

P. 3770

MINISTÈRE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

ADMINISTRATION DES MINES

# ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

[622 05]

ANNÉE 1922



TOME XXIII. — 3<sup>me</sup> LIVRAISON



BRUXELLES  
IMPRIMERIE GASTON LOUIS FILS

Chaussée d'Ixelles, 349

Téléph. 327.84

1922

# Annales des Mines de Belgique

## COMITÉ DIRECTEUR

- MM. J. LEBACQZ, Directeur général des Mines, à Bruxelles, *Président*.  
G. RAVEN, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, à Bruxelles, *Secrétaire*.  
J. SWOLFS, s/Directeur à l'Administration centrale des Mines, *Secrétaire-adjoint*.  
O. LEDOUBLE, Inspecteur général des Mines, à Mons.  
V. LECHAT, Inspecteur général des Mines, à Liège.  
L. DEMARET, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, à Mons.  
Ed. LIBOTTE, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, à Charleroi.  
L. LEGRAND, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Professeur à l'Université de Liège.  
A. HALLEUX, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Administrateur de l'École des Mines et de métallurgie (Faculté technique du Hainaut).  
V. FIRKET, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, à Liège.  
L. DENOËL, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Professeur d'exploitation des Mines à l'Université de Liège.  
EM. LEMAIRE, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Directeur de l'Institut National des Mines, à Frameries, Professeur à l'Université de Louvain.  
P. FOURMARIER, Ingénieur principal des Mines, Professeur à l'Université de Liège, Membre correspondant de l'Académie royale des Sciences, Membre du Conseil géologique de Belgique.  
A. RENIER, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Chef du service géologique de Belgique, Chargé de cours à l'Université de Liège.  
Ad. BREYRE, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Chargé de cours à l'Université de Liège.  
A. DELMER, Ingénieur en chef-Directeur des Mines, Professeur à l'Université de Liège.

La collaboration aux *Annales des Mines de Belgique* est accessible à toutes les personnes compétentes.

Les mémoires ne peuvent être insérés qu'après approbation du Comité Directeur.

En décidant l'insertion d'un mémoire, le Comité n'assume aucune responsabilité des opinions ou des appréciations émises par l'auteur.

Les mémoires doivent être inédits.

Les *Annales* paraissent en 4 livraisons respectivement dans les mois de Janvier, Avril, Juillet et Octobre de chaque année.

Abonnement pour 1922 { pour la Belgique : 30 fr. par an.  
pour l'Étranger : 40 fr. par an.

Pour tout ce qui regarde les abonnements, les annonces et l'administration en général, s'adresser à l'Éditeur, IMPRIMERIE GASTON LOUIS FILS, chaussée d'Ixelles, 349, à Ixelles-Bruxelles.

Pour tout ce qui concerne la rédaction, s'adresser au Secrétaire du Comité Directeur, rue Guimard, 16, à Bruxelles.

SERVICE DES ACCIDENTS MINIERES ET DU GRISOÜ

INSTITUT NATIONAL DES MINES  
A FRAMERIES

## CONSIDÉRATIONS

SUR LES

# EXPLOSIFS DE SÛRETÉ

ET

sur leurs essais en galerie

PAR

EMMANUEL LEMAIRE

Ingénieur en Chef au Corps des Mines  
Directeur de l'Institut National des Mines  
Professeur à l'Université de Louvain.



### 1. — Introduction.

Dans les premières notes qu'il a publiées dans les *Annales des Mines de France* et dans la *Revue de l'industrie minérale* (1), M. Audibert, Directeur de la nouvelle station d'essais française de Montluçon, fait une critique sévère des méthodes suivies par les stations d'essais étrangères dans leurs études sur les explosifs de sûreté.

« C'est à proprement parler, dit-il, dans les *Annales des Mines*, à la suite des premiers travaux de Gelsenkirchen

(1) AUDIBERT. — Note sur la Station d'essais de Montluçon (*Annales de Mines*, XII<sup>e</sup> série, tome I, 1<sup>re</sup> livraison de 1922).

