fait que si le béton se rompt sous l'action de très fortes pressions, la remise en état (d'une galerie par exemple) est difficile à cause de la présence de gros et durs blocs de béton.

NB : l'élasticité du soutènement en béton est obtenue par interposition de garnitures en bois entre les éléments (pierres) en béton. C'est l'exemple du soutènement des charbonnages de la campine ou les voussoirs de béton de 60 cm d'épaisseur sont intercalés de planchettes dont l'écrasement assure une faible contraction de la section ouverte des travers-bancs.

Plusieurs formes de soutènement minier existent en maçonnerie. On peut citer le béton injecté, les briques, le béton armé.... mais le plus répandu est sans doute le béton armé en éléments préfabriqués.

Le soutènement en béton a habituellement une forme en voûte (curviligne) et comprend trois éléments : voûte, parois et fondation. Ce type de soutènement est normalement utilisé dans les roches faibles en absence des fortes pressions latérales pour les excavations de longue durée. La voûte reçoit la pression des roches du toit et la transmet sur les parois qu représentent les pieds droits de la voûte et protège les roches contre l'érosion.

Lorsque les pressions latérales et supérieures sont importantes, on utilise le soutènement en forme de fer à cheval.

En présence des grandes pressions venant de la sole, on utilise la forme en voûte o en fer à cheval avec voûte renversée.

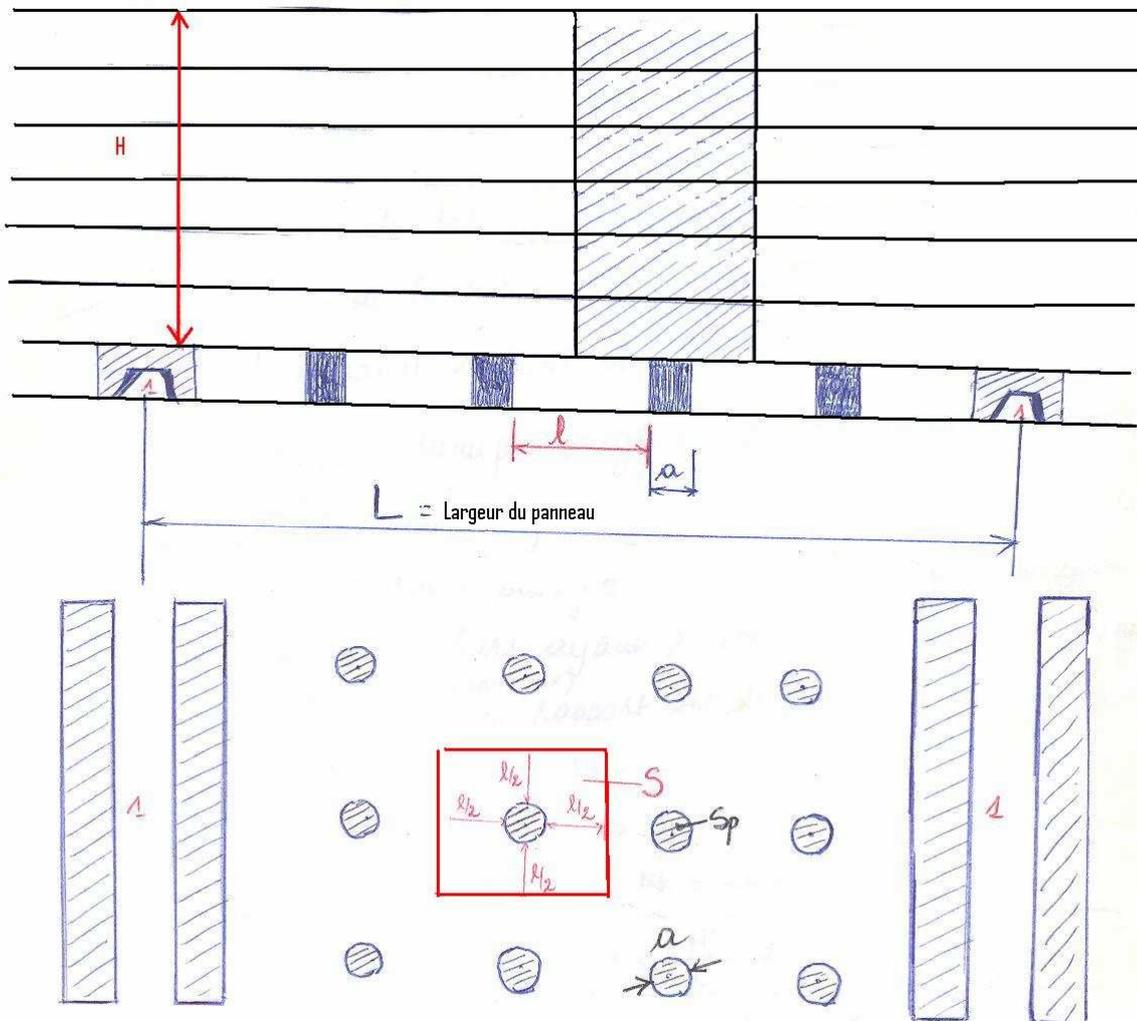
Lorsque les roches de la sole sont peu solides ou sont susceptibles de se comprimer plus ou moins sous la charge provoquant ainsi le tassement du soutènement, il est important de réaliser des fondations qui assurent l'uniformité de la compression des roches.

Dans les roches dures, solides, la fondation n'est pas nécessaire; elle est donc remplacée par la partie inférieure de la paroi sur une profondeur égale à une ou deux fois son épaisseur.

Dans les roches faibles, la fondation est posée plus profondément

La fondation est exécutée en moellons, au mortier de ciment ou en béton et sa profondeur est déterminée à l'aide des calculs spéciaux. L'emplacement de la fondation est de l'ordre de (0.5 -0.6) fois sa propre profondeur.

Chapitre 7 : CALCUL DES PARAMETRES DES CHAMBRES ET PILIERS



Chapitre 8. STABILITE DES EXCAVATIONS

1. Formule structurale de la stabilité des excavations

La stabilité d'une excavation est évaluée à l'aide de la formule suivante :

$$m \cdot \sigma \rightarrow K_c \cdot \gamma \cdot H$$

où : m coefficient qui tient compte de l'humidité des roches et de la perte de résistance des roches en fonction du temps.

Valeur du coefficient m

Délai de service de l'excavation (ans)	Valeur de m	
	Roches sèches	Roches humides
≤ 5	1.00	0.95
5-10	0.90	0.80
≥ 10	0.80	0.70

σ : limite de résistance de la roche à la compression ou à la traction

K_c : coefficient de concentration des contraintes : il dépend de la forme de l'excavation

γ : masse volumique moyenne des terrains situés entre la surface terrestre et l'excavation

H : profondeur de l'excavation

Remarque :

- Dans le toit de l'excavation, les roches subissent le plus souvent des contraintes de traction tandis que dans les parois, elles subissent plutôt les contraintes de compression. De cela découle alors deux formules structurales de stabilité :

- au toit : $m \cdot \sigma_t \rightarrow K_c^1 \gamma H$

- au mur : $m \cdot \sigma_c \rightarrow K_c^2 \gamma \lambda H$

K_c^1 : coefficient de concentration des contraintes dans le toit de l'excavation : = 2 - 3.5

K_c^2 : Coefficient de concentration des contraintes dans les parois de l'excavation : = 0.2 - 1.00

- Les termes $m \cdot \sigma_t$ et $m \cdot \sigma_c$ représentent les propriétés des roches, tandis que $K_c^1 \gamma H$

et $K_c^2 \gamma \lambda H$, les contraintes.

Lorsque $m \cdot \sigma_t$ et $m \cdot \sigma_c$ sont supérieurs aux termes de l'état de contrainte, les roches sont en état stable : elles ne se cassent pas ; dans le cas contraire les roches commencent à se casser et leur état devient instable.

- Les valeurs des termes aussi bien de gauche que de droite peuvent être modifiés de plusieurs façons :

- on réalise un tamponnement des roches autour de l'excavation : on consolide la roche et la valeur de σ change.

- L'excavation est creusée dans un massif plus résistant : on change de nouveau σ .

- On change la forme de la section transversale de l'excavation : on change donc K_c .

- ...

- En fonction des valeurs des termes de gauche et de droite, quatre possibilités peuvent être soulignées.
- premier cas de stabilité (I)

$$m \cdot \sigma > Kc^1 \gamma H \text{ et}$$

$$m \cdot \sigma c > Kc^2 \gamma \lambda H.$$

Les résistances des roches sont supérieures aux contraintes autour de l'excavation

Rq : l'état de l'excavation est stable.

