

P0004/05A

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département de Génie Minier

**Mémoire de fin d'études**

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'Etat en

Génie Minier

**MONOGRAPHIE GENERALE  
DES RISQUES LIES AUX  
TRAVAUX MINIERES  
SOUTERRAINS**

Dirigé par :

**D<sup>r</sup> OMRACI  
Kamel**

Réalisé par :

**GUSMAAL Islem**

Promotion : Septembre 2005

## Remerciements.

- ce travail a été mené sous le direction de mon promoteur M<sup>r</sup> OMRACI Kamel, je tien à lui témoigner toute ma reconnaissance pour tous ces précieux conseils, et d'avoir diriger mon mémoire.
- Qu'il me soit permis de remercier tous mes enseignants du département Génie minier de l'Ecole nationale polytechnique, de m'avoir fait profiter de leur expérience scientifique et pour les précieux enseignements et conseils qu'il m'ont prodigués au long de ma scolarité.
- Je remercie toute ma famille et tous mes amis.



## ملخص

هدف هاد العمل هو التطرق إلى ثلاثة أشياء، و هي البحث على المخاطر الناجمة عن الأعمال المنجمية الدينامية و، استخراج العوامل المؤثرة على هذه المخاطر و الظواهر المؤدية إلا وقوعهم ثم، أخيرا اقتراح حلول لكي تكون عملية استثمار المنجم مراقبة. هاد العمل لا يمكن تفعيله إلا بفعل الأطوار الثلاثة.

كلمات المفتاح الإخطار المنجمية، الأعمال الدينامية، لا استقرار، ظاهرة التمزق، الوقاية، عوامل الرقابة.

## **Résumé**

L'objet de ce mémoire intitulé : "monographie générale des risques liés aux travaux miniers souterrains" peut se résumer par le développement de trois axes principaux, à savoir, la recherche des risques pouvant survenir au sillage des travaux miniers souterrains, aussi, tenter de comprendre ces aléas et extraire de cette étude les paramètres influant de chaque risque, ainsi que son processus de développement, et finalement, apporter des solutions préventives pour une exploitation contrôlée. A noter que la continuité de ce projet est conditionnée par l'accomplissement progressif de ces trois axes, soit les maîtres mots dans ce mémoire sont comprendre pour agir.

**Mots clés** : risques miniers, travaux miniers, instabilité, mécanisme de développement de la rupture, prévention, mesures de contrôle.

## **Abstract** :

The object of this memory can summarize by the development of three principal axes, namely, the research of the risks being able to occur with the wake of underground mining work, therefore, to try to include understand these risks and to extract from this study the parameters influencing of each risk, like its process of development, and finally, to bring preventive solutions for a controlled exploitation. It should be noted that the continuity of this memory is conditioned by the progressive achievement of these three axes, that is to say the Masters words in this memory are to include understand to act.

**Key words**: risks mining, wake of underground, instability, process of development of breaking, custody, measure of control.

Introduction générale .....	1
Chapitre 1- Travaux miniers souterrains.....	3
1.1. Introduction.....	3
1.2. Abatage à l'explosif : .....	6
1.2.1. Explosif.....	7
1.2.1.1. Introduction.....	7
1.2.1.2. Caractéristiques des explosifs.....	7
1.2.1.3. Description du dispositif explosif.....	13
1.2.1.4. La sécurité et les explosifs .....	15
1.3. Aérage .....	20
1.3.1. Calcul des besoins en aérage.....	20
1.3.2. Réalisation et mode d'aérage : .....	21
1.3.3. Pertes de charge dans les mines.....	22
1.3.4. Détermination des résistances.....	23
1.4. Soutènement.....	25
1.4.1. Introduction.....	25
1.4.2. Variantes du soutènement.....	25
1.4.3. Types de soutènement.....	26
1.4.3.1. Les cadres.....	26
1.4.3.2. Boulons .....	28
1.4.3.3. Les cintres .....	29
1.4.3.4. Soutènement en béton .....	30
Conclusion.....	33
Chapitre 2 – les risques engendrés par les travaux miniers .....	34
Introduction.....	34



1. Risques d'instabilité des ouvrages souterrains.....	35
a- Terrain vierge.....	35
b- Après l'ouverture.....	36
c- Influence de l'orientation de la stratification sur la stabilité des parois de la galerie..	41
1.1. Coup de charge.....	43
1.1.1. Définition.....	43
1.1.2. Paramètres d'un coup de charge.....	43
1.1.3. Développement d'un coup de charge.....	46
1.1.4. Conséquences d'un coup de charge.....	46
1.1.5. Susceptibilité d'un coup de charge autour d'une galerie.....	47
1.2. Fontis et affaissement.....	48
1.2.1. Introduction.....	48
1.2.2. Mécanisme d'un affaissement.....	49
1.2.3. Paramètres d'un affaissement minier.....	50
1.2.4. Les différents processus conduisant à la ruine d'une carrière souterraine.....	53
2. Risques liés à la présence du grisou.....	56
1. Introduction.....	56
2. Approvisionnement de l'atmosphère minière par le grisou.....	56
3. Paramètres agissant sur le dégagement de grisou.....	59
2.1. Dégagement instantané des gaz du massif (D.I).....	61
2.1.1. Définition.....	61
2.1.2. Processus d'un D.I.....	61
2.1.3. Les paramètres déterminants dans un dégagement instantané.....	63
2.2. Coup de grisou.....	68
2.2.1. Définition.....	68
2.2.2. Mécanisme d'un coup de grisou.....	68
2.2.3. Effet de la teneur en méthane sur un coup de grisou.....	69
3. Explosion de poussière.....	70
3.1. Définition.....	70
3.2. Chronologie d'un coup de poussière.....	70
3.3. Conditions du déclenchement de l'explosion de poussière.....	72
3.4. Facteurs influant sur l'inflammation et la propagation d'un C.P.....	72
4. Feux de mine.....	78

4.1. Introduction.....	78
4.2. Conditions générales pour l'éclosion d'un feu de mine.....	78
4.3. Zones propices au déclenchement d'un feu.....	78
4.4. Evolution d'un feu.....	80
4.5. Renversement d'aérage .....	80
4.6. Mélange explosif .....	83
5. Risques engendrés par la pollution de l'atmosphère minière.....	85
5.1. Introduction.....	85
5.2. Respiration des gaz .....	85
5.3. Inhalation des poussières.....	89
6. Tableau récapitulatif des risques.....	94
Conclusion.....	97
Chapitre 3- moyens de prévention dans la sécurité minière .....	98
Introduction.....	98
3.1. Exploitation des mines grisouteuses .....	99
3.1.1. Introduction.....	99
3.1.2. Elimination du méthane .....	99
3.1.3. Contrôle de la teneur en méthane.....	103
3.1.4. Prévention des causes d'inflammation.....	105
3.2. Exploitation des mines à explosion de poussière.....	106
3.2.1. Introduction.....	106
3.2.2. Prévention de la formation de poussière.....	106
3.3. Exploitation des mines présentant un risque de feu.....	109
3.3.1. Introduction.....	109
3.3.2. Prévention des feux de mine .....	109
3.3.3. Précaution des feux de mine .....	110
3.3.4. Mesures de lutte contre les feux.....	111
3.4. Mesures préventives contre les affaissements, fontis et effondrements du toit.....	112
3.4.1. Introduction.....	112
3.4.2. Prévention et contrôle sur la galerie.....	113



Contrôle de la convergence des épontes .....	114
1. Introduction : .....	114
2. Profil de variation des déplacements le long d'une taille .....	114
3. étude des profil d'une voie.....	115
3.1. Périodicité des profils.....	116
3.2. Périodicité des ruptures le long d'une voie.....	119
3.4.3. Méthodes de prévention active.....	122
Méthodes d'exploitation prévoyant la sécurité .....	122
Méthode descendante sous dalle de béton .....	122
Consolidation de la cavité.....	128
1 - Renforcement des piliers existants .....	128
2 - Construction de piliers en maçonnerie.....	129
3 - Boulonnage du toit.....	129
Stabilisation par comblement.....	130
1 - Remblaiement total.....	130
2 - Remblaiement partiel : .....	131
3 - Injection par forages : .....	131
Techniques de suppression du vide souterrain.....	131
1 – Foudroyage.....	131
2 - Terrassement de la cavité.....	133
3.4.4. Dimensionnement du soutènement par la méthode des éléments finis.....	135
3.4. Exploitation des mines à dégagement instantané de gaz (D.I).....	145
3.4.1. Précautions à prendre en mines à D.I.....	145
3.4.2. Méthodes de prévention des D.I.....	146
Conclusion.....	147
Conclusion générale.....	148

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
المكتبة — BIBLIOTHEQUE  
Ecole Nationale Polytechnique

# Introduction générale



## Introduction générale

L'exploitation des mines est une activité dangereuse, et la sécurité des mineurs est un aspect important de cette industrie. Statistiquement il est établi que les mines métalliques sont moins dangereuses que les houillères. La fréquence et la gravité des accidents démontrent que les risques résultent de la nature de l'opération. Dans toutes les mines souterraines, les chutes de roches et de toit, et une ventilation insuffisante représentent les plus grands risques. Les grosses explosions sont typiques des houillères, mais l'emploi des explosifs dans les mines métalliques provoque encore plus d'accidents chez les mineurs.

Il existe un certain nombre de risques débilissants qui affectent les mineurs au fil des années et qui sont en rapport avec la qualité et la nature du milieu minier. La poussière produite pendant les travaux miniers est généralement nuisible à la santé et provoque la maladie appelée poumon noire ou pneumoconiose. Certaines fumées produites par des explosions de dynamite sont extrêmement toxiques.

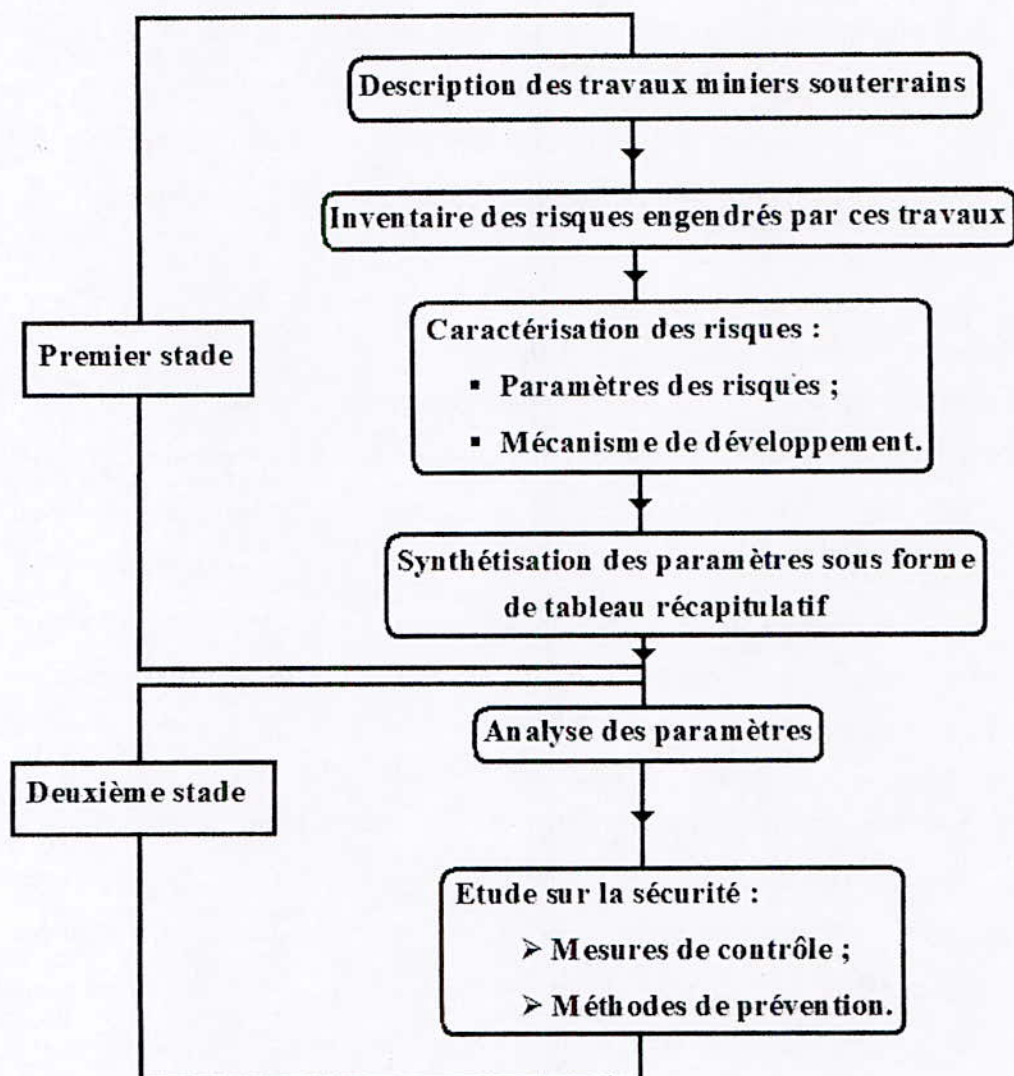
L'objectif escompté de ce projet est double, à savoir :

D'une part, donner une description des risques engendrés par les travaux miniers souterrains, en effet, arriver à faire ressortir les paramètres de chacun des risques, et voir leur influence sur ces derniers, de plus, établir le mécanisme qui caractérise le développement des différents phénomènes qui aboutissent à ces risques.

D'autre part, procéder à une étude sécuritaire, qui comprend des mesures préventives, ainsi que des méthodes pratiques pour réduire au maximum la probabilité de déclenchement des nombreux accidents possibles.

Naturellement, la réalisation du projet est menée en conséquence des objectifs tracés, soit en deux stades (cf. l'organigramme ci-après). Le premier stade va correspondre aux nécessités du premier objectif, dont l'accomplissement implique la connaissance des activités entreprises dans les travaux miniers, qui sont en lien avec les risques et la sécurité dans les mines, ensuite il faut identifier les risques majeurs qui découlent de ces travaux. Dans l'étape suivante, on procède à une caractérisation des risques, en faisant ressortir les paramètres respectifs de chaque risque, ainsi que son mécanisme de développement. Ce stade sera clôturé par l'établissement d'un tableau récapitulatif pour synthétiser les risques étudiés, il va constituer une assise documentaire pour l'étude sécuritaire et un point de passage entre le premier et le deuxième stade, ce dernier est composé par une analyse des risques à travers leur paramètres,

pour pouvoir finalement mettre en relief les solutions, dans la perspective d'une exploitation avec un minimum de risque.





# CHAPITRE 1

# Chapitre 1- Travaux miniers souterrains

## 1.1. Introduction

Le but de ce chapitre est la connaissance des opérations effectuées au fond d'une mine, lesquelles sont liées aux risques majeurs et à la sécurité dans les mines.

On appelle travaux miniers les travaux qu'il est indispensable d'effectuer pour l'extraction du minerai ou pour sa préparation à l'extraction. Ils peuvent être exécutés manuellement ou mécaniquement, au moyen respectivement d'outillages à main et par des machines. Si le rendement des travaux miniers par le mode manuel est relativement faible à celui mécanique, il n'en demeure pas moins sûre que lors de l'utilisation de machine, susceptible d'être à l'origine d'accident, néanmoins ces possibilités d'accidents peuvent être sensiblement réduites à mesure d'appliquer un principe de précaution généralisé, aussi bien en dotant les machines par des dispositifs de protection, et instaurer une notion des risques miniers souterrains au sein de l'entreprise minière.

La séparation du minerai dans le massif dépend de la méthode adoptée lors de l'exécution des travaux miniers, elle possède les variantes suivantes :

- avec outils
- sans outils

L'abatage (avec ou sans outils) est le stade le plus dangereux dans le processus des travaux miniers souterrains, auquel il faut porter une attention à la hauteur des risques qu'il représente, en terme de dégagement des poussières coniotiques et la formation des gaz détonnant ainsi qu'au nombreux risque dont l'abatage et l'usage de l'explosif ont pour origines, le danger des poussières coniotiques et tous les autres dangers seront détaillés lors de ce projet.

Les sources d'énergies les plus fréquentes lors de l'exécution des travaux miniers sont :

### 1) électricité

L'usage de l'électricité n'est pas sans danger, son emploi risque d'engendrer un coup de grisou ou un coup de poussière. La présence d'électricité dans une mine est un danger de tous les instants où la moindre négligence peut s'avérer fatale, en effet une simple étincelle



peut jouer le rôle d'une mise à feu dans les mines dangereuses en gaz, et par suite une explosion, de plus, un courant de court circuit dépassant un certain seuil est véritablement un danger mortel.

## **2) air comprimé**

L'air comprimé recèle de nombreux avantages par rapport à l'électricité, par le fait d'une sécurité appréciable, s'emploie moins souvent à cause de son prix de revient, (6 à 8 fois plus chère que l'énergie électrique) et aussi le rendement des machines pneumatiques est de 0.12 à 0.15, alors que dans les machines électriques il atteint 0.75 à 0.80.

Dans la mesure du possible il faut remplacer les travaux à l'explosif par d'autres méthodes, qui présentent un moindre danger, entre autre, on peut citer quelques méthodes prometteuses pour une sécurité appréciable dans les mines :

### **a) les travaux avec l'eau**

La séparation du minerai dans le massif se fait par l'exploitation des propriétés :

- 1) chimiques de l'eau : l'eau possède une propriété de dissolution de certains corps minéraux.
- 2) Physiques de l'eau : on utilisant la force hydrodynamique d'écoulement. Cette propriété est pratiquement appliquée par un jet d'eau dirigé vers le massif et provoquant son morcellement.

Des instituts de recherche tentent de mettre sur pied des méthodes de désagrégation des minéraux basées sur l'utilisation de différents phénomènes que sont :

### **b) méthode électrophysique**

Sous l'action de champs électromagnétiques à haute fréquence, la dureté des minéraux diminue de 2 à 4 fois, favorisant la désagrégation des minéraux.

### **c) méthode hydroélectrique**

l'effet hydroélectrique est un phénomène apparaissant dans un certain volume de liquide, lors d'une décharge à haute tension, dans la zone de cette décharge se développe une très haute pression qui peut être utilisée pour la dislocation des minéraux.

### **d) méthode par ultrason**

En provoquant des vibrations élastiques dont les ondes possèdent des fréquences dépassant 15000 à 20000 Hz. On a alors la dislocation des minéraux à l'aide de l'ultrason par le déséquilibre des forces intérieures de cohésion.

Finalement, les travaux miniers souterrains sont la composition des opérations élémentaires aboutissant à l'extraction du minerai.

Dans ce chapitre qui est consacré aux travaux miniers nous aborderons les opérations qui ont une relation avec la sécurité, et plus particulièrement ceux qui ont une influences sur les risques majeurs.



## 1.2. Abatage à l'explosif : [1], [3]

L'abatage est une opération d'extraction de minerai en place, à l'aide entre autre d'explosif. L'abatage à l'explosif est largement utilisé notamment pour les massifs durs, qui consiste à l'arrachage et la projection de la roche.

Le tir à l'explosif est réalisé par le remplissage des trous de mines avec de l'explosif, ces trous sont disposés selon une configuration précise, cette dernière constitue le plan de tir.

La disposition des trous est exécutée dans la perspective d'un effet optimal, en effet le but recherché est un meilleur arrachement, pour cela il est indispensable de tenir compte des propriétés naturelles des roches, notamment leur dureté, stratification, fissuration, et le clivage. En outre, la disposition des trous peut être influencées par le genre d'excavation minière et par la forme de la section qu'on veut lui donner.

Si l'on forait un trou perpendiculaire au front de taille d'une excavation réalisée dans une masse rocheuse uniforme et si l'on faisait exploser une charge dans ce trou, il n'en résulterait presque aucun arrachement car toute les forces de l'explosion serait orientée dans l'expulsion de la bourre et dans un morcellement et tassement de la roche autour du trou. Si, par contre, le trou foré est incliné par rapport au plan de taille, la roche, comprise entre le trou et la paroi, sera plus facilement soumise à l'arrachement du massif que dans le cas précédent, car dans cette direction la résistance de la roche à l'arrachement sera moins grande que dans les autres. En disposant les trous sous un angle de plus en plus aigu (Fig. 1.1) par rapport au front de taille, le volume de roche arrachable par un seul trou augmente. L'effet maximal de l'explosion est atteint en disposant le trou parallèlement à la surface libre.

D'autre part, on peut dire que la quantité de poussières mise en suspension après le tir est liée naturellement à la puissance d'explosion, mais aussi à l'orientation des trous de mine.

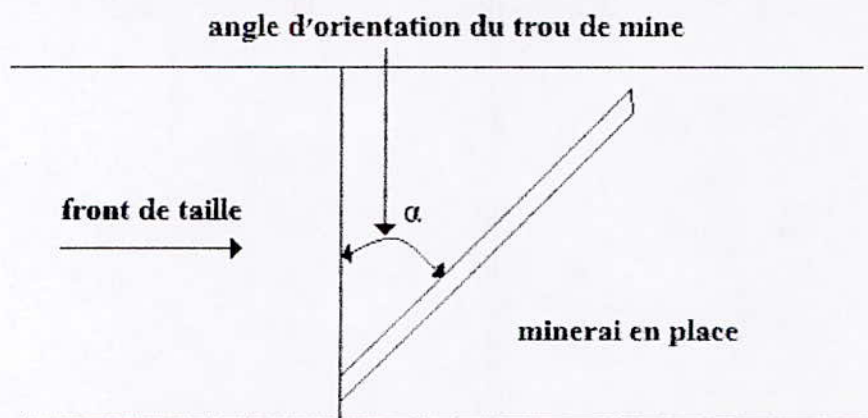


Fig. 1.1. influence de l'angle d'orientation sur l'arrachement de la roche

## **1.2.1. Explosif**

### **1.2.1.1. Introduction**

On désigne sous le nom de substances explosives des composés définis ou des mélanges de corps capables, par des décompositions chimiques, de libérer en un temps très court leur énergie potentielle, cette libération s'accompagnant le plus souvent du dégagement d'un important volume de gaz, qui, portés à une température élevée, exercent, sur les éléments ambiants, une pression extrêmement forte.

### **1.2.1.2. Caractéristiques des explosifs**

Les explosifs sont nombreux, leur comparaison met en relief leurs caractéristiques qui peuvent être très différentes. On distingue :

#### **a. Le mode de décomposition**

La vitesse avec laquelle s'opère le transfert d'énergie d'activation entre produits de décomposition et molécules non décomposées, donc la vitesse avec laquelle une substance se décompose, amène à distinguer :

- Les substances dont la vitesse de décomposition est relativement faible, quelques mètres par seconde, et avec une faible puissance : c'est la déflagration ;
- Les substances dont la vitesse de décomposition est extrêmement élevée (1200m/s-7000m/s) et qui sont désignées sous le nom d'« explosifs détonants, ou brisants », leur décomposition appelée détonation se propageant dans la masse entière de la substance sous l'apparence d'une onde de choc, qui s'accompagne d'effets mécaniques destructeurs. Les explosifs détonants, ou plus simplement les explosifs, peuvent être eux-mêmes divisés en explosifs primaires (ou explosifs d'amorçage), qui détonent presque toujours sous l'effet d'un choc, d'une étincelle, d'une flamme ou de toute autre source de chaleur de valeur



convenable, et explosifs secondaires (ou de chargement), qui exigent le plus souvent pour détoner l'excitation d'un dispositif, le détonateur, renfermant un explosif primaire.

Presque toutes les substances explosives peuvent être amenées à déflagrer et à détoner, mais, entre les deux phénomènes, il existe des différences importantes qui méritent d'être soulignées.

Lorsqu'une substance explosive déflagre, la surface en ignition progresse à une vitesse, qui varie avec les conditions de l'essai, notamment avec la pression dans l'espace ambiant, de quelques millimètres à quelques mètres par seconde au maximum sans phénomène mécanique et sans bruit notable. Les gaz et les fumées qui prennent naissance se déplacent en sens contraire de la surface de décomposition de la substance. La flamme se dirige donc vers la partie consumée de la poudre, et la partie intacte de celle-ci reçoit une impulsion dans le sens même de la propagation de la surface en ignition.

Lorsqu'une substance explosive détone, la surface de décomposition progresse à une vitesse constante atteignant plusieurs kilomètres par seconde et cette propagation s'accompagne d'un claquement violent et d'une forte élévation de la pression. Les gaz et les fumées se déplacent dans le même sens que la surface de décomposition, aussi la partie de la substance qui n'a pas encore détoné ne reçoit-elle aucune impulsion.

Pour provoquer la décomposition d'une substance explosive, il est nécessaire de lui apporter une certaine quantité d'énergie d'activation, qui peut revêtir différentes formes, dont deux particulièrement importantes : l'échauffement et le choc mécanique.

À température relativement basse, l'énergie fournie par une source de chaleur se répartit statistiquement entre les différentes molécules et, même si certaines de celles-ci se décomposent, la chaleur dégagée se dissipe par conductivité et par rayonnement. À température plus élevée, non seulement le nombre de molécules qui se décomposent devient plus important, mais les calories dégagées ne sont plus éliminées assez rapidement et la température de la substance explosive tend alors à dépasser de plus en plus celle de la source de chaleur. Finalement, la réaction de décomposition s'emballe et la substance explosive déflagre.

La plupart des substances explosives se décomposent sous l'effet de chocs mécaniques suffisamment violents, soit que le choc brise les forces qui maintiennent sous tension les molécules explosives, soit qu'il engendre au point d'impact une grande quantité de chaleur, la température élevée qui en résulte étant la cause de la déflagration. D'une manière générale, la sensibilité au choc des substances explosives augmente quand on leur donne une forme plus compacte ou plus rigide de façon à localiser les effets mécaniques et l'échauffement, ou quand on les mélange à des compositions étrangères, ce qui accroît les frottements et les chocs locaux.

## **b. Travail fourni par les substances explosives : [1]**

Le travail maximal que peut théoriquement fournir une substance explosive se déduit tout naturellement de l'énergie qu'elle possède au moment de sa décomposition, c'est-à-dire de son potentiel réel, mais le travail effectif varie avec les conditions d'utilisation de l'énergie qu'elle a libérée et notamment avec la fraction de détente qui a été mise à profit. L'évaluation de ce travail réel et du rendement d'une substance explosive ne saurait donc résulter en toute rigueur que d'essais pratiqués à une échelle et dans des conditions très voisines de celles de l'emploi que l'on envisage. Mais, pour réduire le nombre des expériences coûteuses, on a imaginé des épreuves permettant de prévoir, dès le laboratoire, les performances des diverses substances explosives et de comparer leurs mérites dans les mêmes conditions d'utilisation.

Pour les explosifs, deux épreuves ont été plus ou moins normalisées : l'épreuve au bloc de plomb, et l'épreuve de brisance, caractérisant chacune d'elle, respectivement, la capacité de travail relative, et la brisance de l'explosif.

### **1. Capacité de travail relative**

La capacité de travail relative caractérise l'aptitude des explosifs à exécuter un travail mécanique à l'arrachement des roches du massif et se détermine habituellement par le gonflement du bloc de plomb, ce dernier est constitué par un cylindre massif, en plomb raffiné, d'un diamètre et d'une hauteur de 200 mm. Dans l'axe du cylindre existe un trou (canal) d'un diamètre de 25 mm et d'une longueur de 125 mm.



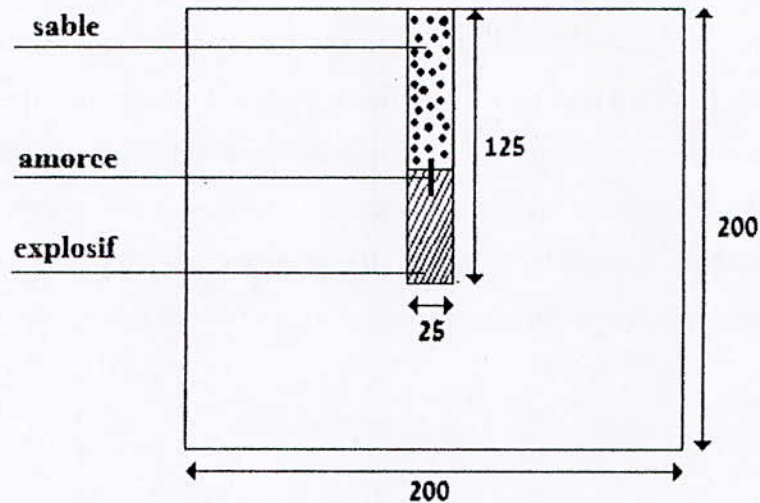


Fig.1.2. Essai au bloc de plomb

Pour mesurer la capacité de travail d'un explosif, une pesée de ce dernier, d'un poids de 10 g, d'une forme cylindrique de 25 mm de diamètre, équipée d'un électrodétonateur, est logée dans le canal du bloc (Fig.1.2) ; la partie libre du canal est bourrée avec du sable lavé sec. Après l'explosion de la charge et nettoyage du canal, devenu en forme de poire, on mesure son volume, la différence des volumes avant et après l'explosion caractérise la capacité de travail de l'explosif expérimenté.

## 2. Brisance

La brisance est la qualité de morcellement du massif, elle se détermine par la compression de petits cylindres de plomb, ce qui permet de classer d'une manière satisfaisante les divers explosifs du point de vue de leurs effets destructeurs (évaluation de l'écrasement d'un cylindre provoqué par la détonation d'une cartouche de ces explosifs)

L'expérimentation des explosifs à la brisance est conduite de la façon suivante : on dispose un petit cylindre de plomb raffiné de 40 mm de diamètre et de 60 mm de hauteur sur une plaque d'acier de 20 mm d'épaisseur, posée de niveau sur une base solide, le cylindre est recouvert par un disque en acier de 10 mm d'épaisseur et 41 mm de diamètre qui supporte une cartouche de 50 g d'explosif à expérimenter avec une capsule donatrice dans une cartouche en papier.

Après l'explosion, on mesure la hauteur du cylindre de plomb en quatre points diamétralement opposés et on détermine la compression moyenne. La diminution de la hauteur du cylindre exprimée en mm caractérise la brisance relative de l'explosif expérimenté.

### c. La sensibilité : [3]

C'est la facilité avec laquelle la détonation d'un explosif peut être déclenchée. Elle est évaluée à plusieurs points de vue :

1. **Sensibilité à l'amorçage** : C'est la plus petite charge de fulminate de mercure pur qui provoque la détonation. Pour les explosifs utilisés dans les mines, elle est toujours inférieure à 2 g.
2. **Sensibilité à l'onde de choc** : deux cartouches du même explosif sont placés sur des plaques de plomb. Par un grand nombre d'essais, on cherche, pour quelle distance entre cartouches, l'explosion de l'une d'elles entraîne une fois sur deux l'explosion de l'autre. Cette sensibilité s'exprime donc en centimètre ; elle va de 0 à 50 cm suivant les explosifs.
3. **Sensibilité au choc** : on la mesure par l'énergie d'un choc qui provoque la détonation une fois sur deux, elle est située entre 0.07 et 3 joules.

### d. Inaptitude à enflammer le grisou et les poussières de charbon

C'est le degré d'inaptitude avec lequel un explosif est susceptible de provoquer un coup de poussière, ou un coup de grisou. Les essais au grisou et aux poussières sont effectués dans une galerie d'essai : c'est un cylindre, en tôle d'acier, à axe horizontal, de 12 m de longueur et 2 m de diamètre. Il est à fond plein d'un côté seulement (Fig.1.3). Un cadre C, disposé à quelques mètres du fond, permet de tendre une feuille de papier P et de constituer ainsi une chambre de gaz que l'on peut remplir de grisou.

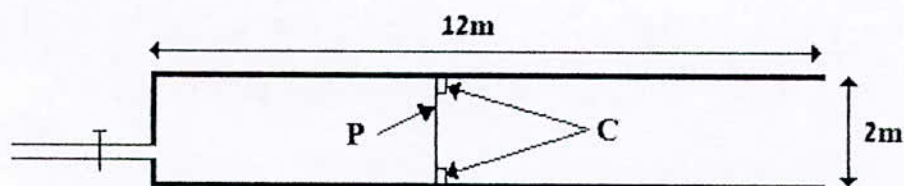


Fig.1.3. galerie d'essai

A l'aide de cette installation, un certain nombre d'essais peuvent être réalisés pour évaluer l'aptitude des explosifs à enflammer le grisou ou les poussières.



- a) **essais au grisou** : après avoir rempli la chambre à gaz de grisou, on y met à feu une charge de l'explosif essayé, placé soit :
- dans un mortier court, fermé par une plaquette métallique, qui représente une mine normale ;
  - dans un mortier long, sans bourrage, qui est l'image d'une mine dont le bourrage a cédé.
- b) **essais aux poussières** : on réalise trois types d'essais :
- 1- au mortier long, poussières non soulevées : le mortier est dirigé vers un gisement de 8 kg de poussière placé sur une tôle à 1 m de la gueule du mortier ;
  - 2- au mortier long, poussières soulevées : le dispositif est identique au précédent, mais la mise à feu de l'explosif dans le mortier est une seconde après celle d'une charge auxiliaire placée sous la tôle ;
  - 3- en charge suspendue : l'explosif essayé est suspendu au milieu de la galerie, il est mis à feu une seconde après la charge auxiliaire qui soulève les poussières.

### Résultats des essais

1. il n'existe pas d'explosif qui n'allume pas le grisou à teneur explosive. La présence dans l'explosif de certains corps, comme le chlorure de sodium, diminue l'aptitude d'un explosif à enflammer le grisou, sans pouvoir la supprimer ;
2. il existe par contre des explosifs incapables de mettre le feu dans une atmosphère poussiéreuse ;
3. en se basant sur les essais, il a été possible de classer les explosifs en trois groupes, dans l'ordre des risques décroissants :

- explosifs rocher ;
- explosifs couche ;
- explosifs couche améliorés.

### 1.2.1.3. Description du dispositif explosif

Pour générer une détonation, il est nécessaire d'utiliser en plus de l'explosif lui-même, une amorce et un système de mise à feu de l'amorce.

#### 1. Les amorces

Dans la pratique du tir on emploie l'action de la chaleur (étincelle) pour provoquer l'explosion initiale. L'explosion de la charge de base est amorcée par l'explosion d'une faible charge d'un autre explosif que l'on appelle amorce, cette dernière est mise en pratique essentiellement au moyen d'un détonateur électrique. Les détonateurs sont des tubes cylindriques de cuivre ou d'aluminium de 6 à 7 mm de diamètre, dans les quels on distingue au moins : une charge amorçante, une charge détonante, un filament électrique et une masse isolante. C'est le passage du courant électrique dans le filament qui, s'il est de durée et d'intensité suffisantes, provoque l'inflammation de la charge amorçante qui la transmet à la charge détonante.

#### Types de détonateur

##### a) Les détonateurs instantanés (Fig.1.4)

Ils sont constitués comme nous venons de le dire et explosent presque immédiatement après le début du passage du courant.

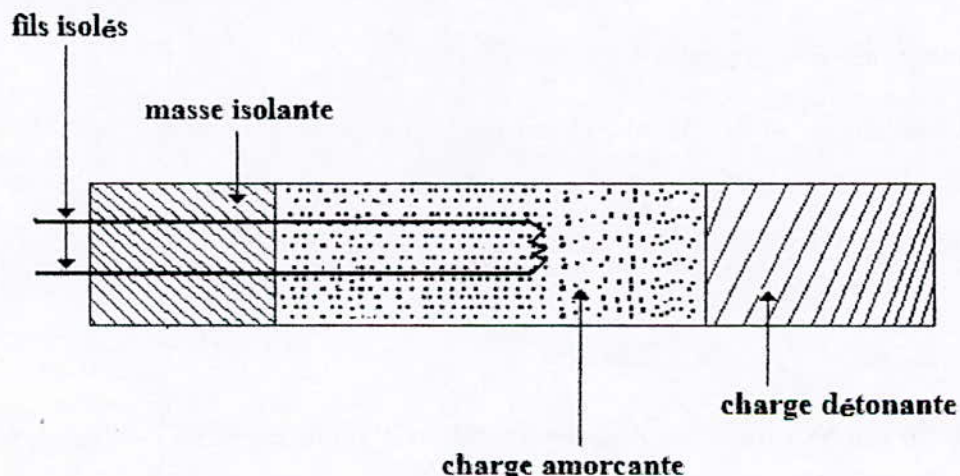




Fig.1.4. détonateur instantané

**b) Les détonateurs à retard (Fig.1.5)**

Un relais, à combustion lente, est placé entre la charge amorçante et la charge détonante. Ce relais retarde la détonation de une ou plusieurs fois 55 centisecondes, suivant sa longueur ; il permet donc d'échelonner les explosions de différentes charges par rapport à la première, ce qui est très utile pour obtenir un travail efficace des mines. Cela dit il est important de prendre en considération le phénomène suivant :

En cas où l'une des mines arrache les terrains dans lesquels se trouvent des mines non encore explosées, ces dernières détoneront à l'air libre où a pu se rassembler du grisou dégagé par les premières mines.

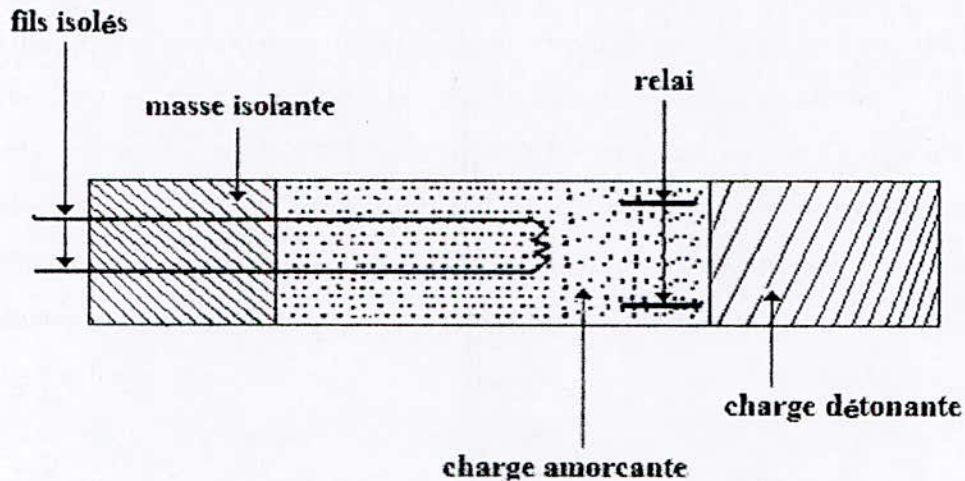


Fig.1.5. détonateur à retard

**c) Les détonateurs à micro retard**

Ils doivent répondre à l'objection précédente, car l'intervalle n'est plus que de 20 à 50 millisecondes, ce qui permet à la dernière mine d'une volée d'exploser avant d'avoir éventuellement été mise à nu.

**Problèmes de ratés liés à l'amorçage**

Les ratés de tir sont les cartouches dont les conditions d'amorçage n'ont pas permis à ces dernières d'exploser. L'explication de cet état de fait est la suivante :

Lorsque le courant est lancé dans le filament, celui-ci s'échauffe et enflamme la charge amorçante au bout d'un certain temps  $T_1$ , un peu plus tard au temps  $T_2$  le filament est détruit soit par fusion, soit à la suite de la détonation. Or l'utilisation des détonateurs se fait en général en branchant plusieurs détonateurs en série, chacun ayant des caractéristiques  $T_1$  et  $T_2$  différentes. Il faut donc que la coupure de courant, qui se fait pour le plus petit des  $T_2$ , ne s'opère pas avant le plus grand des  $T_1$ , sinon il y aurait des détonateurs non explosés (on dit « des ratés » de tir).

Les ratés sont une source de danger importante, car les cartouches non détruites, possèdent toujours un potentiel explosif, notamment après le retour des ouvriers à proximité du lieu d'abatage, où à la faveur d'une mauvaise manipulation les cartouches peuvent s'activer et causer des accidents.

## **2. La mise à feu**

Une ligne de tir va du chantier jusqu'au poste de tir ; cette ligne doit être convenablement installée et isolée pour éviter les fuites de courant électrique qui pourraient être à l'origine de ratés. Il est bon, avant la mise à feu, de vérifier la résistance électrique de la ligne au moyen d'un ohmmètre de tir.

La source de courant est généralement un exploseur, dynamo dont la rotation est assurée par un ressort préalablement tendu, à seule fin d'avoir une force électromotrice suffisante. Dans les modèles destinés aux mines grisouteuses, la dynamo démarre à vide, ferme elle-même un interrupteur de ligne dès que sa force électromotrice est suffisante et coupe à nouveau la ligne au bout de 5 millisecondes. Cette deuxième précaution est prise afin d'éviter qu'au moment de l'explosion un contact accidentel des fils de tir au chantier provoque une étincelle et éventuellement une inflammation de grisou.

### **1.2.1.4. La sécurité et les explosifs**

- Les incidents peuvent être nombreux et dangereux ; ils demandent toujours une grande prudence et le respect sans conditions des consignes réglementaires. Les plus fréquents sont :

- les ratés : une ou plusieurs mines n'ont pas explosées ;
- les culots : une partie du trou de mine contient encore des cartouches après le tir.



- Les risques peuvent être liés à l'exploitation elle-même, à savoir que si les opérations de manipulation et d'utilisation des explosifs présentent un danger dans toutes les mines, c'est dans les mines de charbon que la présence de grisou et de poussières pose un problème spécial et très difficile.