AUDIBERT. — La sécurité de l'emploi des explosifs en présence du grisou. (*Revue de l'Industrie minérale*, 15 avril 1922.)

» que l'habitude est prise de voir dans le mortier d'essai  
 » un instrument de comparaison des explosifs. Ils marquent  
 » aussi l'époque où est abandonnée la question, seule exami-  
 » minée par la Commission française, de savoir dans quelles  
 » conditions un explosif assure ou n'assure pas la sécurité ;  
 » on va se préoccuper seulement de savoir si tel explosif  
 » assure la sécurité plus au moins sûrement que tel autre.  
 » Au lieu du beau problème général qu'on traité Mallard  
 » et Le Châtelier, les expérimentateurs n'auront plus en  
 » vue que la solution de cas particuliers. Quand exception-  
 » nellement l'un d'eux, Heise, voudra tirer de l'interpréta-  
 » tion des cas étudiés, une doctrine générale, celle-ci sera  
 » sans valeur parce que l'étalon dont on se sert pour la  
 » comparaison des explosifs, à savoir le mortier tirant en  
 » galerie, n'est pas approprié à l'usage auquel on le destine.

« La formule de l'essai en galerie, dit-il, dans la *Revue de l'Industrie minière*, demeure un procédé exclusivement empirique et sans aucune signification. »

Ces affirmations très catégoriques, et sévères pour les stations étrangères, ne peuvent pas être admises sans réserves. Leur discussion s'impose. Des échanges de vues entre les diverses stations ne peuvent d'ailleurs qu'être extrêmement utiles. Chaque station a sa moisson d'observations et ses idées directrices; la discussion ne peut que préciser ces idées et leur donner toute leur valeur ou les améliorer et en susciter de plus heureuses.

Et d'abord, les expérimentateurs étrangers ne peuvent pas admettre qu'ils n'ont eu en vue que la solution de cas particuliers et qu'ils ont négligé le problème général.

La théorie de la Commission française, qui paraissait très logique et qui avait été admise dans la plupart des pays miniers, a commencé à susciter des doutes, vers la fin du siècle passé, à la suite des premiers essais en galerie et à la suite d'accidents de grisou causés par des explosifs con-

formes à ses principes. Cette théorie très remarquable, l'était d'autant plus qu'à l'époque où elle a été formulée, il n'y avait guère de documentation relative aux explosifs de sûreté. Elle a rendu d'incontestables services et son échec, qui n'est que relatif, ainsi que nous le verrons, n'enlève rien aux mérites de ceux qui l'ont formulée et à qui il convient de rendre hommage.

La théorie de Heise, venue ensuite, et qui renferme peut-être aussi un noyau de vérité, a immédiatement suscité des réserves.

Devant l'insuffisance de ces premières théories, les expérimentateurs ont cherché à se documenter sur le problème de l'explosif de sûreté et à mettre en évidence les facteurs qui interviennent dans sa solution. Ils ont donc tiré en présence du grisou et des poussières de charbon les explosifs les plus divers, en faisant varier les conditions d'essais, afin de permettre aux explosifs de manifester leurs propriétés en général et plus spécialement leurs propriétés en présence du grisou et des poussières de charbon. Ne voyant pas de voies nouvelles, ils se sont contentés, à très juste titre, d'enregistrer des constatations, persuadés que le rapprochement d'un grand nombre d'observations éclaircirait à nouveau l'horizon et permettrait de reprendre la marche en avant.

A Frameries notamment les explosifs ont été tirés soit à air libre, soit au canon d'acier de différents calibres, soit au canon de pierre ou de béton, soit en galerie au rocher. L'influence de la section de la galerie, de la densité de chargement, de la position du détonateur, de l'emploi du cordeau détonant et d'autres circonstances encore, ont fait l'objet d'examen. Des centaines de photographies de flamme ont été faites dans les diverses conditions de tir.