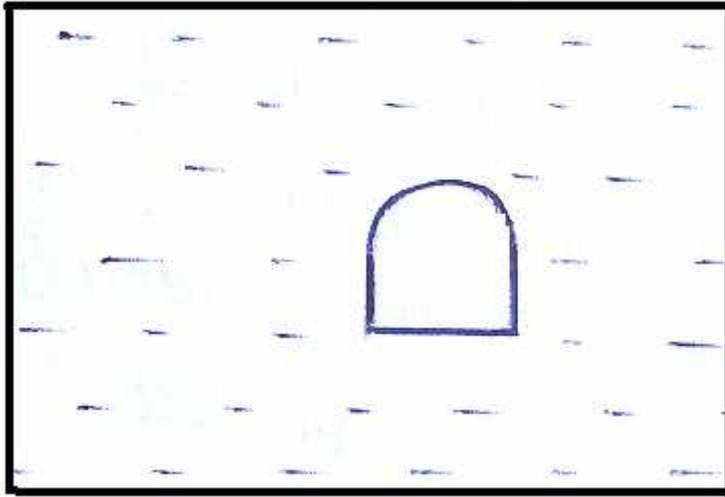


Figure 33 : Premier cas de stabilité

Deuxième cas de stabilité (II)

$$m \cdot \sigma < Kc^1 \gamma H \text{ et}$$

$$m \cdot \sigma c > Kc^2 \gamma \lambda H.$$

Conséquence : dans le toit, se forme la voûte naturelle, dans les parois les roches sont stables

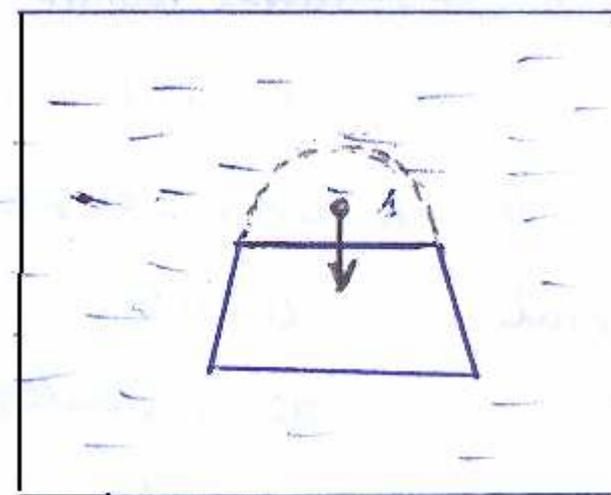


Figure 34 : deuxième cas de stabilité

Troisième cas de stabilité (III)

$$m.\sigma < Kc^1 \gamma H \text{ et}$$

$$m.\sigma c < Kc^2 \gamma \lambda H.$$

Conséquence : au toit se forme une voûte naturelle plus grande que celle constatée au deuxième cas de stabilité : dans les parois il y'a des prismes de rupture.

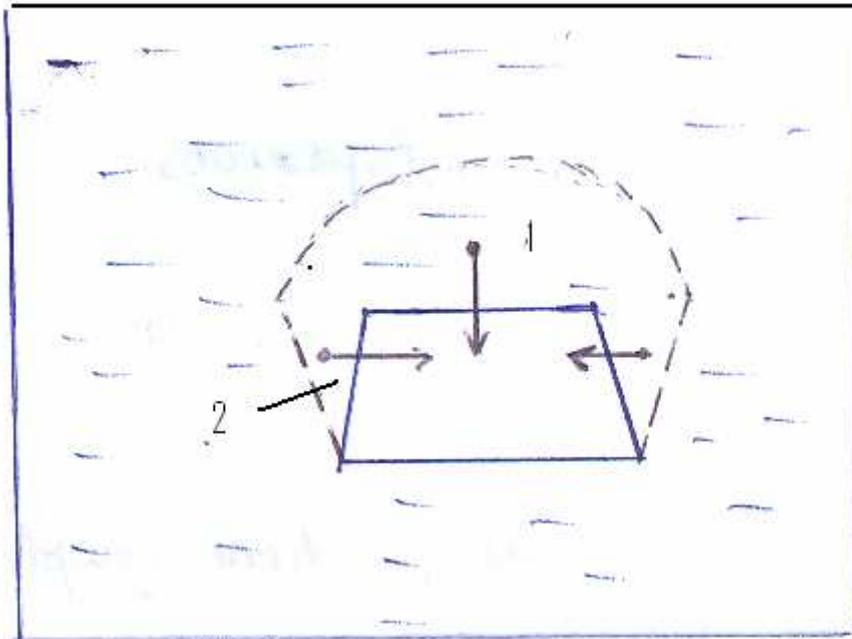


Figure 35 : troisième cas de stabilité

1 : voûte naturelle

2 : prisme de rupture

Quatrième cas de stabilité (IV)

La résistance de la roche au niveau de n'importe quel point de l'excavation est inférieure aux contraintes.

Conséquence : au tour de l'excavation se forme une zone des déformations non élastiques. Le rayon de la zone peut atteindre douze (12) mètres et la sole de l'excavation se gonfle.

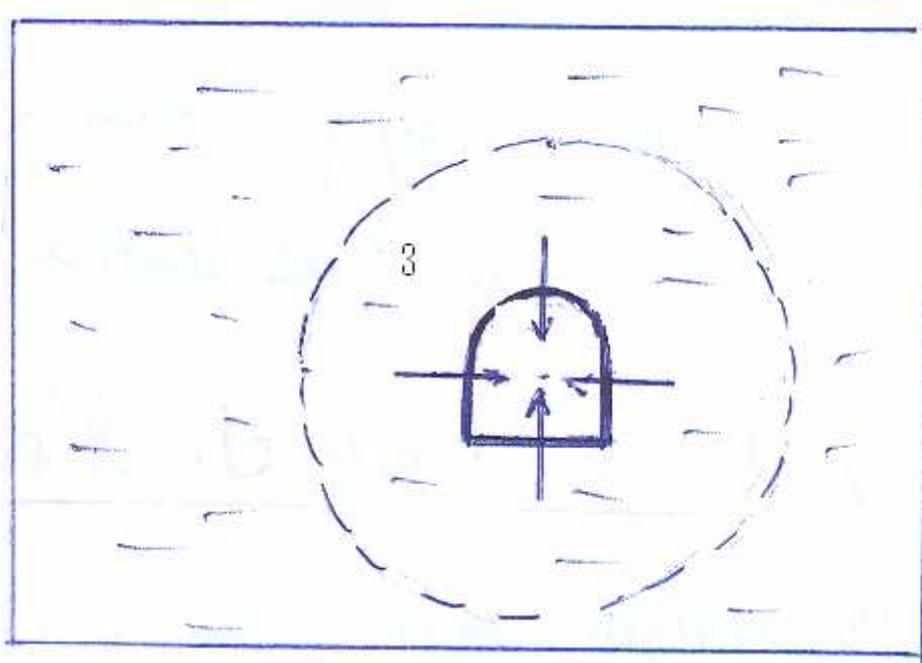


Figure 36 : quatrième cas de stabilité

3 : zone de des déformations non élastiques

NB : le choix du soutènement approprié est fonction du cas de stabilité dans lequel se trouve l'excavation. Le cas de stabilité est défini à partir de certains critères qui découlent de la formule structurale. Ces critères sont :

- profondeurs limites pour le toit et les parois de l'excavation.
- Largeur limite de l'excavation

Profondeurs limites d'excavation

La profondeur limite est la profondeur au-delà de laquelle les roches commencent à se casser.

$$\text{- pour le toit : } H1^t = Kf^1 \sigma_t \cdot m / \gamma n \quad (\text{m})$$

$$\text{- pour les parois } H1^p = Kf^2 \cdot \sigma_c \cdot m / 3.3 \gamma n \quad (\text{m})$$

Où : Kf^1 : coefficient qui tient compte des fissures des roches := 0 – 0.2

σ_t : limite de résistance à la traction des roches du toit Tf/m^2

m : coefficient de perte de résistance

γ : masse volumique moyenne des roches se trouvant entre l'excavation et la surface terrestre (Tf/m^3)

n : coefficient de sécurité : = 1.15

Kf^2 : coefficient qui tient compte des fissures des roches = 0.3 – 0.35

σ_c : limite de résistance à la compression des roches des parois (Tf/m^2)

Largeur limite de l'excavation

C'est la largeur au-delà de laquelle la sole de l'excavation commence à se gonfler.

$$B1 = Ke \cdot \sigma_c \cdot m / \gamma \cdot H \quad (\text{m})$$

Ke : coefficient qui tient compte du type d'excavation = 1.22 ; 1.66 ; 1.4 respectivement pour les galeries, les travers-bancs et les autres types d'excavation.

Remarque

Après avoir calculé $H1^t$, $H1^p$ et $B1$, on les compare respectivement avec la profondeur H de l'excavation et sa largeur B .

Les conditions de chaque cas de stabilité s'expriment par les relations suivantes :

- Premier cas → $H < H1^t$,
 $H < H1^p$
 $B < B1$
- Deuxième cas : → $H > H1^t$
 $H < H1^p$
 $B < B1$
- Troisième cas → $H > H1^t$
 $H > H1^p$
 $B < B1$
- Quatrième cas $H > H1^t$,
 $H > H1^p$
 $B > B1$

Application:

Déterminer le cas de stabilité d'une galerie creusée dans les roches ayant les caractéristiques ci-après :

- limite de résistance à la compression = 800 kgf/cm^2
- limite de résistance à la traction $\sigma_t = 80 \text{ kgf/cm}^2$
- roches sèches
- profondeur de l'excavation : $H = 100 \text{ m}$
- largeur de l'excavation $B = 4.5 \text{ m}$
- masse volumique des roches sur jacentes = 2.5 gf/cm^3
- durée de service de l'excavation : 3 ans

Chapitre 9. CHOIX DU SOUTÈNEMENT

1. Notions

Il existe plusieurs méthodes de choix de soutènement mais toutes ont le même principe :

- sélection des types applicables assurant la stabilité de l'excavation,
- adoption d'un soutènement de façon définitive après comparaison technique et économique des types retenus.

