

# Une visite en Pologne

par

E. DESSALLES,

Inspecteur des Charbonnages  
patronnés par la Société Générale de Belgique

et

R. STENUIT,

Ingénieur en Chef-Directeur  
au Corps des Mines

## SAMENVATTING

Gemiddeld doen zich in de Poolse mijnen jaarlijks 500 open of bedekte branden voor; de meesten hiervan zijn toe te schrijven aan spontane ontbrandingen in de laag of in de vulling.

Vier en twintig ten honderd der zetels zijn mijngasachtig en zeventien ten honderd stofachtig.

De mijngashoudende mijnen zijn ingedeeld in 3 categoriën.

Huidige bijdrage geeft een samenvatting van de gesprekken gevoerd met ingenieurs en technici van de administratie en van de Poolse mijnen, evenals met professor BUDRYK, rector van de Academie voor Wetenschappen van Krakau, wiens principes in zake luchtverversing en brandbestrijding sedert meer dan 30 jaar in Polen worden gedoceerd en toegepast.

Zij worden hier bondig uiteengezet en het ware wenselijk dat de schema's, die er de weergave van zijn, zouden gevolgd worden door al de ingenieurs gelast met de brandbestrijding. Hun interpretatie is uiterst eenvoudig en zou toelaten, in geval van brand, onmiddellijk te weten wat moet gedaan worden, en vooral wat niet mag gedaan worden opdat de redders niet in de rug zouden verrast worden door de roken.

De aandacht der lezers wordt vooral getrokken op de speciale tactiek die moet gevolgd en voorbereid worden in geval van branden in dalende luchtstromen en in luchtintrekkende schachten in het bijzonder.

## RESUME

Il y a en moyenne, dans les mines polonaises, 500 feux et incendies par an, la plupart étant dus à des combustions spontanées en couche ou en remblai.

Vingt-quatre pour cent des sièges sont grisouteux, dix-sept pour cent sont poussiéreux.

Les mines grisouteuses sont classées en 3 catégories.

La présente note résume des entretiens avec des ingénieurs et techniciens de l'administration et de l'exploitation des mines polonaises, ainsi qu'avec le professeur BUDRYK, recteur de l'Académie des Sciences de Cracovie, dont les principes en matière d'aérage et de lutte contre le feu sont enseignés et pratiqués en Pologne depuis plus de 30 années.

On s'est borné, ici, à les énoncer de façon succincte et l'on souhaite que les schémas qui les traduisent soient adoptés par tous les ingénieurs chargés de l'organisation de la lutte contre les feux et incendies: leur lecture est des plus simple et permettrait, en cas de sinistre, de savoir immédiatement ce qu'il faut faire et surtout ce qu'il ne faut pas faire pour éviter, entre autres, que les fumées ne prennent les sauveteurs à revers.

L'attention des lecteurs est attirée sur la tactique spéciale à suivre et à préparer en cas de feu ou incendie dans des courants d'air descendants et, en particulier, dans les puits d'entrée d'air.

Le 19 décembre 1957, la Commission de révision des règlements miniers avait à son ordre du jour : « Régime d'aérage en cas d'incendie ».

Quelques jours plus tôt, nous avons eu la bonne fortune de lire les communications faites à Liège, en 1930, sur l'aérage des mines et la lutte contre les feux souterrains par le professeur Witold BUDRYK, Professeur à l'Académie des Sciences de Cracovie.

Ces mémoires furent publiés à l'époque par l'Association des Ingénieurs sortis de l'École de Liège (A.I.Lg) et la Société Géologique de Belgique, à Liège.

Séduits par la clarté et la sûreté de ses vues sur un problème qui compte à juste titre parmi les plus complexes et parfois les plus déroutants, nous avons voulu rencontrer le professeur Budryk afin de recueillir de vive voix les commentaires et les enseignements qu'une longue expérience n'avait pu manquer d'apporter à l'auteur des mémoires susdits.

Ingénieur du fond dès le début de sa carrière, le professeur Budryk a enseigné plus de 30 ans, à l'Académie des Sciences de Cracovie. Il est actuellement Recteur de cette université qui compte six facultés et 6.000 étudiants. Il a appliqué ses théories lors de tous les incendies importants survenus dans le bassin de Haute-Silésie, lequel renferme plus de 90 % des sièges du pays.

Les organes de lutte contre les incendies dans les travaux souterrains sont prescrits par les règlements polonais sur la base des théories du professeur Budryk. A ceux qui douteraient de la valeur du champ d'expérience des mines de Pologne, disons tout de suite que, en 1956, l'ensemble des mines a connu 598 feux ayant occasionné la mort de 55 hommes (la plupart étant des sauveteurs) et l'année suivante 488 feux ayant occasionné la mort de 35 hommes.

Un ingénieur de l'Administration des Mines a pour fonctions exclusives le service des feux et incendies.

Avant de résumer nos entretiens avec le professeur Budryk, nous parlerons succinctement du gisement et des méthodes d'exploitation.

## I. LE GISEMENT

Les indications qui nous ont été données sur place et le traité de géologie allemand de Kayser donnent les renseignements sommaires suivants.

Le bassin de Haute-Silésie a environ 6.000 km<sup>2</sup> de superficie. Le Houiller exploitable s'étend sur 4.500 km<sup>2</sup> en Haute-Silésie et 530 km<sup>2</sup> dans le bassin de Woweck (fig. 1, 2 et 3).

La puissance du Houiller varie de 6.000 à 2.500 mètres.

Il est recouvert de morts-terrains quaternaires et tertiaires de 50 à 300 m d'épaisseur ; les terrains

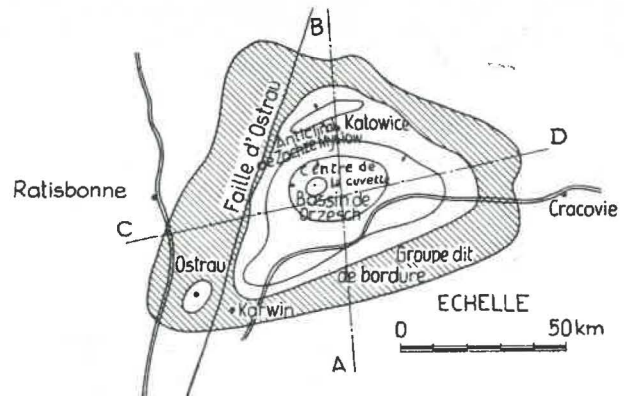


Fig. 1.

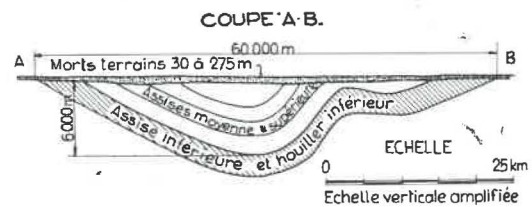


Fig. 2.

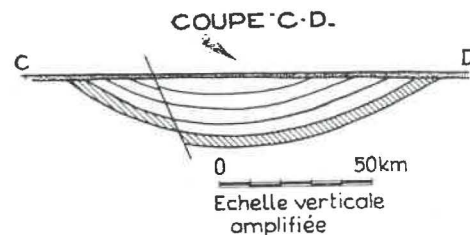


Fig. 3.

secondaires et une partie du tertiaire ont été érodés avant le dépôt des morts-terrains qui existent actuellement. Ceux-ci sont composés de roches, de sables et d'argiles. Sous le diluvium quaternaire, on trouve les formations tertiaires et dans la partie la plus puissante du tertiaire des formations miocènes de sables argileux, ce qui est important à noter pour le creusement des puits dont nous parlerons.