Les expérimentateurs ont cherché à réunir, avant tout, une abondante documentation, sans laquelle les vues théo-

riques risquaient de s'égarer dès les premiers pas ou de n'envisager qu'un des côtés de la question, ainsi qu'elles l'avaient déjà fait. Par la multiplicité de leurs essais dans des conditions variées et par la multiplicité des explosifs essayés, ils ont réuni de nombreux matériaux d'études d'ordre beaucoup plus général que s'ils s'étaient limités à quelques explosifs seulement. Ils ont reconnu des causes d'inflammation possibles du grisou et des poussières de charbon, constaté des particularités intéressantes du phénomène de la détonation et posé de nombreux jalons pour l'étude de l'explosif de sûreté.

En se limitant à quelques explosifs seulement, ils se seraient exposés à généraliser à tort les propriétés spéciales de ces explosifs et à attacher une importance exagérée à certains faits.

Comme instrument d'étude le mortier d'acier comme tout autre dispositif, a bien sa valeur et son emploi a largement contribué à manifester les propriétés des explosifs.

Actuellement, il devient possible de chercher des liaisons entre les faits observés et de formuler des hypothèses, encore bien incertaines et qui devront évoluer, mais qui, dans la science de l'explosif de sûreté, comme dans toutes les autres, sont indispensables à l'orientation des recherches ultérieures. Il est à désirer que les diverses stations d'essais, à la lumière de leurs observations, formulent leurs hypothèses. Leur discussion et les expériences qu'elles susciteront en amèneront d'autres qui se rapprocheront davantage de la vérité. Il est bon de ne pas perdre de vue que si, actuellement, de nouvelles tentatives d'établir la théorie de l'explosif de sûreté semblent possibles, c'est aux travaux de la période précédente qu'on le doit. Ceci pour autant que le dosage des mérites de chacun présente un intérêt quelconque.

Accessoirement, comme il n'était pas possible de laisser les mines sans explosifs, les Stations d'essais étrangères ont dressé des listes d'explosifs de sûreté. Elles ont établi ces listes en se basant en partie sur les résultats de tirs au mortier sous diverses densités de chargement et en partie sur d'autres indications dont la valeur individuelle peut être discutée mais qui, réunies et concordantes, permettent de dire sans trop de chances de se tromper si un explosif présente des garanties de sécurité. C'est le lot de l'humanité de devoir prendre décision sans que la lumière soit complète et sans avoir tous les éléments de la certitude.

En l'espèce, la suppression presque complète des accidents de grisou dans la plupart des pays miniers et notamment en Belgique, malgré l'extension de l'emploi des explosifs aux mines les plus grisouteuses et même au minage en veine dans les couches à grisou, a montré que le choix des explosifs avait été assez judicieux et que les indications du mortier n'étaient pas dépourvues d'intérêt.

## 2. — Principaux faits observés dans les essais d'explosifs en galerie.

Cette nomenclature ne concerne que les faits qui peuvent avoir une influence sur l'inflammation initiale du grisou ou des poussières de ce charbon.

1. — Dans les tirs à air libre et dans les tirs au mortier, il existe une charge-limite de sécurité pour tous les explosifs essayés.
2. — Pour certains explosifs, la charge-limite manque de netteté et varie entre des limites plus ou moins étendues dans des conditions de tir en apparence identiques.
3. — La charge-limite diminue avec la section de la galerie d'essais, mais pas dans la même proportion pour tous les explosifs.