2. Facteurs qui affectent le choix d'un soutènement

- propriétés mécano-physiques des roches, la nature du terrain, sa teneur en eau.
- Destination de l'excavation qui détermine la section de l'excavation. On distingue la section nette de l'excavation, la surface du profil au tracé et la section de creusement. La section nette est la section nécessaire et utile assurant le transport des charges et la circulation du personnel. Elle doit permettre la circulation des engins miniers et doit satisfaire les normes sanitaires de circulation d'air.

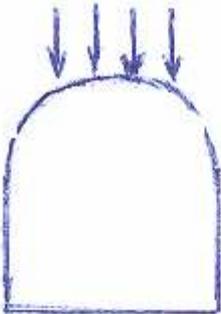
$$0.15 \text{ m/s} \leq V_{\text{admissible}} \leq 8 \text{ m/s}$$

La surface du profil au tracé ou section de creusement au projet est la surface théorique délimitée par le contour extérieur du soutènement. La section de creusement ou section courante de l'excavation est la section qui apparaît après l'explosion.

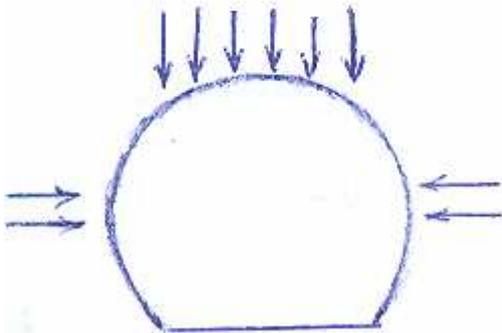
- Durée de vie de l'excavation : en général lorsque la durée de service de l'excavation est inférieure ou égale à cinq ans, c'est le soutènement en bois qui est recommandé. Pour les ouvrages de 5 – 15 ans de durée de vie, on utilise le soutènement métallique. Pour les durées supérieures à 15 ans et dans les roches faibles, c'est le béton qui est utilisé.
- Résistance et nature du matériau choisi pour le soutènement
- Grandeur et sens des pressions qui peuvent se manifester du haut, du bas ou des côtés. Le sens des manifestations des pressions détermine la forme de la section transversale de l'ouvrage qui détermine à son tour le type de soutènement.

Grandeur et sens de pression	Forme utilisée ou rationnelle De la section de l'excavation	Représentation graphique
Du haut vers le bas de façon considérable	Anse de panier (rationnelle)	Figure 37. a
Du haut vers le bas et dans les côtés	Fer à cheval	Figure 37.b

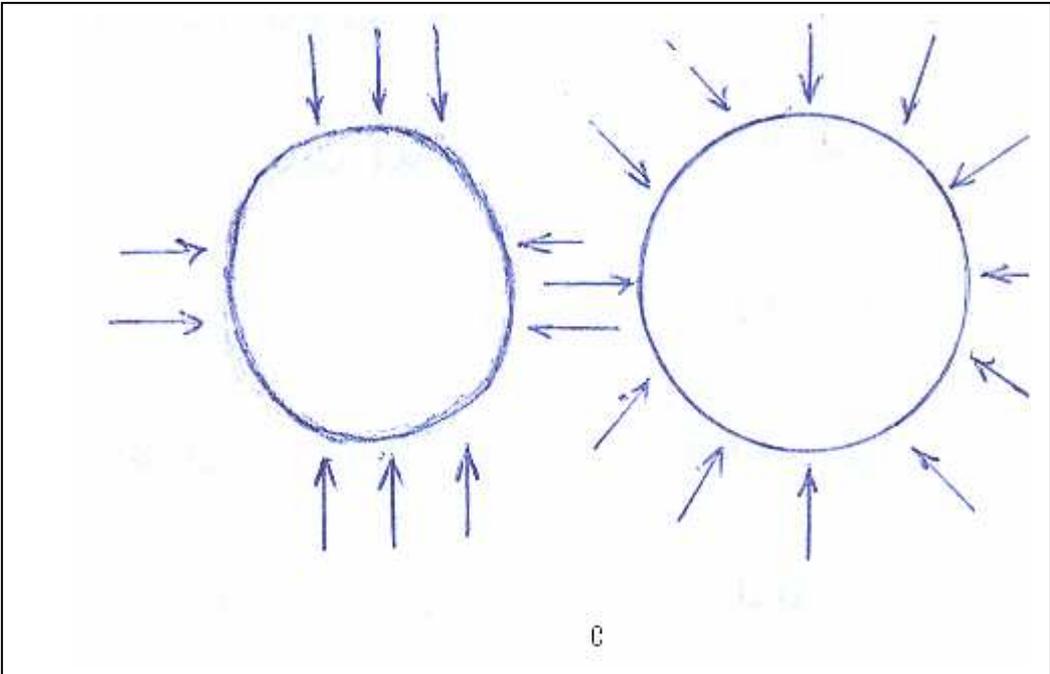
Dans tous les sens	Profil d'œuf ou circulaire	Figure 37.c
Dans tous les sens mais de façon inégale	Elliptique : la direction du grand axe de l'ellipse doit correspondre à la direction de la pression élevée.	Figure37.d
Boisage	Trapézoïdale ou rectangulaire (seules) carré.	Figure 37.e



a



b



c

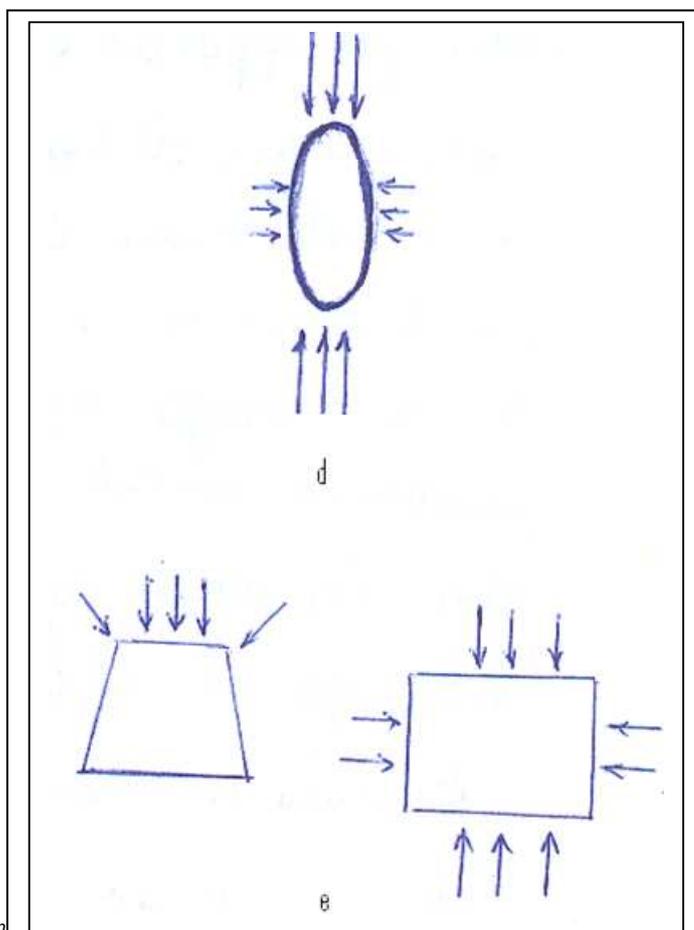


Figure 37 : représentation graphique des formes des sections transversales des excavations

- Dimensions et profondeur de l'excavation : elles déterminent la grandeur de pression
- Sécurité : le soutènement choisi doit être stable, opportun et doit correspondre à la forme du gîte et à celle de la section de l'ouvrage
- Economie : un soutènement est rationnel lorsque les dépenses engagées pour sa construction et ses réparations pendant le délai prévu de l'exploitation sont inférieures à celles des autres variantes.

3. Choix du type de soutènement : Recommandations générales en fonction du cas de stabilité

Cas de stabilité	Type de soutènement
I	<ul style="list-style-type: none"> - sans soutènement - boulonnage du toit de l'excavation
II	<ul style="list-style-type: none"> - boulonnage du toit de l'excavation - béton injecté - béton injecté + boulonnage - soutènement en bois
III	<ul style="list-style-type: none"> - soutènement en bois - soutènement en bois + boulonnage du toit et des parois - soutènement en bois + tamponnage des roches autour de l'excavation - soutènement métallique élastique
IV	<ul style="list-style-type: none"> - Soutènement métallique élastique de 3 ou 5 éléments - Soutènement métallique élastique de 3 ou 5 éléments + tamponnage des roches

4. Choix du type de soutènement en fonction du critère $\gamma.H/\sigma.c.m$

$\gamma.H/\sigma.c.m$	Type de soutènement
< 0.1	<ul style="list-style-type: none"> - sans soutènement - béton injecté
0.1 – 0.3	<ul style="list-style-type: none"> - boulonnage - boulonnage avec béton injecté - béton injecté
0.3 – 0.45	<ul style="list-style-type: none"> - Soutènement en bois - Soutènement métallique élastique - Tamponnage avec soutènement en bois ou métallique
> 0.45	<ul style="list-style-type: none"> - soutènement métallique élastique - soutènement métallique élastique + tamponnage

Remarque : le choix du profil approprié permet d'avoir l'état stable de l'excavation sans soutènement. Ex : dans les roches compactes et inaltérables n'ayant pas quitté leur domaine élastique au pourtour de l'excavation, la forme curviligne assure une longue durée à l'excavation sans soutènement.