Rappelons tout d'abord les conditions d'inflammation du grisou et des poussières qui seront développés plus profondément dans le chapitre suivant concernant les risques :

1. le grisou donne lieu à des mélanges explosifs pour des teneurs comprises entre 6 % et 16 %.
2. les poussières de charbon peuvent, lorsque certaines conditions de teneur en matières volatiles, de finesse de concentration sont rassemblées, être inflammable. Cette inflammation est déclanchée par un arc électrique d'au moins 2.5 kW ou par l'explosion de 40 g seulement de dynamite.

En principe les explosifs détonent au fond du trou de mine ; ils ne sont donc pas en contact avec l'atmosphère du chantier à ce moment-là. Le refroidissement immédiat des gaz est suffisamment rapide pour qu'il ne puisse y avoir inflammation ni du grisou, ni des poussières.

Le danger a son origine dans les cas suivants :

- dans un massif fissuré une flamme peut éventuellement fuir du trou de mine vers l'extérieur ;
- un bourrage insuffisant peut être éliminé ;
- dans un tir à retards une mine peut découvrir la suivante qui explose alors à l'air libre.

C'est pourquoi des précautions sont prises avant le tir : mesure de la teneur en grisou, arrosage dans les mines à poussière inflammable; mais le grisou et les poussières peuvent apparaître pendant le tir ; il faut donc rechercher autant que possible des explosifs incapables d'enflammer le grisou ou les poussières, notamment ceux qui génèrent des flammes très brèves, et relativement froide.

- Le danger provient aussi de pollution de l'atmosphère minière, causé par la détonation. Au cours de l'explosion des explosifs, en plus de la vapeur d'eau et de gaz carbonique, il peut se former de l'oxyde de carbone, des oxydes d'azote, de l'hydrogène sulfuré et de l'anhydride sulfureux qui sont des gaz toxiques. Dans les mines, on utilise pour les travaux de tir uniquement des explosifs ne dégageant pas de gaz nocifs en quantité dangereuse pour la santé des hommes. A cet effet, l'établissement d'une classification des explosifs est indispensable.

Le danger relatif que procurent les travaux de tir avec les explosifs dans les mines particulièrement dangereuses en gaz et poussières crée une tendance à la recherche de méthodes qui permettent de remplacer des travaux à l'explosif par d'autres moyens. Parmi ces méthodes on a :

#### **-1-explosion sans feu**

Par ce procédé on tend à un remplacement des explosifs par des cartouches chargées d'acide carbonique liquide. Le travail dans ce cas se fait par le gaz dont la formation est le résultat du passage de l'acide carbonique de l'état liquide à l'état gazeux.

Les cartouches employées sont constituées par des cylindres d'acier creux remplis par de l'acide fermés aux l'extrémités par des bouchons filetés.

Cette cartouche ainsi chargée est logée dans le trou. Les conducteurs électriques en provenance de l'allumeur situé à l'intérieur de la cartouche sont connectés aux conducteurs allant à la source d'énergie électrique ; après quoi on procède à l'explosion de la même manière qu'une mise à feu électrique ordinaire. L'allumeur électrique communique le feu à composition réchauffante qui en brûlant porte l'acide carbonique à une certaine température, le faisant ainsi passer à l'état gazeux. L'acide à l'état gazeux se détend, en crevant un disque spécial en métal mou dans le détendeur de la cartouche, et sort d'un orifice particulier de ce dernier, envahissant le trou de mine et provoquant une action analogue au travail des gaz formés par une explosion ordinaire.

La pression de l'acide carbonique à l'état gazeux peut atteindre 700 à 1500 atm, à une température de 300°C, c'est-à-dire inférieure à celle provoquant l'explosion du grisou et de la poussière.

Ces cartouches ont reçu le nom de cardox. On a tenté de remplacer l'acide carbonique par de l'eau, l'air, qui portent le nom respectivement de hydrox et airdox.



## -2-tir à l'air comprimé

Le principe du tir à l'air comprimé est le suivant : un obus métallique est placé dans le trou de mine (Fig. 1.6), puis il est raccordé à une tuyauterie spéciale d'air comprimé. A l'aide d'une vanne, placé à une distance suffisante, On alimente l'obus en air, la pression de celui-ci pouvant monter jusqu'à 800 atmosphères. Mais, vers 600 à 700 atmosphères, un dispositif spécial met l'obus à l'échappement : la détente brutale de l'air comprimé produit alors un travail comme le feraient les gaz d'un explosif.

Le compresseur se trouve toujours placé au jour et marche automatiquement suivant les besoins du fond. Les tuyauteries sont en tubes d'acier, sauf dans les chantiers, où la nécessité de leurs donner une certaine souplesse, pour pouvoir les raccorder à l'obus, les a fait construire en cuivre.

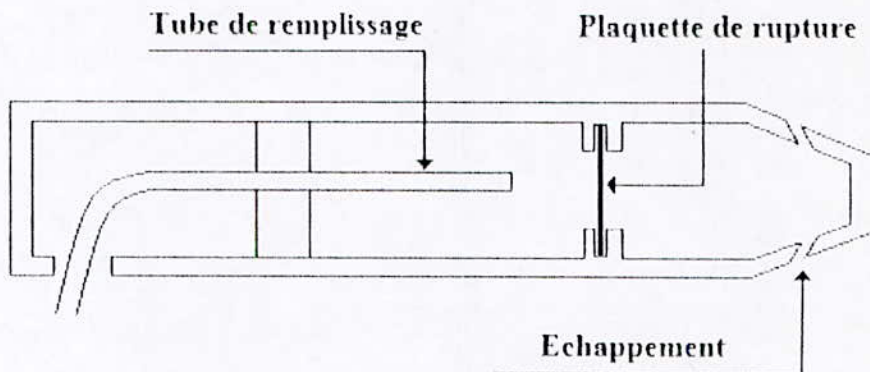


Fig. 1.6. principe de l'obus pour le tir à l'air comprimé

L'obus a 1.80 m de longueur, 61 mm de diamètre et un volume de 3.5 litres. Il comprend : un dispositif de raccordement, les orifices d'échappement (placés au fond du trou) et une plaquette métallique. Cette dernière constitue le fond du cylindre jusqu'au moment où la pression de l'air provoque sa rupture et met ainsi l'obus à l'échappement. Les orifices d'échappement ont une direction telle que, au moment de leur fonctionnement, l'obus n'ait pas tendance à sortir du trou de mine.

Ce mode de tir présente une grande sécurité vis-à-vis de l'inflammation du grisou et des poussières. Les accidents sont très rares et ne peuvent provenir que de la présence d'huile dans l'obus qui, au moment du remplissage, s'enflamme par suite de l'élévation de la température résultant de sa compression.

L'obus a 1.80 m de longueur, 61 mm de diamètre et un volume de 3.5 litres. Il comprend : un dispositif de raccordement, les orifices d'échappement (placés au fond du trou) et une plaquette métallique. Cette dernière constitue le fond du cylindre jusqu'au moment où la pression de l'air provoque sa rupture et met ainsi l'obus à l'échappement. Les orifices d'échappement ont une direction telle que, au moment de leur fonctionnement, l'obus n'ait pas tendance à sortir du trou de mine.

Ce mode de tir présente une grande sécurité vis-à-vis de l'inflammation du grisou et des poussières. Les accidents sont très rares et ne peuvent provenir que de la présence d'huile dans l'obus qui, au moment du remplissage, s'enflamme par suite de l'élévation de la température résultant de sa compression.



## 1.3. Aérage

### 1.3.1. Calcul des besoins en aérage

L'aérage fourni à la mine doit assurer une teneur en oxygène qui ne soit pas inférieure à 20 %, et aussi contribuer à la dilution des gaz toxiques en agissant sur la régénération de l'atmosphère minière.

Les besoins d'air nécessaires sont tributaires des trois facteurs suivants :

1. suivant le nombre maximal de personnel susceptibles de se trouver en même temps dans le fond de la mine :

$$Q = q n k$$

Où :

- q : Quantité d'air nécessaire pour un travailleur ( $q = 6 \text{ m}^3/\text{min}$ ) ;
- n : Nombre de travailleurs par poste ;
- k : Réserve en air (1.5).

2. suivant la consommation d'explosif :

$$Q = \frac{5aF}{T}$$

Où :

- a : Consommation max d'explosif par poste ;
- T : Temps d'aérage ;
- F ; Volume de gaz toxique libéré lors de tir d'un kg d'explosif.

3. suivant les engins diesel :

$$Q = g N$$

Où :

- g : Norme de consommation d'aérage par un engin, pour 1CV :  $g = 5 \text{ m}^3/\text{min}$  ;
- N : Le nombre des engins diesel, en CV.

### 1.3.2. Réalisation et mode d'aérage : [4]

L'aérage des mines souterraines est réalisé soit à l'aide de mécanismes (ventilateurs), installés spécialement (aérage artificiel), soit sans mécanismes (aérage naturel).

- I. Aérage naturel : dans l'aérage naturel, le courant d'air est provoqué par la différence de température de l'air à la sortie, ce qui détermine la différence de leurs poids spécifiques et également la pression.

Au cours de la progression de l'air il se réchauffe, du fait de la température des terrains voisins. Ce qui diminue sa densité et il aura donc une tendance naturelle à sortir, mais il laisse une dépression qui assure l'aspiration de l'air tout se passe comme si l'air était sollicité par un ventilateur dont la dépression serait :

$$h = \gamma \frac{Z(T_r - T_e)}{273}$$

Où :

$\gamma$  : Poids spécifique de l'air, en  $\text{kg/m}^3$  ;

Z : Profondeur moyenne de la mine, en m ;

$T_r, T_e$  : Température moyenne des puits de retour et d'entrée d'air ;

h : Dépression, en mm d'eau.

**Remarque :** l'aérage naturel présente un inconvénient, qui est lié à la variation de la quantité d'air entrant dans la mine, puisque la valeur de la dépression naturelle qui dépend de la température extérieure peut varier non seulement au cours de l'année mais même au cours de 24h. C'est pourquoi l'aérage naturel n'est adopté que dans les mines peu profondes, de faible rendement et exploitant des gisements non grisouteux.

- II. Aérage artificiel : l'installation des ventilateurs est très importante, pour maintenir la circulation de l'air en vainquant les forces de frottement qui naissent entre l'air et la galerie. On reviendra sur le choix d'un ventilateur principal au cours du chapitre de sécurité, où il faut répondre aux exigences des besoins d'aérage et à la nécessité d'assurer la dilution des gaz toxiques.



III. Aérage secondaire : dans une mine souterraine, il est possible que l'air issue du ventilateur principal ne peut accéder à certaines régions, et pour pallier à cette situation il faut prévoir des ventilateurs, qui permettent d'envoyer de l'air frais dans les chantiers qui ne se trouvent pas sur le circuit de l'aérage principal. Le ventilateur auxiliaire devra maintenir une atmosphère normalisée dans ces endroits, où son choix sera décidé en conséquence. Là aussi, le choix d'un ventilateur secondaire sera abordé au cours du chapitre sur la sécurité dans les mines.

Le problème de l'aérage secondaire réside dans le fait qu'il y a toujours des fuites, car la canalisation n'est jamais étanche.

### **1.3.3. Pertes de charge dans les mines**

L'influence de la perte de charge se traduit par la diminution de pression, qui est due à quatre facteurs différents, les quels leurs somme constituera la perte de charge d'un élément du circuit qui est notée  $\Delta x$ .

$$\Delta x = \Delta x_p + \Delta x_z + \Delta x_v + \Delta x_b$$

Où :

-  $\Delta x_p$  : Terme des dépressions statiques :

$$\Delta x_p = p_1 - p_2$$

Où :  $P_1$  et  $P_2$ , sont respectivement la pression d'entrée et de sortie :

-  $\Delta x_z$  : Terme d'altitude :

$$\Delta x_z = \int \gamma_m dz$$

Où :

$\gamma_m$  : Poids spécifique moyen :

$$\gamma_m = \frac{1}{2} (\gamma_1 + \gamma_2)$$

$$\Delta x_z = \gamma_m (Z_1 - Z_2)$$

$\Delta x_v$  : Terme des pressions dynamiques :

$$\Delta x_v = \gamma_m \frac{V_1^2 + V_2^2}{2g}$$

$\Delta x_B$  : Terme de bifurcations

Lorsque la galerie ou le chantier comporte des changements de section ou des changements de direction, des tourbillons apparaissent dans les zones où ce changement est assez rapide. Des pertes de charges supplémentaires s'ajoutent à celle définies précédemment.

$$\Delta x_B = \xi \gamma \frac{V_0^2}{2g}$$

$\xi$  - Coefficient de perte de charge singulière dépendant des caractéristiques géométriques.

### **1.3.4. Détermination des résistances**

La résistance d'un circuit n'est pas mesurable, on la calcule de deux façons différentes :

- Dans le cas où on veut établir un projet d'aérage, on prévoit l'achat d'un ventilateur, par exemple, on calcule la résistance de chaque élément du réseau par :

$$R = C \frac{LP}{S}$$

Où :

L : Longueur de l'élément, en m ;

P : Son périmètre, en m ;



S : Sa section, en m<sup>2</sup> :

C : Coefficient dépendant de la rugosité.

Alors la résistance totale du réseau sera :

$$R_t = R_1 + R_2 + \dots + R_n$$

Si les éléments du réseau sont en série.

Ou

$$\frac{1}{\sqrt{R_t}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}}$$

Si les éléments du réseau sont en parallèle.

- Dans le cas où la mine existe déjà, la détermination de la résistance du réseau se fait après avoir mesuré la perte de charge X et le débit qui la provoque, Q et elle sera donnée par :

$$R = \frac{X}{Q^2}$$

## 1.4. Soutènement

### 1.4.1. Introduction

L'exécution de travaux miniers souterrains implique la sécurité de ces derniers, ce ci est assuré entre autre par un soutènement opportun, stable et ayant la forme correspondant à la forme choisie de la section de l'ouvrage.

Un choix rationnel du soutènement sera celui qui tiendra compte de la grandeur de la pression et ainsi que de sa direction qui peut se manifester du haut, des cotés et du bas.

### 1.4.2. Variantes du soutènement

Le soutènement minier présente les variantes suivantes :

- 1) Selon sa destination :
  - provisoire
  - définitif
  
- 2) selon le matériau avec le quel il est fabriqué :
  - soutènement en bois ;
  - soutènement métallique ;
  - soutènement en béton ;
  - soutènement en béton armé ;
  - soutènement en maçonnerie (brique)
  - soutènement combiné.
  
- 3) Selon sa construction :
  - à cadre ;
  - continue.
  
- 4) selon le caractère de travail :
  - soutènement de protection ;
  - soutènement isolant ;
  - soutènement d'appui ;
  - soutènement consolidant (boulonnage).



5) Selon ses caractéristiques de déformation :

- rigide ;
- déformable;
- compressible.

6) Selon sa disposition le long de la galerie :

- à cadre complet ;
- à cadre incomplet ;
- de plafond.

7) Selon le caractère de contact avec l'encaissant :

- avec adhésion ;
- sans adhésion.

8) Selon la possibilité de déplacement :

- mobile ;
- stationnaire.

9) Selon la forme de la section transversale

- rectangulaire ;
- circulaire ;
- trapézoïdale.

### **1.4.3. Types de soutènement**

#### **1.4.3.1. Les cadres**

##### **A. les cadres en bois (Fig.1.7)**

Ils sont utilisés dans les terrains à faible progression ou modérée au niveau des excavations dont la durée de vie est de quelques années (1 à 3 ans) (souvent dans les voies secondaires), parfois utilisé comme soutènement provisoire pour un rôle bien défini : (cadre incomplet, de plafond etc...).

Le soutènement en bois est très compressible, généralement se prêtant mal aux grands mouvements et assez bien aux petits.

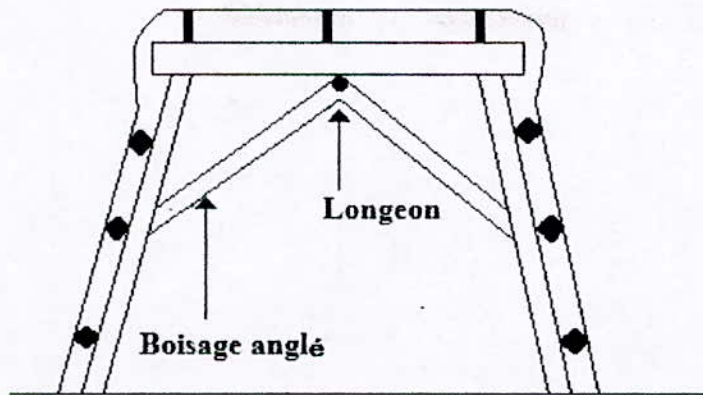


Fig.1.7. cadre en bois

**B. Cadres métalliques (Fig.1.8)**

Selon la nature de l'acier utilisé (doux ou dur) pour la fabrication du cadre qui lui assure certaines fonctions mécaniques (rigide ou compressible) liées au comportement des déformations au sein du massif. Ce dernier est utilisé pour assurer la retenue des terrains et la protection contre les chutes de blocs détachés. Parfois utilisé comme chapeau provisoire (soutènement provisoire).

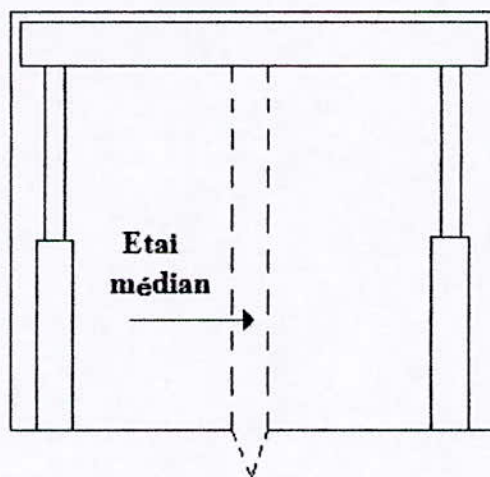


Fig.1.8. cadre métallique.

En résumé, les cadres en bois et métalliques sont utilisés comme soutènement pour les excavations de section rectangulaire ou trapézoïdale : généralement destinés aux voies dont les déformations sont dues à des terrains légers ou modérés.



### 1.4.3.2. Boulons (Fig.1.9)

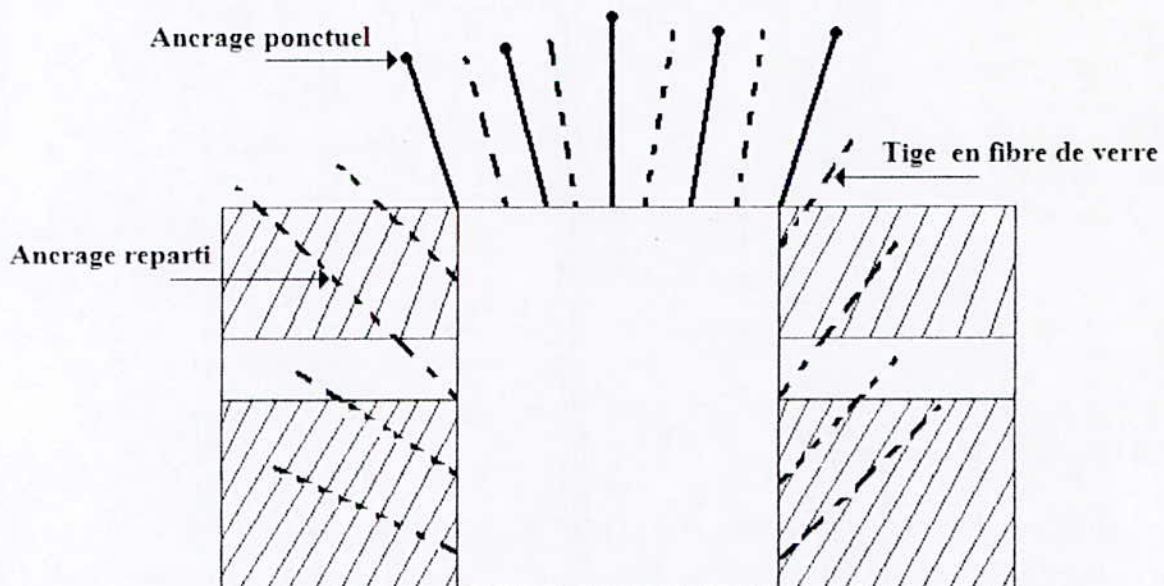


fig.1.9. Boulonnage

#### a. boulonnage à ancrage ponctuel

Il convient parfaitement aux roches de dureté moyenne, se laissant entamer par des outils de frappe en acier ordinaire et les perforatrices. Ce type de roche se rencontre très fréquemment ce qui implique l'étendu de ce mode de soutènement.

Les boulons à encrage ponctuel ne s'encrent pas dans les roches très dures, car la roche ne se laisse pas facilement entamer.

Ces derniers ne s'encrent pas non plus dans les roches très tendres.

Les incidents de toits survenus avec ce type de boulons sont très rares et pour ainsi dire inexistantes.

Le boulonnage à ancrage ponctuel est choisi compte tenu des dimensions des galeries, si la zone fissurée qui règne toujours autour des galeries ne doit pas dépasser même à l'approche d'une taille ou d'un front de défilage, la longueur maximum de boulons qu'on puisse poser. L'ancrage ponctuel est exécuté généralement par les boulons à fente et à coin.

#### b. boulonnage à ancrage réparti

Ce mode d'ancrage s'impose lorsque la roche est normalement très fissurée ou lorsqu'elle se fissure profondément au moment de l'approche des fronts d'exploitation. Ces boulons (boulon à ancrage réparti) seront également utilisés dans les roches très tendres où les boulons, à ancrage ponctuel ne peuvent pas tenir.

Leur utilisation est adaptée si la zone fissurée risque de dépasser la longueur des boulons, ou si les essais d'arrachement n'ont pas permis de trouver un type de boulon s'ancrant correctement dans les roches données.

L'utilisation du boulonnage est due aux nombreux avantages qu'il offre :

- Soutènement dont la pose est simple et facilement mécanisable ;
- Son prix de revient est faible ;
- Les sections des galeries boulonnées ne sont pas réduites par la présence d'étais, de cadre ou de bois, on peut donc grâce à lui introduire une mécanisation nécessitant des engins encombrants ;
- Il facilite l'aéragé en diminuant les pertes de charge.

#### **1.4.3.3. Les cintres** (Fig.1.10)

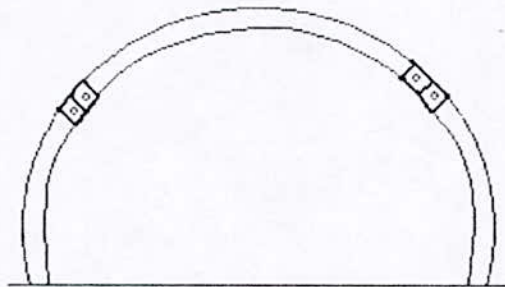


Fig.1.10. Cintres métalliques

##### **1) cintres rigides**

Les cintres rigides sont conçus pour s'opposer à tout mouvement de terrain. Il est donc prudent de ne les placer que là où l'on est certain que les terrains ne bougeront pas ou peu, et s'arranger ensuite pour ne rien avoir à exploiter dans leur voisinage.

Ils sont constitués de poutrelles cintrées, voir de rails cintrées, en plusieurs éléments reliés généralement par des éclisses. Lorsque le cintre ne comporte que deux éléments, ce qui est le cas pour les petites sections jusqu'à 8 m<sup>2</sup> environ, le joint est au sommet de la voûte. Pour des sections plus grandes, les joints partagent le cintre en élément d'encombrement sensiblement égal.



## **2) les cintres coulissants**

Le cintre coulissant s'utilise sans aucune difficulté tant qu'on ne lui demande qu'un coulissement très réduit, ou même nul.

En effet, dans le cas de poussées importantes, les divers éléments peuvent glisser les uns sur les autres, permettant au terrain de se décompresser sans déformer les soutènements.

Ce type de soutènement présente, en effet, de nombreux avantages : tout d'abord il existe, même pour des galeries de grande section, des cintres composés d'éléments dont la pose est facile ce qui simplifie leur mise en place et permet de réaliser des économies de main d'œuvre appréciables et ne nécessite pas une formation spéciale du personnel.

L'utilisation des cintres coulissants est large et s'oriente notamment dans les galeries communiquant avec les quartiers en exploitation.

### **1.4.3.4. Soutènement en béton**

On l'emploie chaque fois que l'on désire un soutènement jointif lisse ou étanche, ou un soutènement de très haute résistance mécanique, par exemple aux endroits suivants :

- recettes et contour de puits ;
- galerie d'exhaure ;
- zones faillées, fissures aquifères ;
- zones à très fortes pressions ou à très forte profondeur.

Le soutènement en béton est généralement utilisé au niveau des ouvrages dont la durée de vie correspond à celle de la mine.

En résumé, les avantages qu'offre un soutènement en béton sont :

- faible résistance à l'aérage ;
- propreté d'aspect, facilité de déplacement des ouvriers.

### **A. béton monolithe**

C'est un béton fabriqué sur place, il est déposé derrière un coffrage contre les terrains qu'il doit soutenir. Il est mis en place par transport pneumatique, ou par pompes.

On peut citer les avantages et les inconvénients qui découlent de son utilisation.

Avantages :

- adaptation aisée à toute forme de galerie ;

- section de creusement minimale, compte tenu de l'épaisseur de béton à assurer ;
- pas de garnissage coûteux et d'efficacité incertaine.

Inconvénient :

- on ne peut compter sur une qualité de béton excellente ;
- l'homogénéité de la pâte en place est difficile à assurer ;
- le béton n'est pas toujours vibré d'une manière satisfaisante ;
- après durcissement il résiste mal aux pressions de terrain non uniforme.

**B. claveaux de béton :** (soutènement circulaire)

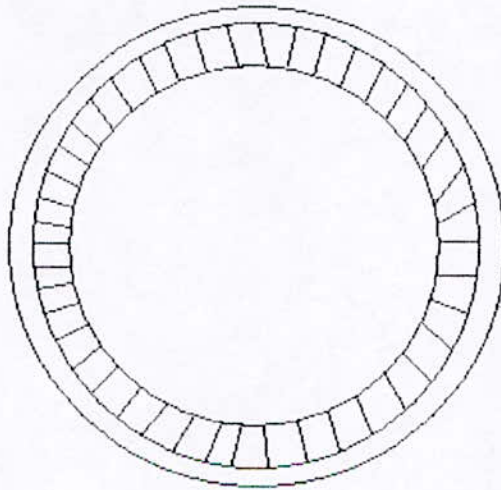


Fig.1.11. Claveaux de béton

Le soutènement par claveaux consiste à l'assemblage d'éléments préfabriqués de béton (Fig.1.11) disposés en anneaux autour de la galerie.

Ils sont séparés par des planchettes de contact et d'écrasement, suivant les dimensions des claveaux et aussi les dimensions de la galerie à soutenir, il faut de 30 à 100 claveaux environ par anneau de soutènement.

Ce soutènement présente :

Les avantages suivants : on peut obtenir

- pour une épaisseur donnée, le maximum de résistance (béton résistant à 600 ou 700 kg / cm<sup>2</sup>).



- Une souplesse plus grande : les planchettes d'écrasement (dont on peut varier le nombre ou l'épaisseur) jouent un rôle fondamental ;
- Bon rendement de mise en place.

Les inconvénients suivants :

- Impossibilité d'utilisation aux carrures, et même dans une courbe. Il faut, dans ces zones particulières recourir au bétonnage classique ;
- En fonction d'un type de claveau, peu de variation possible de dimension de la galerie ;
- Section de creusement plus grande que dans le cas d'une galerie bétonnée (cependant on doit réduire l'épaisseur du soutènement pour avoir une certaine compensation de point de vue résistance des claveaux).

## ***Conclusion***

On constate déjà, avant même d'entamer le chapitre qui est réservé à l'étude des risques, que ces derniers se manifestent ostensiblement dans le tir à l'explosif, notamment des dangers liés directement à son usage. Des problèmes liés à l'inflammation du méthane surgissent essentiellement lors de l'utilisation des détonateurs à retard, pour lesquels en cas de défaillance, l'une des mines arrache les terrains dans lesquels se trouvent des mines non encore explosées, ces dernières détoneront à l'air libre où a pu se rassembler du grisou dégagé par les premières mines. Un autre danger qui est important de le signaler, est celui des ratés, qui sont la conséquence de la rupture du fil électrique alimentant les mines en séries, du fait de l'explosion de celle-ci avant même l'arrivée du courant électrique à la suivante.

Ce chapitre est donc d'une importance essentielle, quant à la déduction des risques susceptibles d'intervenir par suite de l'exécution des travaux miniers, il constituera aussi un repère, pour le quel les risques soulevés (ceux qui sont liés à la nature de l'opération d'extraction) seront rapportés à l'opération incriminée par une défaillance survenue dans cette dernière.



## **Chapitre 2 – les risques engendrés par les travaux miniers**

### ***Introduction***

Ayant connaissance des opérations entreprises dans une mine, il s'agit à présent de quantifier et caractériser les risques majeurs engendrés par ces travaux. Dans le chapitre précédent on a tenté de mettre avant les sources de dangers éventuels, sans pour autant donner une explication profonde pour les risques, cette dernière sera largement détaillée au cours de ce chapitre, en déterminant principalement les paramètres des risques et leur mécanisme de développement.

# CHAPITRE 2



## 1. Risques d'instabilité des ouvrages souterrains

Avant d'aborder les risques auxquels un terrain est soumis, il faut tout naturellement connaître l'histoire géotechnique de ce dernier, et ceux-ci, pour mettre en évidence les paramètres agissant sur les aléas engendrés par l'exécution d'une excavation souterraine. Pour cela nous allons suivre l'évolution d'un terrain destiné aux travaux miniers souterrains.

### a- Terrain vierge

Avant l'ouverture d'un vide, la roche en place en profondeur est soumise à une forte compression avec étreinte, c'est-à-dire que la contrainte en un point comporte toujours une importante composante de compression, quelle que soit l'orientation de l'élément de plan à laquelle elle se rapporte. Sur un plan horizontal, la compression résulte de la masse des terrains sus-jacents ; proportionnelle à la profondeur.

On suppose qu'un massif rocheux peut-être considéré comme une structure formée d'un assemblage de blocs séparés par des fractures ou des failles. Ces blocs sont constitués par la roche dont les propriétés mécaniques peuvent être mesurées au laboratoire. La taille et la forme peuvent varier selon la nature des terrains

Avant de creuser n'importe quelle excavation, les terrains sont soumis à un régime de contraintes triaxiales (Fig.2.1), la figure illustre ce champ des contraintes.

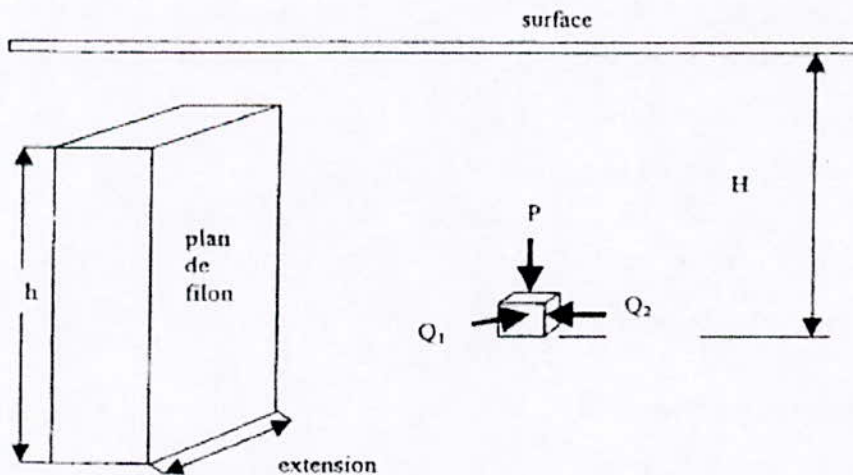


Fig.2.1. champ des contraintes naturelles.

Les contraintes sont réparties dans deux plans :

- Une direction principale des contraintes est la direction verticale. Sur un plan horizontal s'exerce une contrainte  $P$ . On admet que  $P$  est proportionnelle à la profondeur d'exploitation  $H$  et correspond à la charge des terrains sus-jacents.

$$P = \gamma \cdot g \cdot H$$

Où :

$\gamma$  - masse volumique moyenne des terrains de recouvrement ( $t/m^3$ ),

$g$  - accélération terrestre ( $m/sec^2$ ),

$H$  - profondeur d'exploitation (m).

- Les deux autres directions de contrainte principale sont horizontales. On admet que  $Q_1 = Q_2 = Q$  et que cette contrainte est proportionnelle à la profondeur :

$$Q = k \cdot \gamma \cdot g \cdot H$$

Où :  $k$  - facteur estimé d'après les propriétés des terrains.

## **b- Après l'ouverture**

L'ouverture d'une galerie provoque l'annulation des contraintes radiales sur le pourtour du vide tandis que les bancs en couronne s'appuient sur les parements, c'est-à-dire sur les terrains laissés en place de part et d'autre de la galerie ; des efforts de cisaillement et de traction peuvent apparaître, et trois comportements types peuvent se manifester suivant les caractéristiques de la roche et les contraintes qu'elle subit :

- la roche reste dans un état d'équilibre pseudo-élastique, et une certaine détente vers le vide n'en affecte pas la cohésion : la galerie tient sans revêtement, ni soutènement ;

- ou elle se fissure et casse - comportement fragile - et les blocs détachés en couronne doivent être maintenus en place par un soutènement porteur ; au-delà de la zone disloquée, les terrains sont en équilibre ;



- ou enfin elle tend à fluer vers le vide, et il faut un soutènement résistant pour s'opposer à cet écoulement plastique qui peut mettre en mouvement un grand volume de terrains autour de la galerie.

L'exploitation d'un filon subvertical consiste à effectuer une excavation dans le massif rocheux. Supposons que cette excavation soit creusée sans aucun soutènement. Le comportement des terrains avoisinants peut se dérouler selon trois types (Fig.2.2) :

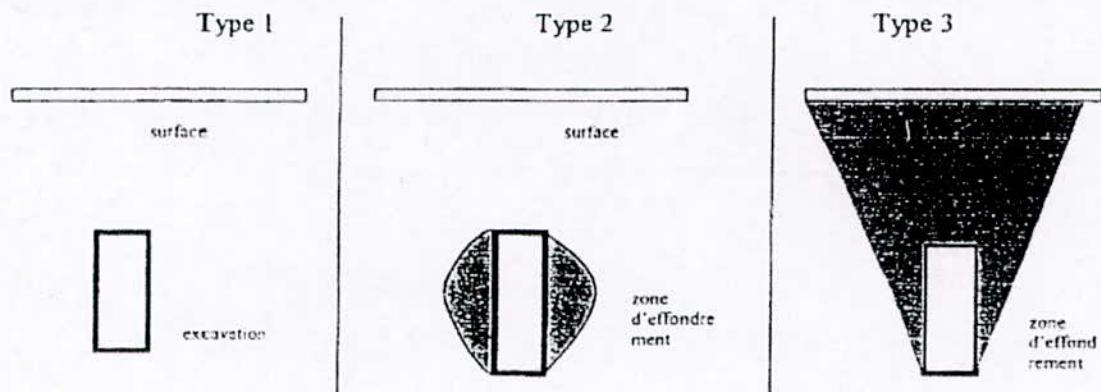


Fig.2.2. différents types de comportement des terrains.

- Type 1

Il y a la stabilité des parois de l'excavation. Il se produit quelques chutes de blocs sans importance.

- Type 2

Il y a éboulement des parois. Si on retire les terrains détachés, l'éboulement pourrait se propager un peu mais on obtiendrait un équilibre stable avec la formation d'une cavité dont la forme serait ovoïde. On estime que ce type de comportement peut être observé dans les sites miniers où la résistance de la roche est importante (supérieure à 24 Mpa) mais où existe une fissuration naturelle.

- Type 3

Il y a éboulement des parois mais si on retirait Les terrains détachés, il y aurait propagation de l'éboulement qui risquerait même de déboucher en surface. Ce type de comportement est observé dans les sites miniers où la résistance de la roche est faible (fissuration naturelle est très dense).

Le temps joue en outre un rôle important dans le phénomène : une galerie peut tenir indéfiniment sans soutènement, ou se détériorer assez lentement pour qu'une purge soignée de la couronne suffise à éliminer les blocs susceptibles de se détacher, ou encore exiger qu'un soutènement soit mis en place aussitôt après le creusement ; la poussée plastique vers le vide peut se manifester progressivement pendant des mois et des années, détruisant parfois plusieurs soutènements successifs, avant qu'un état d'équilibre soit atteint ou que la galerie, devenue inutile, soit abandonnée.

Après l'ouverture, l'image que l'on peut assimiler à une galerie est la suivante : tout se passe comme si l'ouverture de celle-ci entraînait la formation d'un pont (la zone de pression) qui supporte le poids des terrains situés au-dessus de lui et qui met la galerie à l'abri des fortes pressions.

La réponse des terrains peut être de trois manières, selon les caractéristiques mécaniques des roches et la pression auquel sont soumises.

### 1. Roches résistantes : [3]

Là on est dans le versant gauche du graphe contrainte-déformation, soit dans le domaine élastique (Fig.2.3) La roche se déforme légèrement avec contraction verticale et dilatation vers le vide de la galerie, ensuite les mouvements s'arrêtent. La galerie trouve un équilibre naturel et cela même en absence de soutènement.

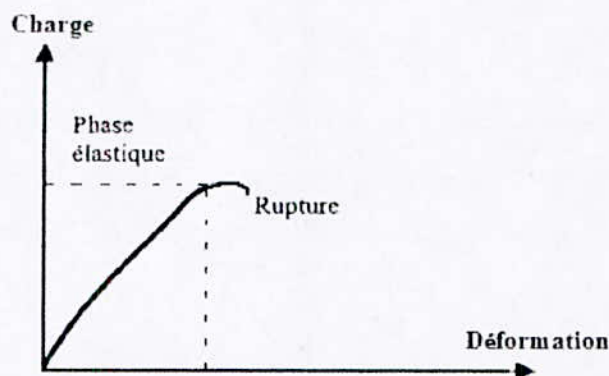


Fig.2.3. graphe de contrainte-déformation

La bonne résistance des roches est caractérisée par les deux aspects suivants :

1. une excellente résistance mécanique contribue largement à la stabilité des terrains après le creusement d'une galerie ;



2. la grandeur de la pression est directement liée à la profondeur, or, la bonne tenue des terrains est plus grande pour des faibles pressions, ce qui implique une faible profondeur.

Finalement, on peut dire que l'ouverture d'une galerie dans un massif résistant donne lieu à la formation de deux zones distinctes (Fig.2.4) :

- ✓ une première zone où les pressions sont supérieures aux pressions primitives : on l'appelle la zone de pression ;
- ✓ une deuxième zone où les pressions n'ont pratiquement pas changé : c'est la zone non influencée.

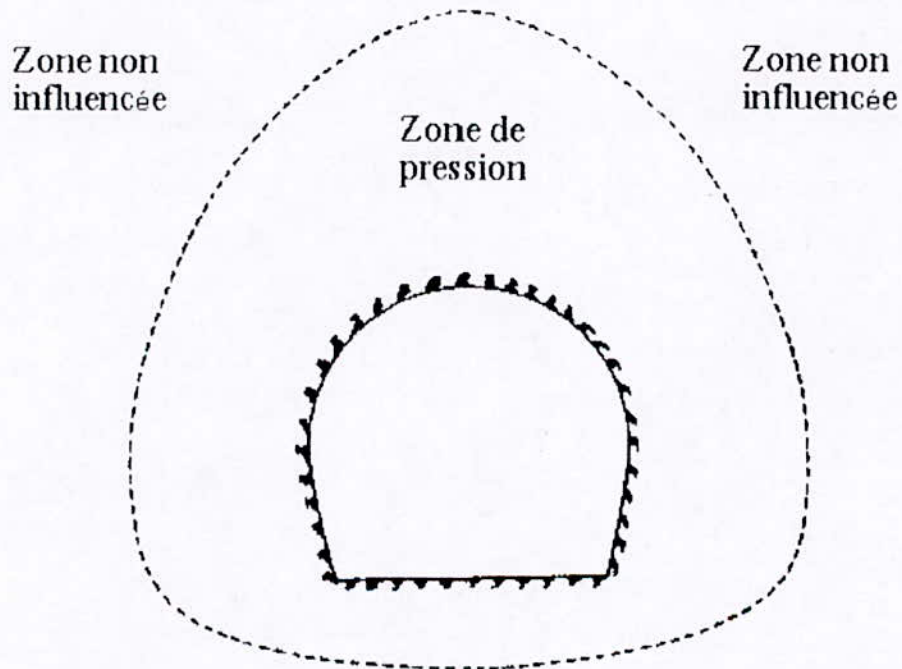


Fig.2.4. régime de pressions autour d'une galerie dans le cas d'une roche résistant bien à la pression.

## 2. Roches non résistantes, glissement relatif des roches est limité : [3]

Une couche immédiate à la galerie sera soumise à des efforts supérieurs à la limite de compression des roches constituant de cette couche, de ce fait, ces dernières sont brisées et peuvent chuter dans la galerie, si un soutènement n'est pas installé.