4. — La charge-limite varie avec la densité de chargement. Le plus souvent elle diminue quand la densité de chargement augmente.
5. — Pour certains explosifs la charge-limite varie avec le calibre du mortier, ou sa longueur, ou la position de la charge dans le fourneau.
6. — Pour certains explosifs la charge-limite varie avec la force du détonateur ou sa position. Pour certains explosifs par exemple, elle diminue quand le détonateur est placé au fond du fourneau.
7. — Pour certains explosifs, mais pas pour tous les explosifs essayés, le tir au cordeau détonant modifie la charge limite dans un sens défavorable.
8. — Certains explosifs détonent mal à air libre et les dernières cartouches de la file n'explorent pas.
9. — Dans les tirs à l'air libre et dans les tirs au mortier sans bourrage, la détonation est toujours incomplète.
10. — La présence de gaine en ciment à l'intérieur du mortier améliore la charge-limite des explosifs.
11. — Dans les tirs en canon de pierre ou de béton, sans bourrage, la charge-limite est plus élevée que dans les tirs au mortier d'acier.
12. — La gaine de sûreté améliore la charge-limite des explosifs aussi bien dans les tirs au mortier que dans les tirs à l'air libre et l'amélioration varie dans de très fortes proportions avec la composition de la gaine.
13. — Le bourrage extérieur améliore la charge-limite de tous les explosifs. Son efficacité dépend de sa composition et non pas seulement de son poids.
14. — Le bourrage ordinaire améliore la charge-limite dans une proportion notable pour certains explosifs et peu importante pour d'autres.

15. — La présence de certains sels dans la formule des explosifs et spécialement des sels alcalins volatilisables tels que la chlorure de sodium, améliore la charge-limite des explosifs.
16. — Dans les explosifs solides, la vitesse de détonation varie avec les circonstances du tir et pour certains explosifs cette variation peut aller du simple au double.
17. — La durée de la flamme d'un explosif est toujours supérieure à celle qui correspond au passage de l'onde explosive dans la file de cartouches.
18. — La violence d'une explosion de grisou produite par un explosif dépend de la nature de l'explosif et de l'importance de la charge au-delà de la charge-limite.
19. — Dans les tirs ou mortier sans bourrage, les photographies de flammes, faites face au canon, montrent ordinairement à la gueule du canon une flamme à structure souvent rayonnée, au milieu de laquelle se découpe parfois en noir l'orifice du canon.  
L'étendue de cette flamme et son intensité lumineuse varie avec la nature de l'explosif, l'importance de la charge et la densité de chargement. Avec certains explosifs elle est parfois extrêmement réduite, pour d'autres, elle est très développée.  
Autour de cette flamme centrale on observe des flammes nuageuses, et en général moins éclairantes. Ces flammes sont parfois continues autour de la flamme centrale et parfois discontinues et même très dispersées, formant des plages plus ou moins étendues. Près de la paroi de la galerie elles deviennent parfois très lumineuses.
20. — Les explosifs à grandes flammes sont plus dangereux que les explosifs à flammes réduites, sans qu'une flamme réduite soit un critérium de sécurité.

21. — Dans le tir en roche, ou dans des canons de pierre ou de béton, les flammes sont moins volumineuses que dans le tir au mortier, mais elles conservent les mêmes caractères.
22. — Une gaine de sûreté de poids et de composition convenable fait disparaître les manifestations lumineuses à la gueule du mortier. Le poids que doit avoir la gaine pour arriver à ce résultat dépend de sa composition et de la nature de l'explosif.
23. — L'inflammation des poussières de charbon par un explosif semble demander une flamme volumineuse.
24. — Certains explosifs allument plus facilement le grisou que les poussières de charbon et d'autres plus facilement les poussières que le grisou.
25. — L'ensemble des constatations permet d'envisager six causes possibles d'inflammation du grisou par les explosifs :
- A. — Inflammation par la flamme produite au passage de l'onde explosive.
- B. — Inflammation par les flammes produites par les réactions en arrière de l'onde explosive sans intervention de l'oxygène de l'air.
- C. — Inflammation par les flammes provenant de l'action de l'oxygène de l'air sur les gaz de l'explosion.
- D. — Inflammation par les gaz chauds après achèvement de la réaction explosive.
- E. — Inflammation par des particules d'explosif projetées.
- F. — Inflammation par compression du mélange grisou-teux.

### 3. — Premières conclusions

Comme il vient d'être dit, la charge-limite de certains explosifs varie avec la longueur du mortier ou son calibre ou la position de la charge dans le fourneau ou peut-être avec d'autres circonstances encore d'apparence insignifiante.