5. Application

En utilisant les données de l'exo précédent, déterminer les types possibles de soutènement applicables.

Chapitre 10. CALCUL DU SOUTÈNEMENT DES GALERIES

1. Pression de terrains sur l'excavation horizontale selon Pr PROTODIAKONOV

Le professeur Protodiakonov a proposé de déterminer la valeur de la pression verticale du terrain sur un ouvrage horizontal en partant de la théorie d'équilibre naturel de la voûte. Selon lui, les contraintes dans les roches après creusement d'une excavation horizontale subissent une redistribution. Ces contraintes s'équilibrent suivant une certaine ligne de la voûte. Cette voûte s'appelle voûte de décharge.

Le contour de la voûte est pris suivant une parabole. La roche se trouvant à l'intérieur de cette voûte reste non équilibrée. C'est pourquoi cette partie a tendance à tomber à l'intérieur de l'ouvrage exerçant ainsi une pression sur le soutènement.

Pour déterminer la valeur de la pression verticale, il faut connaître le volume de la roche se trouvant à l'intérieur de cette voûte.

La hauteur de la voûte de décharge est déterminée à l'aide de la formule du professeur Protodiakonov

2. Soutènement en bois

Le soutènement en bois est utilisé dans le deuxième et troisième cas de stabilité.

Les principaux paramètres du soutènement par cadres de bois sont :

- diamètre du chapeau du cadre et montant : d
- épaisseur du garnissage de bois : E

Le diamètre du chapeau est donné par la formule

$$d = \sqrt[3]{10 \cdot q \cdot P \cdot L^2 / 3 \cdot \pi \cdot \sigma} \quad (\text{m})$$

où : **q** : distance entre les cadres de soutènement (q varie généralement entre 0.5 et 2 mètres)

P : pression des terrains par unité de la surface du toit de l'excavation : la valeur de P dépend du cas de stabilité.

- Pour le deuxième cas de stabilité (II), la pression verticale des terrains est calculée par la formule : **P = b. γ** (Tf/m²)

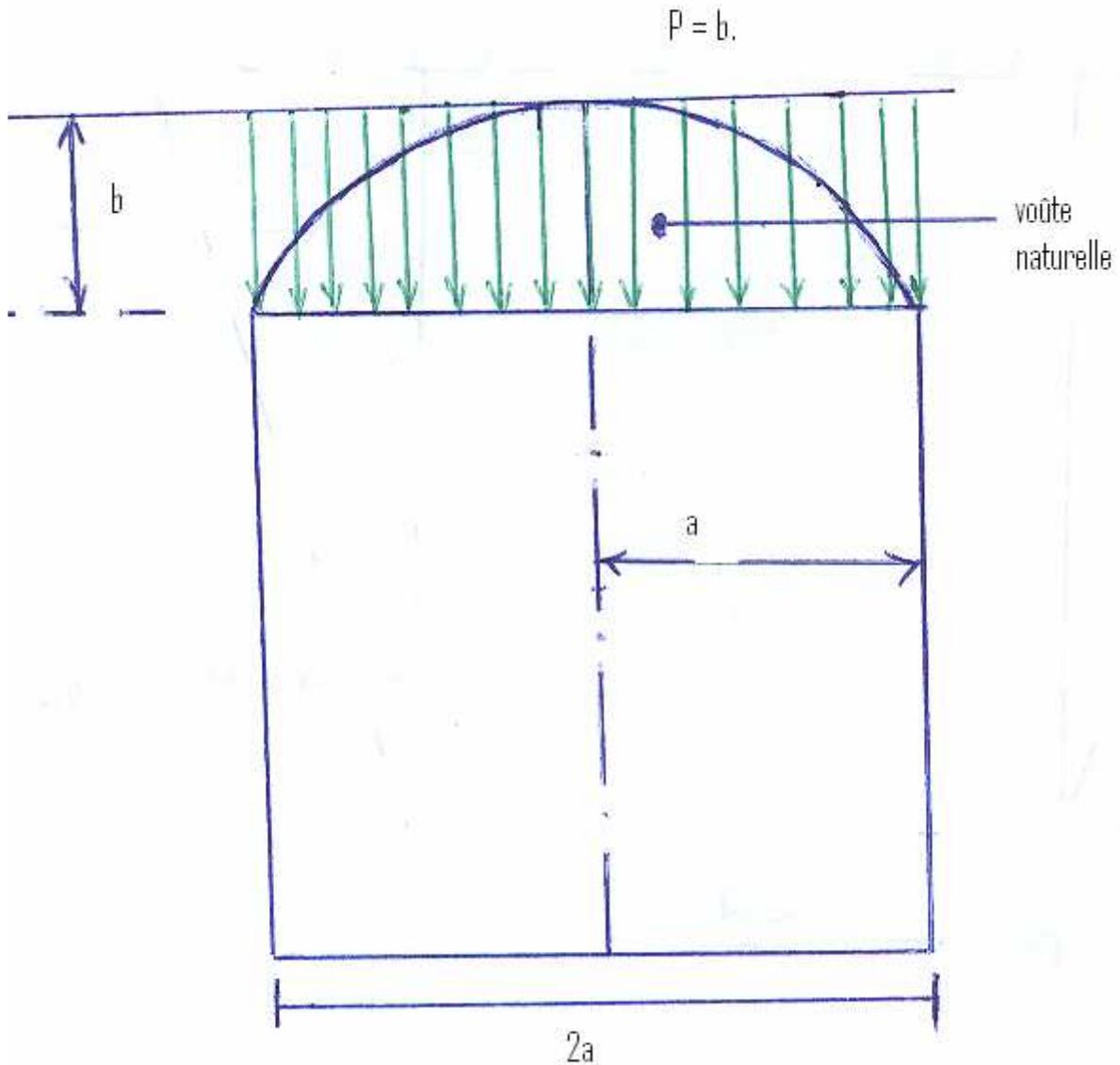


Figure 38 : Pression sur le toit de l'excavation : cas II de stabilité

b : hauteur de la voûte naturelle (m) ; $b = a/f$

a : demi-portée de l'excavation (m)

f : coefficient de dureté des roches du toit (Protodiakonov)

γ : masse volumique des roches du toit (Tf/m^3)

remarque : lorsque l'excavation est creusée à une profondeur $H = 200-500$ m, la pression est donnée par la formule : $P = 2 b \cdot \gamma$ (Tf/m^3)

- Pour le troisième cas (III) de stabilité, la pression verticale est donnée par la formule :

$$P = b_1 \cdot \gamma \quad (Tf/m^2)$$

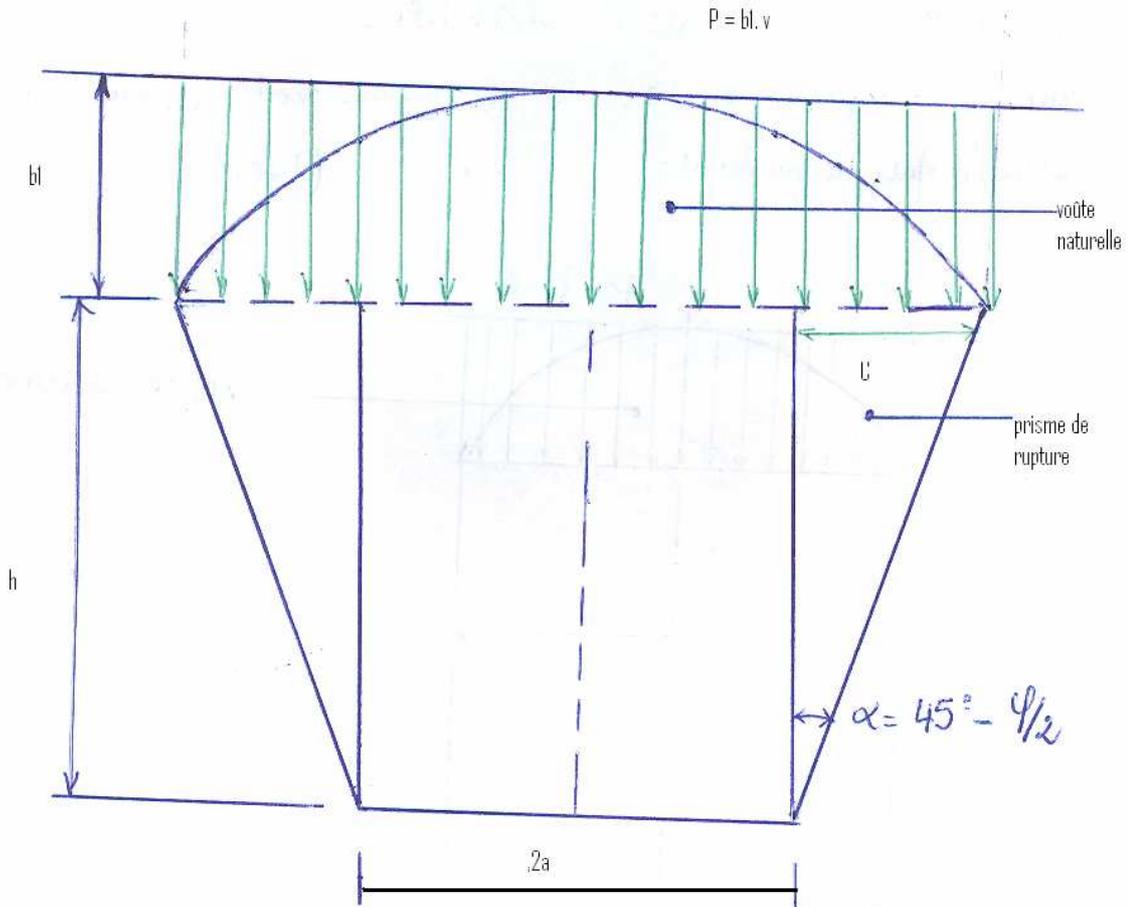


Figure 39 : pression sur le toit de l'excavation : cas III de stabilité

b_1 : hauteur de la voûte naturelle (m)