Le principe de report des charges sur les bases latérales de la galerie est toujours vrai pour ce cas, néanmoins, l'appui des terrains sera plus profondément dans la galerie, en effet, les parois latérales imminentes de la galerie, là où normalement le poids des terrains sus-jacents sera subit est composé essentiellement de roches écrasées, incapables de remplir ce rôle, et qu'il faut bien que l'ensemble des terrains s'appuie quelque part, c'est dans une couche plus profonde que cet appui sera trouvé.

Ici l'équilibre naturel est atteint quand les forces de frottement vont mettre fin au glissement relatif des roches écrasées, et on aura trois zones (Fig.2.5) :

- ✓ zone de détente;
- ✓ zone de compression ;
- ✓ zone non influencée.

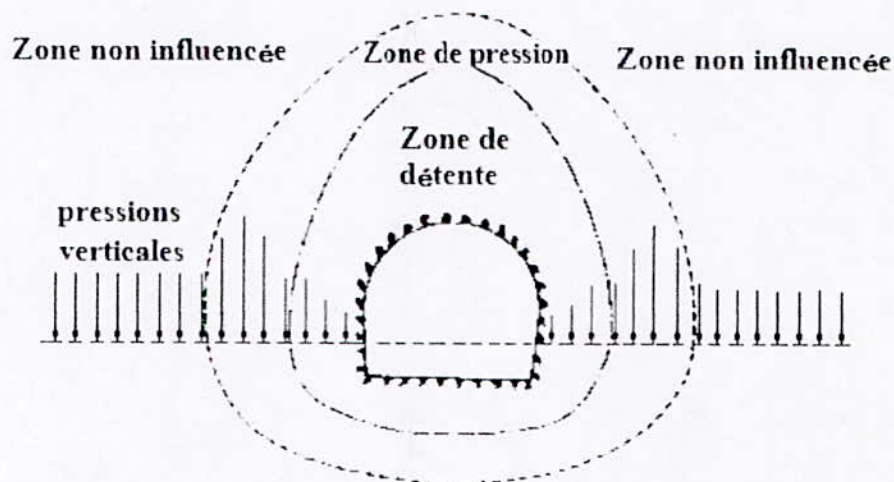


Fig.2.5. Régime des pressions autour d'une galerie dans le cas de roches ne résistant pas à la pression.

### 3. Roche non résistante avec un glissement facile : [3]

L'équilibre naturel (sans soutènement) pour ce cas de figure, tend à combler entièrement la galerie, du fait de la non suffisance des frottements des blocs les uns contre les autres dans la zone de détente. Pour pallier à la non tenue des terrains, un soutènement très efficace s'impose, destiné non pas seulement à empêcher la chute de blocs, mais bien plus encore, il devra revêtir toute la circonférence de la galerie et être très résistant. La mauvaise connaissance des caractéristiques mécaniques des roches et les contraintes auxquels ils sont soumis pour ce cas précis, conduit inéluctablement vers l'effondrement de la galerie.



### **c- Influence de l'orientation de la stratification sur la stabilité des parois de la galerie**

Selon l'angle de pendage des couches stratifiées, on distingue les cas suivants :

1- pendage subhorizontal (Fig.2.6) : on a un risque d'effondrement de la voûte. Pour

la sécurité de l'ouvrage il faut procéder au boulonnage du toit.

2- galerie en direction (Fig.2.7) :

a) pendage oblique : chute des bancs en place, du fait de la flexion des couches minées tangentes à la paroi, où un boulonnage exécuté dans les zones susceptibles est un moyen efficace de prévention.

b) pendage vertical : dans ce cas il y a un grand risque d'effondrement de panneaux importants, et la rupture des couches constituantes des parois latérales, ces dernières sont maintenues en place par un soutènement rigide et résistant ainsi qu'autour de la voûte.

3- galerie en travers-bancs (Fig.2.8) : l'orientation en travers-bancs est généralement la meilleure, celle en direction (ou recoupant les couches successive avec un petit angle) la plus défavorable.

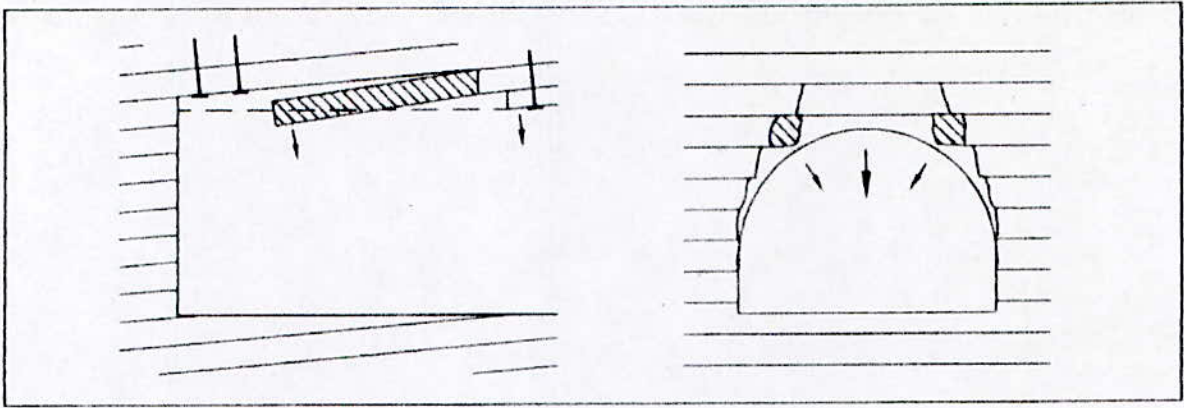


Fig.2.17. pendage subhorizontal

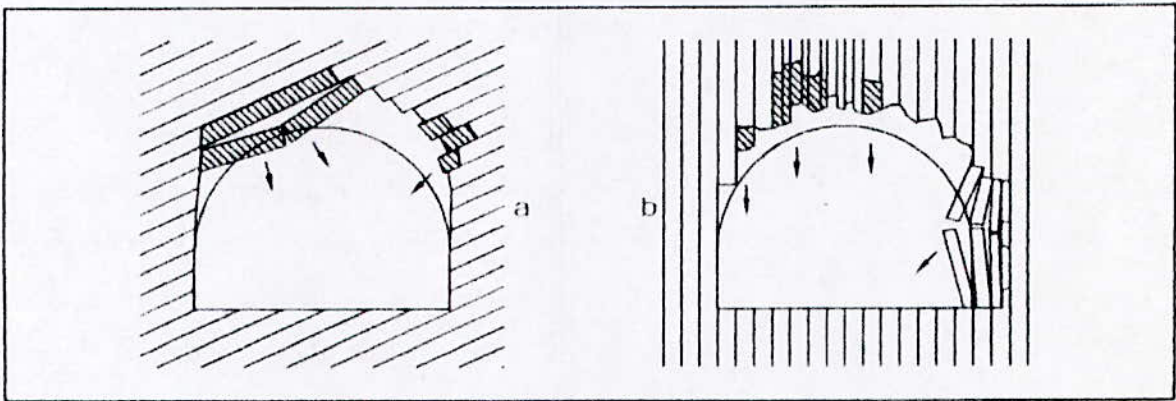


Fig.2.18. galerie en direction : a) pendage oblique b) pendage vertical

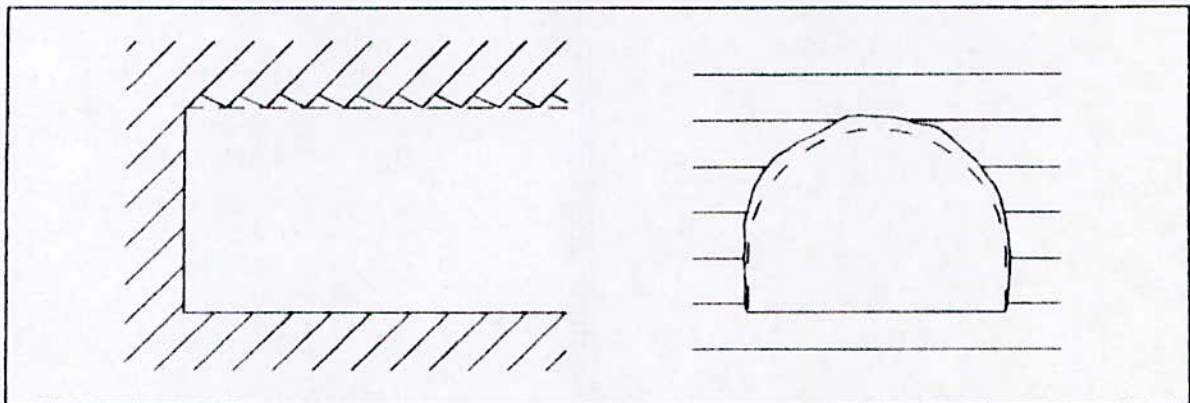


Fig.2.19. galerie en travers-bancs



## **1.1. Coup de charge**

### **1.1.1. Définition**

Le coup de charge est une dislocation brutale du massif, du minerai ou de la roche stérile dans un secteur dont les dimensions peuvent varier de quelques mètres à plusieurs centaines de mètres, comparable à l'effet d'un explosif et due à l'état de surtension de ce secteur.

### **1.1.2. Paramètres d'un coup de charge**

#### **A. Profondeur**

La profondeur du gisement, détermine la valeur de la pression sur la roche dans le massif vierge, la pression verticale régnante a pour origine le poids des terrains situés au dessus. Après l'exécution d'un ouvrages minier souterrain et la redistribution des contraintes, cette pression sera augmentée ou diminuée selon la zone à la quelle sont point d'application il appartient (zone de détente, compression, non influencée). La pression sera alors, plus grande notamment pour les roches résistantes au voisinage immédiat de la galerie, où la profondeur aura un effet direct sur la poussée des parois à l'intérieur des vides de la galerie. On peut dire finalement que le coup de charge croit avec la profondeur.

#### **B. Domaine d'élasticité**

Le domaine élastique correspond à la marge que peut avoir une roche soumise à des paliers successifs de contraintes avant sa rupture, cela est vrai étant donné que le domaine plastique est relativement bref. Si une grande marge élastique est appréciée à terme pour la tenue du toit sans soutènement, elle est cependant, redoutée pour un coup de charge, notamment lorsque les contraintes ont dépassées cette limite élastique grande soit elle, elle aura provoquée un emmagasinement d'énergie potentielle tout le long de la résistance de la roche au sollicitations grandissantes. Cette énergie potentielle sera libérée lors du coup de charge.

#### **C. Temps d'application**

L'influence du temps est importante, tel que, la durée d'application d'une charge sur un échantillon diminue la résistance à la rupture. La figure (Fig.2.9) ci dessous traduit le résultat d'un essai de ce genre ; on y voit en particulier que, pour une charge prolongée, la résistance à la rupture tombe à moins de la moitié de la valeur qu'elle peut atteindre pour une charge très brève.

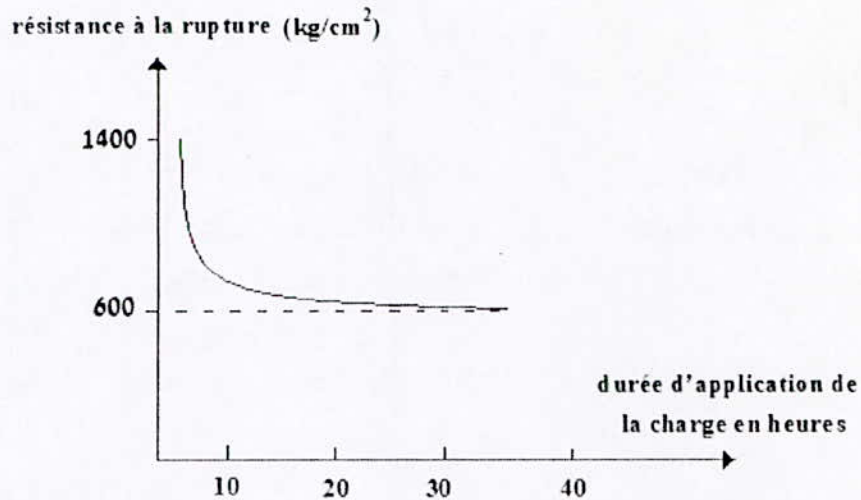


Fig.2.9. variation de la résistance à la rupture avec la durée d'application de la charge.

On déduit de tout ça que le temps va certes diminuer la résistance du massif où une charge moindre sera suffisante à amorcer un coup de charge que si c'était au début du creusement de la galerie, mais incontestablement le coup de charge sera moins violent, car l'énergie potentielle est moindre, comparablement à celle où la limite de rupture est maintenue à sa valeur initiale.

#### **D. Présence d'eau**

La présence d'eau aura pour effet, la diminution de la résistance des terrains et l'augmentation de leurs pressions. L'impact de l'eau sera d'une part, et compte tenu de l'accroissement de la pression, une augmentation du risque de coup de charge, et d'autre part ce dernier sera moins vigoureux si on considère que la résistance est diminuée. L'action de l'eau sera atténuante de la puissance d'un coup de charge si les terrains sont encore compacts appartenant toujours à l'intervalle élastique, sinon le massif est brisé dans l'incapacité de libérer instantanément l'énergie.

#### **E. Méthode d'exploitation**

Le risque de coup de charge s'aggrave lorsqu'on emploie des méthodes avec les quelles il est nécessaire de laisser subsister un grand nombre de stots dans le but de soutènement et d'exécuter d'importants traçages, le toit se trouve alors en porte-à-faux sur une grande surface, ce ci aura pour effet, une création d'une très grande pression d'appuie qui va constituer un élément favorable à un coup du toit.



## F. Fatigue du massif

La fatigue désigne le comportement du massif rocheux sous des cycles répétés de contrainte ou de déformation qui causent une détérioration de la roche constituante, d'où résulte une rupture progressive.

### Mécanisme de la fatigue

Les essais de fatigue, montrent que le phénomène de fatigue se compose de trois stades (Fig.2.10) : l'amorçage ou nucléation des fissures, leur propagation, et enfin la rupture.

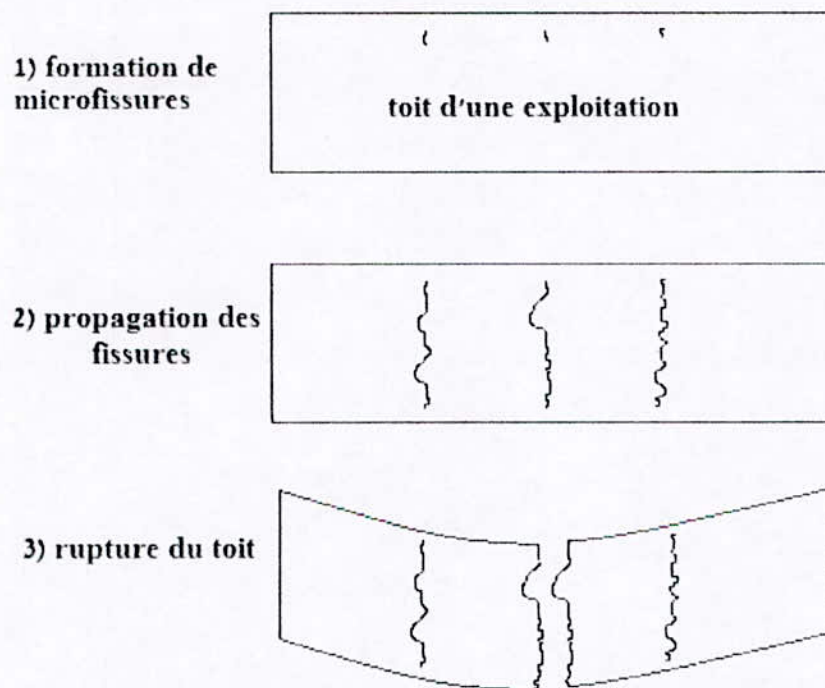


Fig.2.10. processus de la fatigue dans un massif

Au cours de l'amorçage, dans un échantillon soumis à une charge cyclique, on observe des microfissures de petite dimension, qui peuvent apparaître, pour des contraintes maximales inférieures à la limite élastique, chaque fois qu'une concentration de contrainte provoque une déformation plastique localisée. Cette accumulation de contrainte peut être entraînée par des irrégularités de surface, ou par des inclusions à l'intérieur de l'échantillon. Cet effet est accru par les facteurs macroscopiques tels que rayures, entailles. Des microfissures se forment ainsi dans les régions les plus sollicitées.

Le mécanisme de propagation de ces microfissures est moins bien connu. Les observations montrent que la rupture progresse par petits sauts : la fissure fait un bond à chaque cycle en

s'ouvrant durant l'augmentation de la charge et en se refermant partiellement lors de la décharge.

Ce stade de propagation de la fissure est suivi de la rupture brutale de la roche. Le phénomène de fatigue est donc un facteur accélérateur du processus de rupture de la roche, de ce fait, le risque de coup de charge est plus accru pour les roches soumises à des cycles de contraintes comme par exemple les ondes de pression produites par le tir à l'explosif.

### **1.1.3. Développement d'un coup de charge :[1]**

- 1) le massif va emmagasiner de l'énergie potentielle sous les contraintes appliquées par les terrains sus-jacents. Cette énergie est d'autant plus importante si elle n'est pas dissipée lors de lentes déformations du massif ;
- 2) un surcroît de contraintes dû à la pression d'aplanissement qui s'établit lorsque le front s'approche des zones de rupture, une impulsion qui déclenche une transformation de l'énergie potentielle en énergie cinétique, ce qui provoque la dislocation brutale du massif : c'est le coup de charge.

### **1.1.4 Conséquences d'un coup de charge**

- l'effet de coup de charge est comparable à celui d'une explosion, il est produit avec un bruit sec et violent, une violence telle



### **1.1.5. Susceptibilité d'un coup de charge autour d'une galerie**

#### **1- Roches résistantes**

En se référant à l'état des contraintes (fig.2.4) et l'état mécanique des roches, on constate rapidement que la configuration qui représente ce cas de figure est l'idéale quant à l'effondrement brutale du toit, en effet, nous avons d'une part, un report d'appui imminent aux parois de la galerie avec une zone de pression entourant la galerie, et d'autre part, une grande résistance des roches leurs permettant un emmagasinement appréciable d'énergie potentielle ce qui va constituer le moteur du coup de charge.

#### **2- Roches non résistantes, se stabilisent par frottement**

La galerie appartient à une zone de détente (fig.2.5), donc la sollicitation des contraintes est moins accrue sur cette dernière. Un coup de charge ne sera vraisemblablement pas enclenché par la zone de détente, car les roches sont brisées, et ne sont plus capables de réunir l'énergie nécessaire pour un coup de charge, de plus, l'énergie qui peut être liée à un accroissement de contrainte sur cette zone sera absorbée par un glissement des roches les unes sur les autres. La zone concernée par un coup de charge est celle qui est sous pression, tel que, les conditions qui s'y prêtent à un coup de charge sont présentes à savoir, le report d'appui est essentiellement dans cette zone et aussi les roches constituantes de cette dernière sont dans le domaine élastique, susceptible à tout instant de dégénérer et provoquer un effondrement brutal du toit.

#### **Remarque**

L'équilibre naturel après le creusement de la galerie peut évoluer vers un envahissement de la galerie par les roches brisées à la faveur d'une surpression des terrains, ceci est en aucun cas un coup de charge, en raison de la non coïncidence de ce phénomène avec les caractéristiques d'un coup du toit qui est l'expulsion de roches avec force vers l'espace libre de la galerie, or que là, c'est la non capacité des forces de frottement à maintenir en place les roches brisées.

## 1.2. Fontis et affaissement

### 1.2.1. Introduction

L'affaissement est un phénomène progressif lié à la présence de cavités à moyenne ou grande profondeur (Fig.2.11). La rupture de ces cavités se propage vers la surface en provoquant un tassement des terrains qui se traduit par la formation d'une cuvette d'affaissement.

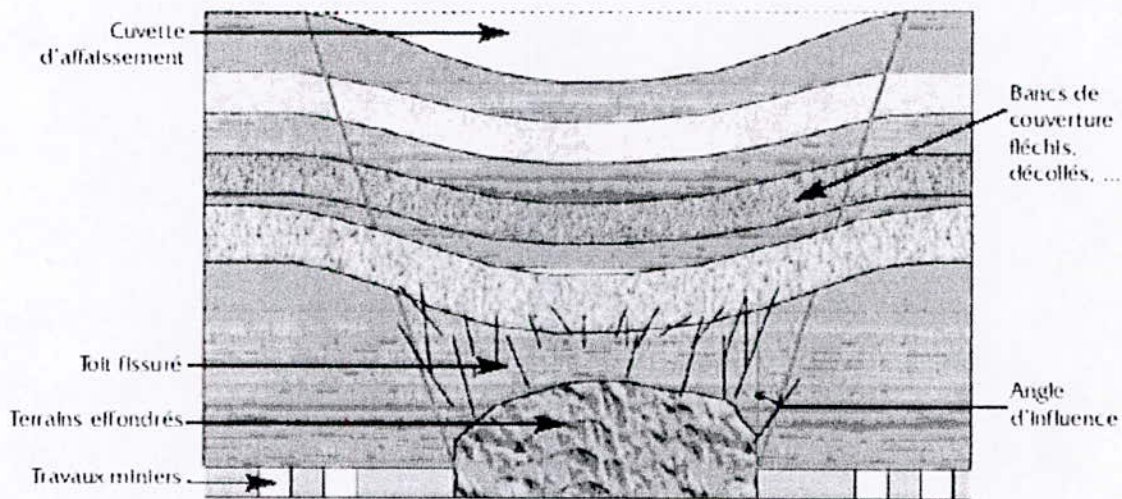


Fig.2.11. vue en coupe d'un terrain- phénomène d'affaissement progressif  
-effondrement des veines minières exploitées et impact en surface

Du fait de l'angle d'influence, cette cuvette peut dépasser la zone concernée par les travaux miniers et le phénomène se manifeste nécessairement sur une surface importante.

D'autre part, en raison du foisonnement des terrains, la profondeur maximale de la cuvette sera bien inférieure à la hauteur du vide souterrain présent. En effet, en la présence d'un vide souterrain, les matériaux supérieurs s'effondrent et occupent ensuite un volume plus important. On observe ainsi un phénomène d'auto comblement qui explique qu'au-delà d'une certaine profondeur, le phénomène ne se manifeste plus en surface.

L'impact est plus fortement ressenti au niveau des habitations en limite de cuvette car elles peuvent être soumises à des contraintes importantes. En revanche, il est possible qu'un bâtiment situé au centre d'une cuvette ne subisse aucun dommage malgré un affaissement de plusieurs mètres.

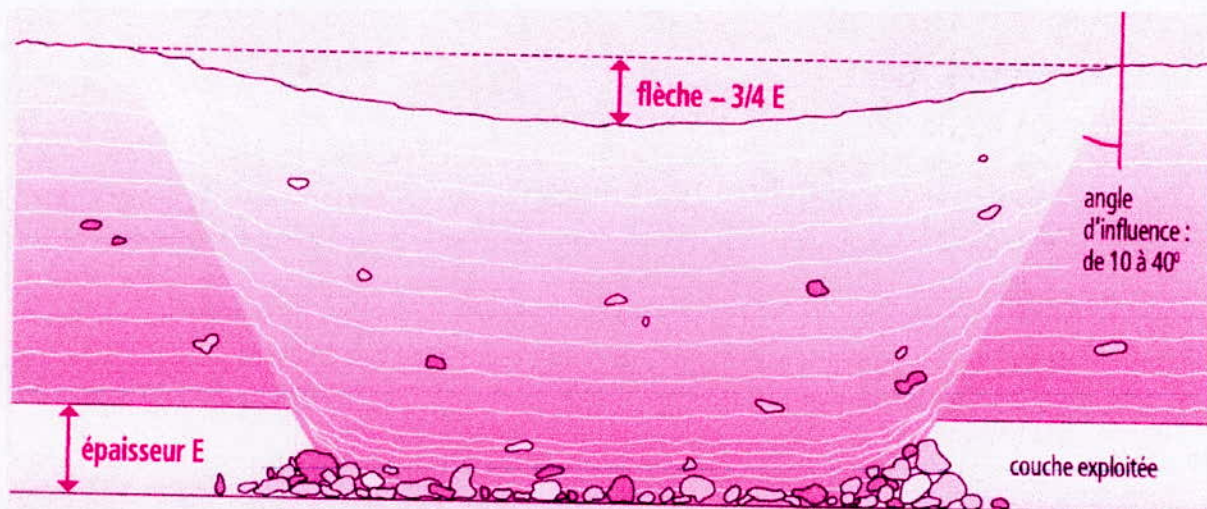
Attention, si l'affaissement se produit, les bords de la cuvette ne correspondront pas nécessairement aux limites de la zone d'aléa affaissement. En effet, cette zone correspond aux lieux où l'affaissement peut se produire mais la cuvette n'occupera pas nécessairement toute la largeur de la zone et les bords de la cuvette peuvent donc aussi bien se trouver en plein milieu de la zone d'aléa qu'au bord de celle-ci.



## 1.2.2. Mécanisme d'un affaissement

La pesanteur, loi physique sur l'attraction des corps, est le moteur des affaissements, moteur actif dès qu'il y a du vide sous la surface du sol. Que la pesanteur referme ce vide, et la surface du sol s'abaisse. On distinguera deux catégories de vide, la porosité naturelle des terrains, occupée par des fluides, et les galeries. Dans la plupart des cas, l'examen du sol met en évidence des cuvettes d'affaissement, dont la forme classique est celle d'une assiette, ou des fontis d'effondrement (des puits ou des gouffres), à l'intérieur d'une cuvette plus ou moins apparente.

Les figures 2.12.a et 2.12.b illustrent bien la différence entre fontis et affaissement, tel que, dans le cas de ce dernier on constate une continuité du sol au jour avec un déplacement du sol inférieur à l'épaisseur de la galerie dans le sous-sol, à la différence de fontis, le déplacement est égale à la hauteur de la galerie souterraine et au jour la discontinuité est nette.



a- affaissement.

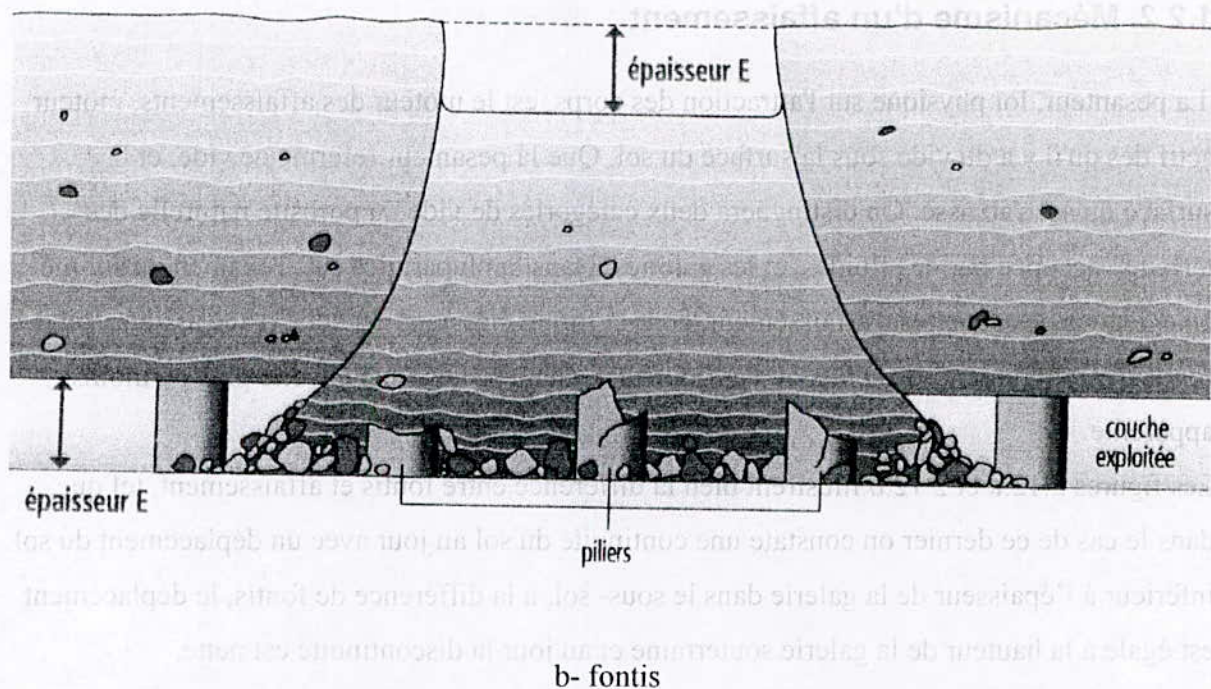


Fig.2.23. phénomène de ruine d'une mine souterraine

### 1.2.3. Paramètres d'un affaissement minier

#### 1. Méthode d'exploitation

Lorsque l'exploitation s'exécute avec remblayage des vides, les vides souterrains résiduels sont très réduits. Il n'est pas totalement exclu que se produise un tassement ultérieur du remblayage.

Les répercussions en surface demeurent cependant faibles, de l'ordre de grandeur des mouvements naturels du sol.

Lorsque l'exploitation est faite avec foudroyage, les vides souterrains sont comblés par l'éboulement des terrains sus-jacents et par leur foisonnement. Les méthodes utilisant le foudroyage conduisent aux affaissements les plus importants et ceux-ci peuvent atteindre 90 à 95% de l'ouverture de la couche au centre de la cuvette. Ils peuvent être réduits à 50 ou 55% par l'emploi de remblais pneumatique et même à 20% grâce au remblayage hydraulique.

Lorsque l'exploitation se fait par chambres et piliers, les terrains sus-jacents ne se sont pas effondrés.



Les piliers supportent donc ces terrains. Ils sont, de ce fait, plus ou moins fortement surchargés. Leur capacité de résistance à long terme est le plus souvent sensiblement inférieure à leur résistance à court terme. Elle faiblit également lorsque la roche se sature en eau. Les couches argileuses ou marneuses peuvent en outre fluer en présence d'eau. Dans ces conditions, il est fréquent de constater une dégradation progressive des piliers et du toit des galeries. Cette dégradation peut gagner de proche en proche. Les terrains sus-jacents s'effondrent alors progressivement jusqu'à provoquer parfois un affaissement de la surface.

## **2. Le temps : [3]**

Le temps joue un rôle très important. Le sous-sol est un milieu évolutif. Les circulations d'eau peuvent provoquer par exemple des modifications de nature à affaiblir les anciens travaux, ou par simple vétusté des matériaux, leur limite de rupture se trouve diminuée.

L'affaissement n'est jamais immédiat, il se fait peu à peu et toujours en s'amortissant. Les constatations faites à ce sujet sont très variables d'un endroit à l'autre ; les chiffres suivants qui sont donnés à titre indicatif, correspondent à des observations faites dans la Ruhr. Sur l'affaissement total il a été observé :

- |                               |                              |
|-------------------------------|------------------------------|
| - 50 % pour le premier mois   | - 6 % pour le quatrième mois |
| - 25 % pour le deuxième mois  | - 4 % pour le cinquième mois |
| - 12 % pour le troisième mois | - 3 % pour le sixième mois   |

En fonction du temps l'affaissement peut évoluer dans l'espace, se traduisant par l'accroissement de l'angle d'influence, en effet, la position du point J (Fig.2.13) située à la verticale de la taille, n'est valable que pendant l'exploitation et la progression de la taille, dès que celle-ci est arrêtée, on constate pendant quelque temps un déplacement progressif du point J, qui finit par se stabiliser en avant de la taille, en un point I, qui correspond à l'angle d'influence.

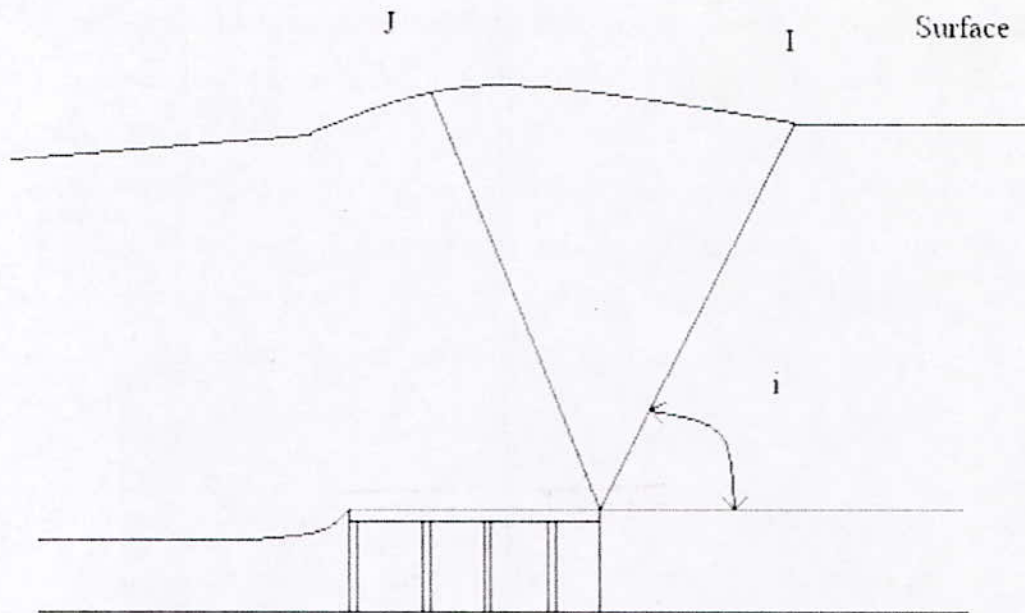


Fig.2.13. développement de l'influence d'une taille arrêtée sur l'affaissement en surface.

### 3. Natures des roches

La nature des roches composant les terrains, que ce soit la couche exploitée ou les couches immédiatement sous-jacentes et celles jusqu'à la surface, détermine le risque de ruine des vieux travaux et les conditions de la répercussion en surface de cette ruine, donc l'appréciation de la nature des roches surmontant la galerie est capitale dans la remontée de la cloche, tel que, il suffit d'un banc de roches compactes suffisamment résistantes entre la mine et la surface pour que les effondrements ne remontent pas au jour.

Le comportement des piliers eux-mêmes dépend beaucoup de la géologie du gisement, si en considère qu'il suffit d'un intercalaire argileux pour que les piliers soient beaucoup moins résistants, par exemple.

La résistance à la compression, à la traction et au cisaillement des roches concernées est souvent difficile à mesurer. Les essais sont effectués sur des échantillons de taille réduite, qui ne rendent pas compte de la perte de résistance due aux fracturations. En outre, les roches ont souvent une résistance qui chute avec le temps, ce qui conduit à un endommagement progressif des terrains et des piliers.



## **1.2.4. Les différents processus conduisant à la ruine d'une carrière souterraine**

### **A. Rupture du toit**

Il s'agit des fontis. Ils naissent en général à l'intersection des galeries, là où les portées entre appuis sont les plus importantes. Cela commence par un ciel tombé, c'est-à-dire la chute d'un banc qui se détache du toit de la cavité. Lorsque plusieurs bancs se sont ainsi détachés successivement et que la cavité est remontée dans les matériaux meubles qui surmontent la roche exploitée, on parle de cloche de fontis. La progression est alors souvent beaucoup plus rapide.

La manifestation en surface d'un tel phénomène est très variable. Le foisonnement (augmentation de volume du matériau après excavation ou effondrement, dû en partie au fractionnement en blocs) des matériaux effondrés a tendance en effet à combler progressivement la cavité qui remonte. L'évolution du fontis est donc grandement fonction de la nature des matériaux en présence de même que du rapport entre la hauteur du recouvrement et la hauteur du vide initial (hauteur de la galerie d'exploitation). Dans certains cas la venue à jour du fontis peut donc se traduire par un effondrement brutal de plusieurs mètres de diamètre (de quelques mètres à 25 ou 30 mètres) et d'une profondeur équivalente. La cloche de fontis peut également se résorber avant d'atteindre la surface, mais dans ce cas une modification du régime des nappes souterraines ou d'autres phénomènes peuvent activer de nouveau le processus et conduire à un effondrement en surface.

La remontée d'une cloche de fontis (Fig.2.14) est liée à la présence d'une cavité à faible profondeur.

La rupture du toit de cette cavité souterraine se propage avec la remontée d'une voûte et formation d'une cloche de fontis. Si le vide est suffisamment proche de la surface, celle-ci peut atteindre le jour et provoquer un effondrement localisé des terrains : le fontis.

La couche grise correspond aux terrains de surface meubles qualifiés de « mobilisables ». Si la remontée de la cloche peut s'étaler sur une période très longue, une fois que celle-ci atteint les terrains mobilisables, l'effondrement se propage brutalement vers la surface en formant un cône d'effondrement dont l'angle dépend de la stabilité de ces terrains.

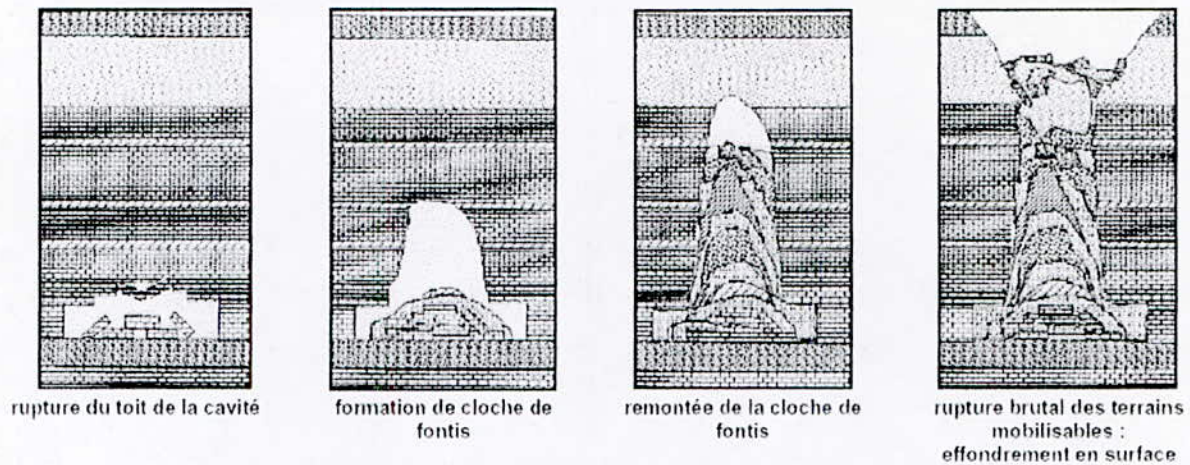


Fig.2.14. processus de formation d'un fontis

Ce phénomène se manifeste très rapidement en surface et ne donne pas de signes avant coureurs perceptibles. S'il est possible d'inspecter l'intérieur des cavités concernées, une surveillance régulière du toit de ces cavités peut permettre de constater le début de formation d'une cloche de fontis et ainsi d'anticiper le phénomène.

Sa dimension peut varier fortement et dépend de la configuration du vide présent.

On peut ainsi observer des fontis de diamètres allant du mètre à plusieurs dizaines de mètres.

### B. Rupture des piliers

Après l'exploitation souterraine, les charges naturelles des terrains de couverture sont reportées sur les éléments de soutènement qui subsisteront (Fig.2.15) : les piliers laissés en place, dans le cas des exploitations par piliers. Les sollicitations mécaniques de ces éléments de soutènement sont en général élevées avec une distribution des contraintes complexe et évolutive. Leur forte compression peut provoquer leur dégradation par écaillage, fissuration et rupture finale.



Fig.2.15. sollicitation des piliers de soutènement



L'affaissement d'un pilier entraîne souvent une reprise des efforts par les piliers voisins qui peuvent se trouver à leur tour en limite de stabilité. Dans certaines configurations, la généralisation d'une telle situation risque d'entraîner un effondrement généralisé et brutal qui peut concerner plusieurs hectares de carrières.

### **C. Rupture du radier**

On peut considérer le radier d'une exploitation comme le massif de fondation des piliers. Ceux-ci transmettent en général des charges à la fois concentrées et élevées. L'assise des piliers peut ainsi être défaillante de plusieurs manières : lorsqu'elle est fragilisée par un autre niveau de galeries sous-jacentes, dans le cas fréquent d'exploitation sur plusieurs niveaux, ou par des phénomènes de dissolution ou de lessivage en cas de venues d'eau ou de galeries partiellement noyées.

La rupture du radier entraîne donc à terme la ruine du pilier, le mécanisme conduisant en général à des désordres en surface.

## **2. Risques liés à la présence du grisou**

### **1. Introduction**

Le grisou est un gaz combustible qui se dégage de certains gisements d'origine organique comme le charbon, la potasse, schistes bitumineux, et ayant les propriétés suivantes :

Son poids spécifique est de 0,72 kg/m<sup>3</sup> et sa densité de 0,558. De plus, il est inodore et incolore.

À pression et température ordinaires, la combustion a une allure explosive entre 6 et 16 %.

L'inflammation d'un volume gazeux constitué d'un mélange d'air et de grisou, dans les travaux souterrains, entraîne :

- la production d'une flamme dont l'expansion est assez limitée,
- la formation d'une onde de pression élevée qui se propage très loin à des vitesses de l'ordre de 250 m/s,
- le dégagement de gaz brûlés (CO<sub>2</sub> et CO),
- la combustion du méthane peut mettre le feu à des matières aisément inflammables

L'équation de combustion du méthane est la suivante :  $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2 \text{H}_2\text{O}$

### **2. Approvisionnement de l'atmosphère minière par le grisou : [2]**

La présence de grisou dans les galeries s'explique par :

- 1) le dégagement normal continu et assez uniformément répartie de celui-ci ;
- 2) le dégagement par soufflards. Pour ce mode de dégagement, le grisou jaillit sous pression avec un signe caractéristique, qui est, le sifflement lors du dégagement. Le grisou provient de failles et de cassures naturelles de roches.
- 3) Le dégagement instantané avec projection de grandes masses de charbon ou de roches.