Ces constatations ne sont pas aussi troublantes qu'on pourrait le croire et il ne faut pas se hâter de conclure que l'essai au mortier est dépourvu de toute signification. En effet, toutes les formules d'explosifs de sûreté qui ont été proposées ne sont pas également heureuses et beaucoup d'explosifs sont trop sensibles à de légères variations dans les conditions de tir. On les rencontre notamment parmi ceux qui renferment plus de 65 à 70 % de nitrate d'ammonium. Ce corps admet toute une série de modes de décomposition et on conçoit très bien que les explosifs qui en renferment une proportion exagérée puissent détoner de manières très différentes suivant les circonstances.

Certains explosifs sont éminemment sensibles aux plus légères variations dans le confinement de la charge. D'autres ont une aptitude à la détonation trop faible et l'onde explosive s'affaiblit en parcourant la file de cartouches. Certains détonent d'une manière anormale pour peu qu'ils soient comprimés, ou durcis ou légèrement humides ou que la force du détonateur varie, même légèrement. D'autres encore sont éminemment sensibles à de légères variations de l'état physique ou chimique de leurs constituants ou à de légères modifications provenant de l'action mutuelle des constituants pendant l'emmagasinage.

Enfin pour certains explosifs la flamme de l'explosion ressemble à un bouquet de feu d'artifices.

Il n'est pas étonnant que de tels explosifs donnent des résultats déconcertants, mais ce n'est pas nécessairement

l'essai au mortier qu'il faut incriminer. C'est contre l'explosif qu'il faut conclure et non pas contre le mortier. L'essai au mortier montre clairement qu'on se trouve en présence d'explosifs à surprises dont il est prudent de se défier.

Ainsi par exemple, si on place une cartouche de grisou-dynamite-roche sur le bord du mortier, les résultats ne sont pas les mêmes que si on la place plus loin à l'intérieur du fourneau. Les résultats varient également suivant qu'on laisse libre ou non le fond du fourneau. Que conclure de ces constatations, si ce n'est qu'on se trouve en présence d'un explosif éminemment sensible aux plus légères variations dans le confinement de la charge et qu'il est prudent de ne pas admettre sur une liste d'explosifs de sûreté.

Déjà avant le veto opposé par la Station de Frameries à leur emploi en Belgique, la preuve expérimentale était faite que, tout au moins pour les fortes charges, certains explosifs de cette classe des Grisoutines étaient dangereux. L'un d'eux, composé d'après analyse de : Nitroglycérine 25 %, nitrate d'ammonium 71 %, Cellulose 3 1/2 %, cendres 1/2 %, a occasionné en 1901, au charbonnage du Buissin, un grave accident de grisou ou de poussières de charbon. (19 tués) La charge employée était de l'ordre de un kilogramme.

L'essai au mortier de cet explosif aurait évité cet accident.

#### 4. — Détonation des explosifs solides.

La détonation des explosifs solides est un phénomène plus complexe que la détonation des mélanges gazeux explosifs. L'idée que l'on s'est faite de ce phénomène par analogie avec ce qui a été observé pour les mélanges gazeux explosifs, ne semble pas répondre à la réalité.

Alors que pour chaque système gazeux explosif, la vitesse de l'onde explosive semble être une grandeur caracté-

ristique, cette vitesse peut varier dans de très fortes proportions dans le cas d'explosifs solides.

La détonation des explosifs solides a surtout retenu l'attention des Stations étrangères et aussi celle de la Station de Frameries. Son étude doit primer toutes les autres, car si on connaissait bien dans quelles conditions se produisent les flammes diverses, qui constituent ce qu'on appelle globalement la flamme de l'explosif, et comment on pourrait faire disparaître ou atténuer certaines flammes, en agissant sur la composition de l'explosif, le problème de l'explosif de sûreté serait bien près d'être résolu.

L'essai de très nombreux explosifs au mortier d'acier a ouvert des horizons sur cette question.