Le Houiller comprend 130 couches exploitables d'une puissance totale de 150 mètres.

La densité moyenne, dans la superficie de 1.500 km<sup>2</sup> exploitée actuellement, est de 25 t/m<sup>2</sup>.

La réserve totale jusqu'à 1.000 m est estimée à 85 milliards de tonnes.

Jusqu'à présent, la profondeur maximum est de 780 mètres.

Dans ces réserves, il y a environ 1/3 de charbon à coke ayant une teneur en matières volatiles de 20 à 30 %. Les autres couches vont de 30 à 46 %.

Les veines sont généralement puissantes et propres ; la teneur en cendres des charbons bruts est faible.

Les couches sont divisées en groupes qui sont caractérisés par les niveaux moyens auxquels elles correspondent.

Ces groupes sont les suivants :

200

300

400

500, de 25 m d'épaisseur ;

600, lequel renferme des couches minces allant jusqu'à 40 cm.

Les charbons à coke appartiennent au groupe 600, mais il y en a aussi dans les groupes 300 et 400.

Le pouvoir calorifique varie de 4.500 à 7.800 kcal/kg de houille.

Le gisement est régulier, avec des pentes faibles de 6 à 8°. Au nord de Katowice et au sud-ouest du bassin, par suite des plissements, on rencontre des pentes plus fortes et des dressants. La moyenne est de 25° pour l'ensemble du gisement.

La production annuelle est de 95 millions de tonnes. Comme on travaille environ 300 jours par an, la production journalière est de  $\pm 320.000$  t.

Cette production se fait par 74 sièges en Haute-Silésie et 6 sièges dans les autres régions.

La production moyenne par siège est de 4.000 t pour l'ensemble du pays ; dans la région visitée elle est de 6.000 à 7.000 t.

Pour les nouveaux sièges, on envisage des productions de 8.000 à 10.000 t.

## II. L'EXPLOITATION

### 1. Grisou : 24 % des sièges sont grisouteux.

*Poussières* : 17 % des sièges sont partiellement poussiéreux. On n'a pas encore fait de dégazage, mais on l'étudie pour l'appliquer dans les mines les plus grisouteuses.

### 2. Dégagements instantanés.

On ne signale pas de dégagements instantanés de grisou ; mais dans les mines de Wojek que nous avons visitées, il y a eu un dégagement de CO<sub>2</sub> évalué à 200.000 m<sup>3</sup> avec projection de 2.500 t de charbon fin.

### 3. Incendies.

Il y a environ 500 feux et incendies par an, dont 150 ont une certaine importance.

85 % se produisent à front (ou aux environs) de couches sujettes à des combustions spontanées, dont 14 % dans les remblais ; 3 % sont imputables à des engins mécaniques, y compris les bandes transporteurs ; 6 % sont imputables à l'électricité, le reste à des causes diverses.

Dans le dernier chapitre de ce rapport, nous nous étendrons plus longuement sur la question des incendies, liée directement à celle de la ventilation.

### 4. Ventilation.

On n'utilise pas de ventilateurs souterrains. Mais on adopte souvent l'aéragé diagonal.

Les orifices équivalents sont très grands : 3 à 4 m<sup>2</sup>, par suite les dépressions sont relativement faibles.

En raison de l'absence du grisou dans bien des cas ou du peu d'importance du dégagement, ainsi que de la profondeur assez réduite des travaux, le volume d'air nécessaire à la tonne est beaucoup plus petit qu'en Belgique ; il est de l'ordre de 20 à 25 m<sup>3</sup>/s à la tonne extraite, au ventilateur, alors que dans nos mines de Campine il est de 60 à 80 m<sup>3</sup> et atteint même dans certaines mines belges 100 m<sup>3</sup>.

Jusqu'à présent les ventilateurs sont en général du type centrifuge. On a cependant adopté des ventilateurs axiaux hélicoïdaux dans de nouvelles installations. Mais dans les agglomérations, on hésite à les installer en raison du bruit. Il y a des remèdes à cet inconvénient, notamment des roues multiples.

### 5. Exhaure.

La venue d'eau moyenne des mines est de 3 m<sup>3</sup>/min.

Mais il y a un siège qui donne 40 m<sup>3</sup>/min, ce qui est le double du maximum des mines de charbon de Lorraine.

### 6. Méthodes d'exploitation.

En général, les exploitations sont en plateure, il y a peu de dressants. Les méthodes sont standardisées.

En principe, exploitation en rabattant. A présent 80 % des tailles sont exploités par cette méthode ; on compte passer à 100 %.

*Couches de 1,30 à 2 m d'ouverture* jusqu'à 30° de pente.

Tailles chassante de 120 à 160 m de longueur, avancement journalier 1,80 m.

Tir en veine avec explosif de sécurité (voir plus loin, chapitre V, feux et incendies).

Foudroyage.

Soutènement métallique Gerlach - bèles articulées.

Haveuses-chargeuses.

*Couches de 3 m à 5 m, inclinaison* 6 à 10°.

Longueur des tailles 150 m.

Avancement 1,80 m.

On prend 2 ou 3 tranches en commençant par la tranche supérieure.

### Soutènement en bois et foudroyage.

Le décalage des tranches dans le temps est de 2 à 3 mois. Le remblai est soutenu au moyen de planches jointives.

Si l'on fait du remblayage hydraulique, les tranches sont exploitées de bas en haut.

*Couches de 0,60 à 1,30 m, inclinaison de 0 à 30°.*

Tailles de 100 à 240 m, avancement de 1,80 m.

Haveuses-chargeuses.

Foudroyage partiel.

L.P.B.

### Couches plus puissantes.

Les couches de grande puissance, par exemple de 10 à 20 m, s'exploitent par tranches montantes de 2,50 m avec remblayage hydraulique soigné.

Si le toit est mauvais, on prend d'abord la tranche supérieure, on la remblaie complètement ; on reprend ensuite l'exploitation, par la tranche inférieure, après avoir laissé le tassement se produire.

Cette méthode est particulièrement intéressante pour régulariser les affaissements de surface et supprimer les fissures. L'ensemble s'affaisse régulièrement, uniformément.

### Exploitation par chambres et piliers.

On reprend les piliers en se retirant.

### Méthode par tailles montantes.

Concurremment avec le traçage préalable, on prend aussi beaucoup de tailles en montant, en faisant le traçage représenté à la figure 4 ; les tailles ont 120 m de longueur, on have et on tire. Cette disposition assure une exécution plus compacte du remblai.

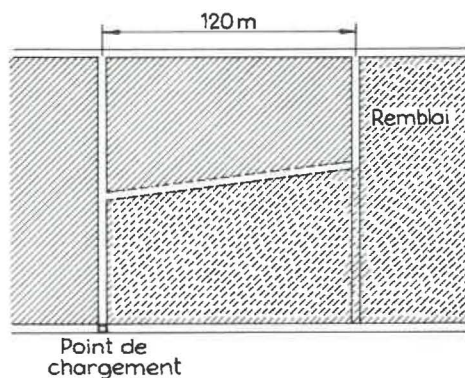


Fig. 4.

Méthode employée en Sarre dans les années 1924-25 ; elle a été essayée à Julia, mais la pente était un peu trop forte. La Revue Universelle des Mines a publié autrefois une étude sur le remblayage hydraulique par M. Demeure père, qui décrivait une méthode analogue.