A priori l'approvisionnement de l'atmosphère minière par le grisou est lié aux pressions des terrains (Fig.2.16).



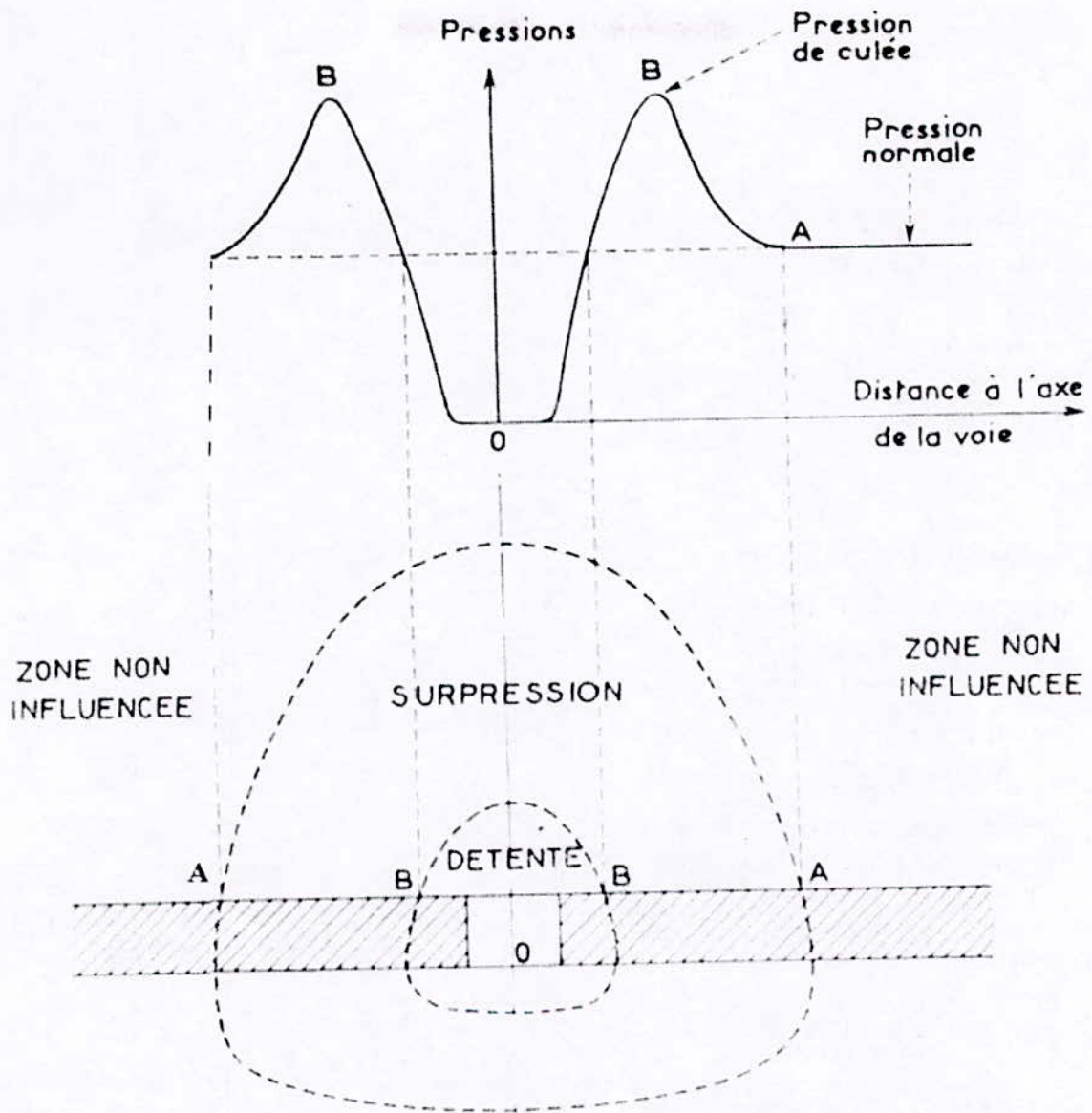


Fig.2.16. pressions des terrains en galerie.

Le grisou sortira des couches de la manière suivante : dans la zone non influencée (Fig.2.1), le gaz occlus dans le charbon n'a aucune possibilité d'en sortir. Dans la zone de culée, où existent certains mouvements de terrains, il tendra à sortir, mais trouvera peu de fractures assez ouvertes pour cela et ne sortira donc qu'en quantités minimes. Par contre, nous aurons des vides énormes dans la zone de détente, et le grisou en sortira en quantité considérable. Lorsqu'on fait des mesures de pressions de gaz dans les trous de sonde, on trouve des pressions :

- Très élevées en zones vierges (jusqu'à 40 atm),
- Plus faibles dans la zone de surpression (jusqu'à 1 ou 2 atm),
- Extrêmement réduites dans la zone de détente.

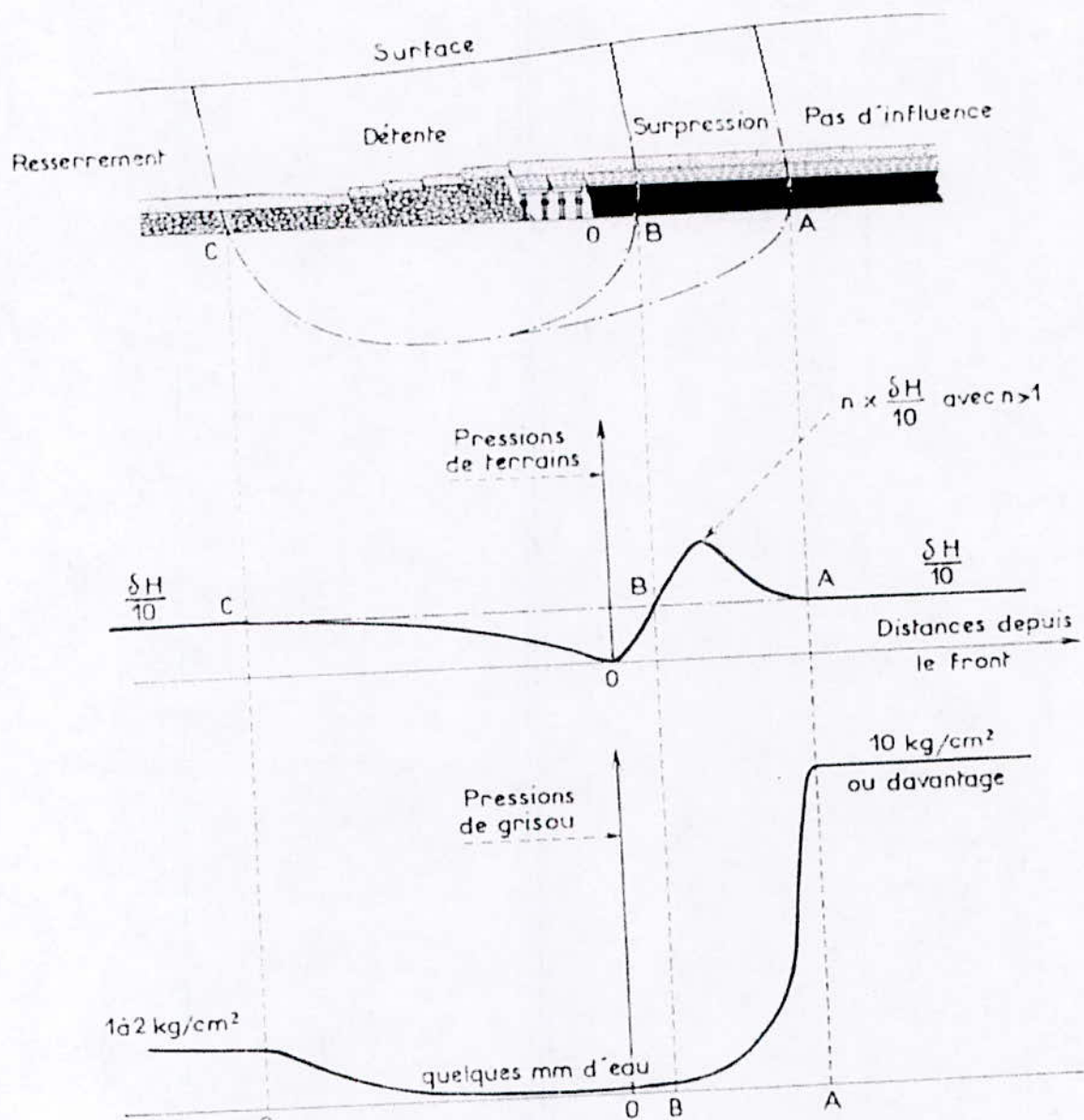


Fig.2.17. pression de terrains et pression de grisou en taille.

On remarque sur le schéma précédent (Fig. 2.17) qu'en arrière taille subsiste encore une pression de grisou, malgré le fait de l'épuisement de charbon, ce ci s'explique de la manière suivante :

Une exploitation crée en avant de la taille des fissures d'autant plus ouvertes que celle-ci s'approche d'avantage. Le grisou qui tend à se dégager dans la zone influencée, monte par ces fissures (Fig.2.18), puis circule horizontalement au dessus de la taille. Il redescend ensuite vers la voie de tête, sous l'influence de la dépression d'air.



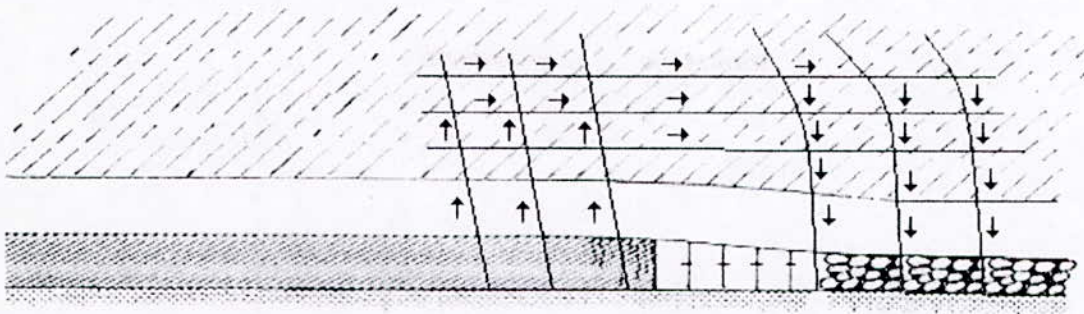


Fig.2.18. migration du grisou.

### 3. Paramètres agissant sur le dégagement de grisou

Stratigraphie : les anciennes couches de charbon renferment plus de gaz, à cause de la transformation du bois et des fossiles en acide humique et en gaz, le processus est plus avancé pour les charbons les plus anciens, cela dit, il faut considérer d'autres paramètres influant sur les couches anciennes, à savoir, une densité élevée et des vides réduits, ce qui va se traduire par une limite à cette règle de croissance de la teneur en grisou avec l'ancienneté. La figure ci-dessous (Fig.2.19) donne approximativement l'allure de la relation entre le grisou contenu dans le charbon et les matières volatiles ;

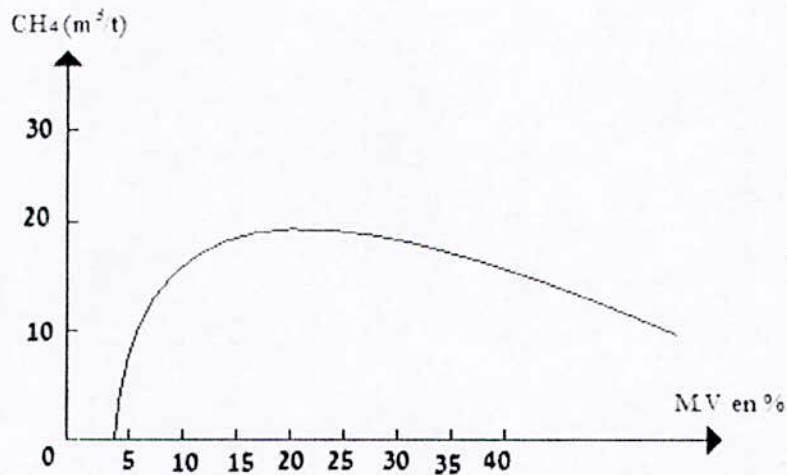


Fig.2.19. Relation entre grisou et matières volatiles.

2) Profondeur : l'évacuation du grisou à travers la surface est plus favorable pour les mines les moins profondes, donc le dégagement est moins important pour ce type de mine ;

3) Concentration de contraintes : les concentrations de contraintes se trouvent essentiellement au voisinage des failles et spécialement les failles inverses, les renversements de couche, les

dômes et en général tous les points où les couches ont été laminées ou broyées sont sujets à d'abondant dégagement de grisou ;

4) Couches non exploitées près de la taille : les couches minéralisées vont alimenter en gaz l'atmosphère minière, augmentant ainsi le débit total de grisou ;

5) Durée de l'exploitation : les anciennes mines offrent moins de grisou que celles qui sont jeunes, car le temps d'évacuation est plus grand.



## 2.1. Dégagement instantané des gaz du massif (D.I)

### 2.1.1. Définition

C'est l'envahissement brusque d'un volume considérable de gaz, en projetant simultanément de grandes masses de roches et de charbon. Le D.I peut être observé pour le grisou ( $\text{CH}_4$ ), pour le gaz carbonique ( $\text{CO}_2$ ) ou pour le mélange de ces deux gaz. Ceux de gaz carbonique sont les plus violents.

### 2.1.2. Processus d'un D.I

Le processus d'un D.I est constitué de quatre phases

#### 1) phase des contraintes

Lors de la mise à nu soudaine du massif soumis à des contraintes, l'énergie élastique du massif conduira au fluage de ce dernier vers le front libre, ceci aura comme conséquence une augmentation de la fissuration ouverte, permettant au gaz de s'échapper vers le réseau des canaux ainsi créés dans le massif écrasé. La pression gazeuse sera sensiblement multipliée (Fig.2.19), ainsi donc la force qui pousse le massif vers le front libre se trouve accrue.

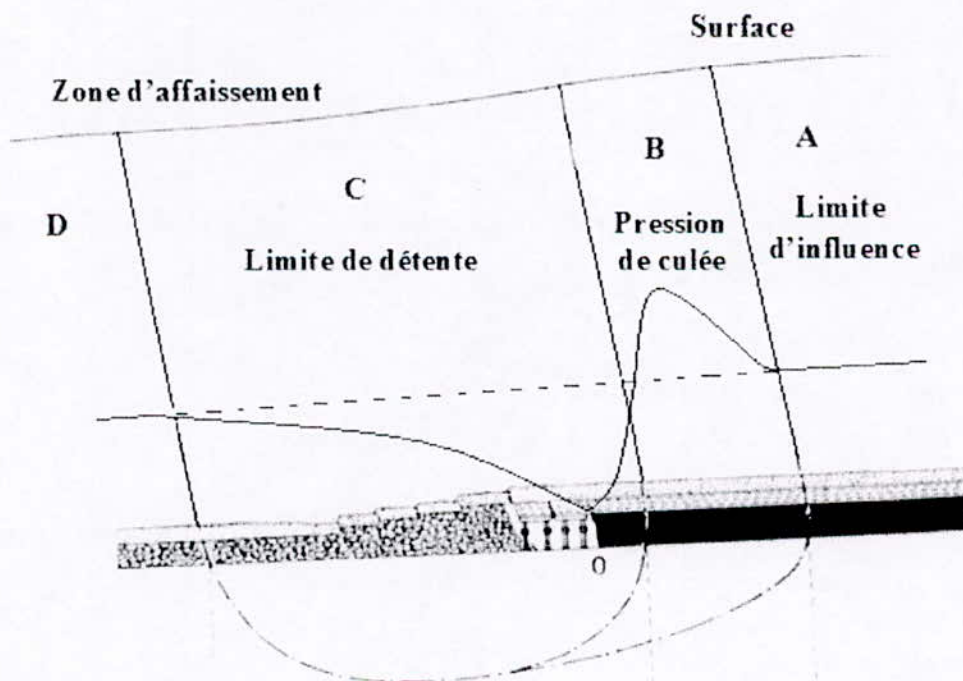


Fig.2.19. amorçage d'un dégagement instantané de gaz

L'amorçage d'un D.I est lié à la détente brusque des gaz sous pression. La zone pour la quelle une forte pression de gaz est observée est celle A, cette dernière appliquera de très fortes contraintes horizontales sur la zone B, la quelle est soumise à la pression de culée, et de ce fait, le massif dans cette région se trouve broyé et facilement mobilisable. Le D.I est déclaré à partir d'une certaine pression critique des gaz occlus dans la zone A.

Pour expliquer le piégeage des gaz par le massif, il est démontré que la perméabilité du charbon diminue considérablement avec la pression. La courbe donnant la relation perméabilité-pression est une hyperbole, la perméabilité tombant au 1/100 de sa valeur, lorsque la pression passe de 1 à 60 kg/cm<sup>2</sup> par exemple (Fig.2.20).

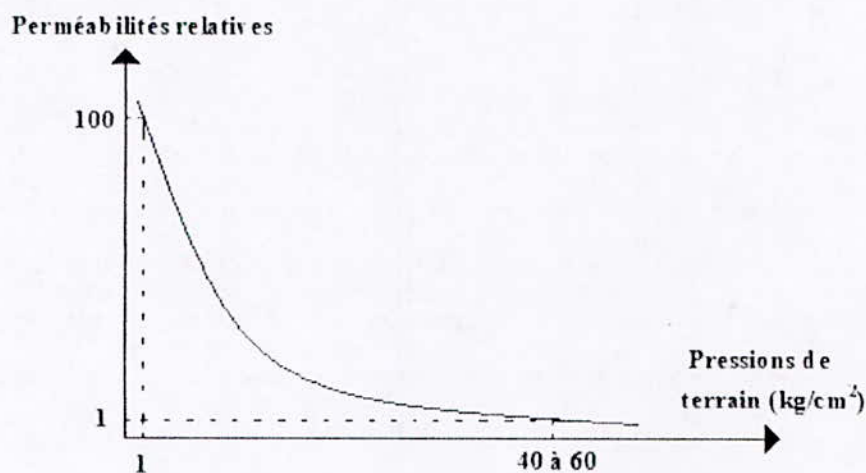


Fig.2.20. perméabilité du charbon

On peut imaginer donc que le grisou des mines à D.I a une difficulté toute spéciale pour s'évacuer de façon normale.

## 2) phase du gaz libre

On assiste à une éjection de charbon où le gaz libre est le moteur.

## 3) phase du gaz adsorbé

La vitesse de désorption croit, opérant ainsi un véritable transport pneumatique de charbon.

## 4) phase finale

Le processus se développe de proche en proche dans le massif. Il s'arrête lorsque les parties friables sont expulsées, jusqu'à atteindre la partie dure du massif.



## **2.1.3. Les paramètres déterminants dans un dégagement instantané**

### **A.1. caractéristiques générale du gisement**

#### **1.1. Tectonique des terrains**

Cette tectonisation est le plus souvent caractérisée par la présence de failles d'importance régionale ou locale.

Un accroissement des contraintes va conduire au broyage des couches dont la conséquence est une augmentation du risque d'un D.I, de plus les failles jouent le rôle de canaux d'alimentation en CO<sub>2</sub>.

#### **1.2. Profondeur des travaux**

L'influence de la profondeur reste un facteur déclencheur d'un D.I, cependant dans des mines en Pologne ou au Royaume Unie la corrélation entre la fréquence des D.I et la profondeur n'est pas toujours parfaitement établie. Pour mieux isoler l'influence de la profondeur il faut définir la fréquence de D.I par unité de surface déhouillée, et éviter de comparer des données provenant à profondeur égale de veine à épontes très différentes ou très différemment influencées par les travaux antérieurs.

#### **1.3. Le pendage des couches**

Par l'action de la gravité, le pendage provoque notamment en charbon friable, des éboulements capables de se transformer en D.I après la mise à nu soudaine des parties profondes non dégazées. Un exemple éloquent, est celui du gisement de Donbass en Russie, pour le quel des D.I ont lieu en couche dressante dégageant 10 m<sup>3</sup> de gaz par tonne extraite, alors qu'en plateure, les D.I n'apparaissent qu'en couche fournissant au moins 20 m<sup>3</sup> de gaz par tonne extraite.

Il est utile de signaler la répartition des D.I sur une taille en dressant, tel que, il se produit plus de D.I dans le tiers inférieur (55%) que dans le tiers médian (25%) ou supérieur (20%), alors que dans le cas des gisements plateures les D.I, sont les plus nombreux aux extrémités des tailles.

Dans une mines en Bulgarie où une taille en veine très pentée dans la quelle 87% des D.I ont eu lieu dans le 2/5 inférieur de la taille.

#### **1.4. La puissance des couches**

Pour la puissance, l'aspect dangereux est lorsque on a une variation de puissance, et plus particulièrement l'augmentation de puissance après étreint, le danger s'explique par l'obstacle opposé au fluage de la veine par des épontes divergentes.

#### **1.5. Humidité naturelle**

L'humidité de la couche diminue le risque de D.I, mais l'injection d'eau dans le massif n'est pas considérée comme une humidité naturelle, l'arrosage facilite la migration du gaz vers le front, mais il est à craindre une fissuration excessive qui peut servir d'amorce au D.I si le gisement n'ayant pas fait l'objet au préalable d'un traitement par une autre méthode de prévention.

### **2. caractéristiques mécaniques du charbon et des épontes**

#### **2.1. Intensité des contraintes**

La susceptibilité d'un D.I est liée en l'occurrence à l'existence de concentration de contrainte, cette dernière est le fait en général des caractères suivants :

- présence d'intrusion de schiste ou de grés au voisinage des D.I, leur attribue une perturbation des contraintes ;
- avancement plus ou moins rapide des travaux miniers créant un report de charge en des zones d'appui ou de culée, où les contraintes préexistantes se trouvent sensiblement accrues ;
- angle aigu formé par le front de taille et l'une de ces voies.

Le meilleur moyen pour la détermination des zones à concentration de contraintes demeure une étude géotechnique sur le terrain.

#### **2.2. Propriétés mécaniques des charbons et des roches stériles**

Il est évident qu'un charbon fragile ou friable présente un risque important de D.I, soit encore l'influence marquée d'épontes dures. C'est le cas d'une mine en Bulgarie caractérisée par un



#### **1.4. La puissance des couches**

Pour la puissance, l'aspect dangereux est lorsque on a une variation de puissance, et plus particulièrement l'augmentation de puissance après étreint, le danger s'explique par l'obstacle opposé au fluage de la veine par des épontes divergentes.

#### **1.5. Humidité naturelle**

L'humidité de la couche diminue le risque de D.I, mais l'injection d'eau dans le massif n'est pas considérée comme une humidité naturelle, l'arrosage facilite la migration du gaz vers le front, mais il est à craindre une fissuration excessive qui peut servir d'amorce au D.I si le gisement n'ayant pas fait l'objet au préalable d'un traitement par une autre méthode de prévention.

### **2. caractéristiques mécaniques du charbon et des épontes**

#### **2.1. Intensité des contraintes**

La susceptibilité d'un D.I est liée en l'occurrence à l'existence de concentration de contrainte, cette dernière est le fait en général des caractères suivants :

- présence d'intrusion de schiste ou de grés au voisinage des D.I, leur attribue une perturbation des contraintes ;
- avancement plus ou moins rapide des travaux miniers créant un report de charge en des zones d'appui ou de culée, où les contraintes préexistantes se trouvent sensiblement accrues ;
- angle aigu formé par le front de taille et l'une de ces voies.

Le meilleur moyen pour la détermination des zones à concentration de contraintes demeure une étude géotechnique sur le terrain.

#### **2.2. Propriétés mécaniques des charbons et des roches stériles**

Il est évident qu'un charbon fragile ou friable présente un risque important de D.I, soit encore l'influence marquée d'épontes dures. C'est le cas d'une mine en Bulgarie caractérisée par un

charbon dont le coefficient de Protodiakonov  $f < 0.25$  et une éponte dont le coefficient de résistance à la traction  $R > 650$  bars.

Le D.I est déclenché du fait de l'énergie potentielle élastique emmagasinée dans les épontes et la veine, de plus, le comportement variable du charbon selon le régime de contrainte auquel il est soumis, commande la gazo-dynamique des D.I.

### **2.3. Convergence des épontes**

La convergence des épontes est causée par les contraintes naturelles ou d'exploitation auxquelles le massif est soumis, les contraintes peuvent proposer des irrégularités, ceci va induire à des retards ou accélérations des mouvements du toit, ce qui accroît le risque d'un D.I.

### **2.4. Bruit et vibration**

Un rapport sur l'impact des vibrations sur un D.I dans le bassin des cevennes fait état des observations suivantes :

- les D.I se produisent dans les panneaux où l'on constate un pourcentage élevé de tirs suivis d'une agitation ;
- les panneaux non agités sont indemnes du risque de D.I.
- cependant des panneaux agités peuvent être décelés sans présenter de risque de D.I.

Il est intéressant de prévoir un D.I sur la base des réponses vibratoires du massif après un tir, pour cela citons l'exemple d'une mine de potasse, à sismique basse fréquence (0-10 hertz) : les tirs suivis d'un comportement des terrains seraient caractérisés par un abaissement de l'ordre de 2 hertz du spectre de la réponse sismique.

Il faut retenir finalement que tout D.I est précédé d'une augmentation du nombre des bruits, mais toute augmentation du nombre de bruit ne conduit pas nécessairement à un D.I.

## **3. Structure du charbon**

La structure du charbon joue un rôle déterminant dans la gazo-dynamique qui est le passage du gaz du massif de l'état adsorbé à l'état libre dans le chantier.



La structure est constituée par :

- **les pores** : la porosité est insensible aux contraintes, elle caractérise l'adsorption du massif.
- **Fissuration** : les fissures se colmatent sous l'action des contraintes, ce qui va déterminer la perméabilité au gaz.

Donc, l'intérêt est bien évidemment l'emploi de méthodes pour l'estimation de ces deux grandeurs, à savoir l'adsorption et la perméabilité, et voir l'incidence de chacune d'elles sur un D.I.

### Perméabilité

ETTINGER a proposé la mesure de l'accroissement de pression ( $\Delta p$ ) dans une enceinte, créée par l'adsorption de 3g de charbon dans des conditions bien déterminées, l'indice ( $\Delta p$ ) présente des variantes liées au moment initial considéré pour l'estimation de  $\Delta p$  et on a :

- $\Delta p_{0-60}$  : de  $t=0$  à  $t=60$  secondes ;
- $\Delta p_{10-60}$  : de  $t=10$  à  $t=60$  secondes ;

La corrélation entre  $\Delta p$  et un D.I peut se résumer ainsi :

- si ( $\Delta p_{10-60}$ ) reste compris entre 6 et 10 le charbon n'appartient pas à des couches dangereuses pour lesquelles le ( $\Delta p_{10-60}$ ) est beaucoup plus élevé de l'ordre de 25 à 32 unités ;
- si le pourcentage de ( $\Delta p_{0-60} > 20$ ) est élevé, de l'ordre de 15% et plus, le charbon est jugé dangereux.

### Perméabilité

Il est naturel de mesurer la variation de la perméabilité du massif sous contraintes, car un D.I est favorisé à la fois par la concentration de fissures et des contraintes.

## **4. Concentration en gaz**

Le gaz dont il s'agit est le  $CH_4$  et le  $CO_2$ , qui peuvent se présenter seuls ou soit en mélange. Le bassin des cevennes enregistre tous les types de D.I ( $CO_2$ ,  $CH_4$ , mixte), la concentration en gaz joue un rôle important dans la genèse du D.I, le développement de ce dernier est à la

faveur de l'énergie potentielle du gaz occlue, qui assure le transport au loin des produits arrachés au massif.

### **5. variation de température dans le massif**

La température n'est pas considérée comme un facteur déterminant pour un D.I, mais la baisse de température du massif en gisement à CH<sub>4</sub> a parfois été signalé avant que ne se produise un D.I, ceci est interprété comme provoqué par la détente du gaz s'échappant du massif.

En Pologne on considère les chantiers les plus dangereux sont ceux pour les quels la différence de température entre le chantier et le fond d'un trou de 3m de longueur est supérieur à 6°C.



## **2.2. Coup de grisou**

### **2.2.1. Définition**

Le coup de grisou est une explosion accidentelle de gaz méthane dans une mine, liée à son exploitation. Il s'agit d'un accident souvent mortel, et très redouté des mineurs ; il est en général aggravé par un effondrement du toit, et parfois par un coup de poussière.

Il se produit quand une atmosphère formée de grisou et d'air, préalablement mélangés en proportions convenables, subit le contact, non pas seulement d'un corps incandescent, qui ne suffirait pas, en général, pour déterminer l'explosion, mais d'une flamme gazeuse.

### **2.2.2. Mécanisme d'un coup de grisou**

#### **1. Inflammation**

L'inflammation du méthane est le point de départ d'un coup de grisou, mais celle-ci, n'est pas systématique par la simple présence de méthane et d'une cause d'inflammation, mais d'autres conditions doivent être réunies pour donner lieu à une inflammation.

La vitesse de l'inflammation est fonction de la température, tel que, le grisou s'enflamme :

- à 650°C en quelques secondes ;
- à 600°C en quelques minutes ;
- à 500°C en quelques heures.

L'addition de certains gaz ( $\text{NH}_3$ ,  $\text{NO}_2$ ) ou de certains oxydes ( $\text{Ce}_2\text{O}_3$  ou  $\text{CO}_2$ ) abaisse notablement cette température, cette dernière encore, est relevée par l'action d'inhibiteurs ( $\text{NaCl}$ ,  $\text{KCl}$ ,  $\text{NO}_2\text{NOH}$ ).

Pour créer une inflammation il faut naturellement une cause d'inflammation, susceptible d'être générée par :

1. les explosifs : c'est la cause la plus fréquente, étant donné, la fréquence de son utilisation, leur décomposition engendre des germes qui sont à l'origine de l'inflammation ;
2. les incendies : tous les moyens susceptibles de générer un feu peuvent enclencher l'inflammation. On peut citer comme exemple, les allumettes, le briquet, ou aussi la lampe de sûreté.
3. gaz n'ayant pas été refroidis, issu de l'échappement des moteurs à combustion interne ;

4. étincelle : les étincelles peuvent être électrique, ou provoquées par le choc entre deux roches, ceux-ci, peut se traduire pratiquement par la chute de grés, qui peut être à l'origine d'une inflammation. Le choc d'un outil sur la roche est tout aussi dangereux, si on sait qu'un marteau perforateur à taillant bien affûté peut enflammer le grisou, à cause des frottements, ces derniers peuvent être entre métaux et provocateurs d'un coup de grisou, et pour meilleur preuve, la mine de Mathias Stinnes en Allemagne, où le frottement d'ailettes de ventilateur secondaire contre son carter a eu des conséquences fatales.

## 2. Propagation de la flamme

Il y a une dualité entre la teneur en grisou et la température pour que la propagation soit possible. A température ordinaire, la teneur doit être comprise entre 6 et 16%, et pour des températures plus élevées, les teneurs minimales d'inflammations passent à :

- 100°C ..... 5.5% ;
- 175°C ..... 5% ;
- 250°C ..... 4.5% ;
- 600°C ..... 3%.

D'autre part, la vitesse de propagation est estimée à 0.38 m/s dans des conditions de laboratoires, avec une teneur en grisou de 12%, et où, le milieu de propagation est l'air.

Mais les conditions idéales ne sont pas représentatives des véritables coups de grisou, notamment si on considère la chasse d'air qui porte la vitesse de la flamme à des valeurs très supérieures, ainsi, que s'explique des vitesses de 20 m/s soient couramment atteintes lors de coups de grisou. Cette chasse d'air est expliquée quant à elle par le dégagement de chaleur issu de la combustion, qui tend à dilater les gaz brûlés.

### 2.2.3. Effet de la teneur en méthane sur un coup de grisou

- I. Moins de 6% de CH<sub>4</sub>, il n'y a pas de propagation, le méthane brûlant simplement, au contact de la flamme ;
- II. Au dessus de 6%, en atmosphère calme, et en volume limité, on a une lente déflagration ;
- III. Au dessus de 6%, en atmosphère agitée et avec volume étendu, la déflagration s'accélère, les effets mécaniques sont alors violents.



### 3. Explosion de poussière

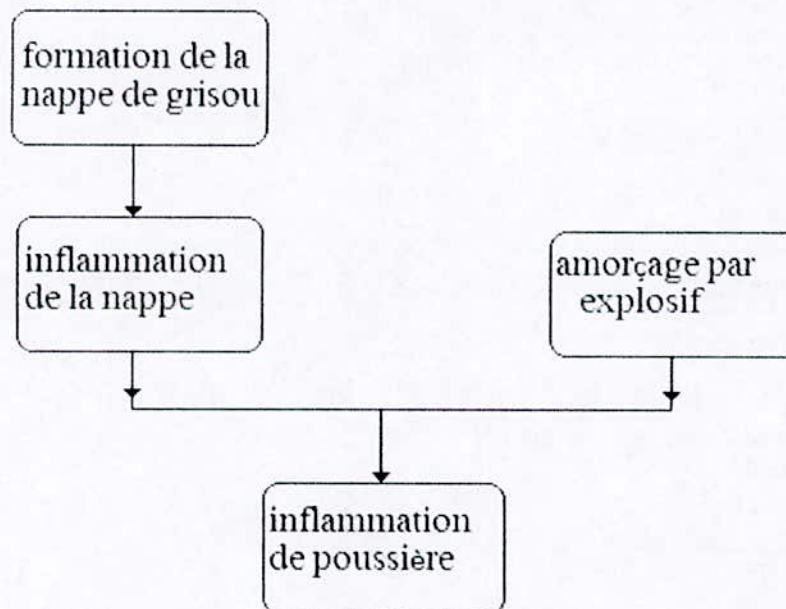
#### 3.1. Définition

C'est le soulèvement d'un nuage de poussière, provoqué par la chasse d'air qui précède la flamme. La chasse d'air est déclenchée par une détonation initiale et peut ainsi s'entretenir sur de très grandes distances.

Le premier coup de poussière avait eu lieu en 1906 à Courrières, il parcourut 110 km de galeries.

#### 3.2. Chronologie d'un coup de poussière

La chronologie d'un coup de poussière présente deux voies principales, à savoir, que la divergence des ces voies est dû essentiellement à l'amorçage du C.P, soit par l'explosif, ou soit par la nappe de grisou, cette dernière présente des spécificités que nous relaterons tout le long de la chronologie. Ces voies se rencontrent en une phase déterminée dans la chronologie pour arriver finalement à une explosion de poussière.



## **1. Formation de la nappe de grisou (amorçage engendré par la nappe de grisou)**

Pour avoir un mélange rapide de deux gaz, il faut que ces derniers aient des densités respectives comparables, dans le cas contraire, l'harmonisation du mélange est à la faveur d'une force de turbulence suffisante, néanmoins, le mélange par diffusion turbulente est moins efficace entre le méthane et l'air qu'entre deux gaz ayant des densités presque égales. Le mélange air-méthane passe par un état transitoire où la force de turbulence assure plus ou moins la fusion, pour ensuite arriver à un état permanent du fait de l'amortissement de la turbulence, il se forme alors une interface essentiellement laminaire. Dans ces conditions, une petite émission de méthane donnera naissance à une nappe au toit, s'étendant sur plusieurs mètres le long de la galerie.

## **2. Inflammation**

### **Modes d'inflammation principales**

#### **A. Tir des explosifs**

Le tir incriminé dans l'inflammation de poussière est le tir à retard, car des cartouches peuvent exploser dans un nuage préformé. Pour réduire le risque, l'utilisation de tir instantané est fortement recommandé, car il ne part pas dans un nuage préformé. Le risque est moindre encore lors de tir en trou de mine, et ceci, même avec des explosifs à usage restreint, tiré sans bourrage.

#### **B. Flambée de grisous**

L'inflammation de la nappe va provoquer une explosion, si celle-ci est suffisamment violente, l'onde de pression en avant de la flamme peut soulever la poussière de charbon sur toute la surface de la galerie. La poussière est ensuite enflammée par la flamme de méthane et donne lieu à une explosion de poussière.

## **3. Propagation de la flamme**

Le processus de propagation, se déroule en deux temps :

- 1) la propagation se fait par tranches, la tranche en combustion transmettant, essentiellement par rayonnement, sa chaleur à la tranche voisine ;
- 2) sous l'action du rayonnement, les grains de charbons s'échauffent, et s'enflamment.



### 3.3. Conditions du déclenchement de l'explosion de poussière

Les conditions limites d'inflammation d'une explosion de poussière par une flamme de grisou, ou par le tir à l'explosif, sont basées sur les deux aspects suivants :

- 1) une rapide augmentation du taux d'érosion des poussières correspond à une vitesse critique de souffle, la quelle, est une vitesse limite pour la formation d'un nuage de poussière inflammable, elle est supérieure à 6m/s d'après des essais en laboratoire réalisés par HODKINSON ;
- 2) l'amorçage d'une explosion de poussière, est assuré par une quantité requise pour l'explosif, ou une quantité limite et une distribution du méthane pour donner naissance au souffle critique.

### 3.4. Facteurs influant sur l'inflammation et la propagation d'un C.P

#### a. Nature du charbon

Les matières volatiles, qui sont une propriété intrinsèque du charbon ont une influence essentielle sur l'inflammation, notamment leur teneur dans l'atmosphère minière. L'aptitude à l'inflammation est croissante avec la teneur en matières volatiles (Fig.2.21), ceci est vrai jusqu'à 35%, on observe, dès lors, une légère décroissance pour les teneurs les plus élevées en M.V.

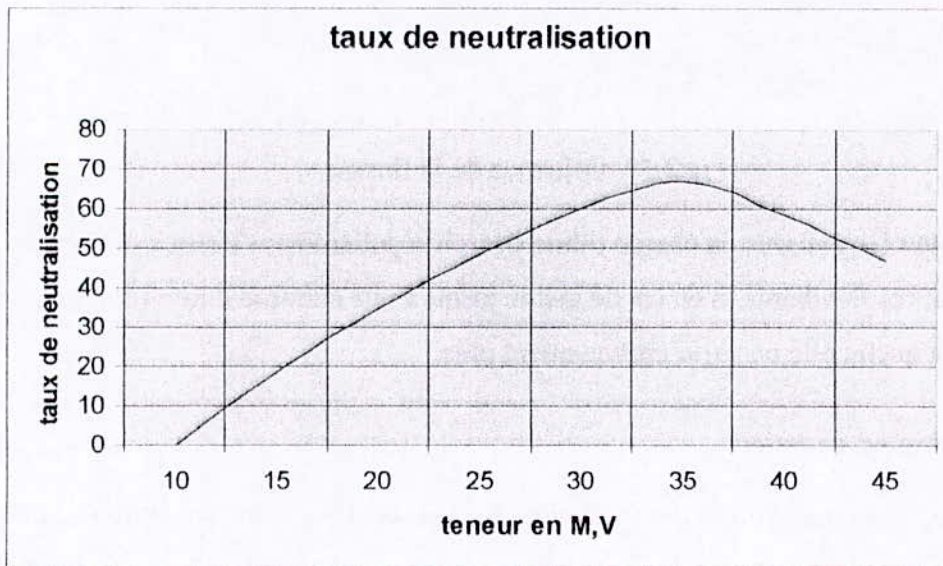


Fig.2.21. taux de neutralisation et teneur en matière volatile.

## b. Granulométrie du charbon

Le mode de transfert thermique, prédominant dans la propagation de flamme est le rayonnement. Le flux de rayonnement dépend, en effet, de la surface totale des particules qui, d'autre part, soumises à un flux de rayonnement donné, s'échauffent d'autant plus vite qu'elles sont plus petites.

Donc la finesse de la granulométrie est un facteur aggravant dans l'inflammation et la propagation de la flamme.

La figure (Fig.2.22) met en lumière l'influence de la finesse. Elle concerne une série d'essais portant sur des charbons maigres et sur des flambants.

La finesse, portée en abscisse, est caractérisée par le passant au tamis de  $50 \mu$ .

En ordonnée, on a porté, d'autres parts, en centimètres, les charges limites d'un explosif déterminé.

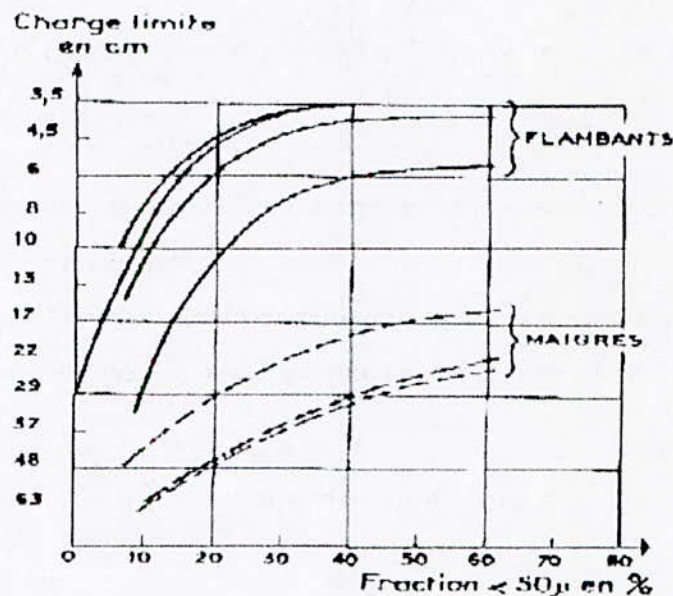


Fig.2.22. influence de la finesse.