$b_1 = a_1/f$ (m)

a_1 : demi-portée de la voûte naturelle en m $a_1 = a + C = a + h \tan(45^\circ - \varphi/2)$ (m)

h : hauteur de l'excavation

φ : angle de frottement interne des roches des parois de l'excavation

$L = 2a =$ portée de l'excavation

σ_f : limite de résistance du bois à la flexion (Tf/m^2)

Pour le chêne : $\sigma_f = 850 - 1050 Tf/m^2$

Pour le pin $\sigma_f = 700 - 900 Tf/m^2$

Remarque :

Les simplifications mathématiques conduisent à des nouvelles formules :

- pour le deuxième cas de stabilité : $d = 1.62 a^3 \sqrt{\gamma \cdot q / f \cdot \sigma_f}$
- pour le troisième (III) de stabilité, $d = 1.70^3 \sqrt{b_1 \cdot \gamma \cdot q \cdot a^2 / \sigma_f}$ (m)

L'épaisseur du garnissage en bois est donnée par la formule :

$$E = 0.87q \sqrt{P / \sigma_f} \text{ (m)}$$

NB : dans les pratiques minières, les diamètres des chapeaux varient de 16 à 22 cm. Ils sont égaux à ceux des montants ou quelque peu supérieurs.

Application

Données de départ :

- cas de stabilité II

- dureté $f = 6$
- portée de l'excavation : $L = 4 \text{ m}$
- soutènement par cadres de chêne avec garnissage par planches de chêne : $= 2.5Tf/m^3$

Déterminer le diamètre du chapeau et l'épaisseur du garnissage

Application

Données de départ :

- cas de stabilité : III
- angle de frottement interne des roches des parois = 36°
- hauteur de l'excavation : $h = 3 \text{ m}$
- dureté $f = 6$
- portée e l'excavation : $L = 4 \text{ m}$
- soutènement par cadres de chêne avec garnissage à l'aide des planches de chêne.

Déterminer le diamètre du chapeau (d) et l'épaisseur du garnissage.

- $\gamma = 2.5Tf/m^3$

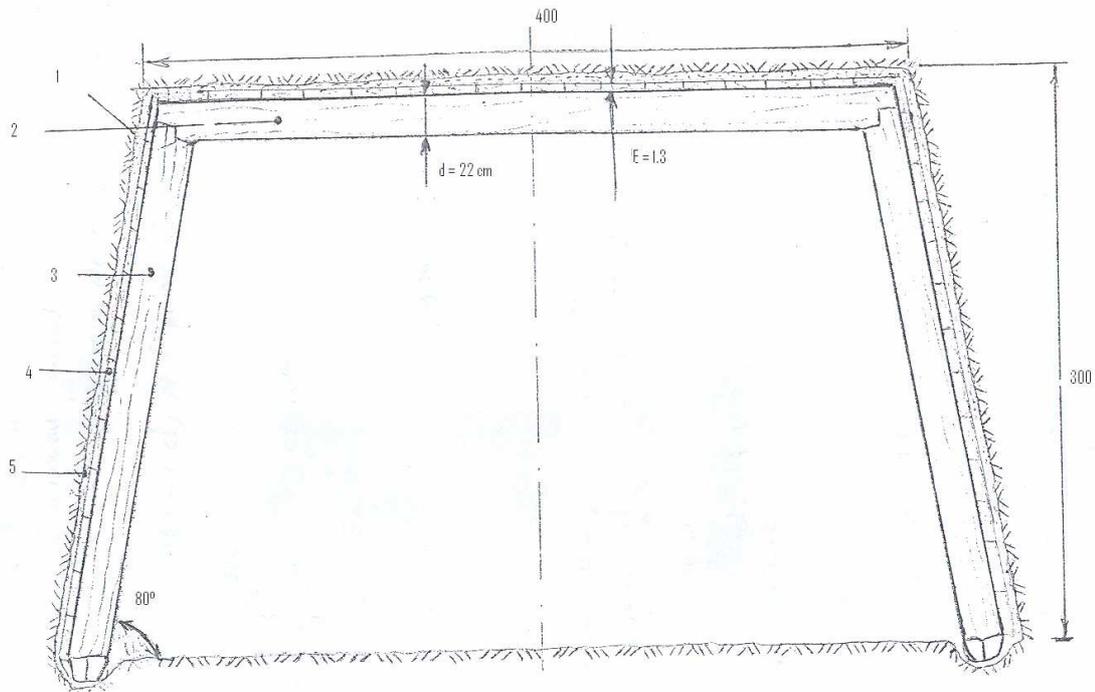


Figure 40 : soutènement en bois

3. Le boulonnage

On utilise le boulonnage pour les cas de stabilité II et III. Les principaux paramètres du boulonnage sont :

- longueur du boulon
- quantité de boulons sur l'unité de surface soutenue (Nb)
- distance entre les boulons (d)
- quantité de boulons dans une rangée : Nr

Longueur du boulon disposé dans le toit de l'excavation

Cas de stabilité II : $L = b + l_1 + l_2$ mais ≤ 2.5 m

Cas de stabilité III : $L = b_1 + l_1 + l_2$ mais ≤ 2.5 m

b, b₁ sont respectivement les hauteurs des voûtes naturelles pour les cas respectifs de stabilité II et III.

l₁ = 0.3 – 0.4 m = longueur de la serrure du boulon

l₂ : longueur de la partie du boulon saillie dans l'excavation

Longueur du boulon disposé dans les parois de l'excavation, (cas de stabilité III seul)

$L = C + l_1 + l_2$ mais ≤ 2.5 m

Quantité de boulons sur l'unité de surface dans le toit

- cas de stabilité II : $Nb = \gamma \cdot b / Pm$ pièces/m²
- cas de stabilité III : $Nb = \gamma \cdot b_1 / Pm$ pièces/m²

Quantité de boulons par unité de surface dans les parois

Cas de stabilité III : $Nb' = [\gamma(2 \cdot b_1 + h) \cdot \text{tg}^2(45^\circ - \alpha/2)] / 4 \cdot Pm$ pièces/m²

Où : Pm : force limite du boulon (Tf)

Pour le bois : Pm = 1 – 1.5 Tf

Pour les métaux : Pm = 4 – 6 Tf

Pour le boulon du béton armé : Pm = 6 – 8 Tf

Distance entre les boulons

Pour une grille carré des boulons : $d = \sqrt{Nr/Nb}$ (m)

Avec Nr : quantité de boulons dans une rangée (pièces)