On sait que pour certains explosifs, tout au moins, la vitesse de l'onde explosive varie avec la force du détonateur et que pour certains explosifs, elle diminue pendant que l'onde parcourt la file de cartouches. La vitesse de l'onde n'est pas la même dans le tir à l'air libre que dans le tir dans des enveloppes résistantes. Elle varie également avec la résistance des enveloppes et cette variation peut être de l'ordre du simple au double. Certains explosifs ne détonent pas ou détonent très mal à l'air libre.

Ces constatations autorisent les considérations suivantes :

On peut envisager qu'à l'arrivée de l'onde explosive, dans une section considérée de la cartouche, les regroupements d'atomes qui constituent la réaction explosive, sont précédés :

- 1° soit de la mise en liberté complète des atomes des constituants de l'explosif par rupture de toutes les liaisons qui les retiennent dans leurs édifices moléculaires ;
- 2° soit d'une rupture partielle des molécules des constituants de l'explosif avec libération d'atomes, de molécules plus simples et même de radicaux ;

3° soit, plus spécialement quand l'explosif est un mélange complexe, d'une rupture complète de certaines molécules avec mise en liberté d'atomes et d'une rupture partielle d'autres molécules, certaines molécules pouvant même subsister intégralement.

Dans les trois cas ci-dessus, la rupture complète ou partielle des molécules des constituants de l'explosif, avant le regroupement des atomes, doit produire une augmentation de volume, si celle-ci est possible, ou une augmentation de pression si l'augmentation de volume est impossible.

Dans les trois cas également, les positions relatives des divers atomes, molécules plus simples et radicaux, mis en liberté à l'arrivée de l'onde, doivent favoriser certaines réactions au détriment d'autres qui pourront se faire ensuite au dépens des premiers corps formés.

Dans les trois cas également, l'énergie absorbée par la rupture totale ou partielle des molécules des constituants de l'explosif, à l'arrivée de l'onde dans une section donnée, ne sera pas la même et les réactions subséquentes ainsi que le dégagement de chaleur produit par ces réactions seront différents.

Ces considérations font naître la question de savoir quel est le minimum d'énergie nécessaire à l'entretien de l'onde explosive dans un explosif donné et permettent d'entrevoir :

- 1° La possibilité pour l'onde explosive de régler sa vitesse sur le temps nécessaire à la libération, dans une section donnée de la cartouche, de l'énergie nécessaire à la mise en réaction de la section immédiatement voisine, c'est-à-dire d'une quantité d'énergie en rapport avec la chaleur de formation de l'explosif ;
- 2° La possibilité d'effets très différents et de vitesses d'onde explosive très différentes suivant la force du détonateur qui amorce la réaction explosive. Si le choc produit par

le détonateur libère les atomes des constituants de l'explosif dans son voisinage immédiat, les réactions subséquentes seront évidemment plus violentes que s'il ne produit qu'une rupture partielle des molécules ;

- 3° La possibilité de vitesses d'onde explosive très différentes dans le cas de tir à l'air libre et dans le cas de tir dans des enveloppes résistantes, car la vitesse de réaction est conditionnée par la concentration des substances réagissantes et cette concentration n'est pas la même si les gaz en réaction peuvent se disperser librement que s'ils sont confinés ;
- 4° La possibilité d'une diminution progressive de la vitesse de l'onde explosive à partir de l'origine de la détonation, si les constituants de l'explosif admettent plusieurs modes de décomposition ;
- 5° L'impossibilité presque certaine que la totalité des réactions puisse se faire pendant le temps qui correspond au passage de l'onde explosive et la certitude presque complète que des réactions se font en arrière de l'onde, car il semble impossible que la formation de produits intermédiaires, au hasard des premières rencontres entre les atomes, ne précède pas l'établissement de l'équilibre définitif, et que la vitesse de réaction ne diminue pas au fur et à mesure de la formation des produits de réaction.