On voit que, pour les maigres, la charge limite décroît régulièrement lorsque la finesse augmente. Pour les flambants, il en est de même jusqu'à une certaine limite (40 % de  $< 50 \mu$ ), au-dessus de la quelle elle ne varie pratiquement plus.

## c. Concentration en poussière

La combustion des grains de poussière, est d'autant plus complète, dans une configuration où, d'une part, la totalité du charbon sera bien dispersée dans l'atmosphère, cela est possible si l'explosion est violente, et d'autre part, une grande finesse du charbon



(80% de particules < 75 μ), ces deux conditions vont permettre finalement au charbon d'avoir le temps de se brûler presque totalement. Le raisonnement contraire est tout aussi valable, tel que, pour une cause faible, couplée à une finesse moindre, seule une fraction de charbon sera dispersée et, de plus, elle ne brûlera qu'incomplètement.

A signaler, que l'absence de risque en occurrence, correspondrait à la limite inférieure de concentration, au dessous de la quelle la propagation est impossible.

La figure (Fig.2.23) illustre des essais américains sur un charbon expérimenté sous deux finesses différentes et avec trois causes initiales inégales.

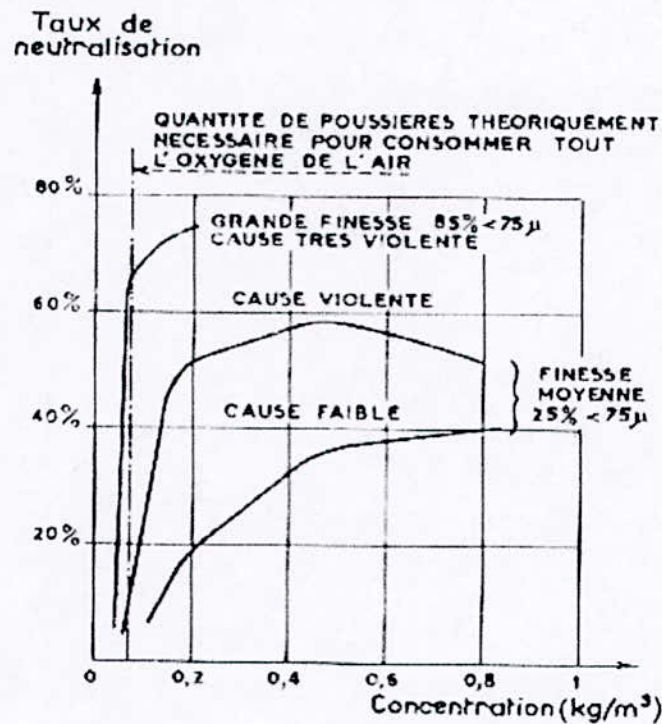


Fig.2.24. influence de la concentration

#### d. Teneur en grisou

La propagation de la flamme est plus accrue quand on a une présence de grisou, ceci va conduire par conséquent à une augmentation du taux de neutralisation.

La variation du taux de neutralisation  $\Delta c$  est estimée par la formule suivante :

$$\frac{\Delta c}{100-c} = \frac{g}{6}$$

Ce qui implique que :

$$\Delta c = 8.3 * g, \text{ pour } c = 50 ;$$

$$\Delta c = 6.6 * g, \text{ pour } c = 60 ;$$

$$\Delta c = 5.0 * g, \text{ pour } c = 70 ;$$

Où g est la teneur en grisou.

### e. Cause d'inflammation

L'influence de la cause initiale est mise en évidence dans le graphe de l'influence de la concentration où la neutralisation augmente avec la puissance de l'explosion initiale.

### 3.5. Puissance d'une explosion de poussière

La puissance spécifique d'une explosion est définie comme l'énergie calorifique transférée par unité de temps à la phase gazeuse, par un mélange homogène d'air et de poussière compris dans l'unité de volume d'un système clos. Cette dernière est composée de deux grandeurs, caractérisant chacune d'elle les puissances respectives de la mise en suspension des poussières et la propagation de la flamme. Elle est exprimée dans un coefficient d'explosion, sous la forme

$$k_{ex} = \left( \frac{dp}{dt} \right)_{max} p_{max} / \Delta t_p$$

Où :

$\Delta t_p$  : temps total de réaction pour atteindre la pression maximum  $p_{max}$ .

Cette expression rassemble, sous forme d'un produit, la puissance moyenne d'explosion décisive pour la mise en suspension des poussières  $p_{max} / \Delta t_p$  et la puissance maximum d'explosion importante pour le rayonnement  $\left( \frac{dp}{dt} \right)_{max}$ .

Des observations effectuées dans une galerie expérimentale de 200 m de Dortmund-Derne ont montré qu'à une valeur plus élevée de  $k_{ex}$  correspondait toujours une explosion plus violente dans la galerie, et que la transition entre une explosion ne se propageant pas et une explosion qui se propage, peut être caractérisée très exactement par la valeur :  $k_{ex} = 7$ .

L'échelle relative des valeurs des  $k_{ex}$  pour la galerie de 200 m de Dortmund-Derne est ainsi normalisée et il est possible, sans effectuer des séries d'essais en parallèle, de déduire le développement d'une explosion en galerie des essais en chambre d'explosion. Ceci permet d'étudier en chambre d'explosion l'influence de la granulométrie sur les coups de poussières.



## Relation entre la concentration de poussière et la puissance d'explosion

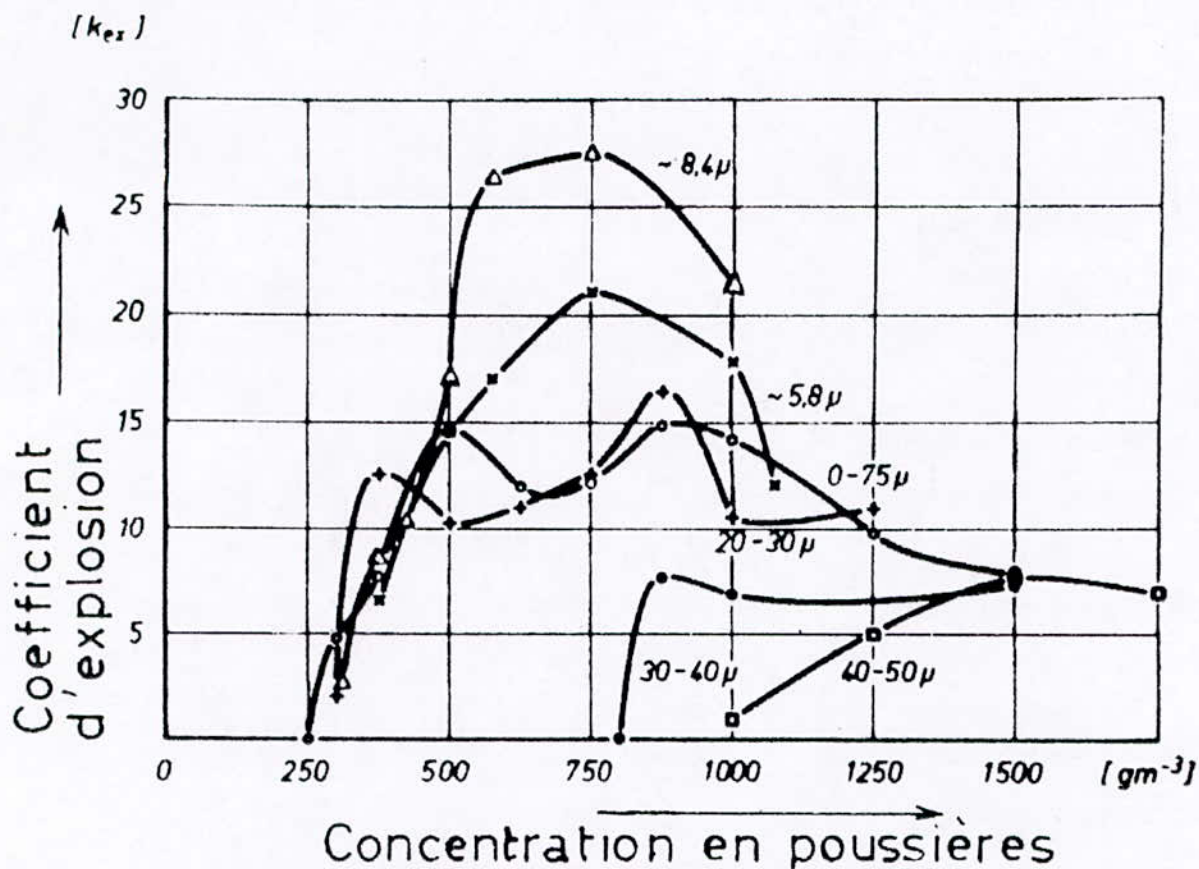


Fig.2.25. influence de la concentration de poussière sur la puissance d'explosion

Les valeurs obtenues (Fig.2.25) font apparaître trois lois très importantes :

- lorsque le diamètre des particules décroît, le coefficient d'explosion passe par un maximum. A partir d'une certaine limite la puissance de l'explosion n'augmente plus lorsque la finesse des particules croît ;
- Les particules de dimensions importantes ne donnent des explosions de puissances appréciables que pour des concentrations de poussières assez fortes. Une partie de la poussière de charbon seulement participe alors à l'explosion ;
- Le comportement d'une poussière composée de plusieurs classes granulométriques ne peut être déduite de la somme des puissances d'explosions de chacune de ces classes.

### 2.2.6. Conséquences de l'explosion

- la vitesse du foyer d'explosion (20 à 30 m/s), grandissante par la suite, devient considérable à grande distance. A 300 m, la vitesse d'explosion peut atteindre 1000 m/s, la force dynamique créée ainsi peut :
  - 1- arracher les portes ;
  - 2- renverser des soutènements ;
  - 3- provoquer des éboulements.
  
- inflammation du boisage et des autres matériaux combustibles de la mine. Les ouvriers sont gravement brûlés ;
  
- les coups de poussières produisent des quantités élevées d'oxyde de carbone (dans un coup de poussières survenu dans un traçage aux mines de la Sarre il y avait 1.8% de CO), souvent mortelles pour tous ceux qui se trouvent sur un retour d'air d'explosion.



## **4. Feux de mine**

### **4.1. Introduction**

Le feu de mine est la combustion spontanée, et lente du charbon ou d'autres minéraux (soufre, pyrite, sulfures).

La rencontre des éléments du triangle du feu, c'est-à-dire un combustible ( $\text{CH}_4$ ), un comburant (en général le dioxygène de l'air) et une énergie d'activation (chaleur, flamme nue, étincelle) suffisante vont permettre à la combustion de s'amorcer.

A ce stade, le dégagement de chaleur est modéré, les fumées peu abondantes (appelée parfois à tort aérosol, ce terme désignant en fait un mélange liquide/gaz alors que la fumée est un mélange solide/gaz)

- La combustion produit de la chaleur (réaction exothermique), le feu entretient et accroît l'énergie d'activation. Si le combustible et le comburant sont disponibles en quantités suffisantes, l'incendie s'étend de manière exponentielle.

### **4.2. Conditions générales pour l'éclosion d'un feu de mine**

1. l'existence d'une dépression d'air ;
2. le massif combustible doit être pourvu de fissuration étroite ;
3. l'air doit longer les fissures pour un apport en oxygène, toute fois, la circulation d'air ne doit pas être abondante, ce qui conduira à un refroidissement du massif.

### **4.3. Zones propices au déclenchement d'un feu**

- i. zones broyées de la taille : à la limite du démarrage de la taille les contraintes sont accrues, provoquant cassures du toit, et le bris de charbon. De plus, l'air y circule facilement, du fait de la dépression entre A et B (Fig.2.26), en effet, il y a une tendance naturelle au court circuit, largement facilité par le remblai imminent, qui est relativement poreux pour le déplacement d'une fraction du

débit total entrant, ce même débit est encore réduit lors du passage du remblayage au foudroyage, ce qui nous amènent à cerner une autre zone favorable à la combustion ;

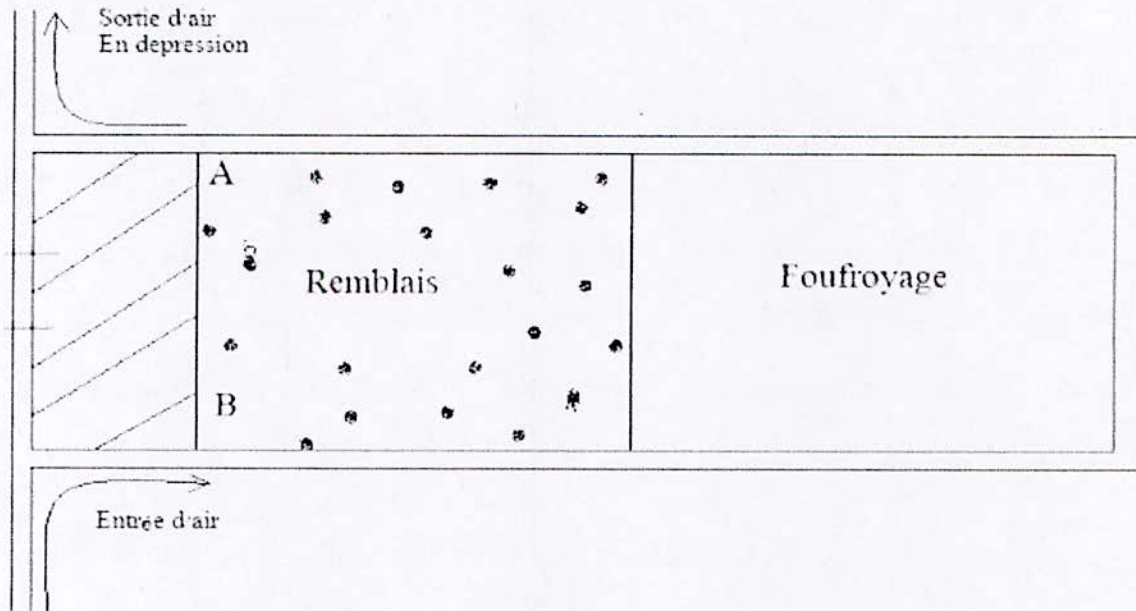


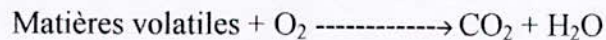
Fig.2.26. points à surveiller dans une taille

- ii. Zones faillées : les failles possèdent une texture particulière, très fine, qui favorise leur oxydation ;
- iii. Charbon resté en place après extraction : le toit de la taille ayant du charbon comme composition, se fléchit légèrement, se desserre, et des échauffements prennent naissance, cet effet est amplifié lors d'exploitation de couches puissantes, où souvent trois parois sur quatre sont au charbon avec une forte pression des terrains, le traitement du toit devient alors indispensable, il est exécuté généralement par un remblayage à main, mais ce mode de remblayage est pénible et souvent incomplet, offrant ainsi les conditions favorables à la combustion, à savoir, la formation de fissures et la circulation d'air.



#### 4.4. Evolution d'un feu

- 1) Le charbon va tout d'abord absorber de l'oxygène, cela est dû à son affinité avec de nombreux gaz, et qui peut en fixer de grandes quantités.
- 2) Autocombustion, elle est suscitée par les réactions exothermiques suivantes :



Ces réactions chimiques mettent bien en évidence, à travers leurs produits, un dégagement de gaz carbonique, et ce qui explique finalement les teneurs élevées en  $CO_2$  des retours d'air, parfois 10 à 20 fois supérieures, relativement à la respiration des hommes et la combustion des moteurs.

#### 4.5. Renversement d'aéragé : [2]

Le renversement d'aéragé est une véritable arme à doubles tranchants, et pour cause :

- En amont du point de renversement, l'air est imprégné par une grande chaleur, balayant ainsi tout le circuit amont.
- La partie avale du point de renversement, quant à elle, est appauvrie en oxygène, et enrichie en gaz carbonique qui amène au bord de l'asphyxie lorsque sa teneur atteint 25 %.

La figure (Fig.2.27.a) fait apparaître deux circuits d'aéragé en parallèle : A - 1 - B et A - 2 - B. Supposons un échauffement prenant naissance F dans le circuit (1). Il perturbe l'aéragé, en donnant des gaz chauds qui élèvent la pression (à volume constant, l'augmentation de pression est 1/273 par degré de hausse de la température). A ce point de vue, le feu a le même effet qu'un ventilateur qu'on aurait placé dans le circuit (1) pour forcer le tirage. Il passera donc d'avantage d'air en (1).

Soit maintenant H la dépression entre A et B, avant échauffement (fig.2.27.b). On avait alors :

$$H = R_1 q_1^2 = R_2 q_2^2 \quad \text{avec } q_1 + q_2 = Q \text{ (débit total)}$$

Soit  $\alpha$  la dépression créée par le feu en F. il en résultera, entre A et B, une nouvelle dépression  $h'$  (fig.2.27.c) et les relations :

$$h' + \alpha = R_1 (q_1')^2 \quad (1)$$

$$h' = R_2 (q_2')^2 \quad (2)$$

L'expérience montre que le tirage du feu sur le circuit (1) peut devenir si fort que la dépression  $h'$  deviendra négative (fig.27. d), c'est-à-dire que l'air circulera non plus de A en B mais de B en A dans le circuit (2). Cet air vicié reviendra d'ailleurs ensuite par le circuit (1) de A en B, en s'ajoutant à l'air frais.

On aura toujours approximativement :  $q_1' + q_2' = Q$ , mais en valeur algébrique ( $q_2'$  étant devenu négatif).

En valeurs absolues par contre, on aura :

$$|q_1'| = |Q| + |q_2'|$$

Où  $q_2'$  est le débit d'air vicié.

On voit, d'après la relation (1), que le renversement d'aéragé se produira à partir de  $h' = 0$ , donc pour  $\alpha_0 = R_1 Q^2$ .

Le renversement est un phénomène très dangereux qui, en particulier, place les sauveteurs travaillant sur l'entrée d'air du feu, en mauvaise posture, puisque l'air vicié suit le circuit F - B - 2 - A - F et leur revient dans dos (fig.2.10.a)

### **Dispositions de prévention contre le renversement d'aéragé**

Considérons une mine, d'entrée d'air E et de sortie S, avec deux quartiers (1) et (2) en parallèle. Un échauffement prend naissance dans le quartier (1). Il crée une surpression d'air  $\alpha$ . Le renversement se produit à partir d'une valeur  $\alpha_0$  de cette surpression, telle que  $\alpha_0 = R_1 Q^2$ . La dépression entre A et B (fig.2.27.e) étant alors nulle, on aura  $H = R Q^2$ , où H est la dépression entre E et S, et où R est la résistance totale des circuits collecteurs.

On voit donc que pour réduire le danger de renversement, il faudra donner une valeur élevée à

$$R_1 Q^2 = \frac{H R_2}{R}$$



Ceci est possible de trois façons :

1. en augmentant  $H$  (mais c'est dangereux dans les mines à feux) ;
2. en augmentant  $R_1$  (ce qui conduit à augmenter  $H$ ) ;
3. en diminuant  $R$  (résistance des circuits collecteurs).

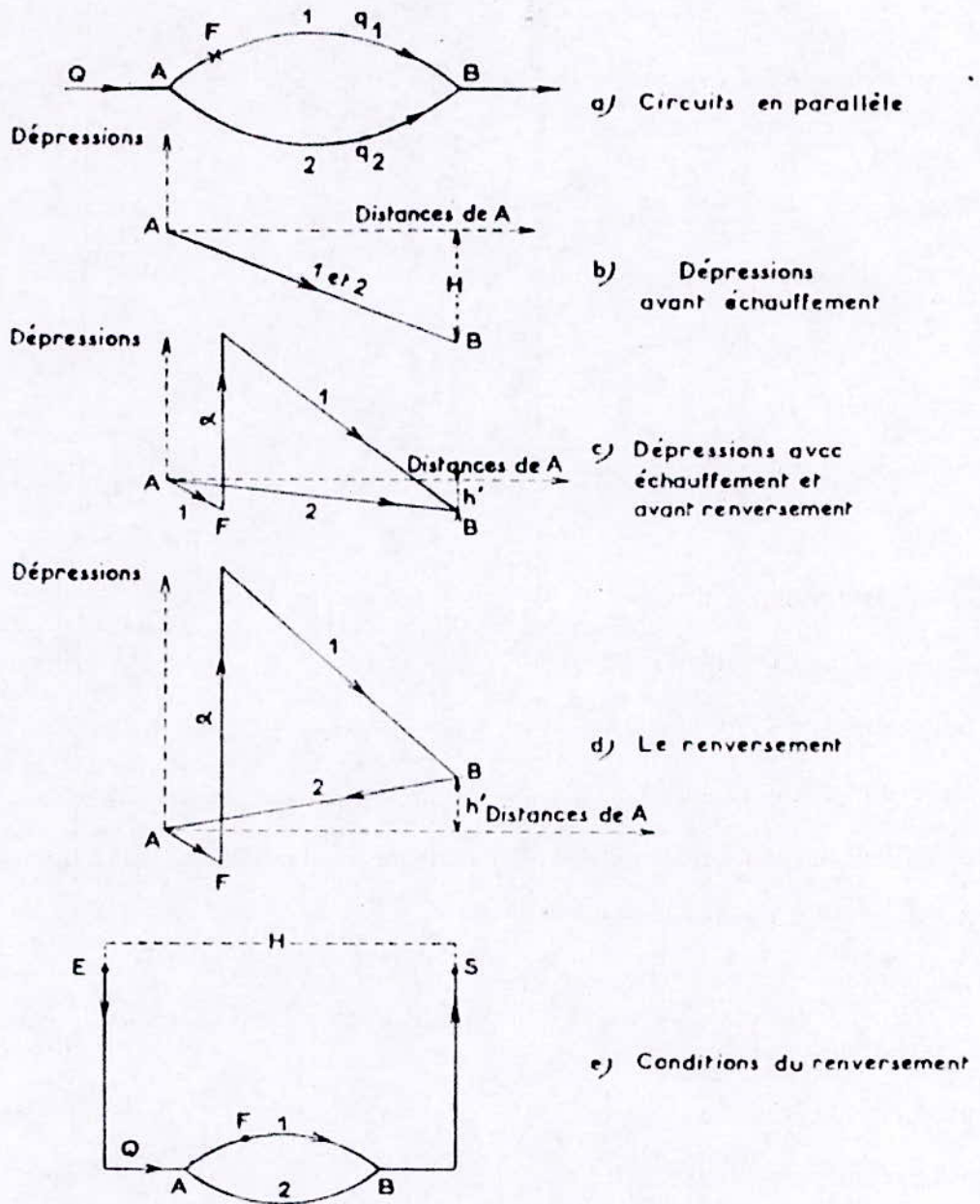


Fig.2.27. renversement d'aérage

#### 4.6. Mélange explosif : [2]

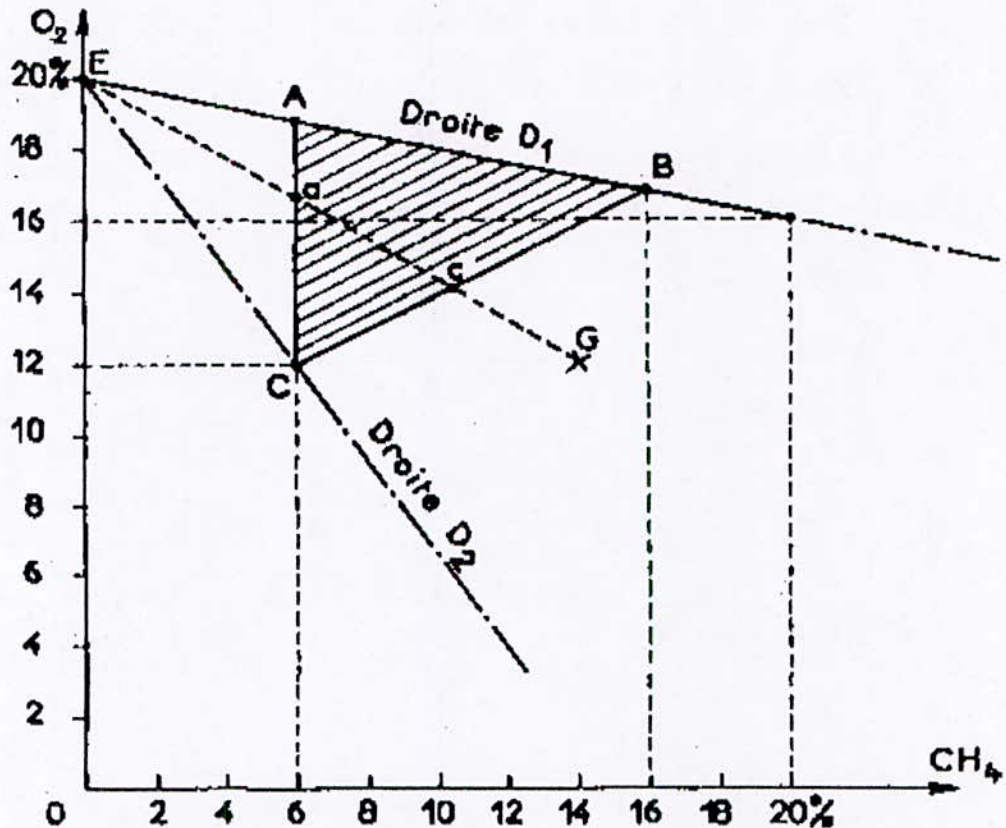


Fig.2.28. explosibilité des mélanges

La figure (Fig.2.11) représente l'explosibilité des mélanges air-grisou. Si l'on porte les différents teneurs possibles en méthane et en ordonnée les différents teneurs en  $O_2$ , on peut définir une droite  $D_1$  qui est la limite des mélanges possibles. Pour atteindre environ 16 % de  $O_2$  pour  $CH_4 = 20$  %. Pour 1 % de plus de  $CH_4$ , on aura 1 % d'air en moins, donc 0.2 % de  $O_2$  en moins.  $D_1$  est donc bien une droite, la décroissance de  $O_2$  en fonction de la croissance de  $CH_4$  étant linéaire.

Sur cette droite, il existe une section  $AB$  correspondant à des mélanges explosifs. Les abscisses de  $A$  et  $B$  sont respectivement d'environ 6 et 16 %.

Pour des teneurs en  $O_2$  plus faibles (par exemple par suite d'une raréfaction de l'air par combustion), les mélanges peuvent être explosifs.

Finalement, les essais montrent que la limite des mélanges explosifs est un triangle  $ABC$ , le sommet  $C$  correspondant à 12 % de  $O_2$  et 6 % de  $CH_4$ .



Enfin, les mélanges situés au-dessus d'une droite  $D_2$ , reliant les points C et E, deviendront explosifs par addition d'air, la teneur en  $\text{CH}_4$  jusqu'à tomber à zéro à 20 % de  $\text{O}_2$ , c'est-à-dire pour 100 % d'air. Il est facile de démontrer que le déplacement du point G vers le point E est linéaire (ligne GcaE) l'atmosphère devenue explosive en c et le restant jusqu'en a.

D'après le graphe on constate les quatre zones suivantes :

1. au-dessus de la droite  $D_1$ , il n'y a pas de mélange possible ;
2. dans la zone hachurée ABC, il y a explosibilité ;
3. dans la zone comprise entre la droite  $D_1$  et  $D_2$  et au-dessous de BC, l'atmosphère peut redevenir explosive par addition d'oxygène ;
4. au-dessous  $D_2$ , comme à gauche de AC, l'atmosphère n'est pas explosive et ne peut pas le devenir par addition d'air.

## **5. Risques engendrés par la pollution de l'atmosphère minière**

### **5.1. Introduction**

L'air pur qui alimente les profondeurs de la mine, pour l'approvisionnement du personnel en besoins naturels de respiration, est souvent agressé, en subissant une suite de changements chimiques et physiques. Cette agression peut se traduire d'une part, par la diminution de l'oxygène et l'augmentation du gaz carbonique, à la suite de la respiration des hommes, de la combustion (grisou, poussières inflammables, lampes, moteurs), du pourrissement du bois, et d'autre part, par l'addition à l'air de différents gaz nuisibles dégagés par les roches, des gaz formés par le tir à l'explosif, et de la poussière.

Finalement, le danger est plus ou moins important selon les proportions relatives des deux grandes familles constitutives de l'atmosphère minières, à savoir, les gaz et les poussières.

#### **Remarque**

L'étude des risques liés à l'atmosphère minière en l'occurrence, abordera exclusivement les dangers respiratoires qui ont pour origine une atmosphère polluée.

### **5.2. Respiration des gaz**

Les gaz qui se répandent dans l'atmosphère minière sont les suivants :

#### **1. Oxygène**

Les besoins naturels en oxygène d'un ouvrier lorsqu'il travaille sont estimés à 25 l/mn, avec une teneur qui ne soit pas inférieure à 19 % dans l'air sous peine de provoquer une gêne de respiration et bien plus grave encore pour des teneurs très basses. La connaissance des facteurs responsables de la diminution de ce gaz est donc importante.

#### **Paramètres perturbateurs de la teneur en oxygène**

Dans les conditions normales, la fluctuation de la teneur en oxygène est par suite de :

1. la respiration des hommes : un ouvrier aspire un air à une teneur de 21 % en oxygène et le rejette à 17 %, il se mélange ensuite avec de l'air pur ;
2. lente oxydation des matières organiques et minérales : les éléments organiques ou chimiques vont soustraire une fraction de la teneur en



oxygène pour leur oxydation, où on peut citer comme exemple l'oxydation du méthane ( $\text{CH}_4 + \frac{3}{2}\text{O}_2 = \text{CO} + 2\text{H}_2\text{O}$ );

3. dilution de l'oxygène par les gaz de la mine : l'air se trouve changé par l'addition des gaz issues de l'exploitation, et par conséquent la quantité de l'oxygène contenue dans un volume unitaire d'air sera diminuée;
4. débit d'air : l'augmentation du débit d'air va conduire à l'accélération du processus de dilution des gaz additionnels, donc l'accroissement du débit n'implique pas forcément une augmentation de l'oxygène, mais au rétablissement plus rapide de la teneur naturelle d'oxygène dans l'air ;
5. incendies, et explosions de gaz et poussières : la combustion provoquée par ces dernières va causer une brusque et considérable diminution de la teneur en oxygène jusqu'à 17 %, on remarque alors chez les hommes des manifestations pathologiques, et lorsque la teneur tombe à 12 %, des cas mortels sont possibles.

Le débit d'air est un paramètre commun à tous les gaz, influant sur la régénération de l'atmosphère minière, il tend à chasser les gaz additionnels.

## **2. Gaz carbonique**

Le gaz carbonique est caractérisé par une odeur et un goût acide, et il est incolore. Dans des conditions normales il est faiblement toxique, cependant, une augmentation relative en teneur de :

- 1 % : agit principalement sur l'intensité de la respiration ;
- 3 % : la respiration, même au repos, devient deux fois plus rapide et le travail provoque une grande fatigue ;
- 5 % : la respiration devient très pénible ;
- 6 % : une forte oppression et une faiblesse se manifeste ;
- Jusqu'à 10 % et au dessus : une syncope peut survenir ;

- De 20 à 25 % et au-delà : il y a menace d'une intoxication mortelle.

### **Paramètres influant sur la teneur en gaz carbonique**

- 1) La respiration du personnel : dans son cycle naturel respiratoire, l'homme contribue à un surplus de CO<sub>2</sub> d'environ 4 % ;
- 2) Combustion : notamment par les moteurs à combustion interne, où une quantité de gaz carbonique est produite lors de la combustion du gasoil ;
- 3) Oxydation des bois de mine et du charbon :
  - oxydation du bois : l'hydrogène et le carbone sont les composants prédominants du bois, où ce dernier s'oxyde en vieillissant.  
Le processus est plus accru dans les mines humides, le bois pourris  
Et se transforme finalement presque entièrement en CO<sub>2</sub> et H<sub>2</sub>O.
  - oxydation du charbon : le charbon est plus susceptible quant à l'oxydation, lorsque il est tendre ou plus broyé.  
Le CO<sub>2</sub> issu de la houille et des terrains encaissants ainsi que du bois en voie de pourrissement est une source considérable, c'est ainsi qu'en Sarre, à la mine de Koenig, on a constaté que 16/17 du CO<sub>2</sub> provenaient de l'oxydation des bois de mine et du charbon ;
- 4) Dégagement instantané du gaz carbonique : le dégagement instantané survient à la faveur de certains paramètres, liés essentiellement aux caractéristiques mécaniques du minerai et des épontes, ainsi qu'au caractéristiques générales du gisement, ces facteurs sont détaillés dans le risque correspondant (page 64).

### **3. Oxyde de carbone**

L'oxyde de carbone est un gaz inodore et incolore caractérisé par une forte toxicité, c'est un véritable poison qui attaque le sang, du fait de sa grande affinité pour l'hémoglobine du sang



qui est 250 à 300 fois plus grande que l'oxygène. Lorsque l'hémoglobine est saturée en CO à hauteur de 70 à 80 %, la mort survient.

L'homme est très sensible à l'augmentation de la teneur en CO dans l'air, et il réagit comme suit :

- 0.01 % pendant quelques heures, n'entraîne aucune influence ;
- 0.1 % pendant une heure, il se manifeste une intoxication qui n'est pas dangereuse ;
- De 0.15 à 0.20 % après une heure d'exposition, il est à craindre une intoxication grave ;
- 0.5 % pendant 20 à 30 minutes, la mort est inévitable ;
- 1 % après quelques inspirations il se produit une perte de connaissance.

La teneur en oxyde de carbone est influencée par :

- 1) Les incendies et les explosions de grisou et de poussières produisent une énorme quantité de gaz, c'est d'ailleurs les principales causes d'une explosion de CO ;
- 2) Le tir à l'explosif génère dans l'atmosphère minière un surcroît de la teneur en CO ;
- 3) L'échappement des moteurs thermiques, le cycle d'un moteur à combustion interne débute par une absorption d'air et s'achève par un échappement de gaz contenant entre autre du CO ;
- 4) Un débit d'air convenable va susciter une régénération de l'atmosphère minière et par suite, l'atténuation de la teneur en CO.

#### **4. Le grisou**

Le grisou est composé à 95 % de méthane, ce dernier ne se manifeste ni sous forme d'odeur, ni par une couleur, à de petites quantités il n'est pas considéré comme toxique, mais il est redoutable à partir de 30 % de teneur , tel que, son oxydation dans ces conditions diminue l'oxygène jusqu'au dessous de 16 %.

## **5. L'hydrogène sulfuré**

C'est un gaz ayant une odeur caractéristique d'œuf pourris il est relativement lourd et fortement toxique, il constitue une menace de mort dès 0.1 %.

Les facteurs amenant à l'apparition de l'hydrogène sulfuré sont :

1. décomposition de la pyrite ( $\text{FeS}_2$ ) par l'eau ;
2. pourrissement des matériaux en bois ;
3. dégagement instantané par l'eau : la possibilité d'un dégagement instantané d'une grande quantité de  $\text{H}_2\text{S}$  n'est pas à exclure, car ce dernier est caractérisé par une grande solubilité (un litre d'eau dissout 3.2 litres d'hydrogène sulfuré) qui va lui permettre de se fixer dans les accumulations d'eau, dès suite, à une rupture de l'équilibre de l'eau (chute d'une pierre, morceau de bois, etc...) il se produira un dégagement instantané de  $\text{H}_2\text{S}$ .

## **6. L'oxyde d'azote**

L'oxyde d'azote  $\text{NO}$  se forme au moment de l'explosion du tir et se combine avec l'oxygène en formant le dioxyde d'azote  $\text{NO}_2$  qui est un gaz fortement toxique qui provoque une irritation des muqueuses (yeux, nez, gorge) et aussi des bronches et des poumons.

Pour une teneur inférieure à 0.004 % il est considéré comme non dangereux pour la santé des travailleurs. Au-dessus de 0.08 % il présente une menace de mort pour l'homme et entre 0.004 % et 0.08 % de teneur il constitue un sérieux danger pour la santé de l'homme.

C'est pour cette raison qu'il ne faut jamais entrer dans les chantiers en activité après le tir des mines, avant qu'ils ne soient convenablement aérés.

### **5.3. Inhalation des poussières**

Les poussières les plus dangereuses et les plus fréquentes d'entre elles sont composées essentiellement de deux types, liés chacun deux à leurs origines, à savoir, la silice libre et les matières particulaires diesel.

#### **5.3.1. La silice libre**

La silice est responsable d'une maladie professionnelle caractéristique des mineurs qui est la silicose, cette dernière se manifeste à terme par une oppression respiratoire à l'effort, et peut se révéler grave et même mortelle, elle est très répandue, notamment dans les charbonnages.



## Paramètres agissant sur la silicose

1. intensité de formation des poussières, elle se caractérise par la quantité de la poussière qui se forme au cours d'un travail donnée et se mesure en particules/s, et elle est fonction des facteurs suivants :
  - capacité des explosifs et des différents engins d'abatage, de transport, et de forations à libérer les particules poussiéreuses. Il est évident qu'une surcharge de régime de travail de ces engins favorisera une accumulation de poussière plus importante ;
  - l'humidité du massif va fixer les particules, les empêchant ainsi de se rependre dans l'atmosphère ;
  - l'aéragé va provoquer un refoulement des poussières, cependant, il faut porter une attention à la vitesse de l'air, car il est vrai que l'accroissement de vitesse réduit la quantité de poussière, ceux-ci est vrai jusqu'à un certain seuil, au-delà du quel on constate une recrudescence de la concentration en poussière.
2. temps d'exposition est un facteur important, car plus il est important, plus le stade de la maladie sera avancé. L'exploration des fonctions respiratoires est l'élément indispensable pour mesurer le degré de leur atteinte et juger de l'invalidité.

À la longue, la silicose peut entraîner la mort par insuffisance ventilatoire, compliquée d'insuffisance cardiaque. La fin peut être hâtée par des complications infectieuses intercurrentes. Les lésions sont irréversibles ; on n'a jamais observé de régression.

Les silicoses les plus graves ont été observées chez les ouvriers des mines d'or d'Afrique du Sud, chez les perceurs de tunnel qui meurent parfois de silicose aiguë après trente-cinq jours seulement d'exposition à des poussières riches en quartz et en granit.

3. dimensions des particules, les particules nocives sont celles dont les dimensions sont comprises entre 0.2 et 5  $\mu$  (les particules supérieures à 5  $\mu$  ne pénètrent pas dans les alvéoles pulmonaires et celles inférieures 0.2  $\mu$  seraient, par contre, rejetées

par l'expiration). La nocivité résulte, à la fois, du poids des particules et de leurs surfaces.

### Chronologie de la silicose

- 1) mise en suspension des poussières : la technologie des exploitations minières est liée à l'abatage des roches qui s'accompagne de formation de grandes quantités de poussières. Une partie de cette dernière se dépose à l'intérieur de la mine, une autres, se trouvant en suspension dans l'air.
- 2) Inhalation : aspiration des particules par les alvéoles pulmonaires, par suite, la silice va agir sur les poumons, non seulement par effet physique mais aussi par effet chimique.

### 5.3.2. Matière particulaire diesel

L'équipement minier fonctionnant au diesel a permis à l'industrie de réaliser d'énormes gains de productivité au cours des 30 à 50 dernières années. Le diesel est une source d'énergie économique et l'équipement à moteur diesel s'avère robuste, mobile et versatile.

En contrepartie, la toxicité de certains gaz d'échappement des diesels est bien documentée. Par ailleurs, on trouve de plus en plus de données sur la cancérogénicité potentielle de la partie solide de l'échappement des diesels, connue sous le nom de *matière particulaire diesel* (MPD).

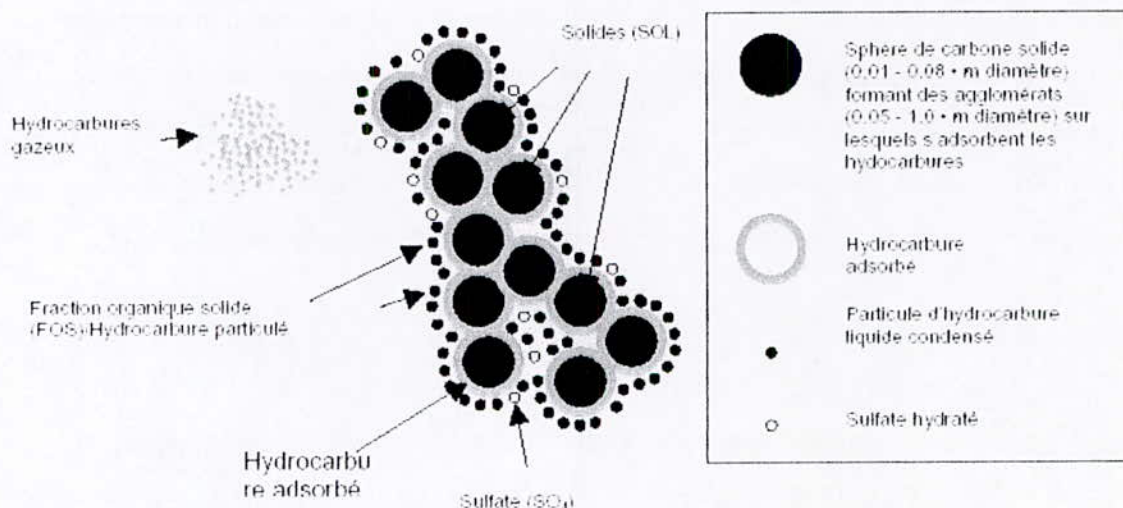


Fig.2.29. Particule de diesel



La Figure(Fig.2.29) présente de façon schématique certains des composants de la matière particulaire diesel (MPD). Les éléments de base en sont de très fines particules de carbone solide d'un diamètre inférieur à 0,1 micron ( $\mu\text{m}$ ) qui adsorbent à leur tour plusieurs types d'hydrocarbures, tout en servant de support à des hydrocarbures liquides condensés. Des sulfates peuvent également se fixer aux particules de carbone, selon la teneur en soufre du carburant.