Application

Donnée de départ : les mêmes que celles énoncées à l'exo d'application 3

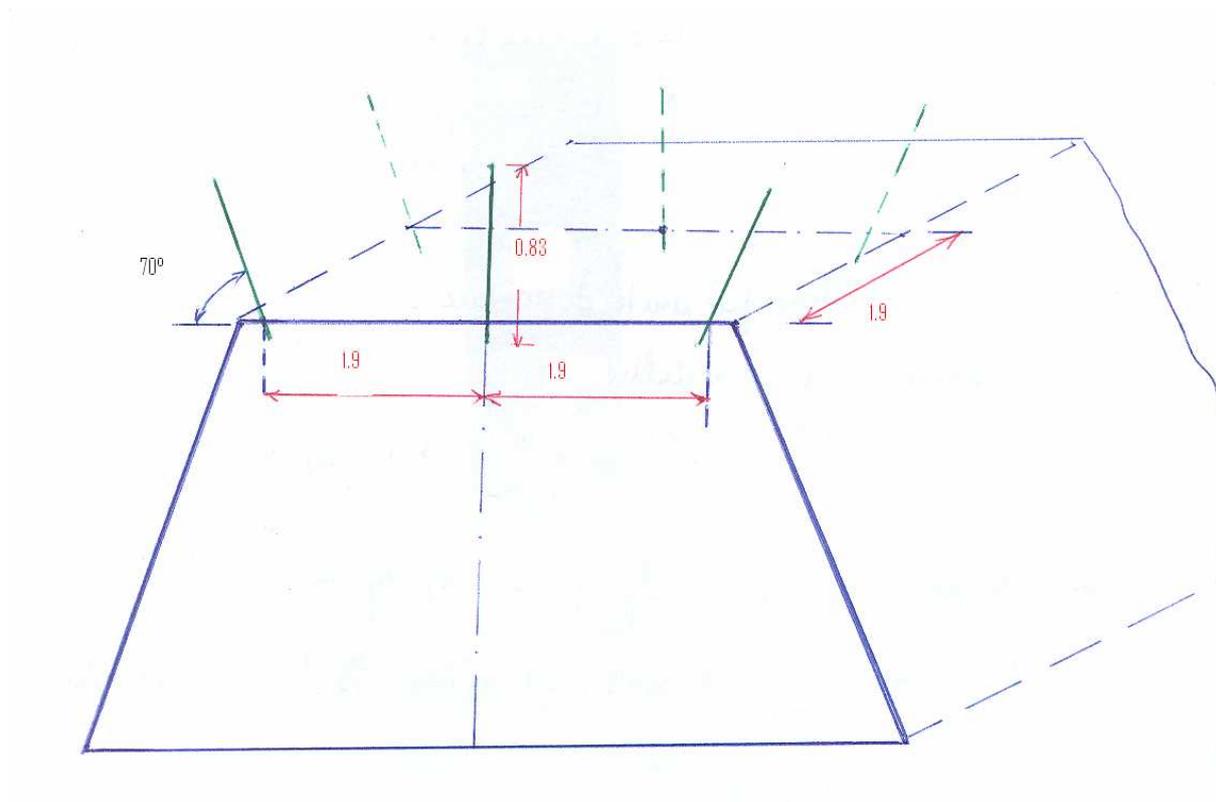


Figure 41 : disposition des boulons dans le toit de l'excavation

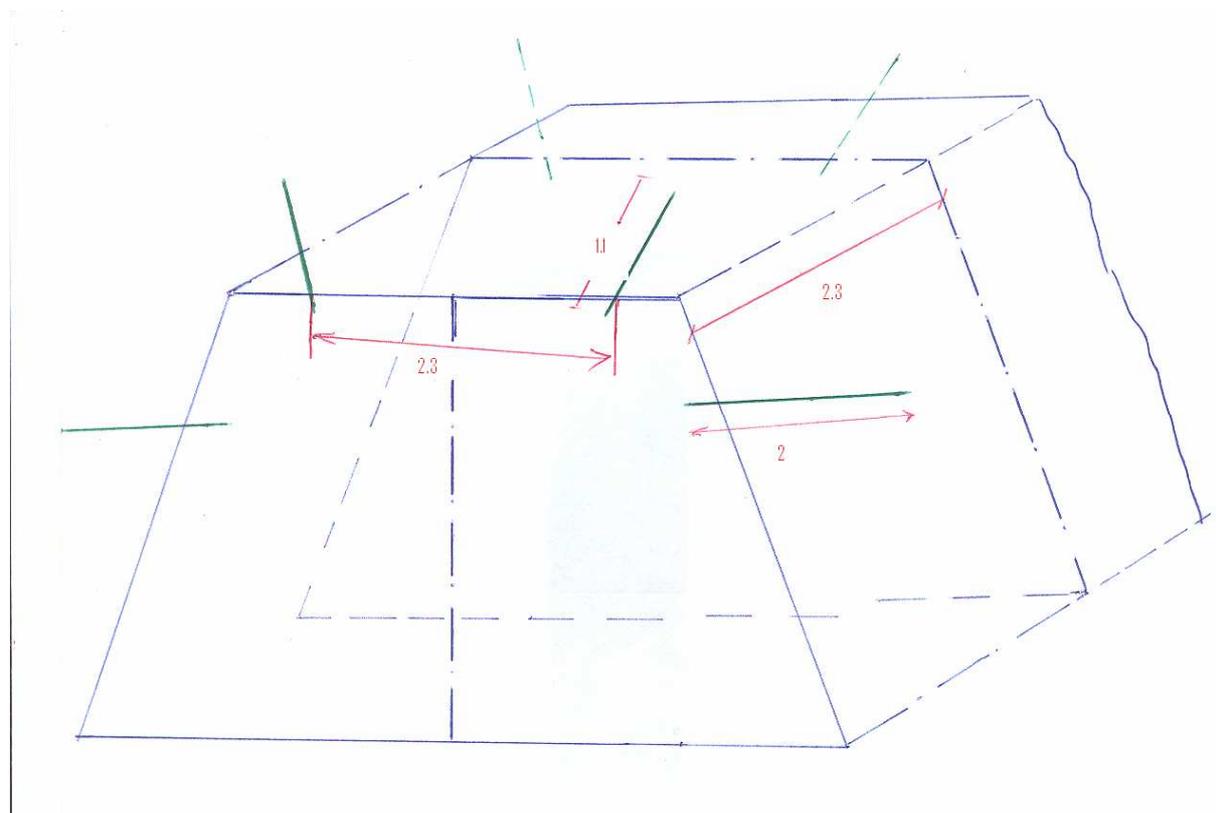


Figure 42 : disposition des boulons dans le toit et les parois de l'excavation

4. Soutènement par béton injecté

le béton injecté est utilisé dans les cas de stabilité II et III. $H/m < 0.3$. le principal paramètre du soutènement par béton injecté est l'épaisseur de la couche de béton à projeter sur le toit et sur les parois de l'excavation. Cette épaisseur est donnée par la formule :

$$E_b = k \cdot q \cdot \sqrt{P/m} \cdot \sigma_f \quad (m)$$

Où : K : coefficient qui tient compte du type de soutènement

$K = 0.35$ si le béton injecté est utilisé seul

$K = 0.25$ si le béton injecté est utilisé avec le boulonnage

q : distance conventionnelle entre les cadres du soutènement (m)

$q = L/6$ mais ≤ 1 m si le béton injecté est utilisé seul

$q = L/6$ mais ≤ 0.75 m si le béton injecté est utilisé avec le boulonnage

L : portée de l'ouvrage (m)

P : pression des terrains par unité de surface du toit (Tf/m^2)

$\sigma_f = 1200-1300Tf/m^2$

NB : dans la pratique E_b varie de 3 à 7 cm.

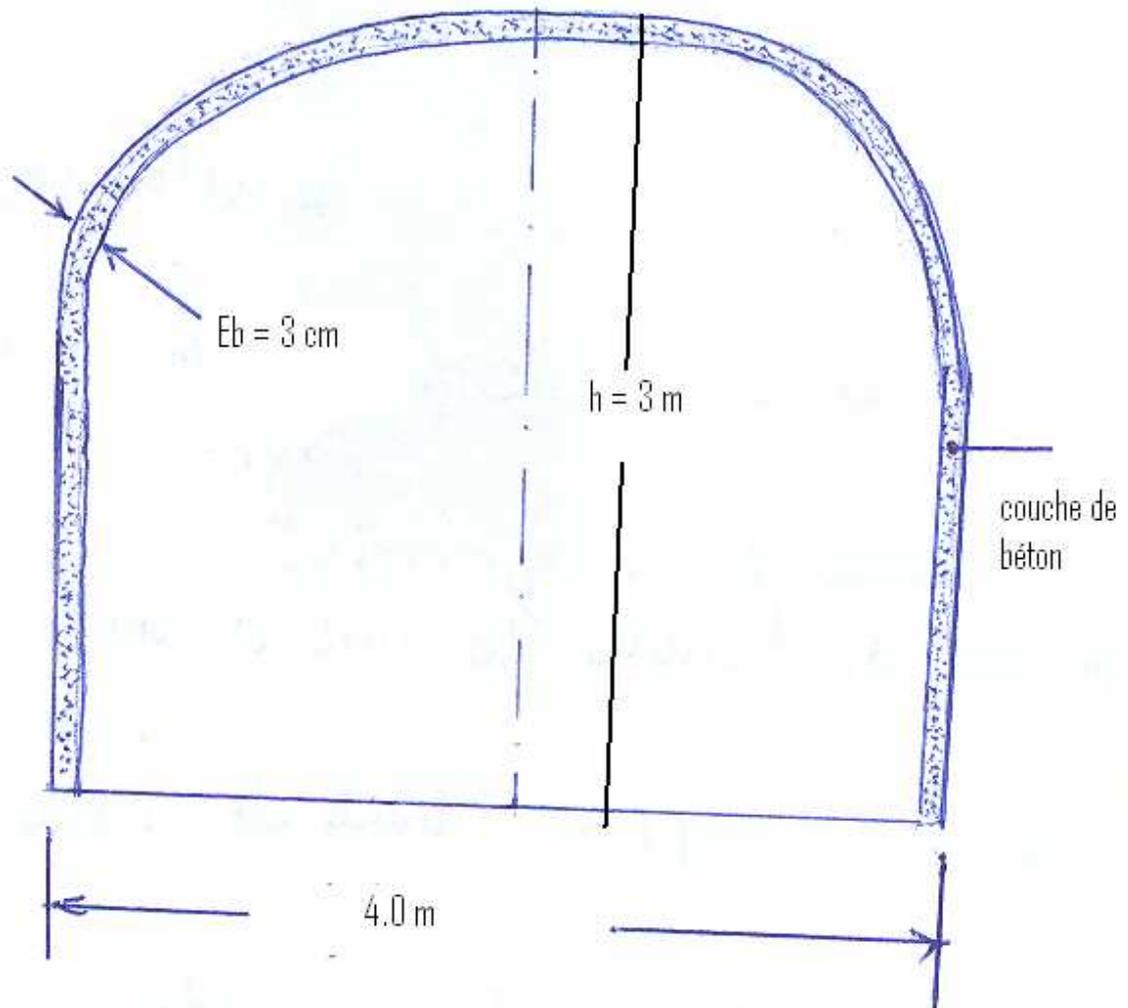


Figure 43 : soutènement par béton injecté

Application :

Donnée de départ : les mêmes que celles énoncées à l'exo d'application 4.
Déterminer l'épaisseur de la couche du béton injecté.

Soutènement métallique élastique

Il est utilisé dans le cas de stabilité IV et parfois dans le III.