### 7. Transport.

Dans les tailles on emploie les panzers, dans les voies horizontales et inclinées des bandes transporteuses de 0,80 m de largeur ; courroies dites « ininflammables » de fabrication anglaise, à base de chlorure de Polyvinyle. Dans les voies principales et bouveaux, le transport se fait par locomotives, généralement à trolley 250 V avec des wagonnets normalisés à 2,5 t - 3,5 t. Il y a des wagonnets de 5 t, mais c'est exceptionnel. Les locomotives Diesel sont interdites au fond.

### 8. Creusement des bouveaux.

On a creusé en un an 82.700 km de bouveaux avec un avancement mensuel moyen de 46,60 m, soit 2 m<sup>3</sup> par ouvrier-poste. L'avancement maximum fut de 274,50 m, soit 10 à 11 m par jour, avec un effet utile de 4,2 m<sup>3</sup> par homme-poste.

On utilise dans ces creusements des chargeuses à l'air comprimé.

Il y a en service 111 surcompresseurs et 730 foreuses, Böhler, Hallman, Atlas Diesel.

### 9. Revêtement des galeries.

Les galeries sont soutenues par des cadres métalliques genre Toussaint. Le garnissage est fait avec des rondins en bois, même dans les bouveaux où le traînage se fait par trolley. Dans l'avant-dernier chapitre, nous parlerons des portes et des arrêts-barrages.

### 10. Puits.

Les diamètres des puits sont standardisés.

Les puits d'extraction ont 7,50 m de diamètre intérieur ; les puits d'aérage 5,50 mètres.

On nous a cependant signalé que, pour les nouveaux sièges projetés devant avoir une capacité de production de 8.000 à 10.000 t par jour, on envisage de porter le diamètre à 11 m et d'équiper le puits avec 4 grands skips.

### Creusement des puits.

Là où l'épaisseur des morts-terrains est forte et où l'on rencontre des sables aquifères, le creusement du puits se fait par congélation.

Nous avons visité deux puits en construction suivant cette méthode : nous en parlerons plus loin.

9 % des puits sont creusés par cette méthode.

En 1957, l'avancement moyen mensuel des puits en creusement a été de 26,50 m, avec un maximum de 55 m et un effet utile de 1,55 m<sup>3</sup> par ouvrier-poste ; c'est une moyenne ; nous verrons que, dans le creusement par congélation, l'avancement est moindre.

**Revêtement.**

Celui-ci se fait, soit en béton, soit au moyen de briques cuites spéciales de 25 kg, ou de blocs de béton ; pour les puits creusés par congélation, avec des cuvelages à partir d'une certaine profondeur.

**11. Sécurité.**

Il y a dans chaque siège un chef de sécurité et une station de sauvetage avec des appareils Dräger et d'autres de construction polonaise, analogues aux Dräger. Nous avons visité la station de la mine « Wojek ».

Tous les ouvriers sont en outre porteurs de masques de protection contre le CO.

Le taux d'accidents mortels fond et surface est de 9,6 pour 10.000 hommes, moyenne de 4 ans.

En 1956, le 25 août, 17 jours après Marcinelle, un incendie survenu à la mine « Chorzow » a fait 40 victimes, asphyxiées par le CO.

Le 29 août 1958, à 5 h du matin à la mine Makowicz, à l'ouest de Katowice, un incendie a fait 56 morts et 52 intoxiqués, dont une vingtaine au moins sont morts par la suite. En dehors de ces deux grandes catastrophes, on nous a dit qu'il y avait eu peu d'événements semblables.

La prévention des incendies et la lutte contre ceux-ci sont bien organisées comme on le verra dans la 5<sup>e</sup> partie du rapport.

**12. Abatage hydraulique.**

On a fait une application dans une mine, à 100 m de profondeur, avec un transport horizontal de 1.000 mètres.

La consommation totale est de 5 kWh/t (remarquons que la consommation dépend en grande partie de la profondeur).

La puissance totale installée est de 260 kW. On abat 50 t/h.

Il faut 4 m<sup>3</sup> d'eau à la minute, soit 240 m<sup>3</sup> à l'heure, environ 5 fois le tonnage abattu.

Le charbon est broyé dans un broyeur actionné par un moteur de 40 kW.

À la surface, le charbon est égoutté sur un vibreur actionné par un moteur de 3,500 kW.

Les pompes de refoulement ont une puissance de 80 kW. Il y en a deux. Les tuyauteries de refoulement ont 185 mm de diamètre.

Le broyage, l'humidification, la consommation de l'énergie rendraient semblable exploitation non rentable dans notre pays.

On fait des essais d'abatage dans d'autres mines, avec transport par les moyens ordinaires et remonte par les cages.

**III. VISITE DE LA MINE « WOJEK »**

La mine en question a été mise en exploitation au début de ce siècle, sous le régime allemand, car

elle se trouve à Katowice dans la partie de la Pologne annexée à l'Allemagne avant 1919.

C'est une mine importante. Prévue pour faire 5.600 t, elle extrait à présent plus de 6.000 t.

Il y a deux puits d'extraction et deux puits d'air. Ces derniers ne sont pas au voisinage des puits d'extraction, le système d'aérage étant diagonal.

**Surface.**

Les puits d'extraction sont équipés de la façon suivante.

L'un des puits est équipé avec une machine à vapeur installée par les Allemands avant la guerre de 1914 ; elle actionne des tambours cylindriques.

Les cages de ce puits sont à 3 étages ; elles servent à transporter des chariots de 3.500 litres, qui, bien chargés, donnent un poids net de 3.300 kg.

Ce puits dessert l'étage de 615 m.

Le second puits d'extraction comporte deux machines électriques à poulie Koepe, de construction allemande A E G.

Machines à courant continu, avec groupes Ward Léonard ne présentant rien de particulier, sinon que les cames de l'indicateur de profondeur règlent l'accélération et le ralentissement, système appliqué partout depuis de longues années.

Les cages de ces machines sont à 4 étages, il y a deux wagonnets par étage ; ce sont d'anciens wagonnets de 800 et 1.000 litres. Ces machines desservent l'étage de 370 mètres.

**Recette.**

Notons que les marches des escaliers sont garnies de planches et que le plancher de la recette comporte encore beaucoup d'éléments en bois.

**Exploitation.**

La mine comporte 10 quartiers avec :

- 20 tailles,
- 10 chambres,
- 45 galeries de traçage.

70 % des chantiers sont actuellement exploités en rabattant, 30 % en avançant vers la limite.

Le planning actuel prévoit 100 % d'exploitation en rabattant.

Les chantiers ont une durée de 8 à 9 mois.

On y fait 50 à 60 m d'avancement par mois, ce qui correspond à une longueur de chantier de 500 m. En faisant des méridiennes écartées de 1.000 m, on peut donc prendre 500 m de part et d'autre de chaque méridienne.

Les terrains sont bons et on n'a pas de difficultés à faire des traçages.

Le chantier que nous avons visité se trouve à l'est du puits et est exploité en vallée.

La pente de la couche est faible : 6 à 10°.

Les trains avec locomotives vont jusqu'à la tête de la vallée et une double voie permet de faire la manœuvre des rames.

La vallée est à grande section et, le long de la bande, une voie permet le passage des trucks à bois.

La partie supérieure (2 tailles de 60 m de longueur) avait déjà été abattue - 2 tailles étaient en exploitation en dessous, et en même temps des tra-

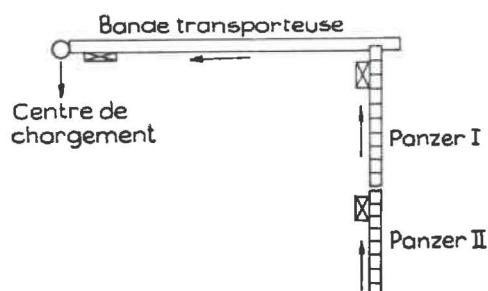


Fig. 5.