Une caractéristique physique très importante de la MPD tient à la taille des particules qui la composent. Il s'agit en effet de poussières submicroniques, et par conséquent de poussières respirables, aptes à pénétrer au plus profond des poumons, là où l'oxygène fait son entrée dans le flux sanguin. Il y a donc lieu de s'en inquiéter dans la mesure où l'organisme dispose de moyens réduits pour éliminer les particules dangereuses qui se fixent aux tissus de cette région des poumons.

De plus, la très petite taille de ces particules fait que la MPD est difficilement éliminée du flux d'air. En effet, à la différence des poussières minérales, elle ne se dépose pas facilement au sol sous l'effet de la pesanteur. Une fois la MPD en suspension dans l'air, elle y demeure vraisemblablement, du moins en partie, jusqu'à la sortie de la mine. Cela signifie que la MPD contamine non seulement l'endroit de travail où elle est produite, mais aussi potentiellement tous les endroits en aval dans le réseau de ventilation de la mine. Voilà pourquoi il importe de contrôler la MPD à la source.

L'action des particules diesels sur la santé est nocive où, parmi les problèmes associés aux contaminants émis par les diesels en milieu de travail, il convient de mentionner l'irritation des yeux et de la gorge. Par ailleurs, un important volume d'émission diesel peut troubler la vision des conducteurs de véhicules, voire présenter un risque pour la sécurité dans un environnement où la visibilité est déjà compromise par la taille de l'équipement et le manque d'éclairage ambiant.

Certains des composés présents dans la MPD sont des cancérogènes connus, ce qui veut dire que la MPD peut être un cancérogène en soi à un certain degré d'exposition.

### **5.3.3. Tableau récapitulatif des constituants dangereux dans une atmosphère minière**

Ce tableau résume tous les gaz et poussières susceptibles d'être en suspension dans l'atmosphère, en mentionnant leurs origines, et la nature des dangers qu'ils représentent, et proposant toute fois des mesures préventives pour réduire le risque encouru.

Source de danger Valeurs des paramètres	Origine	Nature du danger	Mesures préventives
Manque d'oxygène (O <sub>2</sub> ) Min. 19%	Atmosphère pauvre en oxygène ou grisouteuse, respiration, lampes à flamme nue, feux de mine	Lassitude, asphyxie	Aérage
Rayons ionisants	Composants radioactifs de la roche, sondes de mesure	Irradiation, problèmes de santé	Limitation du temps de travail avec contrôle des doses d'irradiation
Radon	Se dégage de la roche	Irradiation	Aérage, limitation de la durée de travail
Grisou (méthane CH <sub>4</sub> )	Dégagement de méthane dans les mines à charbon	Chute de la teneur en oxygène (16 %) pour une teneur en grisou de 30 %	Captation des gaz, aérage.
Poussière de charbon	Abattage, transport du charbon	silicose	Neutralisation (par arrosage par ex.),
Monoxyde de carbone (CO) ----- > 50 ppm	Gaz d'échappement, dégagement dans les mines de houille laissées ouvertes	Intoxication	Aérage
Dioxyde de carbone (CO <sub>2</sub> ) ----- >1%	Inclusion dans des dépôts de sel, gaz d'échappement, se dégage des eaux thermales	Asphyxie	Aérage
Sulfure d'hydrogène (H <sub>2</sub> S) ----- > 20 ppm	Se dégage des eaux d'exhaure et eaux thermales	Intoxication	Aérage
Oxydes d'azote (NO <sub>x</sub> ) et fumées de tir	Tirs à l'explosif	Intoxication	Aérage, limitation des tirs à certains moments de la journée
Gaz d'échappement	Moteurs	Intoxication	Aérage
Gaz de combustion, fumées	Feux de mine	Intoxication	Extinction, barrages, mesures de prévention
Brouillard d'huile	Appareillage pneumatique	Intoxication	Neutralisation des brouillards (par arrosage par ex.)



## 6. Tableau récapitulatif des risques

risque	paramètres	mécanisme
coup de grisou	<p># stratigraphie: les anciennes couches de charbon renferment en générale plus de gaz;</p> <p># profondeur: faible dégagement pour les mines les moins profondes;</p> <p># concentrations de contraintes: ils favorisent considérablement le dégagement de grisou;</p> <p># couches non exploitées près de la taille: les couches minéralisées vont alimenter en gaz l'atmosphère minière, augmentant ainsi le débit total de grisou ;</p> <p># Durée de l'exploitation : les anciennes mines offres moins de grisou que celles qui sont jeunes,</p>	<p><b>1 # inflammation:</b> la vitesse de l'inflammation est fonction de la température, tel que, le grisou s'enflamme: à 650°C en quelque secondes à 600°C en quelque minutes à 500°C en quelque heures</p> <p><b>2 # propagation de la flamme:</b> la propagation est possible à température ordinaire, quand la teneur en grisou est comprise entre 6 et 16 %,</p>
explosion de poussière	<p># nature du charbon: l'inflammation est croissante avec la teneur en matières volatiles, ceci est vrai jusqu'à 35%, on observe, dès lors, une légère décroissance pour les teneurs les plus élevées en Mv</p> <p># Granulométrie du charbon: la finesse de la granulométrie est un facteur aggravant dans l'inflammation et la propagation de la flamme;</p> <p># Concentration en poussière: La combustion des grains de poussière, est d'autant plus complète, dans une configuration où, d'une part, la totalité du charbon sera bien dispersée dans l'atmosphère, et d'autre part, une grande finesse de charbon (80% de <math>p &lt; 75 \mu</math>)</p> <p># Teneur en grisou: La propagation de la flamme est plus accrue quand on a une présence de grisou;</p> <p># Cause d'inflammation: la neutralisation augment avec la puissance de l'explosion initiale;</p>	<p><b>1 # mise en suspension de la poussière:</b> elle est possible soit au moyen de l'explosif, ou soit par l'explosion de la nappe de grisou;</p> <p><b>2 # inflammation:</b> soit par explosif (dans le tir à retard des cartouches peuvent exploser dans un nuage préformé) ou soit par l'inflammation de la nappe de grisou;</p> <p><b>3 # propagation:</b> la transmission de la flamme se fait par rayonnement,</p>
coup de charge	<p># Profondeur: le risque d'un coup de charge croit avec la profondeur d'exploitation;</p> <p># Domaine d'élasticité: une grande marge élastique, provoque un coup de charge plus puissant;</p> <p># Temps d'application: la durée d'application d'une</p>	<p>1- le massif va emmagasiner de l'énergie potentielle, suscitée par les contraintes appliquées par les terrains sus-jacents;</p> <p>2- à la faveur d'une</p>

	<p>charge sur un massif diminue sa résistance à la rupture, et il sera ainsi plus vulnérable;</p> <p># Présence d'eau: La présence d'eau aura pour effet , la diminution de la résistance des terrains et l'augmentation de leurs pressions, donc le risque est accru mais sa puissance sera relativement moindre;</p> <p># Méthode d'exploitation: les méthodes qui laissent le toit en porte-à-faux sur de grandes surfaces, contribuent sensiblement à l'accroissement du danger;</p> <p># Fatigue du massif: Le phénomène de fatigue est un facteur accélérateur du processus qui conduit à la rupture de la roche;</p>	<p>impulsion qui déclenche une transformation instantanée de l'énergie potentielle en celle cinématique, il sera observé alors une dislocation brutale du massif: c'est le coup de charge,</p>
<p>dégagement instantané des gaz</p>	<p># Le pendage des couches: Par l'action de la gravité le pendage provoque notamment en charbon friable, des éboulements capables de se transformer en D.I;</p> <p># La puissance des couches: l'aspect dangereux est lorsque on a une variation de puissance, et plus particulièrement l'augmentation de puissance après étreint;</p> <p># humidité naturelle: L'humidité de la couche diminue le risque de D.I;</p> <p># Intensité des contraintes: la concentration de contraintes augmente le risque d'un D,I;</p> <p># Propriétés mécaniques des charbons et des stériles; le risque est important lorsque le charbon est friable et les épontes sont dures;</p> <p># Convergence des épontes: les retards ou les accélérations des mouvements du toit vont accroître le risque d'un D,I.</p> <p># structure du charbon: La structure du charbon joue un rôle déterminant dans la gazo-dynamique qui est le passage du massif de l'état adsorbé à l'état libre dans le chantier;</p>	<p><b>1- phase des contraintes:</b> mise à nu soudaine du massif soumis à des contraintes provoque une augmentation de la fissuration ouverte , permettant au gaz de s'échapper</p> <p><b>2- phase du gaz libre:</b> On assiste à une éjection de charbon où le gaz libre est le moteur;</p> <p><b>3- phase du gaz adsorbé:</b> La vitesse de désorption croit, opérant ainsi un véritable transport pneumatique de charbon;</p> <p><b>4- phase finale:</b> Le processus se développe de proche en proche dans le massif. Il s'arrête lorsque les parties friables sont</p>



	<p># concentration en gaz: le développement d'un D,I est à la faveur de l'énergie potentielle du gaz occlue, qui assure le transport au loin des produits arrachés au massif.</p>	<p>expulsées, jusqu'à atteindre la partie dure du massif,</p>
fontis et affaissement	<p># Méthode d'exploitation: les méthodes qui présentent un problème de danger sont:</p> <p>1) Lorsque l'exploitation se fait par chambres et piliers, les terrains sus-jacents ne se sont pas effondrés. Les piliers supportent donc ces terrains. Ils sont, de ce fait, plus ou moins fortement surchargés. Leur capacité de résistance à long terme est le plus souvent sensiblement inférieure à leur résistance à court terme.</p> <p>2) les méthodes utilisant le foudroyage: ils conduisent aux affaissements les plus importants et ceux-ci peuvent atteindre 90 à 95% de l'ouverture de la couche au centre de la cuvette,</p> <p># Le temps: Le sous-sol est un milieu évolutif. Les circulations d'eau peuvent provoquer par exemple des modifications de nature à affaiblir les anciens travaux, ou par simple vétusté des matériaux, leur limite de rupture se trouve diminuée.</p> <p># Natures des roches: La nature des roches composant les terrains, que ce soit la couche exploitée ou les couches immédiatement sous-jacentes et celles jusqu'à la surface, détermine le risque de ruine des vieux travaux et les conditions de la répercussion en surface de cette ruine,</p>	<p><b>1- présence d'excavation</b></p> <p><b>souterraine:</b> fluides, et les galeries.</p> <p><b>2- pression des terrains:</b> La pesanteur, loi physique sur l'attraction des corps, est le moteur des affaissements, moteur actif dès qu'il y a du vide sous la surface du sol. Que la pesanteur referme ce vide, et la surface du sol s'abaisse.</p> <p><b>3- formation de l'aléa :</b> ce sont les affaissements, dont la forme classique est celle d'une assiette, ou des fontis d'effondrement (des puits ou des gouffres), à l'intérieur d'une cuvette plus ou moins apparente.</p>
feux de mine	<p># bris du minéral: ce qui va permettre à l'air de pénétrer ce dernier, et procéder à la combustion,</p> <p># dépression d'air: l'air doit longer les fissures pour un apport en oxygène, toute fois, la circulation d'air ne doit pas être abondante, ce qui conduira à un refroidissement du massif.</p>	<p><b>1- absorption d'oxygène:</b> Le charbon va tout d'abord absorber de l'oxygène, cela est dû à son affinité avec de nombreux gaz, et qui peut en fixer de grandes quantités.</p> <p><b>2- autocombustion:</b> elle est suscitée par les réactions exothermiques suivantes:  <math display="block">C + O_2 \longrightarrow CO_2</math> <math display="block">MV + O_2 \longrightarrow CO_2 + H_2O</math></p>

## **Conclusion**

Un caractère remarquable se démarque à priori, celui de l'influence aggravante d'un certain nombre de paramètres communs (concentration de contraintes, présence de fissures) à la majorité des risques étudiés, de plus ceux-ci peuvent être liés directement à la nature de l'opération, comme exemple, l'inflammation du grisou par l'explosif, ou encore celle des poussières inflammables, d'autres risques sont liés naturellement aux travaux miniers, mais ils sont influencés par des facteurs naturels propre à la région exploitée, un exemple éloquent qui concerne le coup du toit ; après le creusement d'une galerie il se produit un état de contraintes favorable à un coup de charge, mais celui-ci est accéléré dans le temps par la présence éventuelle d'eau qui tend à fragiliser la roche, ou aussi une tectonique régionale caractérisée par des fissures qui facilitent largement la possibilité d'un coup du toit.

La connaissance des risques ne peut être bénéfique que si elle est exploitée afin d'établir des moyens de prévention contre les accidents. En définitif la connaissance des risques répond à des besoins sécuritaires, indispensables à l'industrie minière



# CHAPITRE 3

## **Chapitre 3- moyens de prévention dans la sécurité minière**

### ***Introduction***

Après la réalisation du chapitre sur les risques engendrés par les travaux minier, on peut désormais prétendre à une étude de sécurité, car celle-ci ne peut se faire sans qu'au préalable on ait une base de connaissance des risques, matérialisée essentiellement par l'action des paramètres respectifs à chaque risque sur ce dernier.



## **3.1. Exploitation des mines grisouteuses**

### **3.1.1. Introduction**

L'exploitation des mines présentant un risque d'explosion de grisou, nécessite l'application de mesures préventives et sécuritaires pour répondre à la spécificité que ce type de carrière souterraine peut offrir. Pour établir un plan de prévention pour l'exploitation de ces dernières qui soit efficace et fiable, il est impératif de connaître les particularités que la présence de grisou est à l'origine.

On a vu dans le chapitre précédant et plus précisément pour le risque d'un coup de grisou, que ce dernier est caractérisé par trois composantes à savoir :

- Présence du méthane ;
- Une teneur en méthane qui appartient au domaine d'exploitabilité ;
- Cause d'inflammation.

Il est tout à fait normal que pour réduire au minimum le risque d'un coup de grisou, il faut agir singulièrement sur chacune de ces composantes et trouver des méthodes appropriées, les quelles seront un artifice technologique dans le but de réduire les risques liés à l'exploitation des mines grisouteuses.

### **3.1.2. Elimination du méthane**

#### **1. Aérage**

L'aérage a pour objectif la diminution de la proportion du méthane dans l'air, et donc l'exclusion de la possibilité de l'inflammation du gaz dans des mines reconnues comme grisouteuses, on fournit alors beaucoup plus d'air que dans les mines non grisouteuses. L'aérage permet de prévenir à la fois de la pollution de l'atmosphère minière et aussi de l'inflammation du grisou, c'est pour cela qu'il est indispensable que la teneur en méthane dans le courant de retour d'air général ne dépasse pas 0.75 %, et dans le retour d'air des quartiers séparés, 1 %.

Pour satisfaire les critères en matière de proportions relatives de grisou dans l'atmosphère minière, il faut prévoir un ventilateur, où le choix de ce dernier se fait en fonction de ses caractéristiques, qui doivent répondre aux exigences et aux besoins en air de la mine, alors pour équiper une mine il faut tout d'abord évaluer le débit nécessaire et la résistance probable, en prévoyant l'avenir. En effet, le débit devra se maintenir entre deux limites  $Q_1$  et  $Q_2$  alors que la résistance variera entre  $R_1$  et  $R_2$ .

On trace les caractéristiques de la mine pour ces deux limites et par conséquent, les valeurs réelles de  $Q$  (débit) et de  $H$  (dépression) devront toujours être représentés par des points situés dans la surface hachurée (Fig.3.1)

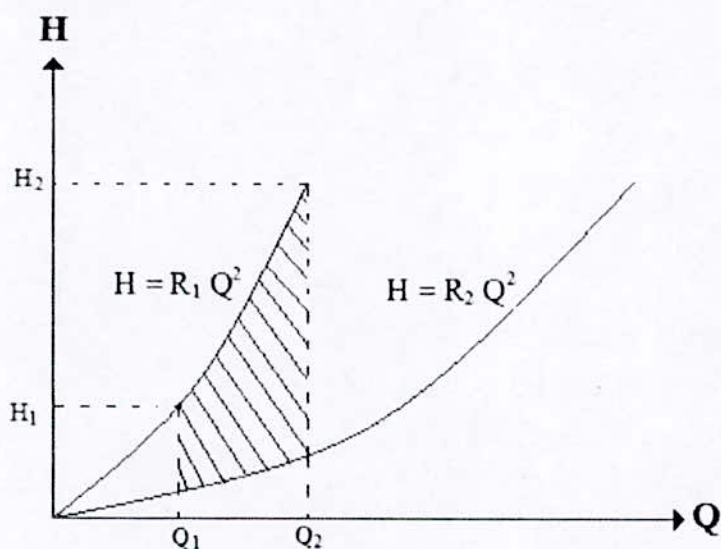


Fig.3.1. caractéristique de la mine

D'autre part, à chaque ventilateur correspond une zone de fonctionnement limitée par ses courbes caractéristiques ; à vitesse max et à vitesse min (Fig.3.2)

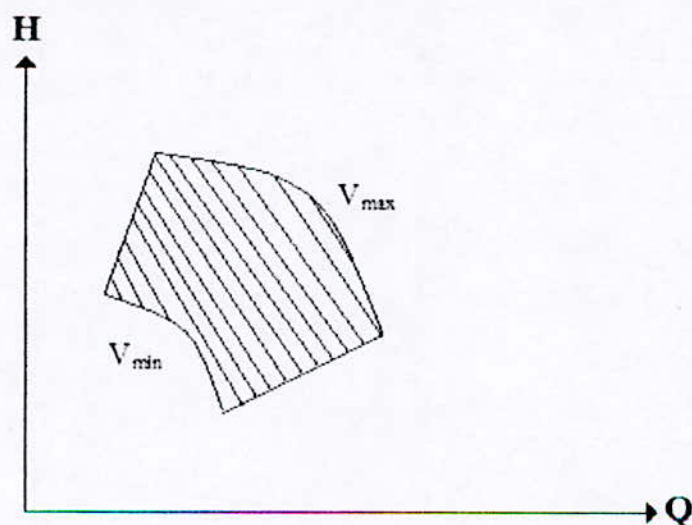


Fig.3.2. caractéristique du ventilateur



Dés lors, le choix d'un ventilateur consiste à trouver celui dont la zone de fonctionnement correspond mieux aux exigences de la mine, ce qui revient à dire que sa zone de fonctionnement doit bien recouvrir celle de la mine. Ce raisonnement est valable pour le choix d'un ventilateur principal, mais dans la mine on trouve toujours des endroits qui ne sont pas desservi par ce dernier. Pour pallier à ce problème on fait appel à un ventilateur auxiliaire, dont le choix se fait alors en répondant au problème qui se pose de la manière suivante :  
 Quelle pression  $H$  est quel débit  $Q$  faut il maintenir à l'entrée de la colonne, de diamètre et de longueur connus, pour obtenir à l'autre extrémité le débit  $Q'$  ? Pour cela on se réfère à un abaque relatif à des conduites de diamètre donné (Fig.3.3). Cet abaque comprend deux familles de courbes :

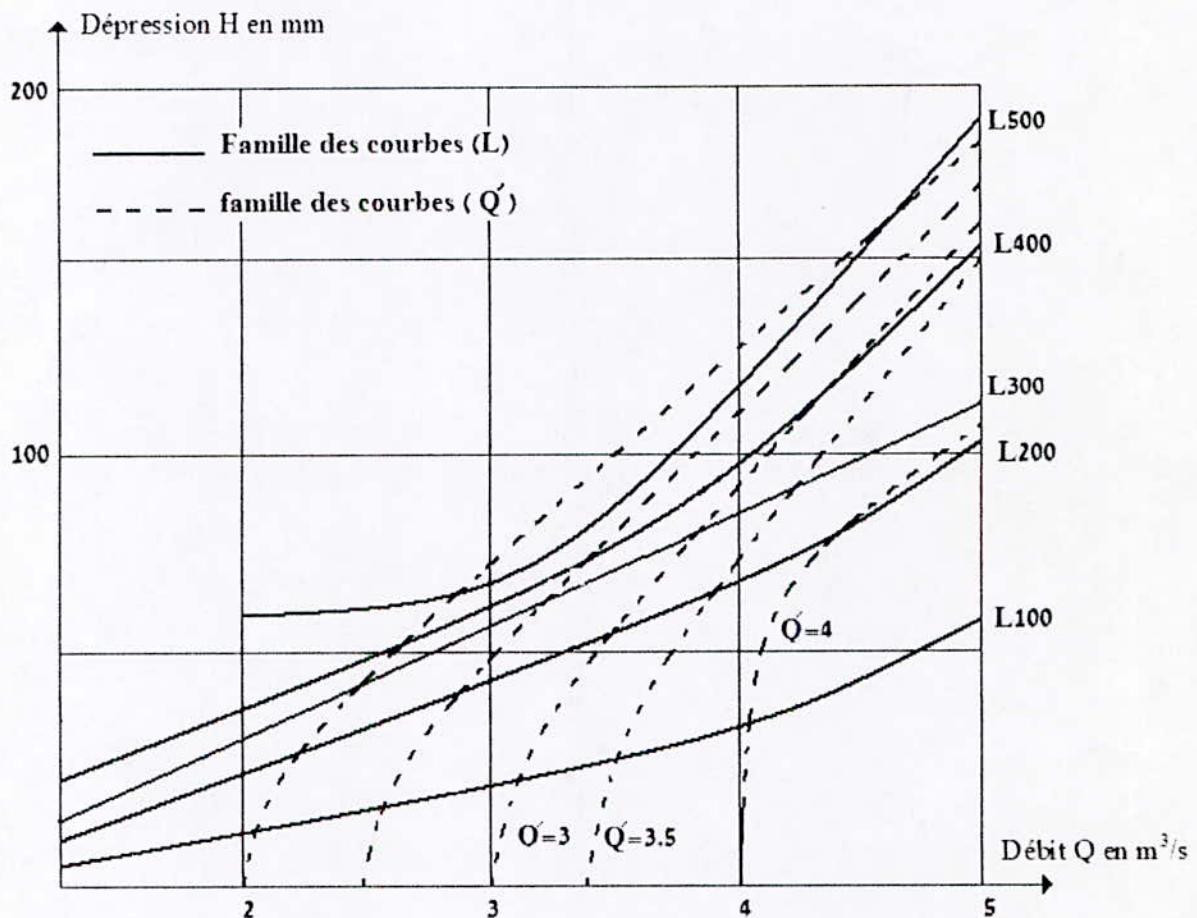


Fig.3.3. abaque pour une canalisation de 600 mm.

- La première (L en traits pleins), traduit la relation entre pression H et débit Q à l'entrée de la canalisation pour une longueur donnée de celle-ci ;
- La deuxième (Q en tirets) présente les courbes d'égal débit Q dans une canalisation de longueur L, on cherche le point d'intersection, des familles des courbes correspondantes, qui aura pour abscisse le débit Q et pour ordonnée la dépression H.

Dans les conditions normales de travail où les ventilateurs sont en marche, le régime grisouteux est contrôlé (le grisou est maintenu à des proportions assurant la sécurité du personnel), mais la panne d'un ventilateur ou une accumulation de grisou excessive ne sont pas à exclure, alors lorsque la configuration d'un chantier fait craindre une accumulation notable de grisou en cas d'arrêt de la ventilation secondaire, le rétablissement très rapide, même pendant les jours chômés, de cette ventilation est une condition essentielle de sécurité, ce-ci peut s'expliquer par la concentration de grisou dont la teneur est à caractère dangereux, notamment lors du redémarrage du ventilateur, car dans tous les cas, la chasse de grisou qui risque d'accompagner la remise en route constitue un danger qu'il faut maîtriser. Un dispositif satisfaisant est celui qui permet de dévier, à l'entrée du cul-de-sac, une partie du débit d'air, afin de réduire autant que nécessaire le débit effectif de purge tout en brassant l'air sortant avant qu'il ne rejoigne le courant d'air principal. Le réglage de ce dispositif se fait en mesurant la teneur en grisou de l'air sortant et en mettant en place des moyens de commande qui évitent à l'opérateur de se trouver en des points non encore assainis.

## **2. Dégazage**

Le grisou est invisible, en général, inodore et son apparition est souvent inattendue. Or, mélangé à l'air en certaines proportions, il constitue un explosif et cause les plus grandes catastrophes minières.



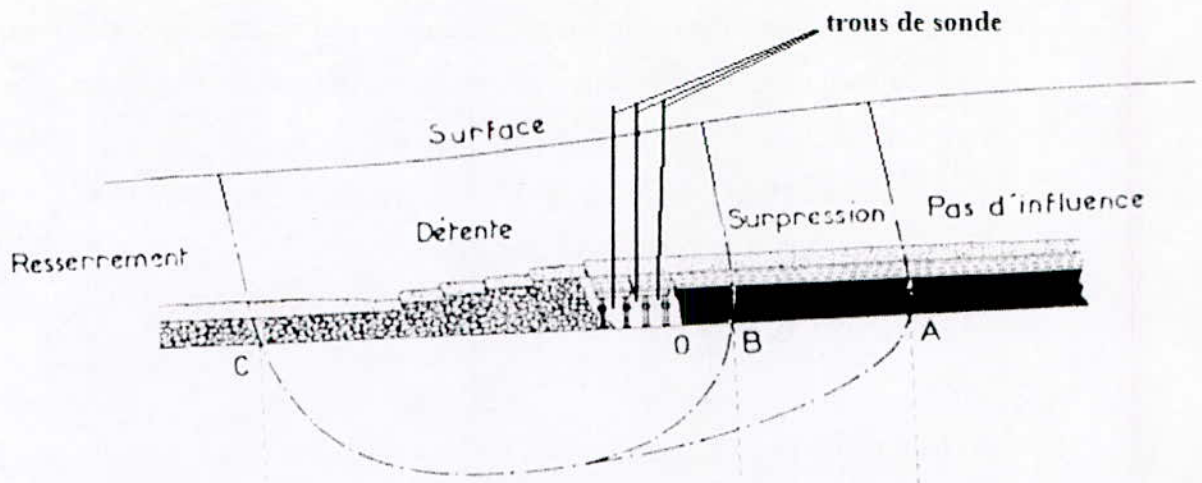


Fig.3.4. dégazage par trous de sonde

Son captage, appelé aussi dégazage, consiste à le détourner des travaux d'exploitation par des sondages ou des galeries préparées à l'avance (Fig.3.4). Cette technique est d'un intérêt essentiel pour la sécurité.

La technique du dégazage (ou captage du grisou) offre de nombreux avantages :

- réduction de la quantité de grisou transportée par l'atmosphère de la mine ;
- en conséquence : augmentation possible de la production journalière sans accroître le débit d'aéragé ;
- utilisation industrielle du gaz capté.

Finalement, cette technique est une source de progrès importants dans les mines grisouteuses où elle accroît la sécurité, permet de plus amples concentrations, engendre des économies de travaux. De plus, elle permet de récupérer les masses considérables de gaz à pouvoir calorifique élevé et cela de façon bénéficiaire.

### 3.1.3. Contrôle de la teneur en méthane

En fonction de la teneur de l'atmosphère en méthane et en oxygène où pour des teneurs inférieures à 6 % de méthane le danger de déflagration n'est pas probable, lorsque ce mélange

contenant de 6 à 16 % de méthane dans l'air devient explosif. L'explosion atteint sa plus grande intensité avec 9.5 % de méthane, lorsque tout l'oxygène se combine avec la totalité du volume de méthane. Si on chauffe convenablement, en un seul point, le mélange explosif, l'explosion se transmet à l'ensemble de la masse du mélange qui, dans ce cas, peut exploser même avec une teneur en méthane inférieure à 6 %.

Donc pour assurer le contrôle de la pureté de l'air, il est indispensable d'effectuer périodiquement (au moins deux fois par équipe) l'analyse de l'air pour sa teneur en méthane. Les indicateurs de méthane utilisés actuellement sont les grisomètres industriels par opposition à la lampe de sûreté qui est un moyen archaïque de contrôle. Les grisomètres nous renseignent sur la proportion relative de méthane, et à partir de cette dernière il faut agir en conséquence, quant à un éventuel danger émanant de la concentration du méthane.

On peut classer les grisomètres, autre que la lampe à flamme, en trois groupes principaux :

1. les grisomètres portatifs instantanés : les qualités exigées de ces appareils sont : la robustesse, facilité d'emploi (il devraient être mis entre toutes les mains), faible encombrement, faible poids, fidélité et précision ;
  
2. les grisomètres automatiques : on peut trouver des qualités différentes selon le besoin d'un tel ou tel grisomètre automatique, qui sont les suivants :
  - précis et capable d'un fonctionnement permanent ;
  - précision et un temps de réponse réduit ;
  - donner des informations à partir d'endroits interdits au personnel momentanément du fait de leurs dangers.



3. les grisoumètres de laboratoire : on leur demande de la précision et de la rapidité pour pouvoir faire avec eux un grand nombre d'analyse.

#### **3.1.4. Prévention des causes d'inflammation**

Il est évident que pour éviter l'amorçage d'un coup de grisou, il faut exclure la possibilité qu'une flamme soit en contact avec le grisou, soit interdire les moyens susceptibles de générer des étincelles, ces derniers sont abordés en détail au chapitre des risques miniers, mais la cause d'inflammation la plus courante est bien évidemment l'usage d'explosif, dont l'utilisation est la base du défilage, même si son utilisation est importante comme moyen d'abatage, il ne faut tout de même pas qu'il constitue une fatalité pour le personnel. Appliquer l'abatage au moyen d'explosifs forts et ordinaire dans les mines de charbon est dangereux du fait de la présence possible de gaz ou même de poussières de charbon qui peuvent exploser. Pour l'abatage dans de telles conditions, plusieurs types d'explosifs de sécurité ont été développés pour minimiser le danger de feux ou d'explosions. Ces explosifs sont particulièrement intéressants pour la sécurité, car ils génèrent d'une part, des flammes très brèves où le contact grisou-flamme se limitera seulement à la combustion, et d'autre part, la flamme est relativement froide offrant ainsi une marge de sécurité supplémentaire, si on sait plus la température de la flamme est grande moins serait elle la teneur requise quant à une inflammation du grisou. Ces explosifs de sécurité ont été approuvés pour le travail dans ces mines et sont principalement constitués par des mélanges de nitrate d'ammonium avec d'autres composés comme le nitrate de sodium et du carbonate de calcium. Un autre type de charge pouvant être utilisé dans les mines s'est développé et a pris de l'importance car elle ne génère aucune flamme donc pas de possibilité d'inflammation. Cette charge est constituée par un cylindre de dioxyde de carbone liquide qui peut être vaporisé pratiquement instantanément par chauffage chimique d'un constituant interne. Un scellement situé à l'extrémité du cylindre et peut éclater sous la pression et permet au gaz de sortir. La charge de dioxyde de carbone n'est pas un vrai explosif et absorbe de la chaleur plutôt qu'elle n'en fournit. Un autre avantage est à mettre dans l'actif de cette méthode qui est la possibilité d'orientation de la force d'explosion vers la base de l'endroit à sonder, en y plaçant la charge, ce qui diminue la dispersion du charbon.

## **3.2. Exploitation des mines à explosion de poussière**

### **3.2.1. Introduction**

Pour faire face aux problèmes concernant les explosions de poussières, il faut tout d'abord prévoir des mesures pour la suppression des causes d'inflammations, où nous avons vu que ces dernières sont essentiellement composées de :

1. tir des explosifs : pour la sécurité du tir en général, il faut signaler l'intérêt du bourrage de l'eau d'une part et du tir sous infusion d'eau qui éliminent les formations de nuages de poussières, ajouté à cela l'emploi d'explosifs de sécurité;
2. l'inflammation du grisou : on l'évite en prenant les précautions les quelles seront développées dans les exploitations des gisements à dégagement de grisou ;
3. l'arc électrique : c'est surtout le court-circuit qui est à craindre et le réseau électrique doit donc être correctement établi, en particulier pour les disjoncteurs fonctionnant en temps voulu.

L'action de prévention contre l'inflammation ne constitue pas un rempart absolu, il faut lui associer des mesures pour la neutralisation des gisements poussiéreux, rendues ainsi inapte à la propagation.

### **3.2.2. Prévention de la formation de poussière**

Dans ce stade de prévention, il faut arriver à l'inaptitude générale à la propagation, il faut pour cela éviter la formation de poussière, ce-ci est concrétisé par la neutralisation des poussières par schistification (apport de poussières stériles) ou par arrosage (apport de quantités importantes d'eau, capables de mouiller les poussières).



## 1. Mode de dépoussiérage par schistification

La schistification consiste à l'injection dans l'atmosphère minière une poussière stérile dont l'effet peut s'exercer de diverses manières :

- ❖ le stérile intercepte une partie du rayonnement et il absorbe de la chaleur. Il en résulte une baisse de température de la flamme et le ralentissement de l'échauffement des particules de charbon situées en avant d'elles ;
- ❖ certains stériles subissent, à température élevée, une transformation endothermique (dissociation du calcaire, déshydratation des schistes et du gypse, fusion et vaporisation du chlorure de sodium). Ces transformations renforcent l'effet thermique signalé précédemment ;
- ❖ il y a aussi production de gaz inertes ( $H_2O$ ,  $CO_2$ ) qui abaissent la concentration d'oxygène ;
- ❖ certains stériles (et c'est avant tout le cas du  $NaCl$ ) exercent une action inhibitrice sur la combustion des matières volatiles.

Les recherches ont montré que la schistification locale avant les opérations de tir à front des traçages et la schistification à vitesse élevée de dépôt de poussières de charbon étaient des moyens laborieux et pas vraiment efficaces. De plus, l'utilisation de poussières inertes conduit à une détérioration des conditions de travail des mineurs du point de vue médical, car les stériles restent toujours des poussières susceptibles d'inhalation et donc dangereux sur la santé.

## 2. Arrosage

Dans les récentes exploitations, l'eau est devenue un moyen de plus en plus important de prévention et de localisation des explosions de poussières de charbon.

L'effet de l'humidité sur la réduction de l'explosibilité des poussières de charbon est double :

- en tant que produit inerte, l'eau réduit la balance thermique du système, par suite de la chaleur dépensée pour la chauffer et l'évaporer ;
- l'humidité favorise l'agglutination des petites particules en particules plus grosses, entraînant une réduction de la surface spécifique de la poussière et donc de son explosibilité.

L'effet de l'humidité est tel que les particules de poussières peuvent être agglutinées jusqu'à perdre totalement leur aptitude à se mettre en suspension dans l'air et à participer à une explosion.

Les recherches ont montré que ce dernier effet était de la plus grande importance et est devenu la base de méthodes pour la prévention des explosions de poussières de charbon par agglutination des poussières avec des produits mouillants et agglomérants. Grâce à ces propriétés physiques, l'eau est un moyen beaucoup plus efficace que les poussières inertes pour localiser les explosions de poussières de charbon.



### **3.3. Exploitation des mines présentant un risque de feu**

#### **3.3.1. Introduction**

Les causes et les endroits du déclenchement d'un feu de mine étant connus, il faut alors agir sur ces dernières pour établir un plan d'action efficace contre leurs apparitions, ce-ci peut se traduire par :

- la prévention, qui a pour but d'éviter la naissance des feux et incendies ;
- les mesures de précaution pour se préparer à lutter contre eux ;
- la lutte, enfin, lorsqu'ils apparaissent.

#### **3.3.2. Prévention des feux de mine**

Les mesures préventives doivent être entreprises pour neutraliser toutes les situations dangereuses, les quelles sont susceptibles de générer un feu de mine, ce dernier peut être évité par :

1. en prêtant une attention particulière aux zones d'étranglements des voies, car des échauffements sont favorisés par la présence de portes qui provoquent des infiltrations d'air à travers la masse de charbon souvent fissurée ;
2. lors du dépilage, il est impératif d'enlever la totalité du gisement, soit :
  - éviter tout ce qui peut donner lieu à l'inflammation spontanée, et notamment l'abandon, dans la zone de dépilage, de lambeaux de veine ou de piliers de charbons susceptibles d'être fissurés sous l'effet des pressions, ainsi que les courants d'air vagabonds ;
  - mettre le remblai en place de façon la plus étanche possible. Si ce n'est pas réalisable, ou si l'on pratique le foudroyage, il faut établir le long des voies d'aérage des dames étanches.

Et il faut songer à purger les tailles et les éboulements, car ces derniers, notamment en couches puissantes, sont générateurs de feux. Les cloches doivent être remblayées ou mieux embouées. La rapidité des dépilages est

capitale pour la prévention des feux en couches épaisses prises par tranches horizontales.

3. il faut arriver à permettre la circulation sous faible dépression de volume d'air important, ce-ci implique la réalisation de travaux largement ouverts. Aussi en matière d'aéragé, il faut se conformer aux dispositions suivantes :

- réaliser des circuits d'aérages simples, ascensionnels;
- il faut éviter que deux circuits voisins aient des circulations d'air à des dépressions nettement différentes ;
- éviter l'aéragé en série des quartiers éloignés les uns des autres.

### **3.3.3. Précaution des feux de mine**

La précaution est un stade dans la lutte contre les feux de mine, où il faut prévoir des moyens (extincteurs, sables,...) qui doivent être utilisés toutes fois d'une manière pertinente, et aussi inclure dans la technologie d'exploitation des procédés de contrôle et des systèmes d'arrêts de la propagation des feux. Ces précautions sont les suivantes :

- 1) tenir prêt en tout temps le matériel d'extinction dans les endroits stratégiques suivants :
  - à proximité de tout appareil électrique, transformateur, générateur établi à poste fixe, y compris le matériel installé dans les tailles et chantiers du fonds ;
  - le long des convoyeurs à bande, à moins de 150 m de tout point de la bande ;
  - à proximité des stations de remplissage des locomotives à combustible liquide ;
  - en des points convenablement choisis des voies principales Dépourvues de canalisation d'eau.
- 2) Dans la conception même de la carrière souterraine, il faut inclure la sécurité, notamment en matière d'isolation des quartiers d'exploitation au



cas échéant d'un feu de mine, et avoir un réseau de galerie et des installations de transport telles que l'on puisse amener rapidement en tout point le matériel de lutte nécessaire ;

- 3) La précaution c'est aussi le contrôle, ce dernier s'exécute par des prises d'essai pour analyses de gaz. A intervalle régulier, noter la teneur en CO et son évolution.

### **3.3.4. Mesures de lutte contre les feux**

On constate à ce niveau, la défaillance de la prévention et la précaution entreprises, il faut alors faire face en se donnant les moyens contre le fait tant redouté qui est le déclenchement d'un feu de mine, en procédant par :

1. l'utilisation des thermomètres à tiges pour localiser exactement le foyer de l'éclosion, c'est un moyen efficace pour vaincre les fumées, le CO, l'odeur de produits benzéniques qui envahissent souvent des zones très étendues, compliquant ainsi la détermination exacte du feu ;
2. appliquer le défournement, si on le peut, en évacuant rapidement les charbons chauds pour éviter la reprise du feu. Dans certains cas, où l'on ne pourra pas l'évacuer, on arrosera le charbon défourné pour l'éteindre sur place ;
3. isoler les zones dangereuses par un chemisage d'argile ;
4. le courant d'air contribue largement à la combustion, donc il est impératif de réduire l'arrivée d'air sur le feu, tout en laissant, du moins au début, le retour d'air largement dégagé. L'initiative de modification importante d'aéragé, telle que l'arrêt ou le ralentissement du ventilateur principal, appartient à l'ingénieur ;

### **3.4. Mesures préventives contre les affaissements, fontis et effondrements du toit**

#### **3.4.1. Introduction**

L'ouverture d'une cavité souterraine s'accompagne par l'éventualité d'un effondrement du toit, ce dernier est à l'origine de :

1. coup du toit : les terrains avoisinant la galerie sont dures, et capables d'en magasier une énergie potentielle, par suite de la résistance aux paliers progressifs des pressions auxquels les roches constituant de la galerie font face, du fait de leur élasticité, jusqu'à leur rupture ;
2. effondrement de roches non résistantes et qui glissent facilement les unes sur les autres : c'est le troisième cas après l'ouverture d'une galerie qu'on a cité au chapitre des risques, où l'équilibre naturel pour la stabilité des terrains proches de la galerie, va tendre à envahir la galerie par des roches non résistantes.