Le principal paramètre de ce type de soutènement est le déplacement vertical du soutènement. Ce déplacement ne doit pas être supérieur à 300 mm pour le soutènement métallique à trois éléments et ne doit pas être supérieur à 600- 1000 mm pour le soutènement métallique composé de cinq éléments.

Le déplacement vertical du soutènement est donné par la formule :

$$D = 0.1 \cdot B [e^{(\gamma \cdot H - 10 \cdot (\sigma_c / \sigma_o)^2 \cdot R_s) / \sigma_c} - 1]$$

Où : B : largeur de l'excavation

σ_c : limite de résistance des roches autour de l'excavation

σ_o : limite de résistance conventionnelle des roches = 3000Tf/m²

R_s : résistance du soutènement (Tf/ m²)

$$R_s = 8 \cdot \gamma \cdot \sqrt[3]{B/2} \cdot U^2$$

Où : U : déplacement vertical des roches de l'excavation en absence du soutènement.

$$U = 0.1 B \cdot [e^{\gamma \cdot H / \gamma_c} - 1] \quad (\text{m})$$

Application :

Données de départ : H = 800m ; $\sigma_c = 350 \text{ kgf/c m}^2$

$\gamma = 2.5 \text{ gf/c m}^3$; B = 5 m.

Déterminer le type de soutènement métallique élastique.

TROISIEME PARTIE : NORMES D'AERAGE

1) Notions

Les mines sont aérées par une circulation d'air dont le but est de maintenir constamment l'atmosphère des travaux dans un état compatible avec les nécessités de la sécurité et de l'hygiène.

Nous allons étudier ces nécessités au triple point de vue de la composition de l'atmosphère, de sa température et des poussières qu'elle contient.

2) Composition de l'atmosphère de la mine

L'air atmosphérique qui pénètre dans la mine a la composition moyenne suivante :

Oxygène	21%
Azote	78.96%
Gaz carbonique	0.04%

Cette composition se modifie et s'enrichit de nouveaux gaz pendant la circulation de l'air dans les travaux. La nouvelle composition ne doit pas mettre le personnel en danger.

2.1 oxygène : O₂

La respiration du personnel exige une teneur en oxygène d'au moins 20%. Or un homme qui inspire de l'air à 21% d'oxygène, rejette de l'air qui ne contient plus que 17%. Il faut donc qu'il ait à sa disposition quatre fois plus d'air qu'il n'en respire. Si l'on se rappelle qu'un homme inspire 25L/mn, on voit que la respiration du personnel exige 100L/mn par homme.

Mais la respiration du personnel n'est pas le seul phénomène qui consomme l'oxygène, le pourrissement des bois, l'oxydation lente des charbons, les moteurs à explosion brûlent une quantité d'oxygène beaucoup plus importante et souvent dix-huit ou dix neuf fois supérieure. C'est donc au moins 2000L/mn par homme qui sont nécessaires.

Rappelons qu'en dessous de 20% d'oxygène, l'homme éprouve déjà une gêne respiratoire ; qu'à 16%, la flamme d'une lampe s'éteint et que l'asphyxie se produit dans une atmosphère à 14% d'oxygène.

2.2 gaz carbonique : CO₂

Il y'a près de 4% de gaz carbonique dans l'air expiré par l'homme. De plus, toutes les combustions que nous venons d'évoquer entraînent également la formation de ce gaz, de sorte qu'au total l'oxygène consommé est exactement remplacé par le gaz carbonique. Par conséquent, si les combustions autres que la respiration du personnel ont toujours une importance dix huit à dix neuf fois supérieure, le volume de 2000L/mn et par homme conduira à une teneur en gaz carbonique de 1%. Celle-ci est forte : pour réduire à 0.6%, le règlement Français exige que l'aéragé de la mine apporte au moins 3000l d'air par minute et par homme (au poste le plus chargé en personnel).

Le gaz carbonique n'est pas toxique, mais sa présence réduit la teneur en oxygène. C'est un gaz lourd qui se rassemble volontiers dans les bas-fonds.

Remarque : certaines mines ont des dégagements instantanés de CO₂.

2.3 Grisou : CH₄

Pour l'étude de l'aérage, nous noterons que les résultats principaux :

- le grisou n'est pas un gaz toxique, mais sa présence réduit la teneur en oxygène et introduit, de ce fait, un danger d'asphyxie.

Si, à 100 l d'air on ajoute X L de grisou, le mélange a une teneur en oxygène de $2L/(100 + X)*100$. Comme la teneur de 16% en oxygène est dangereuse, on en déduit que la teneur correspondante en grisou $X/(100 + X) = 16\%$ l'est aussi. Il peut donc y avoir asphyxie dans une atmosphère trop chargée en grisou. D'où la nécessité d'interdire l'accès des galeries non aérées dans les mines grisouteuses.

- Les mélanges d'air et de grisou sont explosifs lorsque la teneur en grisou est comprise entre 6% et 16%. Une étincelle peut alors suffire pour déclencher une catastrophe. Un contrôle sévère de la présence et de la teneur en grisou est donc nécessaire ; comme celui-ci ne peut s'effectuer à la fois partout et à tout instant, le règlement Français prend une bonne marge de sécurité et exige que les débits d'air soient réglés de façon que la teneur en grisou ne dépasse pas :

- 1% dans les tailles
- 1.5% dans les retours d'air des chantiers de défilage ou de traçage
- 1% dans les retours d'air principaux

- le grisou est un gaz léger qui s'accumule dans les points hauts. Il existe des dégagements instantanés de grisou.

2.4 Azote : N₂

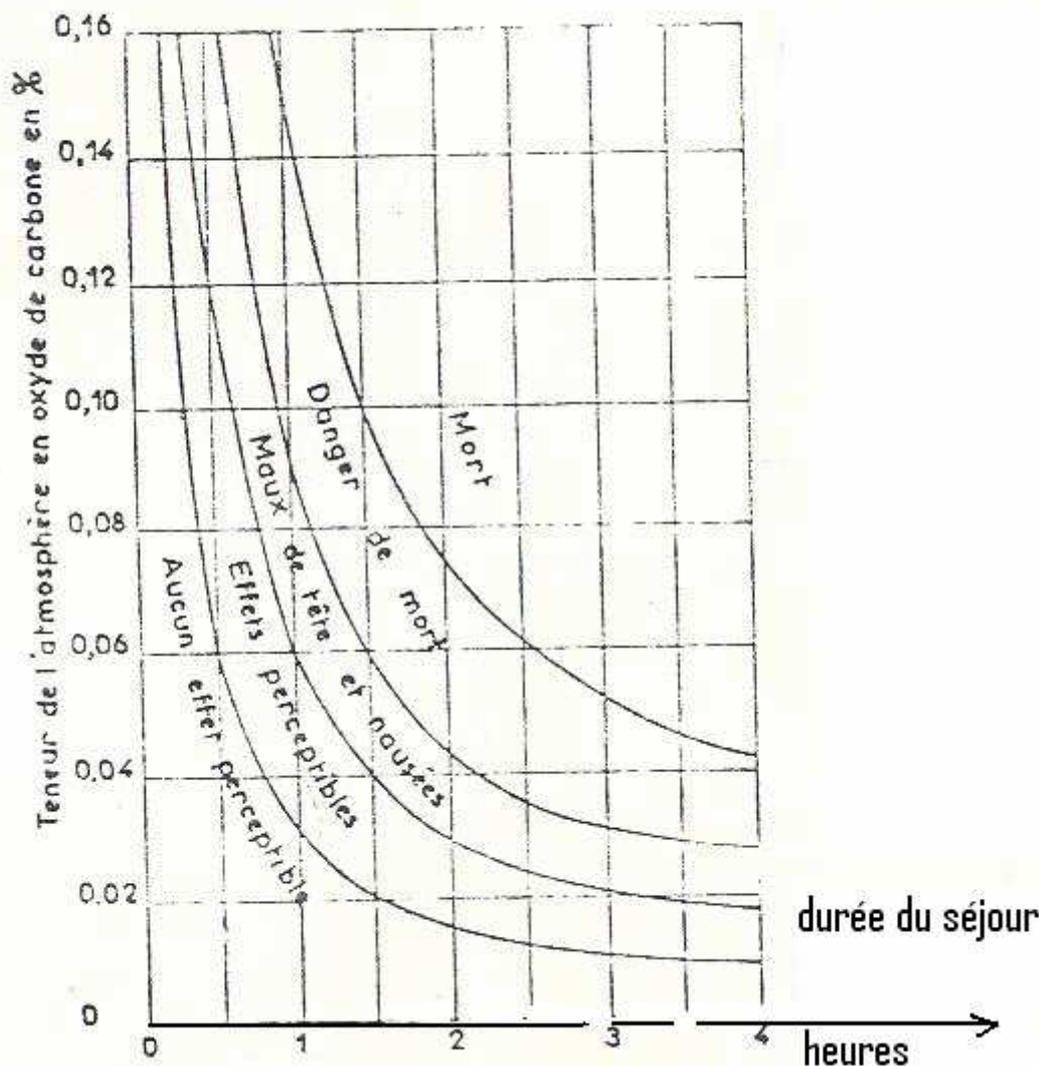
Ce gaz n'a évidemment aucun caractère toxique ni explosif ; on le rencontre mélangé au grisou : dans certaines mines de potasse, on observe des dégagements d'azote pur. Son apparition réduit alors la teneur en oxygène.