çages étaient en cours du côté opposé (fig. 4 et 5).

La couche a 2,50 m environ de puissance, entre toit et mur. Elle comporte 4 à 5 sillons, sans intercalation pierreuse. Elle n'est pas très dure et à première vue elle pourrait se prêter au rabotage. Cependant, les ingénieurs du charbonnage nous ont dit qu'ils ne pouvaient pas utiliser le rabot.

#### Abatage.

On fait d'abord un havage de 1,10 m à 1,20 m au mur et en même temps on fore des mines à 0,60 m à 0,70 m du toit, mines écartées de 1 m. On mine à l'explosif : explosif de sécurité.

On mine en partant du haut de la taille, en descendant ; on fait tourner la haveuse en sens inverse et elle amène le charbon abattu sur le panzer, sur lequel elle avance.

Le boisage se fait au moyen de très fortes bèles en bois de 2,20 m de longueur qui couvrent le panzer en porte-à-faux. Quand le panzer a avancé d'un mètre, on place l'étau au bout de la bèle en porte-à-faux et, dans l'espace compris entre deux bèles anciennes (distances d'environ 1,50 m), on place une nouvelle bèle avec deux bois et un porte-à-faux de 1,10 m, pour couvrir l'allée où le panzer a été déplacé.

On fait ainsi 4 pistes d'abatage dans la taille, soit un avancement de 8 m à 8,80 m.

On arrête alors l'abatage dans cette taille et on procède au remblayage hydraulique.

Pendant ce temps, on fait l'abatage dans la taille inférieure.

#### Poussières.

Le chantier est humide par suite du remblayage hydraulique. L'ouverture étant très grande, la vi-

tesse du courant d'air est faible et les poussières ne sont ni soulevées ni entraînées.

Dans la voie, il y a beaucoup d'eau et pas de poussières. Même au déversement des bandes et au point de chargement, il n'est pas souvent nécessaire de mettre en action les dispositifs d'arrosage.

#### Remblayage.

Le remblayage hydraulique se fait au moyen de sable exploité dans une grande carrière située à quelques kilomètres de la mine. Dans cette carrière, on extrait 36.000 tonnes par jour, pour diverses mines de la région.

Le sable est amené par wagons spéciaux à vidence automatique, au-dessus d'une grande citerne en béton, à fond incliné. Il y est déversé, puis désagrégé et emporté par un courant d'eau lancé à très grande vitesse par des pompes centrifuges installées un peu au-dessus du fond de la citerne ; le sable est ainsi entraîné par des tuyaux de descente installés dans les puits d'air. Il est ensuite conduit aux chantiers, par des tuyaux de 125 mm de diamètre.

Le débit horaire est de 180 m<sup>3</sup> de sable additionné d'une quantité égale d'eau.

Il se forme dans les conduites 1 bouchon en moyenne tous les 10 jours ; une chasse d'eau à 25 atm en vient généralement à bout après 8 heures.

Mille m<sup>3</sup> de sable sont constamment en réserve dans la citerne en vue d'un incendie.

Pour maintenir le remblai en place, le travail d'installation des « haies » filters est assez important. Les ouvertures étant grandes, les pressions sont fortes. On doit donc faire un barrage solide. Sur des étaçons distants d'environ 1 m, on cloue des planches presque jointives qui soutiennent une toile de jute ; on maintient même les étaçons par des contrefiches obliques. C'est un travail qui demande une main-d'œuvre relativement importante.

Tous les 50 m, on ménage dans ces remblais une cheminée bien coffrée, pour permettre le passage des tuyaux servant au remblayage des tailles inférieures.

#### Transports dans les voies principales.

*Produits* : Le transport se fait, comme il a déjà été dit, dans des wagonnets de 3.000 litres, pourvus de freins à sabots.

L'écartement des rails est de 1 mètre.

La construction de ces wagons est très robuste.

La traction se fait par locomotive à trolley, tension 250 V. Le fil du trolley est à moins de 2 m du rail.

Le fil sert de porteur aux ondes téléphoniques. Du poste de dispatch, on peut téléphoner à tout instant avec tous les machinistes. C'est exactement le système que l'un de nous a vu en Amérique il y a 8 ans.

Ce dispositif permet de régulariser le roulage et accroît par conséquent la capacité de transport.

Pour le transport du personnel, on utilise des wagons spéciaux, avec toiture.

### Sécurité au point de vue incendie.

Sur la vallée se trouvait une porte en bois dite de chantier. Elle comportait un encadrement en maçonnerie ; la porte proprement dite était placée horizontalement au-dessus de la bande transporteuse. Cette porte n'était pas lourde. En cas d'alerte, deux hommes peuvent en 10 minutes la dresser et constituer ainsi une porte régulière capable de réduire considérablement le débit du courant d'air.

Comme on le verra dans la 5<sup>e</sup> partie, ces portes remplacent avantageusement les toiles que l'on employait autrefois.

Dans ce chantier, une porte analogue était installée sur le retour d'air.

D'autre part sur le bouveau du quartier, nous avons vu installées et maintenues ouvertes deux portes en fer avec encadrement en béton ; ces portes destinées à l'isolement de tout le quartier ne peuvent être manœuvrées que par des agents compétents expressément désignés par la direction. Elles peuvent être rendues étanches très facilement.

Pendant notre visite du fond, nous étions porteurs, comme toute personne qui descend dans cette mine, d'un masque de protection contre le CO.

La station de sauvetage avait une importance proportionnelle à celle de la mine. Il y avait au moins une vingtaine d'appareils genre Dräger prêts à l'utilisation, des bonbonnes d'oxygène, des filtres de rechange, etc.

Il y a un chef en permanence à la surface et, dans le fond, à chaque équipe, un certain nombre de sauveteurs porteurs de leurs appareils, mais qui sont occupés à certains travaux dans les chantiers.

En cas d'alerte, ils sont avertis téléphoniquement et se rendent tout de suite avec leurs appareils à l'endroit qu'on leur désigne.

### Arrêts-barrages contre les explosions de poussières.

Dans la partie supérieure de la vallée, il y avait 30 arrêts-barrages immédiatement les uns à la suite des autres et couverts d'un poids important de poussières calcaires fines, 40 à 50 kg par arrêt, donc au total 1.200 à 1.500 kg de poussières fines.

### Ventilation.

L'orifice équivalent de la mine est d'environ 5,9 m<sup>2</sup>.

Il y a deux puits d'aérage, aérage diagonal.

Les ventilateurs sont du type centrifuge.

Sur l'un des puits, la dépression est de 80 mm et le débit d'air de 50 m<sup>3</sup> par seconde, soit  $w_1 = 2,10 \text{ m}^2$  d'orifice équivalent.

Sur l'autre puits, la dépression est de 82 mm et le débit de 90 m<sup>3</sup>/s, soit  $w_2 = 3,80 \text{ m}^2$  d'orifice équivalent.

### Compresseurs.

Notons que, pour le creusement des bouveaux, on utilise des surpresseurs souterrains.

### Durée du travail — rendements.

En 1957, on a travaillé 306 jours.

La durée de travail est de 8 heures par jour, comptée comme en Belgique.

Le rendement total du fond de la mine est de 2 tonnes.

Le rendement fond et surface, y compris les employés, est de 1,40 tonne.

### Tableau central de contrôle (fig. 5).

Dans une salle de la surface voisine du bureau du directeur est installé un tableau lumineux de contrôle des installations du fond et des machines d'extraction.