L'effondrement du toit peut se développer en d'autres phénomènes, mais l'aboutissement vers l'un ou à l'autre est fonction essentiellement des caractéristiques mécaniques des terrains de recouvrement, et on aura les cas suivants :

- **si les terrains supérieurs à la galerie résistent**
  - l'effondrement sera localisé au voisinage immédiat de la galerie, et en surface on n'observe aucune anomalie topographique.
- **si les terrains sont non résistants**
  - **à petites profondeurs**

Apparition de fontis : le fontis fait suite à une dégradation progressive de la voûte d'une galerie qui remonte peu à peu dans le recouvrement jusqu'à percer au jour sous forme d'un entonnoir de quelques mètres de rayon et de profondeur. Le fontis ne se produira que si la



galerie est suffisamment près de la surface et si aucun banc épais et résistant ne vient arrêter la dégradation progressive.

- **à grandes profondeurs**

Apparition d'affaissement : L'affaissement fait suite à la ruine des travaux miniers souterrains sur une superficie suffisamment grande pour que les effets remontent en surface. L'effet est analogue à celui volontairement produit par un défilage intégral.

L'analyse de ces phénomènes d'aléa de mouvement des terrains, nous conduit à préconiser l'orientation des mesures préventives vers des actions menées à la source de tous les cas d'effondrements, à savoir, la cavité elle-même, car empêcher la ruine de cette dernière implique l'impossibilité de l'apparition de fontis ou d'affaissement.

### **3.4.2. Prévention et contrôle sur la galerie**

La surveillance des vides souterrains peut se faire par la visite régulière de ces travaux ou par la mise en place de dispositifs qui mesurent automatiquement les mouvements des terrains au fond, il peut s'agir de cannes télescopiques placées entre le mur et le toit de la mine, On mesure ainsi de manière très précise une éventuelle convergence, et renvoyant un signal au jour vers une éventuelle station de surveillance automatique.

Cette surveillance in situ n'est pas possible lorsque l'eau a envahi les vides Il faut alors utiliser des moyens de surveillance indirecte.

La surveillance peut s'exécuter aussi par la microsismique. En effet, l'éboulement des travaux souterrains est précédé et accompagné par la rupture des roches. Cette rupture produit des micros événements sismiques qui peuvent être détectés et enregistrés par des capteurs sismiques très sensibles placés dans l'environnement, par exemple en surface. L'utilisation de plusieurs capteurs judicieusement placés permet de localiser ces ruptures et d'interpréter les phénomènes, en particulier d'observer leur remontée vers la surface, signe d'une évolution vers un affaissement du sol. L'analyse de l'énergie de ces événements sismiques permet également de détecter une accélération des phénomènes, prélude à un affaissement proche. L'utilisation d'une centrale d'acquisition et de traitement automatisée permet de faciliter ces analyses et de déclencher une alerte, éventuellement transmise en temps réel à des opérateurs d'astreinte.

# Contrôle de la convergence des épontes

## 1. Introduction :

La convergence des épontes est un phénomène courant dans les exploitations minières souterraines, son apparition est symptomatique d'une vulnérabilité quant à une rupture du toit. L'analyse de ces mouvements est très importante pour l'application des mesures préventive contre l'éventualité d'un risque d'effondrement.

## 2. Profil de variation des déplacements le long d'une taille

Le dispositif pratique utilisé pour les mesures de ces déplacements est un système à deux broches (Fig.3.5), ancrées respectivement au toit et au mur d'une veine, perpendiculairement aux épontes, constituent ce que qu'on appelle un doublet de mesure. Leur rapprochement est appelé convergence du doublet.

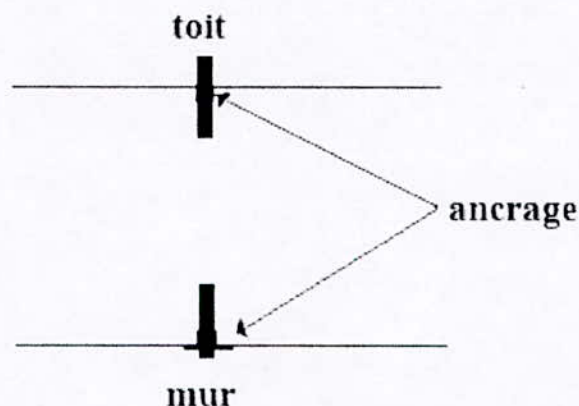


Fig.3.5. doublet de mesure.

On constate après mesure une périodicité, cette dernière n'est pas dans le temps. Il s'agit d'une périodicité dans l'espace : l'amplitude des convergences présente, le long d'une voie soumise à l'influence de la taille qu'elle dessert, des variations périodiques.

La loi de variation de la convergence  $C_x$  d'une station située à une distance  $x$  de l'entrée de la voie est de la forme :

$$C_x = A \cos \omega x + B \sin \omega x$$

Où:

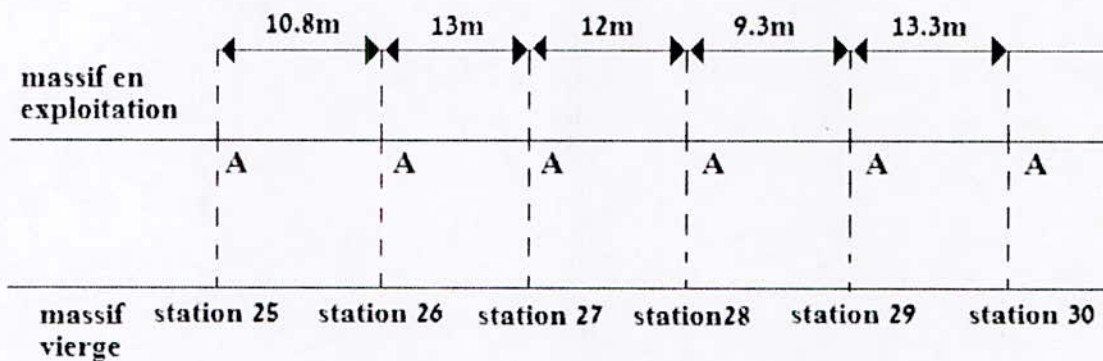
A et B sont des constantes aux limites.



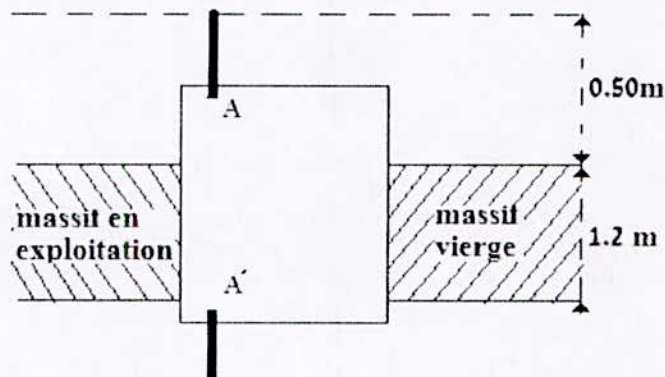
### 3. étude des profil d'une voie

Il est défini de façon opérationnelle à partir d'un exemple. Les positions de 6 doublets de mesure correspondant aux stations 25, 26, 27, 28, 29, et 30 installées dans une voie de la Houve en Lorraine, sont repérés sur la vue en plan de la voie (fig.3.6.a) et sur la coupe de la voie (fig.3.6.b). Il s'agit de doublet A A' placés du côté de la taille en exploitation, l'autre coté étant le massif vierge.

On trace pour ces 6 doublets, les courbes d'évolution des convergences en fonction du temps. Elles sont représentées sur la figure.3.7.a. on voit que le 5-5-1964 par exemple, le doublet de la station 25 a convergé de 520 mm, celui de la station 26 de 550 mm, etc ... Si nous reportons ces convergences sur un graphique où sont repérés les positions de chacun des doublets de la figure.3.7.b. cette courbe est le profil de la voie le 5-5-1964. On y ajoute la position de front de taille par rapport aux doublets à la date considérée.



a) vue en plan de la voie



b) coupe de la voie

Fig.3.6. implantation de 6 doublets de mesure dans la voie.

### 3.1. Périodicité des profils

Examinons, sur la figure 3.8, les profils, ainsi construits à différentes dates de la même voie. Les doublets de mesure sont répartis sur une longueur de 220 mètres environ. Les doublets sont situés, comme il a été dit précédemment, contre le parement en exploitation (position A A' sur la figure.3.6.b).

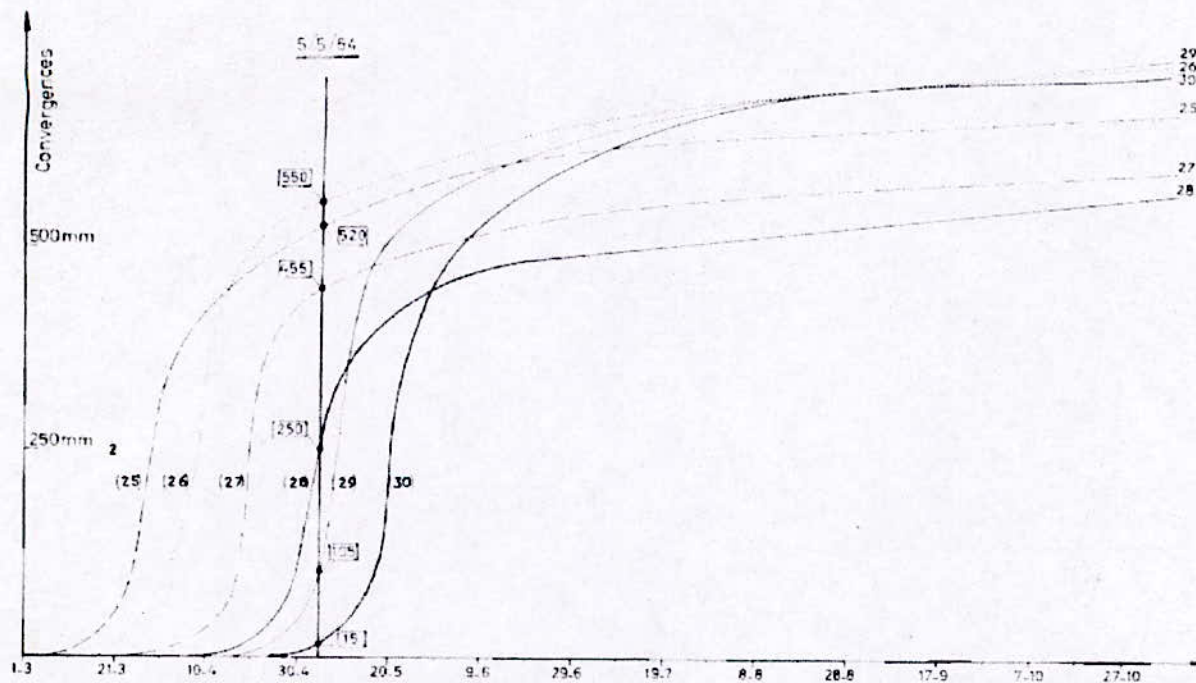


fig.3.7.a- convergence en fonction du temps de 6 doublet de la voie



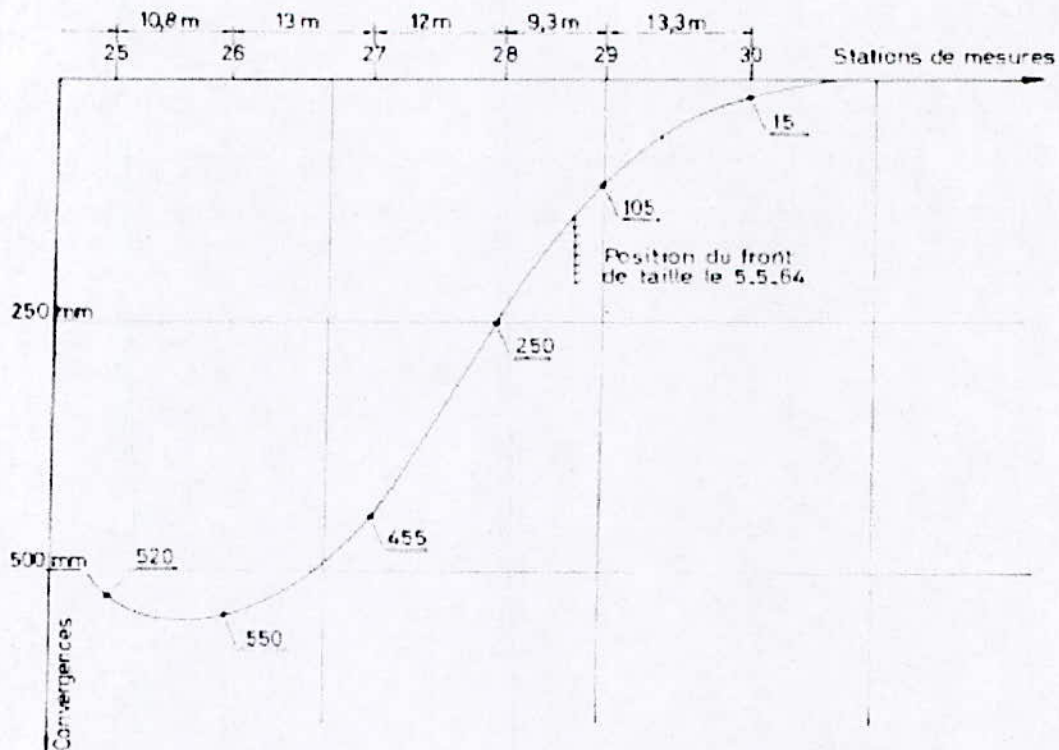


fig.3.7.b – profil le 5.5.64

On constate que le profil final, c'est-à-dire le profil obtenu lorsque le front de taille est très éloigné, présente une allure très caractéristique en tôle ondulée : les convergences finales ont une amplitude périodique le long de la voie. C'est cette périodicité qui est constatée précédemment. Mais l'examen des profils apporte un élément supplémentaire : c'est que la périodicité des convergences est liée à un processus périodique de déformation des bancs, dans le sens longitudinal de la voie. Ce comportement est schématisé sur la figure.3.8, où il apparaît plus clairement.

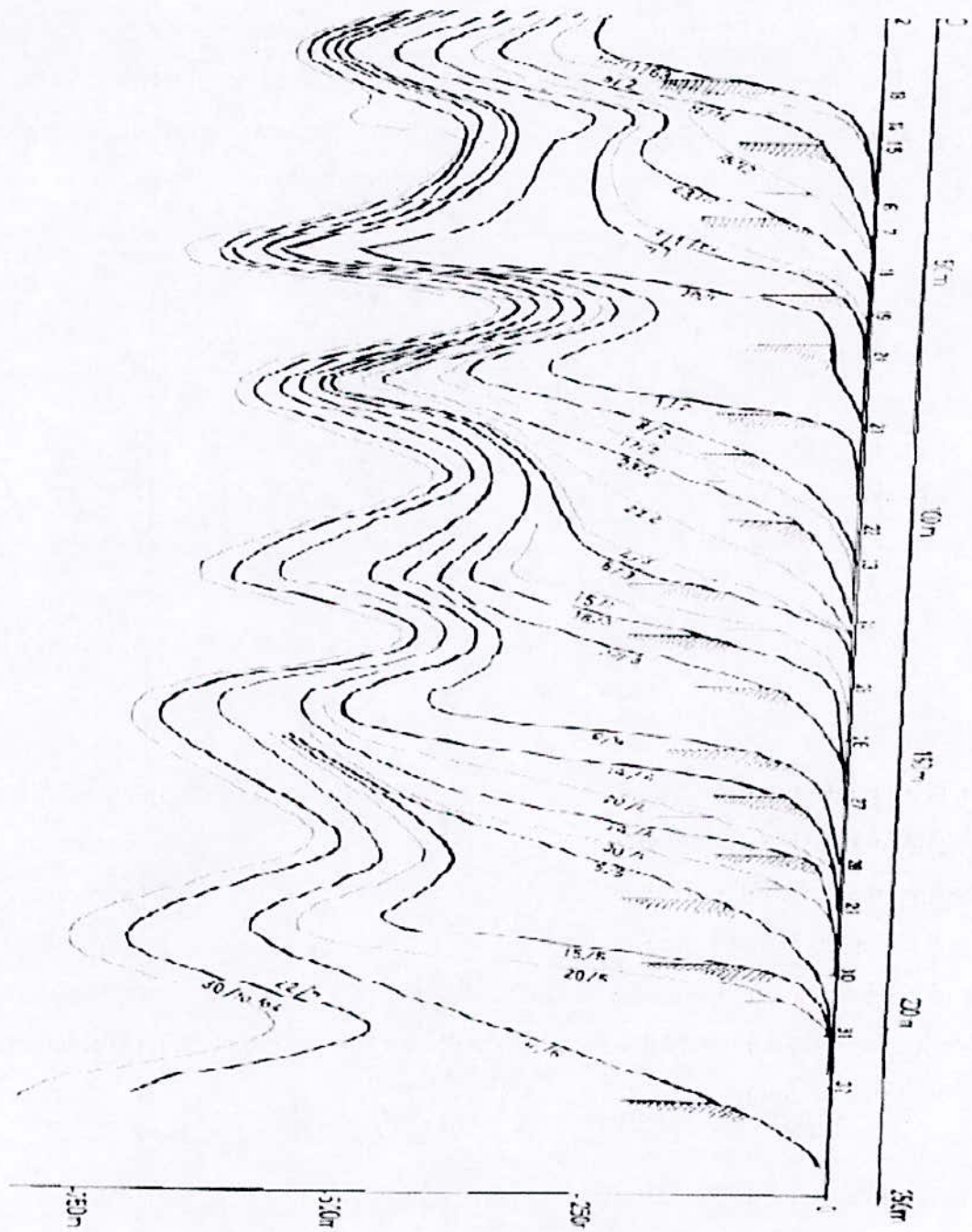


Fig. 3.8. profil de la voie suivant la position du front de taille

Partons d'un profil initial  $A_1 B_1$ . Lorsque le front de taille progresse,  $A_1$  se déplace horizontalement en  $A'_1$  tandis que le point  $B_1$  se déplace verticalement en  $B'_1$ . La portée



augmente encore tandis que le front progresse :  $A''_1 B''_1$ , puis  $A'''_1 B'''_1$ . Pour un nouvel avancement du front, se produit un fléchissement du profil  $A''''_1 B''''_1$  qui prend naissance au voisinage du front de taille. le Fléchissement s'accroît et on retrouve la forme du profil initial  $A_1 B_1$  en  $A_2 B_2$  à partir du quel le même processus recommence.

L'analyse de ces profils nous permet de déterminer les zones les plus dangereuses, qui correspondent aux déplacements les plus importants, les quels sont caractérisés par des fissurations profondes, où un coup de charge démarre de ces dernières.

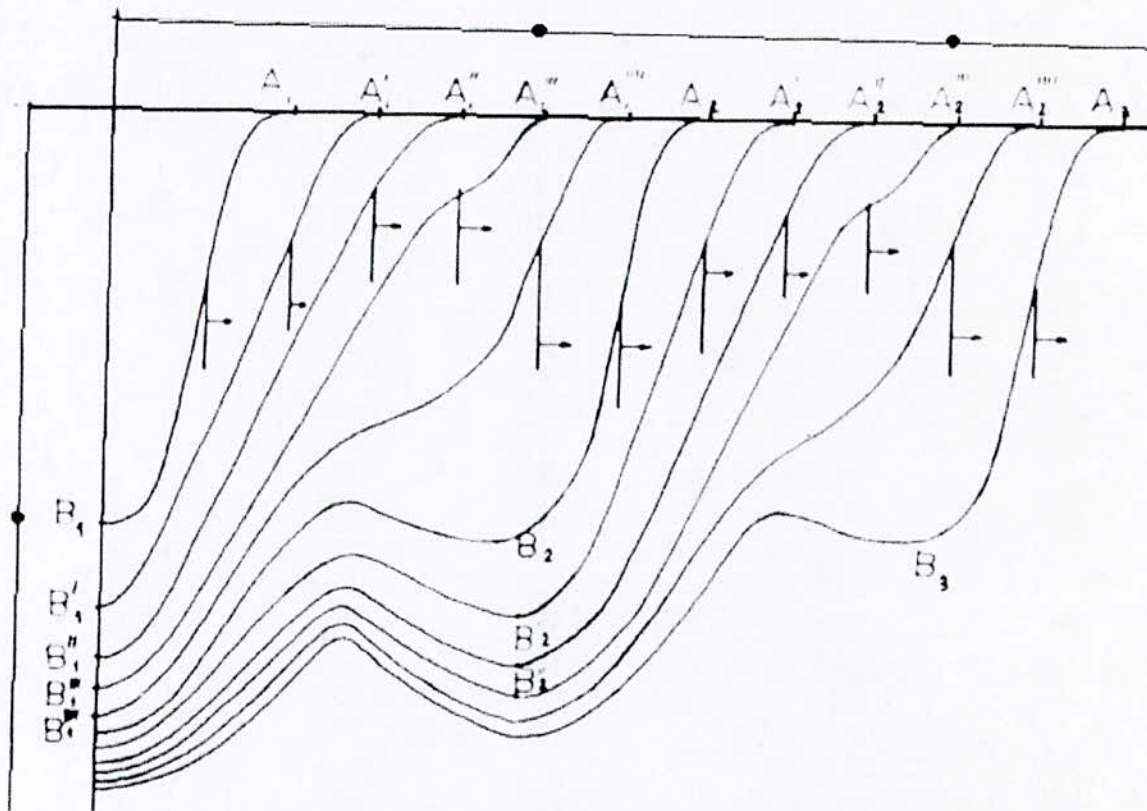


fig.3.8. – schématisation de la déformation du toit avec l'avancement de la taille

### 3.2. Périodicité des ruptures le long d'une voie

Le phénomène de périodicité des déformations le long d'une voie, peut être interprété en faisant intervenir des ruptures périodiques du toit au voisinage du front de taille.

Le processus de rupture est schématisé sur la figure.3.9. Les déformations mesurées du côté du massif en exploitation sont liées au comportement des bancs au dessus de l'épi de protection de la voie, ces bancs se présentent comme l'indique la figure.3.9 a. Ils s'appuient sur le massif, en avant du front de la niche, puis par l'épi de remblai. Ils sont soumis à des efforts de cisaillement qui sont maximaux au dessus de l'arête constituée par le charbon non fissuré. Il peut se produire là une rupture (figure. 3.9.b). Lorsque le front progresse, les bancs

se trouvent donc en porte-à-faux au dessus de la niche, puis de l'épi de remblai (figure. 3.9.c et 3.9.d). pour une certaine longueur  $L$  de porte-à-faux, on assiste à une nouvelle rupture (figure. 3.9.e) et le processus se poursuit, de façon périodique, avec une période égale à  $L$ .

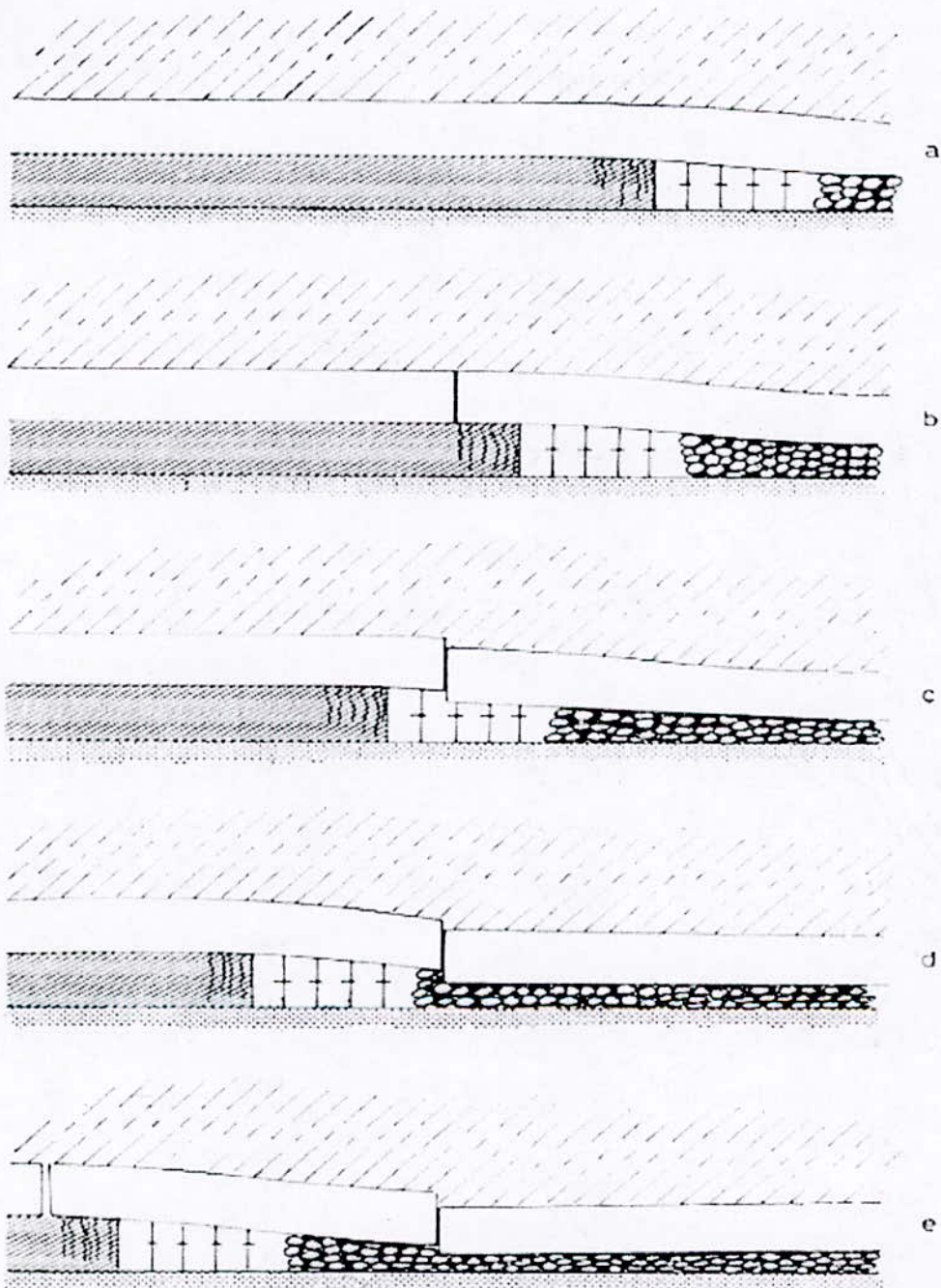


fig.3.9. processus des ruptures périodiques du toit

**Calcul de la période de rupture  $L$**

Pour cela, il faut schématiser le toit de la voie, de côté de l'exploitation (figure.3.10) par une poutre semi infinie, reposant sur le massif en avant du front, et dont le porte-à-faux repose sur



l'épi de remblai. On néglige donc la fissuration du massif et on assimile le soutènement de la niche à du remblai. Soit  $l$  la longueur du porte-à-faux. En faisant appel à la résistance des matériaux pour le calcul classique d'une poutre, et en admettant que la poutre est soumise à des contraintes verticales, fonctions des déformations verticales  $w$ , que nous écrivons :

$$\begin{aligned} & -cw \text{ pour } x < 0, \\ & r(qW - w) \text{ pour } 0 < x < l, \end{aligned}$$

On obtient le déplacement vertical  $w$  comme suit :

$$x < 0 : w = qW e^{\gamma x} (a \cos \gamma x + b \sin \gamma x)$$

$$0 < x < l : w = qW [1 - (A \cos \rho x \operatorname{ch} \rho x + B \cos \rho x \operatorname{sh} \rho x + C \sin \rho x \operatorname{ch} \rho x + D \sin \rho x \operatorname{sh} \rho x)]$$

Où:

$qW$ : représente la déformation maximale du remblai ;

$\rho$  et  $\gamma$  : sont des constantes, fonction des caractéristiques mécaniques de la poutre ;

Les constantes  $a, b, A, B, C, D$  sont déterminées par les conditions de continuité de  $w, w', w'', w'''$  (soit respectivement la flèche, l'angle de fléchissement, dérivé seconde et triple du déplacement vertical) au voisinage de  $x = 0$ , et en exprimant que l'effort tranchant et le moment fléchissant sont nuls pour  $x = l$ .

Il ressort du calcul, que les efforts de cisaillement, dans le toit, sont maximaux à l'aplomb du front de taille. On montre finalement que l'effort tranchant maximal  $T_0$  est, en fonction de longueur  $l$  du porte-à-faux, approximativement égal à :

$$T_0 = -r qW l$$

lorsque le front de taille progresse et que  $l$  augmente, la valeur de  $T_0$  peut dépasser la résistance au cisaillement de la poutre, il y a alors rupture au dessus de l'arête de la veine chaque fois que la longueur du porte-à-faux dépasse une certaine longueur critique  $L$ .

Quand  $T_0$  atteint une certaine valeur, qui est la limite de cisaillement ( $T_{\text{admissible}}$ ), on aura une rupture du toit au point correspondant à cette dernière :

$$L = \frac{T_{admissible}}{rqw}$$

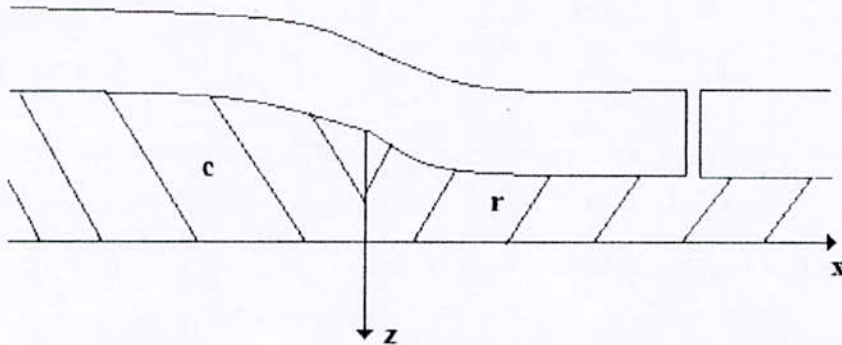


fig.3.10. schématisation d'un toit par une poutre en porte-à-faux

Finalement, on peut dire que le toit est soumis à des contraintes de cisaillement maximales à l'aplomb de la limite entre le massif fissuré et le massif intact, en avant du front de taille. Ces contraintes sont liées à la longueur du porte-à-faux du toit au dessus des vieux travaux.

Chaque fois, conséquent, que cette longueur atteint un certain seuil critique, il y a rupture ; les ruptures se produisent donc de façon périodique dans la mesure où les caractéristiques mécaniques du toit sont homogènes. La détermination de la période peut se faire d'une manière théorique en assimilant le toit à une poutre semi infinie, et en calculant L d'après la formule, ou d'une manière expérimentale, par l'analyse des profils de la voie, notamment le passage d'une séquence de profils à une autre, qui est marqué par la réapparition du profil initial de la séquence précédentes (retrouver la forme du profil initial  $A_1 B_1$  en  $A_2 B_2$  : figure 3.8. Pour prévoir une rupture imminente, il faut localiser le dernier profil après le quel la précédente rupture a eu lieu.

### 3.4.3. Méthodes de prévention active

#### Méthodes d'exploitation prévoyant la sécurité

##### Méthode descendante sous dalle de béton

Pour augmenter la sécurité des travaux miniers on fait recours à la méthode descendante sous dalle de béton. Elle devient un bouclier contre la chute des blocs qui peuvent se détacher des parois. En plus la dalle doit maintenir en place les terrains qui ont la tendance de se déplacer vers le vide, Ce mouvement du massif provoque une convergence des épontes.



Cette convergence peut être due :

- à la détente élastique du massif décomprimé,
- à la décompression post-rupture qui se manifeste comme un glissement ou un flambage ou une augmentation excessive de compression, etc.

Quand la convergence augmente à une certaine valeur, les parois se déplacent vers le vide et les contraintes dans le massif diminuent. Si on y place une dalle de béton, elle s'oppose à ces contraintes, et agit comme un ressort en accumulant les contraintes. La dalle en s'opposant à la convergence des parois est mise en compression. La mise en compression se fait progressivement. Lorsque la dalle est mise en place dans la chambre I qui vient d'être exploitée, elle est sous contrainte très faible (figure.3.11). L'exploitation de la chambre sous-jacente II va provoquer une convergence des épontes, mettant cette dalle en compression. L'exploitation d'une chambre suivante III induira une nouvelle compression de la dalle et ainsi de suite.

On voit clairement sur le schéma ci-dessous que c'est l'exploitation de la chambre immédiatement sous-jacente qui provoque la plus grande compression sur le remblai d'une chambre et la contrainte augmente lentement au fur et à mesure de la progression de l'exploitation.

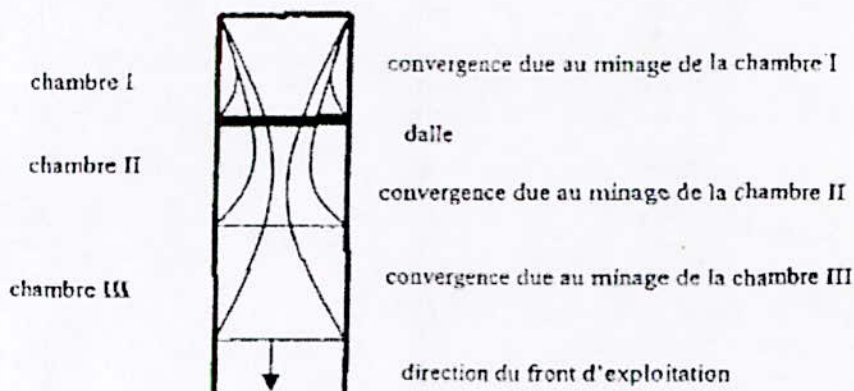


Fig.3.11. évolution de la convergence suite à l'extraction successive des chambres.

## 1. Comportement des dalles

- Chargement de la dalle

La structure de la dalle sera sollicitée par deux types d'efforts (figure.3.12) :

- Les contraintes horizontales, qui sont provoquées par la convergence des épontes. Ces efforts vont induire dans la dalle des contraintes de compression, mais si le filon n'est pas vertical ils peuvent induire des cisaillements, cette poussée varie au cours de l'exploitation ;
- Les contraintes verticales, car la dalle doit supporter son propre poids et une surcharge du remblai. Ce chargement induira, dans la structure de la dalle, des contraintes de flexion. Cet effort sera constant durant la période de l'exploitation.

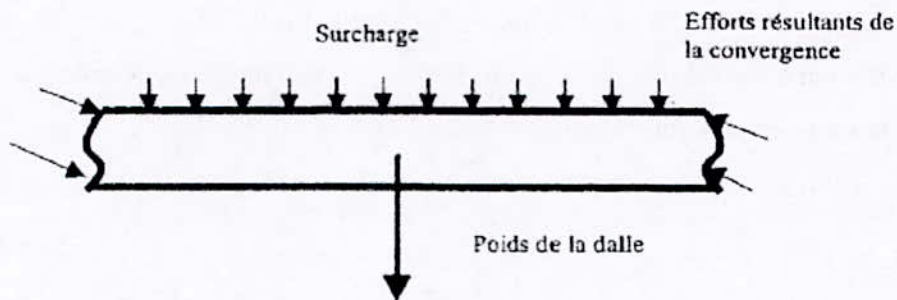


Fig.3.12. chargement de la dalle.

### ❖ Comportement de la dalle

Il serait très appréciable de connaître le comportement de la dalle si on connaît d'avance sa géométrie et si la poussée latérale due à la convergence augmente en entraînant la croissance des contraintes horizontales. Le graphique de la figure 3.13 illustre le comportement de la dalle.

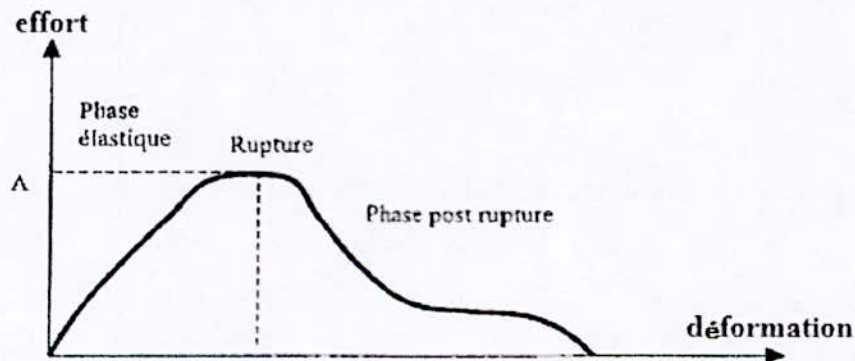


Fig.3.13. courbe caractéristique de la dalle.



Sur cette courbe on peut distinguer :

- Phase élastique, la dalle supporte les contraintes horizontales jusqu'au point critique A,
- Phase de rupture de la dalle,
- Phase post - rupture.

Il faut souligner, que malgré la fissuration, la dalle peut supporter des contraintes horizontales assez importantes, surtout si la dalle est ferrillée. La résistance qu'elle oppose à une convergence des parois, est suffisante pour éviter les mouvements post-ruptures du massif.

- État d'équilibre terrain – dalle

L'analyse du comportement du massif démontre que les épontes ont la tendance à converger et que la dalle s'oppose à cette convergence. Cet état d'équilibre illustre la superposition de la courbe convergence limite (confinement) caractérisant le massif et la courbe caractéristique de la dalle. Le point d'équilibre A existe pour une valeur de convergence telle que le massif et la dalle restent dans le domaine élastique (figure.3.14).

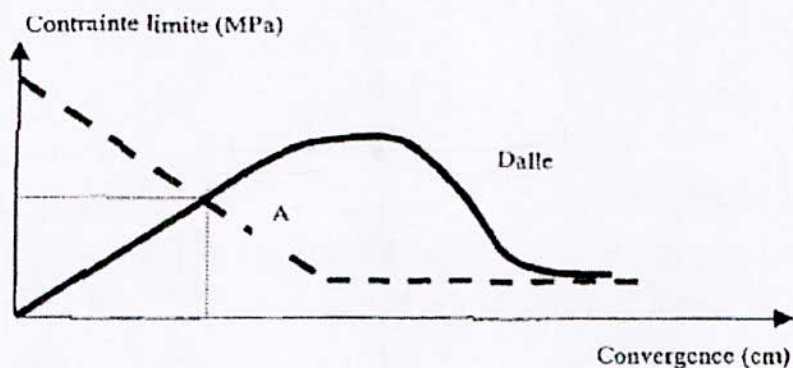


Fig. 3.14. état d'équilibre terrain-dalle.

- Manque d'état d'équilibre massif – dalle

Dans cette situation il n'y a pas d'intersection. La dalle n'est pas capable de supporter la poussée due à la détente élastique des terrains (figure.3.15).

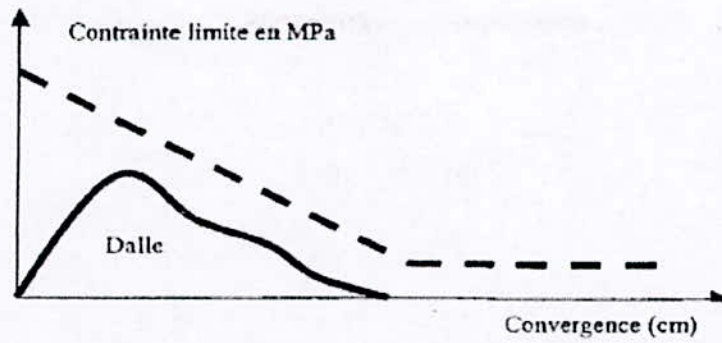


Fig.3.15. manque d'état d'équilibre massif-dalle

- État post – rupture

Sur la figure.3.16, on trouve le point d'équilibre A, mais la dalle est en état de post rupture.