2.5 oxyde de carbone : CO

Incolore et inodore, il constitue un gaz nocif très dangereux. Il se forme dans les échauffements. On le rencontre par conséquent dans les fumées de tir, les gaz d'échappement des moteurs diesel, les feux et les incendies.

La figure suivante indique les effets de ce gaz en fonction de la durée du séjour en atmosphère viciée et sa teneur.

A 1.1 % la mort est foudroyante.



Des détecteurs permettent de mesurer la teneur en CO de l'atmosphère. Le plus pratique parmi eux (parce que rapide et léger) est au palladosulfite. Il permet de déceler le gaz à partir de 0.001%.

Le règlement Français fixe les teneurs limites suivantes :

- dans les travaux : 0.05%
- dans les galeries où circulent les locomotives diesel : 0.002%

NB : c'est l'oxyde de carbone qui est responsable de la mort des hommes qui se trouvent pris dans les fumées d'un feu ou d'un incendie. Il existe un masque, dit « auto-sauveteur » qui, basé sur des propriétés catalytiques, transforme le CO en CO₂. Les dimensions de ce masque n'excèdent pas celles d'un accumulateur de lampe de mine. Il est fermé par une boîte que l'on peut porter à la ceinture. Pour éviter toute détérioration du masque, la boîte est soudée par un ruban d'acier, que l'on arrache au moment de l'utilisation. Dans certaines mines de charbon (en particulier dans la Ruhr), ce masque est obligatoire : chaque ouvrier le prend chaque jour en même temps que sa lampe de mine.

2.6 Autres gaz

- l'hydrogène sulfuré : H_2S : il prend naissance dans les mines par l'action des eaux acides sur les pyrites. C'est un gaz très toxique, dont il faut se méfier chaque fois que l'on réalise par des trous de sonde un percement dans des vieux travaux noyés, car il entraîne la mort instantanée pour des teneurs de 0.08 à 0.2% seulement.
- Les oxydes d'azote : on les rencontre dans les fumées de tir. Par la suite, ils évoluent vers des composés moins dangereux et se dissolvent dans l'eau. Une grande prudence est nécessaire tout de suite après le tir, car ces gaz, même à des teneurs de 0.4% entraînent la mort en une demi-heure.
- Le radon : ne se trouve que dans les mines d'uranium. Chaque ouvrier porte dur lui une plaque photographique qui permet de le changer de travail en temps utile, afin de le soustraire aux radiations, dont l'effet est cumulatif.

3) Température de l'air

3.1 Température des terrains

On constate en dehors de tous les travaux, que la température des terrains croît avec la profondeur. On appelle degré géothermique l'accroissement moyen de la profondeur entraînant une augmentation de température de 1°C.

3.2 Température de l'air

La température de l'air se modifie au cours de son trajet au fond. Elle augmente pour les principales raisons suivantes :

- compression de l'air dans les puits d'entrée (quelque fois 10°) ;
- Chaleur cédée par les terrains ;
- Phénomène d'oxydation lente (en particulier du charbon)
- Dégagement de chaleur des moteurs ;
- Conduites d'air comprimé, si elles sont placées dans les puits d'entrée (plusieurs degrés).

D'autres causes entraînent une baisse de température :

- Evaporation de l'eau (l'évaporation de 1 g d'eau abaisse la température de un mètre cube d'air de 1.7°C)
- Détente de l'air dans les puits de retour

3.3 Température et Humidité

Dans le travail physique d'un homme, on peut distinguer deux phénomènes simultanés et contraires :

- Une élévation de la température de son corps consécutive au travail
- Un refroidissement provoqué essentiellement par évaporation de la sueur.

Ces deux causes aboutissent à un équilibre de la température du corps, dont la valeur est favorable ou défavorable à la poursuite normale du travail.

Si l'atmosphère est humide, l'évaporation, l'évaporation de la sueur du travailleur sera difficile, son corps se couvrira de gouttelettes et le pouvoir refroidissant de l'évaporation sera faible ; par conséquent, la température du corps s'élèvera et rendra le travail pénible, éventuellement impossible.

Si par contre, l'atmosphère est peu humide, l'évaporation aura un effet refroidissant important : il s'en suivra pour l'ouvrier une sensation de bien être.

Ce phénomène explique qu'une température élevée se supporte facilement dans une atmosphère sèche, moins bien dans une atmosphère humide.

Il est facile, par quelques observations, de se faire une idée sur la « confortabilité » d'une atmosphère. En effet, on mesure deux températures comme suit :

- La température sèche : c'est celle qu'indique un thermomètre ordinaire ;
- La température humide : donnée par un thermomètre dont le réservoir a été entouré de mousseline mouillée et qui est agité dans l'air à grande vitesse.

Si l'atmosphère est saturée de vapeur d'eau, il ne peut y avoir évaporation et les deux thermomètres donnent la même indication ; dans le cas contraire, la température humide est d'autant plus basse que l'air est sec.

La température humide donne une idée plus exacte de l'état d'un chantier. Il est recommandé, pour le confort du travail, donc aussi pour son rendement, de veiller à ce que la température humide soit inférieure à 25°.

4) Les poussières

Leur présence entraîne deux dangers :

- les poussières combustibles peuvent former avec l'air, dans certaines conditions, des mélanges à caractères explosifs ;
- les poussières de silice sont à l'origine d'une maladie grave : la silicose

Dans chacun de ces deux cas, il est certain que l'augmentation de la dilution des poussières diminue le danger. On peut donc être tenté de conclure brutalement qu'un très grand débit d'air est forcément un bon remède. En fait celui-ci peut être mauvais, car un courant d'air violent soulève les poussières. Le règlement Français limite pour cela la vitesse de circulation de l'air à 8 m/s. mais celle-ci étant relativement élevée, la plupart des exploitants s'imposent des vitesses maxima de :

- 6 m/s dans les puits ;
- 4m/s dans les travers-bancs ;
- 3m/s dans les tailles.

5) Réglementation

Un décret (ou un arrêté) de l'administration public fixe les normes réglementaires d'aéragé. Dans cet ouvrage nous allons nous limiter à énoncer les objectifs généraux de l'aéragé.

- La vitesse d'air dans tous les ouvrages souterrains ne saurait excéder 8m/s.
- Les travaux accessibles doivent être aérés de façon à :
 - Garantir la salubrité de l'atmosphère ;
 - Eviter toute accumulation de gaz dangereux ;
 - Assurer des conditions de travail acceptables.
- Un arrêté du ministre chargé des mines fixe la teneur minimale en oxygène ainsi que les teneurs limites en substances dangereuses admissibles dans l'atmosphère.
- Les travaux pour lesquels les conditions précédentes ne seraient pas réalisés doivent être rendus inaccessibles, sauf à des personnes spécialement désignées à cet effet par l'exploitant et munies du matériel nécessaire pour parer à tout danger. Les autorités compétentes peuvent toutefois dispenser certaines exploitations de l'obligation de rendre matériellement inaccessibles tout ou partie des travaux.
- Le responsable de l'aéragé doit être expérimenté et d'un niveau hiérarchique suffisant pour exercer convenablement ses fonctions.

- Les petites exploitations confient généralement l'étude de l'élaboration du dossier technique d'aéragé à des consultants externes.
- Le dossier technique d'aéragé est tenu à jour en fonction de la progression des travaux, de l'introduction de nouvelles techniques, des progrès dans la connaissance des phénomènes, des leçons tirées d'incidents vécus.

Exemple : arrêté Français du 8 juin 1990 relatif à la teneur minimale en oxygène ainsi qu'aux teneurs limites en substances dangereuses admissibles dans l'atmosphère des travaux généraux.

Article 1^{er}

Les travaux souterrains accessibles doivent être aérés de façon que, à tout moment :

- la teneur en oxygène de l'atmosphère y soit au moins égal à 19% ;
- sauf dans le cas d'application des dispositions de l'article 2, les teneurs instantanées en substances dangereuses de l'atmosphère respirée par chaque personne soient au plus égales à :
 - 1% pour le dioxyde de carbone
 - 50 ppm pour le monoxyde de carbone
 - 25 ppm pour le monoxyde d'azote
 - 3 ppm pour le dioxyde d'azote
 - 5 ppm pour le sulfure d'hydrogène ;
 - 2 ppm pour le dioxyde de soufre.

Article 2 :

Les teneurs limites en substances dangereuses fixées à l'article 1 peuvent être dépassées, pour une ou plusieurs de ces substances, sous réserve que l'exploitant :

Soit puisse justifier d'au plus trois dépassements n'excédant pas quinze minutes chacun séparés par des périodes d'au moins une heure pendant une durée de travail journalier de huit heures ;

Soit recueille l'accord préalable du préfet pour que les valeurs des teneurs susvisées soient considérées comme la limite de teneurs moyennes pondérées par le temps, calculées ou mesurées pendant une durée de travail journalier de huit heures.

Dans l'un ou l'autre cas, les teneurs instantanées en substances dangereuses de l'atmosphère respirée par chaque personne ne doivent pas excéder :

- 2% pour le dioxyde de carbone
- 400 ppm pour le monoxyde de carbone
- 75 ppm pour le dioxyde d'azote
- 10 ppm pour le sulfure d'hydrogène
- 5 ppm pour le dioxyde de soufre.

Article 3

Le chef de service d'action régionale pour la sécurité et la compétitivité industrielle est chargé de l'exécution du présent arrêté, qui sera publié au journal officiel de la République française.