Le tableau comporte un panneau par division. Dans chaque panneau sont figurés par des traits en verre (glace) les différents engins de transport. Tout appareil en marche est indiqué par l'éclairage en rouge du trait qui le représente. L'éclairage en jaune signifie l'arrêt ou la panne. L'absence de lumière correspond à la mise hors service. Pour les machines d'extraction, on indique à chaque instant le niveau où se trouve la cage.

En face de ce tableau, se trouve le pupitre du contrôleur (1 par poste) qui note les temps d'arrêt ou de marche des divers appareils. Le même contrôleur peut se mettre en rapport téléphonique direct avec tous les chantiers.

## IV. CREUSEMENT DE PUTTS

Nous avons visité au-delà de Bytno, dans la région de Gluvice à l'ouest de Cracovie, un puits en creusement par congélation et un autre où l'on achevait le montage des installations de fonçage. Ces puits sont creusés par une division spéciale des mines nationalisées. Cette division assume une sorte d'entreprise. Elle creuse actuellement son 36<sup>e</sup> puits ; comme on n'en creuse qu'environ 10 % par congélation, elle en serait au 4<sup>e</sup> puits de l'espèce. Cependant, le matériel utilisé est du matériel ancien qui date certainement d'avant-guerre.

Le puits visité est un puits d'air de 5,50 m de diamètre intérieur.

Le cercle des congélateurs a 11 m de diamètre, le diamètre extérieur du revêtement devant atteindre 7,60 m.

Il y a 1,70 m de distance théorique entre les sondages et la paroi extérieure dudit revêtement.

Le puits dans lequel nous sommes descendus traversait d'abord du diluvium, puis entrait dans le tertiaire.

Sur 30 m, on faisait le revêtement en blocs de béton.

Sur les 140 m suivants, le revêtement extérieur comportait de gros blocs de béton de 51 cm d'épaisseur, puis une couche de bitume de 4 cm, ensuite un rouleau de blocs de béton de 0,25 m et enfin à l'intérieur un revêtement en béton damé de 0,25 m (fig. 6 a).

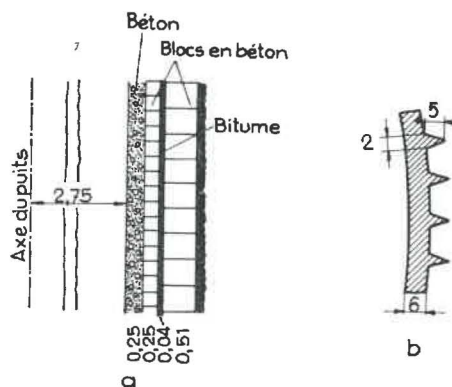


Fig. 6.

Au-delà des 140 m et jusqu'à 275 m, le revêtement se faisait en cuvelage. Celui-ci est en fonte spéciale dite décarburée, moins susceptible de se briser. On n'a pu nous donner plus ample explication. Les segments ont 1 m de hauteur, avec une nervure intérieure médiane, horizontale. A l'extérieur, il y a des nervures verticales de 5 cm de hauteur et de 2 cm d'épaisseur à la base. L'épaisseur des voiles est de 60 mm (fig. 6 b). Le calcul des pressions que subit le revêtement se fait comme chez nous, d'après la nature des terrains traversés et la pression hydrostatique, celle-ci étant comptée à partir des couches imperméables. Les couches les plus dangereuses sont celles du miocène, où se trouvent des sables argileux. Le maximum de pression que nous avons lu sur les diagrammes était de 25 kg/cm<sup>2</sup>. Dans ces conditions, les cuvelages étaient calculés avec de forts coefficients de sécurité.

Le creusement se fait à la bêche pneumatique, sans explosif; le sable n'est pas très dur. Nous ne savons s'il était congelé jusqu'au milieu parce qu'on montait le cuvelage au moment de notre visite. Nous n'avons pas vu de colonne centrale d'équilibre.

Le plancher de travail comporte des verrous à effacement automatique, apparemment beaucoup plus forts que ceux que nous connaissons.

La machine d'extraction à commande électrique triphasée, à résistances métalliques, construction A.E.G., a une bobine décalable, avec frein sur la bobine.

Les cuffats sont de 1.000 litres.

Il y a un guideur, mais pas de parapapier sur le guideur.

L'échelle mobile en cordes métalliques ne sert que jusqu'aux échelles fixes qui sont déjà placées sur la plus grande hauteur.

Les joints se font en plomb, 3 mm d'épaisseur; les boulons sont pourvus de rondelles en plomb et en acier.

Les joints de plomb sont matés de l'extérieur avant bétonnage.

Le picotage se fait avec des planchettes, maintenues en place contre les poussées éventuelles par un masque en acier laminé de 30 mm d'épaisseur, boulonné aux deux brides voisines.

Au moment de notre visite, les sables congelés exerçaient une assez forte poussée. Le revêtement provisoire était fait par des cadres en fer d'environ 250 mm de hauteur, distants de 1 m, et de tôles à crochets suspendus aux cadres; il se déformait par places et on avait quelque difficulté à placer les anneaux définitifs; on abandonnait d'ailleurs ce revêtement provisoire en raison de la poussée.

La partie à revêtir était de 25 m et les ingénieurs craignaient que, par suite du mouvement des terrains, des congélateurs ne vissent à casser.

Le bétonnage s'exécute par damage et vibration. Ce n'est que pour l'anneau de raccord que le remplissage est effectué avec un béton liquide.

Le ciment employé est du ferro-ciment et la résistance des bétons est de 450 kg/cm<sup>2</sup>. On ajoute un peu de CaCl<sup>2</sup> au béton.

Le contrôle de la qualité du ciment se fait dans un petit laboratoire installé dans une baraque près du puits.

On contrôle de même les sables qui paraissent d'excellente qualité et absolument dépourvus d'argile.

Les installations de congélation étaient des machines à ammoniacque, analogues aux anciennes machines que nous connaissons.

Les avancements réalisés sont de 25 m par mois, 1 m par jour, échelles placées.

Il y a 30 à 36 personnes occupées en 3 postes, au fond.

## V. FEUX ET INCENDIES

Voici à présent l'essentiel des principes enseignés et pratiqués en Pologne depuis plus de 30 années, sous l'égide du professeur Budryk, Recteur de l'Académie des Sciences de Cracovie. Ces notes résument les entretiens que nous avons eus avec lui, les 25 et 26 août 1958, ainsi que les chapitres



principaux de son cours écrit d'exploitation des mines et autres publications.

Disons tout d'abord que les mines grisouteuses sont classées en 3 catégories.

1<sup>re</sup> catégorie : celles qui dégagent 0 à 5 m<sup>3</sup> à la tonne extraite en 24 heures.

2<sup>me</sup> catégorie : celles qui dégagent de 5 à 10 m<sup>3</sup>.

3<sup>me</sup> catégorie : celles qui dégagent plus de 10 m<sup>3</sup> (le maximum connu en Pologne est de 60 m<sup>3</sup>) ou qui peuvent donner des formations de nappe gazeuse ou de brusques dégagements de méthane.

Cette classification sert de base aux dispositions réglementaires relatives au grisou.

En ce qui concerne l'emploi des explosifs vis-à-vis du grisou, quand la teneur de l'atmosphère est de moins de 1 %, on peut employer des explosifs qui ne sont pas de sécurité, sauf en charbon. De 1 à 1,5 %, les explosifs de sécurité sont de rigueur. On accorde des dérogations pour des teneurs allant jusqu'à 2 %, dans certains cas. On utilise alors et exclusivement le cardox.