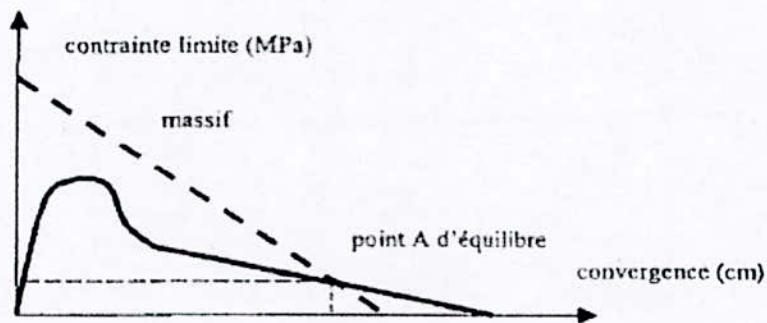


Fig. 3.16. état de post-rupture

Les phénomènes post - ruptures prennent les formes suivantes :

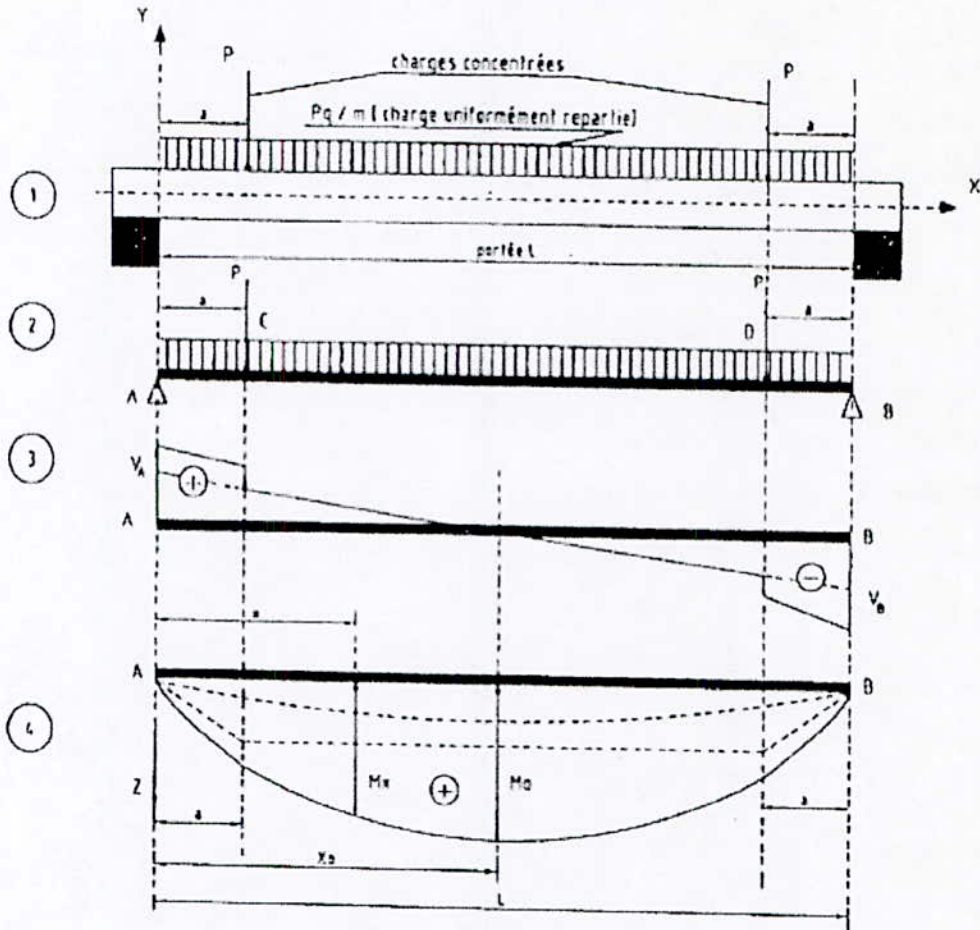
- Les ruptures par l'augmentation excessive de compression dans le cas où la résistance des épontes serait relativement faible par rapport aux contraintes horizontales  $\sigma_H$  et verticales  $\sigma_V$  ;
- Des glissements le long du plan de discontinuité, on observe des mouvements de blocs délimités par trois plans ainsi que des fissures naturelles ;
- Des flambements de dalle quand une fissuration naturelle parallèle se manifeste au plan de filon.

Tous ces types de mouvements portent le nom de la déformation post - rupture du massif.

- réaction de la dalle aux sollicitations : la dalle sera considérée comme une poutre à deux appuis simples.



Fig.3.17. poutres : actions, sollicitations, diagrammes.



LÉGENDE:

- 1. Poutre sur appuis simples
- 2. Schéma du cas du charge
- 3. Diagramme des efforts tranchants
- 4. Diagramme du moment de flexion.

- A - appui de gauche
- B - appui de droit
- C, D - points d'application de la charge P
- $V_A$  - effort tranchant à l'appui A
- $V_B$  - effort tranchant à gauche de l'appui B
- $M_0$  - moment maximal de flexion
- $M_x$  - moment de flexion dans une section de l'axe X
- P - charge concentrée
- $Pq$  - charge uniformément répartie par mètre de poutre
- a - distance de la charge concentrée P à l'appui considéré
- X - abscisse d'une section courante
- $X_0$  - abscisse de la section où s'exerce le moment maximal  $M_0$  dans la poutre AB

▪ basculement :

La puissance du gisement détermine la portée de la dalle car celle-ci doit être accrochée contre les parois. Quand les parois ne sont ni parallèles ni verticales, en l'absence de poussées horizontales ou en présence d'un retrait du remblai, il peut se produire un basculement de la dalle. Il est donc important de calculer l'épaisseur adéquate pour éviter un risque de basculement de la dalle. Cette dernière peut être trouvée à partir des calculs empiriques suivants qui donnent les valeurs de l'élanement de la dalle qu'il ne faut pas dépasser pour un pendage donné.

Il y a un risque de basculement si :

$$l/h > 1 + \operatorname{tg} \alpha * \operatorname{tg}(\alpha + d)/\operatorname{tg} \alpha$$

Où :

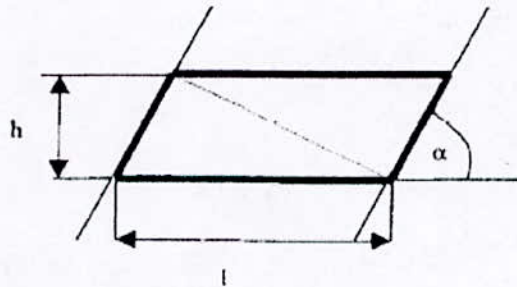
$l$  : portée de la dalle,

$h$  : épaisseur de la dalle,

$d$  : est la dilatance du contact éponte - remblai qui est fonction de la rugosité et la non planéité de l'éponte,

$\alpha$  : est le pendage de l'éponte sur laquelle le glissement est possible,

$l/h$  : l'élançement de la dalle.



Elles consistent à intervenir au niveau des cavités pour éviter leur effondrement.

### **Consolidation de la cavité**

#### **1 - Renforcement des piliers existants**

Le renforcement des piliers est une technique surtout utilisée lorsque l'on souhaite conserver l'usage d'une cavité.

On utilise en général la combinaison du béton projeté et du boulonnage. Le frettage des piliers par des câbles ou des barres métalliques est quelquefois employé.

La réparation des piliers fortement endommagés (en post-rupture) est délicate. On pourra utiliser dans ce cas un chemisage en béton armé ou une virole métallique remplie depuis la surface par un coulis fluide.



## **2 - Construction de piliers en maçonnerie**

Le principe est de transmettre le poids des terrains sous-jacents et des surcharges éventuelles au plancher de la carrière.

La surface totale de piliers est fonction de la charge qu'ils ont à supporter. Les piliers de renforcement doivent représenter au minimum 20% de la surface de la construction projetée, de laquelle on peut déduire les piliers existants.

Pour être efficace, un pilier de renforcement doit avoir une déformabilité voisine de celle des piliers en matériau naturel laissés par l'exploitation. Les matériaux utilisés en général sont les moellons ou les parpaings pleins liés au mortier de ciment. On peut citer comme exemple les critères de sélection des carrières de Paris, où ils exigent une résistance à l'écrasement d'au moins 6 MPa.

Les dimensions demandées pour les carrières de Calcaire grossier en région parisienne sont les suivantes :

- Piliers parallélépipédiques : largeur supérieure au 1/3 de la hauteur, sans être inférieure à 1,20 m.
- Murs : épaisseur supérieure au 1/3 de la hauteur, sans être inférieure à 0,50 m.

Une attention doit être portée au sol support (ce doit être le terrain en place, non remanié) et au matage sous le ciel (clavage au mortier, après durcissement du mortier d'assemblage du pilier).

La carrière doit évidemment être accessible, ou rendue telle avec des conditions minimales de sécurité.

## **3 - Boulonnage du toit**

Le principe est d'armer et de rendre monolithique la masse rocheuse au toit pour la rendre capable de reporter le poids des terres sur les piliers ou sur les flancs des galeries. C'est notamment le cas d'un toit lié en bancs horizontaux.

Il convient de tenir compte de la corrosion pour le dimensionnement du boulonnage : surdimensionnement du diamètre des boulons métalliques ou adoption de boulons en fibre de verre.

Cette solution convient bien aux carrières occupées puisque les volumes restent vides.

## **Stabilisation par comblement**

### **1 - Remblaiement total**

Le principe est de supprimer l'essentiel du vide souterrain par mise en place de matériaux sans liant hydraulique. Ces matériaux peuvent être variés et fonction des opportunités : déblais criblés, terres de fouille en provenance de gros chantiers voisins, stériles miniers ...etc.

La mise en place s'effectue :

- par engins mécaniques si l'accès est possible pour les engins. Le matériau peut être acheminé à partir d'une entrée en cavage ou être déversé par un puits et repris ensuite par les engins au fond.
  
- par déversement gravitaire :
  - voie humide (sable et eau, cendre et eau, ...) par des forages de diamètre de 100 à 200 mm, suivant une maille de 7x7 à 10x10 m. Cette technique permet de traverser d'importantes couvertures, couramment de 40 à 80 m.
  - voie semi-humide (mélange moitié terre, moitié eau), si de grandes quantités d'eau sont disponibles sur le site. Sur certains chantiers de ce type, l'eau est directement pompée dans la nappe. Les puits ont un diamètre de 700 à 1000 mm. Le maillage est en général compris entre 15x15 et 20x20 m/
  - voie sèche en l'absence d'approvisionnement économique en eau, par l'intermédiaire de puits de 100 à 400 mm de diamètre. La distance entre puits doit être inférieure à deux fois la hauteur des vides, car l'étalement des matériaux n'est pas très bon, ce qui implique de réaliser un grand nombre de forages.



## **2 - Remblaiement partiel :**

Le principe est d'assurer un certain frettage des piliers à leur base, là où ils sont le plus fragiles en général, dans le cas de carrières de gypse. Cette disposition réduit leur élancement et augmente leur résistance.

Ce traitement a également pour effet de charger le radier et de s'opposer ainsi à son soulèvement lorsqu'il y a risque de "soufflage du mur".

## **3 - Injection par forages :**

- Ce mode de comblement est adapté aux carrières inaccessibles.

Les matériaux injectés sont des sablons ou des cendres volantes traitées au ciment (quelquefois non traitées, dans le cas d'espaces verts en surface, auquel cas il convient de s'assurer que les matériaux ne risquent pas d'être entraînés par des circulations d'eau).

Il convient de s'assurer de la comptabilité des matériaux injectés vis-à-vis des contraintes environnementales.

Il faut au préalable établir un barrage pour circonscrire la zone à traiter. L'injection se déroule ensuite en deux phases : emplissage gravitaire puis clavage (coulis plus riche en ciment).

## ***Techniques de suppression du vide souterrain***

### **1 – Foudroyage**

1. Pour des matériaux tendres, friables, altérables, les piliers se détruiront avec le temps. Pour des carrières anciennes dont l'exploitation n'a pas été assez pour assurer la pérennité, une menace d'affaissement à long terme existe. On provoque donc l'effondrement pour enlever ce risque. Par cette méthode, une extraction totale du gîte est possible. Il y a deux méthodes principales :

- exploitation par " chambres et piliers " : les galeries sont élargies jusqu'à ce que les piliers deviennent très minces. On fait sauter ces piliers pour provoquer l'effondrement du toit. Entre les chambres " voisines " , le travail est coordonné afin d'assurer une progression régulière de la limite d'affaissement du toit ; cette limite est oblique car les chambres voisines sont à des degrés d'avancement différents .
- exploitation par " longue taille " : le front de taille est rectiligne, le toit est soutenu sur une largeur suffisante par un soutènement afin d'assurer le travail. On enlève le soutènement ligne par ligne pour provoquer la descente du toit. Parfois le toit fléchit tout seul (il est assez plastique) et vient combler le vide quelques mètres derrière le front (exemple : les couches de potasse dans le sel) . Très souvent, les bancs du toit se brisent, mais quand ça n'arrive pas la rupture est faite par tirs de mines.

La phase ultime de ces deux méthodes est donc la descente du toit qui vient combler le vide. Cependant, il arrive que le vide ne soit pas complètement comblé !

Le foudroyage est un procédé courant dans les mines.

Pour les mines, il se révèle bien adapté lorsqu'il est prévu dès l'exploitation (géométrie régulière des piliers notamment) : c'est l'affaissement dirigé.

Même dans ce cas là, il peut subsister quelques vides résiduels. Par ailleurs le sol est très remanié et le terrain n'est pas considéré comme constructible. L'utilisation en espaces verts, en revanche, est tout à fait possible.

Dans le cas de carrières accessibles, mais non conçues à l'origine pour cette technique, la prudence s'impose et dans la plupart des cas un traitement des vides résiduels sera nécessaire. Pour les mines non accessibles, le résultat est trop aléatoire.



## **2 - Terrassement de la cavité**

La technique consiste à mettre à jour la cavité par terrassement et de procéder à un remblaiement avec compactage.

C'est une solution possible lorsque la carrière est à faible profondeur.

La résistance des terrains est fragilisée entre autre par la présence d'eau, mais ce dernier peut conduire aussi à une inondation susceptible d'entraîner un danger important pour les ouvriers.

La connaissance des causes d'infiltration d'eau et la prévention contre celle-ci est une condition essentielle de sécurité.

### **Inondation des mines**

#### **- causes de pénétration de l'eau dans les mines :**

1. au cours de l'exécution des travaux, on est amené à traverser les horizons aquifères qui occasionnent des venues d'eau plus ou moins abondantes ;
2. les fissures se formant dans des terrains encaissants à la suite du foudroyage des espaces exploités peuvent se transmettre aux horizons aquifères sus-jacents et servir de voies de pénétration de l'eau dans la mine ;
3. le minerai lui-même peut contenir de l'eau en plus ou moins grande quantité ;
4. l'eau peut pénétrer dans la mine venant de la surface à travers les affleurement ou les fissures des terrains ;
5. outre la venue normale, des irruptions brusques d'importantes quantités d'eau dans la mine peuvent avoir lieu en provenance d'anciennes mines noyées.

#### **- mesures contre l'infiltration d'eau**

- quand une nappe se situe dans les morts terrains, on ne touche pas à la première couche de matériaux sous ces terrains, constituant ainsi un manteau perméable. Ce contact imperméable réduit la fissuration quand il y a affaissement.

- il faut également éviter l'enneigement quand on creuse le puits. Ce fonçage est techniquement réalisable mais difficile : soit on rabat ponctuellement ou temporairement la nappe, soit on congèle le terrain. Ensuite, on fait le cuvelage du puits bien étanche.
  
- pour éviter que les cours d'eau s'infiltrent dans les galeries d'exploitation, on les canalise (on leur donne un revêtement étanche). Cependant il faut faire attention : la section est-elle assez grande pour laisser passer les crues ?
  
- les venues d'eau viennent des couches de terrain les plus élevées. On essaie de les capter dès le départ pour éviter un enneigement trop conséquent et difficile à résorber.
  
- de plus, les eaux en percolant avec certains matériaux voient leur composition changer et donc par la suite elles polluent. Ces eaux d'exhaure, enrichies en éléments toxiques ou sur-concentrées en d'autres éléments, sont traitées avant d'être rejetées. Il faut cependant noter que lorsqu'elles sont chimiquement actives, leur débit est faible.



### 3.4.4. Dimensionnement du soutènement par la Méthode des éléments finis

L'intérêt du dimensionnement est double, d'une part, il permet de savoir si un soutènement à travers ses caractéristiques mécaniques est en mesure de résister aux sollicitations auxquelles il est soumis, et si c'est le cas, quelle serait alors la marge de sécurité que l'on peut avoir vis-à-vis de l'élément de soutènement avant sa rupture.

Le dimensionnement est un paramètre important dans la confection d'un soutènement qui est destiné à soutenir des roches dans des configurations multiples de contrainte, c'est pour cela qu'il faut prévoir un soutènement qui satisfait au maintien des roches en place sans être dans un état d'équilibre précaire (les caractéristiques mécaniques sont loin des limites de rupture), donc pour éviter des prévisions aléatoires et s'inscrire dans une démarche d'étude préventive et de sécurité, il est nécessaire de procéder au dimensionnement du soutènement avant même le creusement de la galerie.

Le dimensionnement nécessite la connaissance du régime de contrainte auquel l'élément de soutènement est soumis, pour cela il faut tout d'abord savoir comment les contraintes sont réparties sur les parois de la galerie, pour ensuite établir la transmission des contraintes des parois vers le soutènement. Protodiakonov propose le modèle suivant de contraintes :

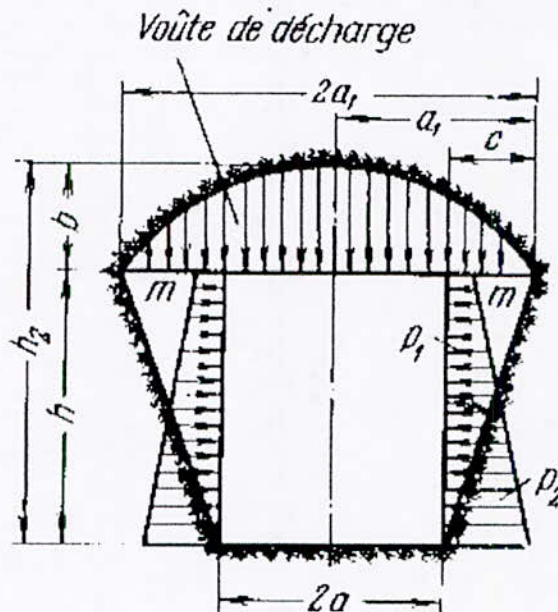
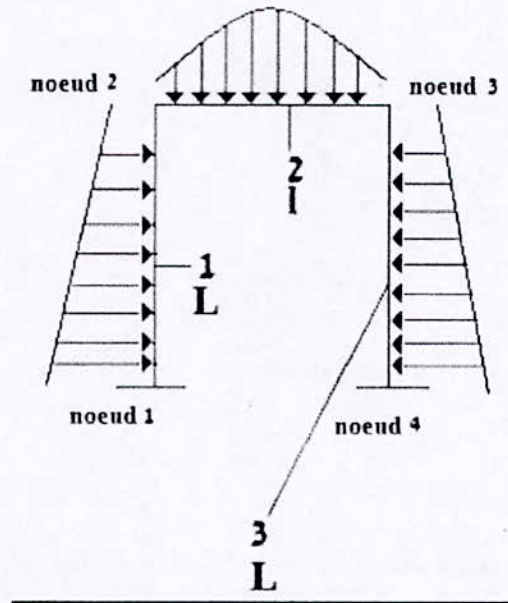


Fig.3.18. répartition des contraintes autour d'une galerie.

Ayant connaissance des contraintes appliquées sur les parois de la galerie, on suppose à présent que le report des contraintes sur le soutènement est caractérisé par la même allure que celle constatée sur les parois de la galerie.

### Application de la méthode des éléments finis sur le soutènement



Le système possède quatre nœuds et trois éléments qui sont représentés sur la figure, et le tableau suivant exprime les caractéristiques de chaque nœud.

nœuds	X	Y	section	module de Young
1	0	0	A	E
2	0	L	A	E
3	L	L	A	E
4	L	0	A	E

Tableau : caractéristiques du système

-a) répartition des charges distribuées sur le soutènement

\* élément 1





\* élément 2



\* élément 3



Les forces et les moments fléchissant, sont en fonction de la charge répartie de chaque élément.

-b) détermination des matrices de rigidités respectives de chaque élément :

\* élément 1

$$[K_1]_{\text{flexion}} = \frac{EI_x}{L^3} \begin{bmatrix} 12 & 6L & -12 & 6L \\ 6L & 4L & -6L & 2L^2 \\ -12 & -6L & 12 & -6L \\ 6L & 2L^2 & -6L & 4L^2 \end{bmatrix} \quad (1)$$

$$[K_1]_{\text{traction}} = \frac{EA}{L} \begin{bmatrix} 1 & -1 \\ -1 & 1 \end{bmatrix} \quad (2)$$

\* élément 2

$$[K_2]_{flexion} = \frac{EI}{l^3} \begin{bmatrix} 12 & 6 & -12 & 6 \\ 6 & 4 & -6 & 2l^2 \\ -12 & -6 & 12 & -6 \\ 6 & 2l^2 & -6 & 4l^2 \end{bmatrix} \quad (3)$$

$$[K_2]_{traction} = \frac{EA}{l} \begin{bmatrix} 1 & -1 \\ -1 & 1 \end{bmatrix} \quad (4)$$

\* élément 3

$$[K_3]_{flexion} = \frac{EI_z}{L^3} \begin{bmatrix} 12 & 6L & -12 & 6L \\ 6L & 4L & -6L & 2L^2 \\ -12 & -6L & 12 & -6L \\ 6L & 2L^2 & -6L & 4L^2 \end{bmatrix} \quad (5)$$

$$[K_3]_{traction} = \frac{EA}{L} \begin{bmatrix} 1 & -1 \\ -1 & 1 \end{bmatrix} \quad (6)$$



-c) assemblage des matrices de rigidité par élément

\* élément 1

$$[K_1]^e = \frac{EI}{L^3} \begin{bmatrix} \frac{AE}{I} & 0 & 0 & -\frac{AL^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & 12 & 6L & 0 & -12 & 6L \\ 0 & 6L & 4L^2 & 0 & -6L & 2L^2 \\ -\frac{AE}{I} & 0 & 0 & \frac{AL^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & -12 & -6L & 0 & 12 & -6L \\ 0 & 6L & 2L^2 & 0 & -6L & 4L^2 \end{bmatrix} \quad (7)$$

\* élément 2

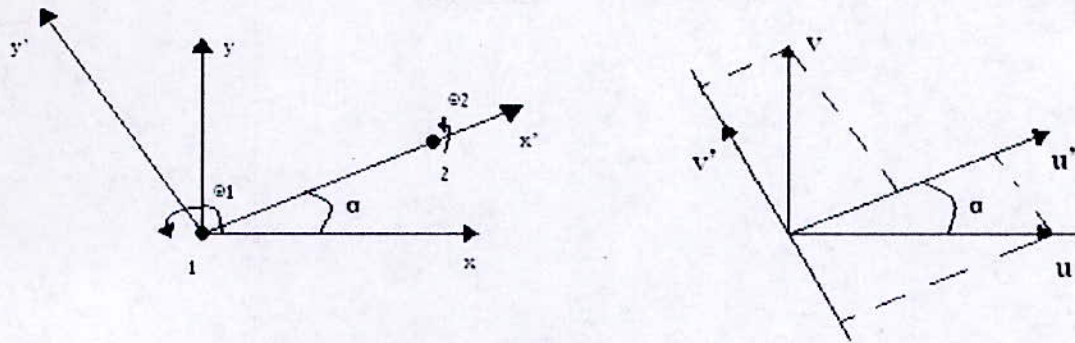
$$[K_2]^e = \frac{EI}{l^3} \begin{bmatrix} \frac{Al^2}{I} & 0 & 0 & -\frac{Al^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & 12 & 6l & 0 & -12 & 6l \\ 0 & 6l & 4l^2 & 0 & -6l & 2l^2 \\ -\frac{Al^2}{I} & 0 & 0 & \frac{Al^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & -12 & -6l & 0 & 12 & -6l \\ 0 & 6l & 2l^2 & 0 & -6l & 4l^2 \end{bmatrix} \quad (8)$$

\* élément 3

$$[K_3]^e = \frac{EI}{L^3} \begin{bmatrix} \frac{AL^2}{I} & 0 & 0 & -\frac{AL^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & 12 & 6L & 0 & -12 & 6L \\ 0 & 6L & 4L^2 & 0 & -6L & 2L^2 \\ -\frac{AL^2}{I} & 0 & 0 & \frac{AL^2}{I} & 0 & 0 \\ 0 & -12 & -6L & 0 & 12 & -6L \\ 0 & 6L & 2L^2 & 0 & -6L & 4L^2 \end{bmatrix} \quad (9)$$

-d) établissement des matrices (7) et (9) dans le repère global

Les éléments 1 et 3 sont définis dans le repère local, il faut alors les redéfinir dans le repère global avant l'assemblage des éléments.



$$\begin{bmatrix} u' \\ v' \\ \theta \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos \alpha & \sin \alpha & 0 \\ -\sin \alpha & \cos \alpha & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u \\ v \\ \theta \end{bmatrix} = 1/L \begin{bmatrix} x'_{21} & y'_{21} & 0 \\ -y'_{21} & x'_{21} & 0 \\ 0 & 0 & L \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u \\ v \\ \theta \end{bmatrix} = [A] \begin{bmatrix} u \\ v \\ \theta \end{bmatrix}$$

• élément 1

$$[A_1] = \frac{1}{L} \begin{bmatrix} 0 & L & 0 \\ L & 0 & 0 \\ 0 & 0 & L \end{bmatrix}$$

$$[K_1] = [A_1^T] [K_1'] [A_1] = \frac{EI}{L^5} \begin{bmatrix} 12L^2 & 0 & 6L^3 & -12L^2 & 0 & 6L^3 \\ 0 & \frac{AI^2}{I} & 0 & 0 & \frac{AI^2}{I} & 0 \\ -6L^3 & 0 & 4L^4 & 6L^3 & 0 & 2L^4 \\ -12L^2 & 0 & 6L^3 & 12L^2 & 0 & 6L^3 \\ 0 & \frac{AI^2}{I} & 0 & 0 & \frac{AI^2}{I} & 0 \\ -6L^3 & 0 & 2L^4 & 6L^3 & 0 & 4L^4 \end{bmatrix}$$



\* élément 3

$$[A_3] = \frac{1}{L} \begin{bmatrix} 0 & L & 0 \\ L & 0 & 0 \\ 0 & 0 & L \end{bmatrix}$$

$$[K_3] = [A_3^T] [K_3] [A_3] = \frac{EI}{L^5} \begin{bmatrix} 12L^2 & 0 & 6L^3 & -12L^2 & 0 & 6L^3 \\ 0 & \frac{AL^4}{I} & 0 & 0 & \frac{AL^4}{I} & 0 \\ 6L^3 & 0 & 4L^4 & 6L^3 & 0 & 2L^4 \\ -12L^2 & 0 & 6L^3 & 12L^2 & 0 & 6L^3 \\ 0 & \frac{AL^4}{I} & 0 & 0 & \frac{AL^4}{I} & 0 \\ -6L^3 & 0 & 2L^4 & 6L^3 & 0 & 4L^4 \end{bmatrix}$$

-e) rigidité de la structure :

C'est l'assemblage de tous les éléments en une unique matrice de rigidité, qui sera celle de l'élément de soutènement.

$$[K]_{\text{systeme}} = EI \begin{bmatrix} \frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & -\frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{2}{L} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ -\frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & \frac{12}{L^3} & \frac{A}{IL} & \frac{6}{L^2} & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & \frac{6}{L^2} & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{12}{L^3} & \frac{6}{L^2} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{2}{L} & \frac{6}{L^2} & \frac{6}{L^2} & \frac{2}{L} & \frac{2}{L} & 0 & \frac{6}{L^2} & \frac{4}{L} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & 0 & \frac{12}{L^3} & \frac{A}{IL} & \frac{6}{L^2} & \frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{12}{L^3} & \frac{6}{L^2} & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{12}{L^3} & \frac{A}{IL} & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{A}{IL} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{6}{L^2} & \frac{4}{L} & \frac{4}{L} & 0 & \frac{6}{L^2} & \frac{4}{L} & \frac{4}{L} & \frac{6}{L^2} & 0 & 0 & \frac{2}{L} & \frac{6}{L^2} \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & \frac{12}{L^3} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & 0 & 0 & \frac{A}{IL} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{2}{L} & \frac{6}{L^2} & 0 & \frac{4}{L} & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L^2} \end{bmatrix}$$

-f) équation du système

L'équation du système établit la liaison entre les forces extérieures appliquées au soutènement et la rigidité du système, ainsi que les déplacements relatifs des noeuds.

$$[F] = [K]_{\text{système}} [\Delta]$$

$$\begin{bmatrix} F_1 \\ 0 \\ M_1 \\ F_2 \\ F_3 \\ M_2 \cdot M_2 \\ F_4 \\ F_5 \\ M_3 \cdot M_3 \\ F_6 \\ 0 \\ M_4 \end{bmatrix} = EI \begin{bmatrix} \frac{12}{L} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{12}{L} & 0 & \frac{6}{L} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{4}{L} & 0 & 0 & \frac{4}{L} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{6}{L} & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & 0 & \frac{2}{L} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{12}{L} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{12}{L} + \frac{4}{H} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{4}{H} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{4}{L} & 0 & 0 & \frac{4}{L} & \frac{12}{L} & \frac{6}{L} & 0 & \frac{12}{L} & \frac{6}{L} & 0 & 0 \\ \frac{6}{L} & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & \frac{2}{L} & \frac{6}{L} & \frac{2}{L} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{4}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \frac{4}{L} & 0 & 0 & \frac{12}{L} + \frac{4}{H} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{12}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{12}{L} & \frac{6}{L} & 0 & \frac{12}{L} + \frac{4}{H} & \frac{6}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{6}{L} & \frac{4}{L} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{12}{L} & 0 & \frac{6}{L} & \frac{12}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & \frac{12}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{6}{L} & 0 & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{6}{L} & \frac{4}{L} & \frac{6}{L} & 0 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u_1 \\ v_1 \\ \theta_1 \\ u_2 \\ v_2 \\ \theta_2 \\ u_3 \\ v_3 \\ \theta_3 \\ u_4 \\ v_4 \\ \theta_4 \end{bmatrix}$$

-g) conditions aux limites

Les noeuds 1 et 4 sont soumis à un encastrement, donc on peut déduire que :

$$u_1 = 0$$

$$v_1 = 0$$

$$\theta_1 = 0$$

$$u_4 = 0$$

$$v_4 = 0$$

$$\theta_4 = 0$$

Il ne reste plus qu'à déterminer les autres déplacements, en résolvant le système d'équation :

$$[F] = [K] [\Delta]$$



-h) contrainte appliquée par élément :

Les contraintes pour ce cas précis, sont de flexion et de traction

$$1) \text{ Flexion : } [\sigma] = E [0 \ 1 \ 2x \ 3x^2] [A^{-1}] \begin{matrix} v_1 \\ \theta_1 \\ v_2 \\ \theta_2 \end{matrix}$$

$x$  est le point d'arrivée de l'élément.

$$2) \text{ traction: } [\sigma] = E [0 \ 1] [A^{-1}] [u_i \ u_j]$$

\* élément 1

- flexion

$$[\sigma] = E [0 \ 1 \ 0 \ 0] [A^{-1}] \begin{matrix} v_1 \\ \theta_1 \\ v_2 \\ \theta_2 \end{matrix} \leq [\sigma]_{\text{admissible}}$$

- traction

$$[\sigma] = E [0 \ 1] [A^{-1}] [u_1 \ u_2] \leq [\sigma]_{\text{admissible}}$$

\* élément 2

- flexion

$$[\sigma] = E [0 \ 1 \ 2x \ 3x^2] [A^{-1}] \begin{matrix} v_1 \\ \theta_1 \\ v_2 \\ \theta_2 \end{matrix} \leq [\sigma]_{\text{admissible}}$$

- traction

$$[\sigma] = E [0 \ 1] [A^{-1}] [u_2 \ u_3] \leq [\sigma]_{\text{admissible}}$$

\* élément 3

- flexion

$$[\sigma] = E \begin{bmatrix} 0 & 1 & 21 & 31^2 \end{bmatrix} [A^{-1}] \begin{matrix} v_1 \\ \theta_1 \\ v_4 \\ \theta_4 \end{matrix} \ll [\sigma]_{\text{admissible}}$$

- traction

$$[\sigma] = E \begin{bmatrix} 0 & 1 \end{bmatrix} [A^{-1}] [u_3 \ u_4] \leq [\sigma]_{\text{admissible}}$$

D'après les inéquations propres à chaque élément, les caractéristiques mécaniques seront majorées, et de ce fait, on aura déterminé la limite supérieure pour la quelle l'élément sera dans des conditions critiques, et par conséquent, tous le système ou le soutènement est dans un état d'équilibre précaire. Ce ci démontre bien l'importance de cette étude, car il est évident que le choix du matériau de soutènement sera guidé par la connaissance de la relation qui lie les caractéristiques mécaniques, les déplacements, et les contraintes admissibles. Donc un choix rationnel du soutènement ne peut se faire que par la connaissance des conditions auxquelles ce dernier est soumis.



### **3.4. Exploitation des mines à dégagement instantané de gaz (D.I)**

#### **3.4.1. Précautions à prendre en mines à D.I**

##### **1. Concentration de contraintes**

La concentration de contrainte augmente le risque d'un dégagement instantané, donc la détermination de ces dernières est capitale pour une action visant à éviter les accumulations de contraintes.

Certaines concentrations de contraintes sont le fait de la nature, l'exemple est donné pour le Royaume-Uni, constatant la présence de schiste ou de grès au voisinage des D.I, leur attribue une perturbation des contraintes, ou encore l'influence tectonique locale, causent ou occasionnent des accidents. Ici la ligne de conduite est bien évidemment d'éviter les zones à risque par une étude géotechnique préalable à l'exploitation.

Mais beaucoup de concentrations locales de contraintes naissent de l'exploitation elle-même, ou on peut citer les cas suivants :

- 1) les piliers abandonnés dans une couche sous-jacente, et l'on pourrait préciser que c'est la proximité de l'aplomb extrême (sortie) du pilier qui est la plus dangereuse, donc il faut dans toute la mesure du possible, de tel circonstance doit être évitée. L'abandon d'un pilier peut éliminer temporairement une difficulté ; s'il se traduit à long terme par les difficultés bien plus grandes et des dangers en raison de son influence sur les travaux ultérieurs, mieux vaudrait renoncer à sa création ;
- 2) les influences d'une veine sur l'autre, d'une taille sur ses voies militent en faveur d'une localisation des préparatoires autant que possible hors de la zone d'action des autres travaux miniers pour échapper aux culées de pressions. Il s'agit là de la gestion des voies.
- 3) La géométrie des travaux est toute aussi importante, si on connaît la nocivité des irrégularités de découpage, le danger des angles aigus d'un front de taille et d'une galerie et même des irrégularités des fronts de taille, du rapprochement de deux tailles ou d'une taille et d'une voie déjà tracée, etc... : les incidents qui en naissent

proviennent sans nul doute de ces erreurs de conduite des travaux, favorisant les concentrations de contraintes ;

- 4) le traitement du toit en taille par le foudroyage est considéré comme la méthode la plus sûre diminuant le nombre et l'importance des D.I en taille, car il provoque une décharge du toit en dissipant ainsi les concentrations de contraintes.

## **2. Abatage et vitesse d'avancement**

Exécuter l'abatage avec des passes trop importantes est dangereux, on est tenté d'expliquer l'augmentation du risque de D.I avec la vitesse d'avancement par la plus ou moins grande rapidité des mouvements du toit provoqués par l'exploitation, les plus grands volumes affectés, le plus ou moins grand fluage de la veine qui déplace la position de la rétention de gaz.

### **3.4.2. Méthodes de prévention des D.I**

Les méthodes de prévention sont divisées en trois types d'actions, selon quelles se proposent d'atténuer le gradient de contrainte mécanique, de vider la couche de gaz ou de faire les deux en même temps.

Les méthodes peuvent se différencier par le type de méthode et sur le lieu où les mesures de préventions sont appliquées, c'est-à-dire :

➤ méthode de détente ou dégazage :

- soit pratiquées hors de la couche à traiter : exploitation préalable d'une couche égide, couche reconnue peu apte au D.I.  
L'exploitation de cette couche desserre les terrains et réduit ainsi le danger de D.I.
- soit dans la couche elle-même : sondage forés dans la couche à traiter pour faire évacuer le gaz.



## **Conclusion**

L'étude de sécurité consiste à la neutralisation des facteurs déclencheurs et aggravants des risques, en cherchant des méthodes préventives et de contrôle appropriées à chaque risque. La réalisation de ce chapitre soulève deux questions centrales pour les quels nous tenterons d'apporter des repenses.

- Quel est le moyen pour l'appréciation du choix d'une méthode préventive?
  
- La méthode choisie, est-elle fiable pour tous les problèmes ayant la même origine?

Le choix d'une méthode préventive appropriée doit se faire compte tenu de l'origine du danger, qui est susceptible de dégénérer en accident, mais plus particulièrement le choix dépend dans une large mesure d'un facteur déterminant qui est grandement responsable dans la production de l'accident, on peut citer comme exemple l'inhalation de gaz toxique, où dans ce cas le facteur considéré en l'occurrence est une teneur limite à ne pas dépasser, et donc l'action à préconiser entre autre sera alors une dilution du gaz dans l'atmosphère minière, ceci est réaliser grâce à l'aérage. Un autre exemple est celui du risque d'un coup de charge, dont le facteur principal à considérer est la pression appliquée sur la galerie, cette fois-ci la méthode préventive doit contribuer à contrecarrer les effets des contraintes qui tendent à entraîner une rupture du toit, cela est exécuté par un soutènement de la galerie.

Une fois la méthode préventive approuvée il faut savoir dans quelles conditions celle-ci sera appliquée ; pour l'aérage il s'agit de déterminer les ventilateurs qui rependent aux nécessités des différents quartiers pour maintenir une teneur non toxique du gaz. En ce qui concerne l'applicabilité du soutènement il faut procéder à un dimensionnement du soutènement pour déterminer les caractéristiques mécaniques de celui-ci, qui satisfassent les conditions de stabilité de la galerie, soumise à un régime de contrainte propre à cette dernière, donc on ne peut prévoir un soutènement universel destiné à l'usage, dans des configurations différentes de contraintes.

# conclusion générale



## **Conclusion générale**

Après la réalisation de ce mémoire, nous constatons d'un point de vue générale, la multitude des accidents auxquelles le personnel ouvrier est confronté, ainsi que du nombre considérable pour le quel un accident majeur est susceptible de mettre en danger, ce dernier peut aboutir à un accident dans la phase d'exploitation ou post opératoire. La majorité des accidents ont eu lieu en pleine exploitation, mais ceux qui sont causés par suite de l'exploitation concernent essentiellement l'affaissement et les fontis.

L'étude plus profonde des risques fait apparaître des paramètres aggravants, qui sont communs à la grande majorité des risques, ce ci peut être un :

- **Avantage** : si il est entrepris une action de prévention et de contrôle sur ces risques communs, car cela va avoir comme conséquence de neutraliser le déclenchement d'un nombre important de risques.
- **Inconvénient** : si au contraire la sécurité est négligée, ces paramètres constitueront un capital de danger pouvant se dégénérer à un nombre conséquent d'accidents.

## **Paramètres communs**

1- concentrations de contraintes :

- Dans les feux de mine : les concentrations de contraintes sont responsables du bris de charbon, où l'air pourra pénétrer facilement pour procéder à la combustion.
- Les risques liées aux mouvements des terrains : l'accroissement des contraintes en une zone donnée, met en porte-à-faux cette dernière, où le

dépassement des limites de ruptures sera déterminant dans l'amorçage des phénomènes de coup du toit, fontis et affaissement.

- Dégagement instantané de gaz : l'expulsion soudaine des gaz a pour moteur la surpression des gaz occlus. L'augmentation de pression est due à une importante pression des terrains en avant de la taille.
- Coup de grisou : tous les points où les couches ont été broyées sont sujets à d'importants dégagements de grisou.

2- présence de fissuration :

- Feux de mine : les zones fissurées possèdent une texture particulière, très fine, qui favorise son oxydation.
- Coup de charge : un coup de charge est amorcé à partir des fissures présentes dans le massif.
- Dégagement instantané de gaz : les fissures jouent le rôle de canaux d'alimentation en CO<sub>2</sub>.

La cause des accidents est largement ramenée à un seul facteur prépondérant, qui est le facteur humain, car l'instauration d'une ligne de conduite sécuritaire incombe exclusivement sur la volonté des personnes, à introduire la sécurité dans la technologie d'exploitation, et en prévoyant des règles d'hygiène et de sécurité, en veillant à leur respect d'application. Pour une action efficace contre les aléas miniers souterrains, il est impératif d'identifier le risque et le graduer en vue de son traitement.

Il faut inclure la sécurité dans le plan même de confection d'une mine souterraine, en prévoyant entre autre :

- Des ventilateurs qui répondent aux besoins d'aérage ;
- Dimensionnement du soutènement, pour qu'il soit capable de remplir son rôle ;



- Des méthodes d'exploitations, tenant compte des feux de mine et d'un éventuel renversement d'aéragé ;
- Plans d'urgence et de sauvetage au quel cas un accident survient en plein travail.

L'étude des risques nous renseigne aussi sur un point capital, qui est la connaissance de l'environnement où le personnel travail, ce ci se traduit par le contrôle, notamment de l'état géotechnique des terrains (répartition des contraintes, zones de culées, zones fissurées) et de l'atmosphère minière (proportions relatives des gaz).

# Bibliographie



## **BIBLIOGRAPHIE.**

[1] B BOKY

Exploitation des mines. Edition Mir (1990).

[2] V.VIDAL.

Exploitation des mines. Tome 2. Dunod (1962).

[3] Muller.

Aide mémoire mines. Tome 1. Dunod.

[4] Muller.

Aide mémoire mines. Tome 2. Dunod.

### **Divers :**

Revue de l'industrie minière. (1966) Vol.48- N° 11. Nappes de grisou.

Revue de l'industrie minière. (1966) Vol.48- N° 2. Symposium de Nimes sur les dégagements instantanés.

Revue de l'industrie minière. (1966) Vol.48- N° 12. Convergences le long des voies.

Séminaire sur l'approche géotechnique de l'après-mine (angevin) – 9 au 11 Septembre 2004

<http://www.annales.org/archives/x/lechat3.html>

[http://www.univ-savoie.fr/mse/resources/rapports/rapports\\_98/carr\\_sout.html](http://www.univ-savoie.fr/mse/resources/rapports/rapports_98/carr_sout.html)