Vis-à-vis des poussières, on ne peut utiliser, dans le charbon, que des explosifs de sécurité grisou-poussières. En galerie, cette restriction n'est pas de rigueur. Le danger de coups de poussières existe néanmoins en raison des hautes teneurs en matières volatiles du charbon.

Dans beaucoup de mines cependant, en raison de l'humidité due en partie au remblayage hydraulique, il ne paraît pas y avoir beaucoup de poussières fines. Néanmoins, comme nous l'avons vu à la mine « Wojek », on place dans les voies de nombreux arrêts-barrages.

### A. Principes d'aérag.

1) N'aérer les différents quartiers d'une mine que par des courants indépendants. On appelle courant indépendant celui qui, se détachant du courant d'air frais, aère un atelier de travail ou un local équivalent, puis rejoint le retour d'air (fig. 7 a et b).

2) Ne pas tolérer l'existence de branchements latéraux tels que ab ou cd, car le courant d'air y est fort instable et peut subir facilement une inversion (fig. 7 c).

Dans le cas où de tels branchements sont inévitables — par exemple aux envoyages, — il est nécessaire d'y prévoir, à chaque extrémité, au moins 1 porte obturatrice de réserve, avec battants très bien ajustés (Règlement minier polonais).

3) Il faut en principe condamner les ventilateurs secondaires qui créent, çà et là, des courants dont le sens est instable, donc des courants susceptibles d'être aisément inversés sous l'influence d'une dépression thermique, même des plus minime, ou de modifications survenues dans la résistance d'autres circuits.

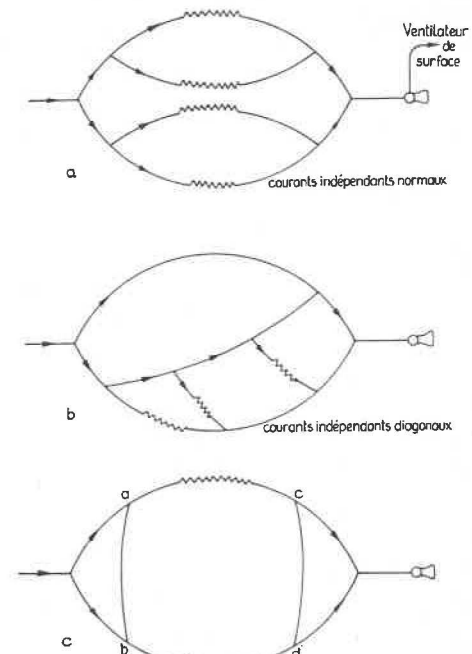


Fig. 7.

4) Les mines doivent être pourvues de barrages de sécurité avec portes qui puissent être fermées instantanément (Règlement minier polonais).

Ces portes doivent permettre d'assurer aux courants d'air des directions voulues et d'isoler les secteurs incendiés.

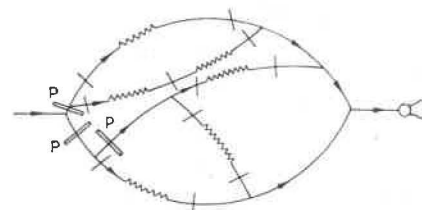


Fig. 8.

Il y a 3 sortes de barrages (fig. 8) :

- 1° Ceux qui sont placés à la base et au sommet de chaque courant indépendant (*barrages de chantier*) ;
- 2° Ceux qui intéressent tout le quartier et qui permettent de l'isoler P (*barrages de quartier*) ;
- 3° Ceux qui sont placés dans les mines à combustions spontanées, à l'entrée de chacune des tailles multiples se trouvant sur le même courant d'air (*barrage de taille*).

Sauf conditions particulières à apprécier par le directeur des travaux, il ne faut pas placer de portes de quartier P dans les voies de retour d'air, car elles seraient susceptibles de couper le retour d'air de plusieurs chantiers.

5) Il est à conseiller (nouveau règlement minier polonais) de placer les portes régulatrices, quand elles s'imposent dans un chantier, non pas dans le

retour d'air, mais dans l'entrée d'air à la naissance du courant indépendant.

S'il existe dans un courant indépendant des portes régulatrices, il n'est pas nécessaire d'y placer en outre au même endroit des portes obturatrices de sécurité de chantier, car la fermeture du guichet des portes régulatrices équivaut à la fermeture à cet endroit des portes obturatrices.

6) *L'aérage descendant* est à éviter autant que possible, car il peut donner lieu à des inversions d'aérage en cas d'incendie (voir plus loin, accident de la mine Barbara, en 1954).

7) *Des schémas de ventilation* tels que ceux des figures 7 et 8 sont tenus à jour dans chaque mine de façon uniforme. Ces schémas nous paraissent devoir s'imposer, car ils peuvent rendre de grands services et accélérer la lutte contre les incendies.

## B. Principes de lutte contre les feux et incendies.

1) Un foyer de feu ou d'incendie constitue un ventilateur supplémentaire qui ajoute algébriquement son travail thermique au travail mécanique du ventilateur de la surface. La dépression totale est égale à la somme algébrique des dépressions thermiques et mécaniques.

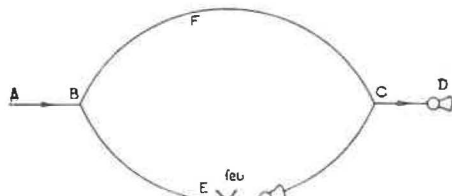


Fig. 9.

2) Si un feu éclate dans la branche BEC d'un circuit à dérivation (fig. 9), les courants étant supposés de B en C, que va-t-il se passer ? Le feu agit comme un ventilateur et relève la pression en C.

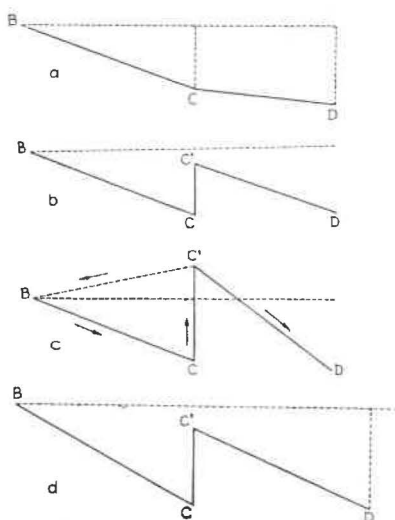


Fig. 10.

Au moment de l'incendie :

1<sup>re</sup> hypothèse. L'incendie n'est pas assez violent pour relever le point C' de la courbe au-dessus de l'horizontale, le courant dans la dérivation BFC ne change pas de sens (fig. 10 b).

2<sup>me</sup> hypothèse. Il est à craindre qu'avec le développement de l'incendie la pression du ventilateur ne relève C au-dessus de l'horizontale (fig. 10 c).

Alors la pression en C' devenant plus forte qu'en B, le courant s'inverse dans la branche BFC ; une partie du courant se détourne vers B, l'autre est aspirée par le ventilateur ; les fumées envahissent BFC et l'incendie peut gagner cette dérivation et prendre à revers le personnel qui se trouverait entre le feu et le point B.

Que faut-il faire pour empêcher un tel accident ? M. Budryk montre par des calculs simples (pages 327 à 328 du Mémoire du Congrès) que l'on doit régler la résistance de la dérivation incendiée de façon à réaliser ou à entretenir constamment la relation suivante :

$$\frac{H_i}{H_e} < \frac{R_i}{R_e} \quad \text{dans laquelle :}$$

$H_i$  = dépression du tronçon intérieur BEC qui renferme le foyer ;

$H_e$  = dépression du tronçon extérieur ABFCD, qui renferme le ventilateur de surface ;

$R_i$  = résistance du tronçon intérieur ;

$R_e$  = résistance du tronçon extérieur.

Telle est la condition d'un courant normal, c'est-à-dire de sens BFC, dans l'artère latérale BFC.

Graphiquement, cela se traduit par le diagramme figure 10 d.

Alors le courant dans la dérivation AFD conserve son sens.

M. Budryk écrit très simplement :

« Pour observer cette condition, nous serons obligés d'augmenter la résistance de la partie intérieure (celle où le feu existe) et de diminuer la résistance de la partie extérieure (celle où il n'y a pas de feu) ».

Le moyen le plus simple, comme il le dit, est de poser un barrage régulateur dans la dérivation où l'incendie a lieu (porte régulatrice, de préférence à toile).

Le deuxième point capital à observer pour éviter le détournement des fumées, suivant CFB, c'est de forcer le courant principal à se diriger vers le retour d'air, donc vers le ventilateur principal, c'est-à-dire de faire  $H_e$  grand par rapport à  $H_i$ .

Sauf dans le cas d'un incendie dans le puits d'entrée d'air, dont il sera question plus loin, il ne faut jamais toucher au ventilateur de surface au cours des opérations de lutte contre un feu ou un incendie souterrain. « Rien que la diminution de la dépression du ventilateur, écrit le professeur Budryk,

peut occasionner, même en présence d'un léger feu, le détournement des courants et l'envahissement de la mine par la fumée ».

3) La fermeture d'un barrage de chantier doit être effectuée par *quiconque* constate l'existence d'un feu dans le chantier. Il est par contre interdit de toucher aux portes de quartier sans ordre formel du responsable de la ventilation.

Il faut en même temps alerter le personnel du chantier. Après la fuite du dernier ouvrier, le personnel de sauvetage procède à la fermeture de la porte de sortie du chantier (dans des couches de 8 à 10 m, cette opération peut prendre 1 à 2 semaines).

4) Il faut ensuite construire des barrages dans tous les courants latéraux partant du courant principal de façon à réaliser une ligne de barrage A B, en deçà de laquelle la pression sera supérieure à celle qui existe de l'autre côté du fait de l'existence du ventilateur de surface et de la dépression d'incendie (fig. 11).

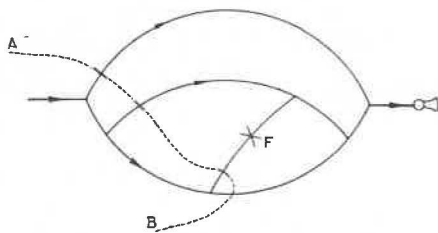


Fig. 11.

5) En cas d'incendie dans un courant descendant, il est beaucoup plus difficile d'assurer la stabilité des courants que s'il s'agit de courant ascendant, car la dépression thermique peut augmenter au point de dépasser la dépression mécanique en valeur absolue, ce qui provoquerait l'inversion du courant.

Exemple : mine Barbara en 1954.

Chantier aéré avec aérage descendant, pente faible. Un feu éclate en F, la force contre aéromotrice inverse le courant d'air et les fumées envahissent les travaux. Dans des cas analogues, on doit creuser une voie intermédiaire spéciale telle que celle tracée en pointillé sur la figure 12 d ; sur la voie de base, il y a deux portes normalement ouvertes p<sub>1</sub> et p<sub>2</sub>, sur la voie intermédiaire des portes normalement fermées p<sub>3</sub> et p<sub>4</sub>. Si un incendie survient dans la taille, on doit ouvrir p<sub>3</sub> et p<sub>4</sub> et fermer p<sub>1</sub> et p<sub>2</sub>, les fumées s'en iront alors suivant la flèche f 2.

Schématiquement, on doit (fig. 12 b) :

a) placer un barrage en A pour empêcher l'air d'avoir accès au feu F par le point P, ce qui activerait la contre-dépression due à l'inclinaison descendante de la galerie où F a pris naissance, puis ouvrir C et placer B de façon à dériver les fumées vers le retour d'air directement ;

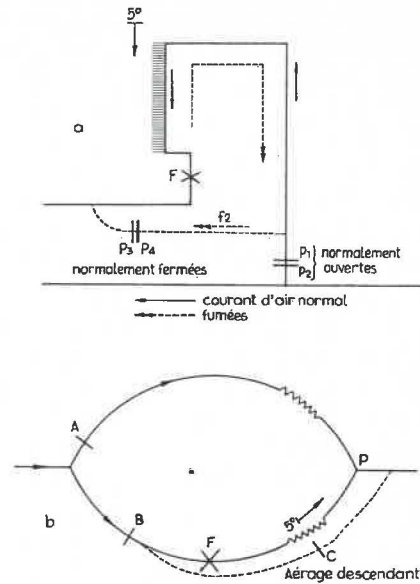


Fig. 12.

b) enlever A, de façon à rétablir la ventilation des autres chantiers et à se retrouver dans les conditions susdites de courant normal latéral

$$\frac{H_i}{H_e} < \frac{R_i}{R_e} ;$$

6) Eviter d'envoyer de l'air frais sur les « points » chauds situés en aval des fumées (voies montantes, foyers secondaires éventuels) :

- a) fermer A et B ;
- b) fermer C si les fumées apparaissent en 1 venant de 2 (fig. 13 a).

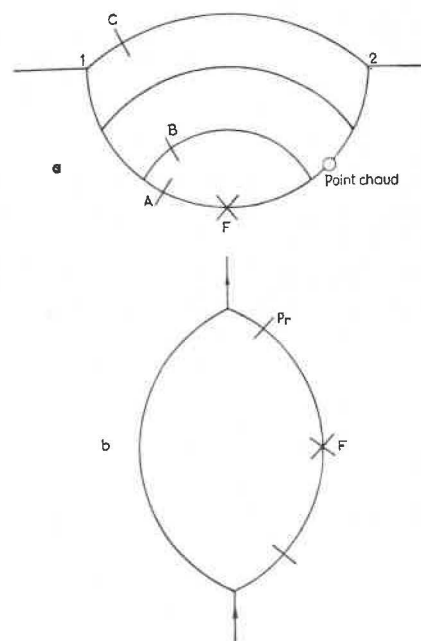


Fig. 13.

## 7) Régression des fumées.

La combustion du charbon ou du bois donne lieu à un accroissement de volume des gaz en présence ; les gaz brûlés par l'oxygène de l'air sont à une température élevée, de sorte qu'on a finalement un débit beaucoup plus grand que celui du courant d'air normal. Si les gaz brûlés rencontrent trop de résistance vers la sortie, ils reflueront, généralement par le plafond des galeries.

Même si on réduit le volume d'air arrivant sur le feu, en fermant la porte régulatrice placée du côté de l'entrée d'air, le phénomène pourra se produire. S'il y a une porte régulatrice  $p_r$  du côté de l'échappement, il conviendra alors de l'ouvrir, au moins transitoirement, pour empêcher la régression des fumées en s'inspirant du cas précédent (voir 6 ci-dessus) (fig. 13 b).

8) En cas d'incendie dans le puits d'entrée d'air, il faut le plus vite possible arrêter le ventilateur et ouvrir le puits de retour d'air, de façon à provoquer l'inversion du courant d'air dans le puits d'entrée (fig. 14).

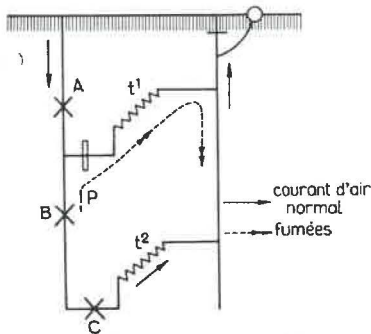


Fig. 14.

1<sup>er</sup> cas : feu en A.

L'inversion met tous les travaux à l'abri des fumées.

2<sup>me</sup> cas : feu en B.

Si l'intensité du feu est forte, il n'est pas exclu que, avant que le ventilateur ait pu s'arrêter, une partie des fumées envahisse les travaux  $t_1$  et même atteigne le puits de retour d'air pour y créer un thermosiphon au moment de l'inversion. Pour éviter cette alternative, il faut fermer le barrage de quartier P en même temps et aussi vite que l'on arrête le ventilateur.

3<sup>me</sup> cas : feu en C.

Dans une galerie horizontale. La dépression de l'incendie étant beaucoup moins forte que dans un circuit ascendant, il n'est pas dit que l'arrêt du ventilateur — qui prend un certain temps, surtout si le ventilateur n'est pas pourvu d'un frein ad hoc — suffira pour inverser le courant d'air avant que les fumées aient envahi les chantiers  $t_2$ .

Dans ce cas, un dispositif d'inversion pré-établi sera utile et devra fonctionner aussitôt après l'arrêt du ventilateur.

Un tel dispositif d'inversion est requis, par le règlement minier polonais, pour les installations futures. Trente pour cent des puits actuels ont dû s'équiper de cette façon en raison de la proximité de chantiers au puits d'entrée d'air.

9) L'embouage d'une galerie en feu doit se faire autant que possible en descendant pour permettre à la vapeur d'eau de s'échapper le long du toit. Si l'embouage est effectué à travers les barrages, ceux-ci doivent avoir une épaisseur suffisante pour résister à une explosion éventuelle (fig. 15 a).

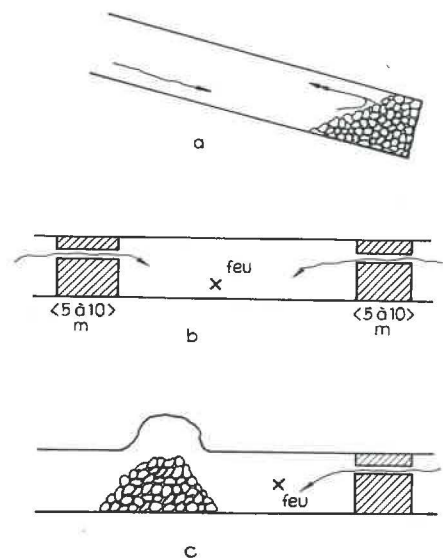


Fig. 15.

Dans la pratique, on entreprend souvent l'embouage par l'amont (sens du courant d'air) et on est à la merci d'un éboulement pouvant se produire en aval du feu (fig. 15 b).

Il faut mettre en œuvre une boue à base de  $\text{CaCO}_3$ , et non de  $\text{CaO}$ , afin de profiter du dégagement de  $\text{CO}_2$  (fig. 15 c).

10) Toute personne qui descend dans la mine doit porter un masque de protection contre le  $\text{CO}$ .

Comme nous l'avons vu, chaque mine possède une station de sauvetage bien équipée. En outre, il existe une station centrale importante à l'usage de tout le bassin.

### C. Causes des explosions subséquentes.

1) Plus de trente années d'expérience ont enseigné ce que l'auteur français Aron écrivait voici 50 ans : ce n'est pas le grisou qui est généralement la cause d'explosions subséquentes, mais bien les fumées qui, rencontrant de l'air chaud, explosent. Elles peuvent aussi s'enflammer à la rencontre d'air frais.

Même en cas d'inversion au moyen d'un dispositif mécanique, on observe tout d'abord une *diminution* de la teneur en grisou des chantiers, provoquée par la diminution de la dépression. La teneur normale en grisou d'un courant d'air, pas plus que l'augmentation de concentration qui fait suite à une inversion, ne sont suffisantes pour provoquer une explosion, à de très rares exceptions près. En tout cas, estime avec nous le professeur Budryk, mieux vaut opter pour une explosion très peu probable qui serait d'ailleurs locale que pour un envahissement certain des chantiers par les fumées.

2) La deuxième cause d'explosion est l'apparition fortuite d'un feu ouvert (lampe cassée).

3) La troisième cause est la naissance d'un second foyer en aval du premier, sous l'effet des fumées chaudes.

4) La quatrième cause est l'accumulation de vapeur d'eau en présence du feu, ce qui peut se présenter au cours de l'embouage de la région sinistrée (voir plus haut).

#### D. Causes des feux de mine.

En Pologne, 90 % des accidents de la catégorie « feux et incendies » sont dus à des combustions spontanées de charbon.

De l'avis des ingénieurs polonais, la décomposition de la pyrite par l'air atmosphérique humide est rarement à l'origine d'un feu de mine.

Il s'agit généralement d'une compression du charbon favorisée par un catalyseur non déterminé jusqu'à présent.

Des recherches sont faites à ce sujet en Russie et en Pologne.

On connaît la plupart des couches qui peuvent donner lieu à ces incendies. Mais, on désire être averti de la probabilité du commencement d'un incendie.

C'est pourquoi, actuellement et surtout grâce à la méthode rabattante, on procède à des prélèvements d'échantillons en des endroits régulièrement espacés, au cours du chassage de traçage et pendant la durée de l'exploitation.

Ces échantillons finement pulvérisés sont placés dans des éprouvettes remplies d'un mélange d'eau et d'eau oxygénée.

Les charbons qui peuvent donner lieu à des incendies spontanés s'oxydent rapidement et, si on

porte en abscisses les temps et en ordonnées les températures, les essais donnent une augmentation plus ou moins rapide de la température. Si l'on a affaire à une couche dangereuse, la courbe s'élève brusquement après environ 20 minutes. Si, par contre, le charbon ne donne pas lieu à des incendies spontanés, l'oxydation est beaucoup plus lente (fig. 16).

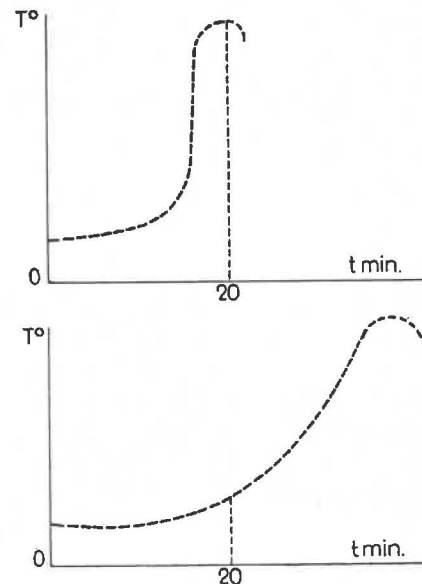


Fig. 16.

Le test permet à l'exploitant de fixer la cadence de l'exploitation rabattante. Il faut, dans des couches du premier cas, aller vite et barrer rapidement haut et bas.

\* \* \*

Au terme de cet exposé succinct, il nous plaît de remercier encore le professeur BUDRYK et ses adjoints Messieurs les Professeurs KNOTHE et KRUKA, pour l'extrême courtoisie avec laquelle ils ont bien voulu nous recevoir et nous consacrer de nombreuses heures.

Notre gratitude s'adresse également à Monsieur GRABOWSKI, Vice-Ministre de l'Energie de Pologne, à Monsieur MEISSNER, Ingénieur-Directeur de l'Institut Général des Mines polonaises, ainsi qu'aux directeurs d'exploitations et à leurs techniciens qui nous ont documentés avec toute la bienveillance possible.