Dans le cas d'un mélange gazeux explosif, on considère qu'à chaque instant une section droite sépare le milieu en deux zones constituées l'une par le mélange gazeux à la température et à la pression ordinaires, l'autre par les produits de réaction dans des conditions différentes. Dans le cas d'un explosif solide, il semble qu'on devrait envisager plutôt qu'à chaque instant une section droite sépare le milieu en deux zones occupées, l'une par l'explosif à la pression et à la température ordinaires, l'autre par des

gaz en réaction. Il est possible d'ailleurs qu'il en soit de même pour les mélanges gazeux explosifs.

La possibilité de réactions en arrière de l'onde avec ou sans l'intervention de l'oxygène de l'air, domine toute la question de l'explosif de sûreté.

Les faits suivants, indépendamment des considérations d'ordre théorique qui viennent d'être exposées, tendent à prouver que de telles réactions se produisent :

1° Les photographies faites face au canon, semblent montrer l'existence de discontinuités dans les flammes de l'explosion.

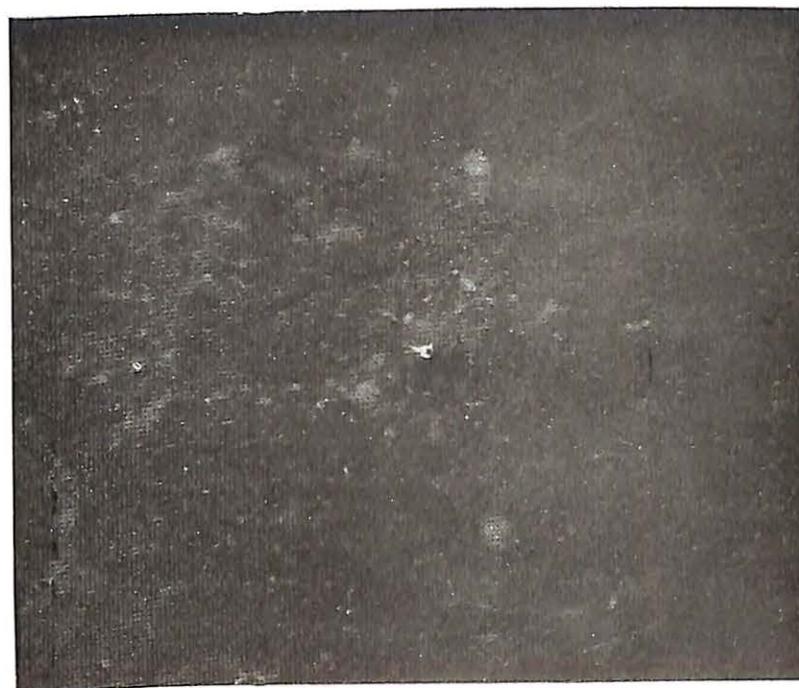
On observe en effet, sur certaines photographies, que l'endroit occupé par les cartouches, c'est-à-dire l'âme du canon, reste sombre. L'orifice du mortier se découpe en noir au milieu des flammes. Il y a discontinuité dans l'intensité lumineuse entre les flammes qui doivent se produire à l'endroit occupé par les cartouches et que la photographie n'enregistre pas, parce qu'elles sont trop peu éclairantes, et les flammes qui entourent l'espace occupé par les cartouches. On peut en conclure que la flamme très peu lumineuse qui se produit à l'endroit occupé par les cartouches correspond à des réactions très incomplètes qui se font au passage de l'onde explosive et que les autres correspondent à des réactions en arrière de l'onde. Les photographies 1 à 7 donnent des exemples de ce phénomène.

La même absence de flamme à l'endroit occupé par les cartouches se remarque également sur les photographies du général autrichien Hess, reproduite d'après Heise, qui signale simplement le fait sans le commenter. La flamme apparaît autour de l'espace occupé par les cartouches. On peut en tirer les mêmes conclusions que ci-dessus.

Certaines photographies montrent également des discontinuités entre la flamme brillante qu'on observe à la gueule



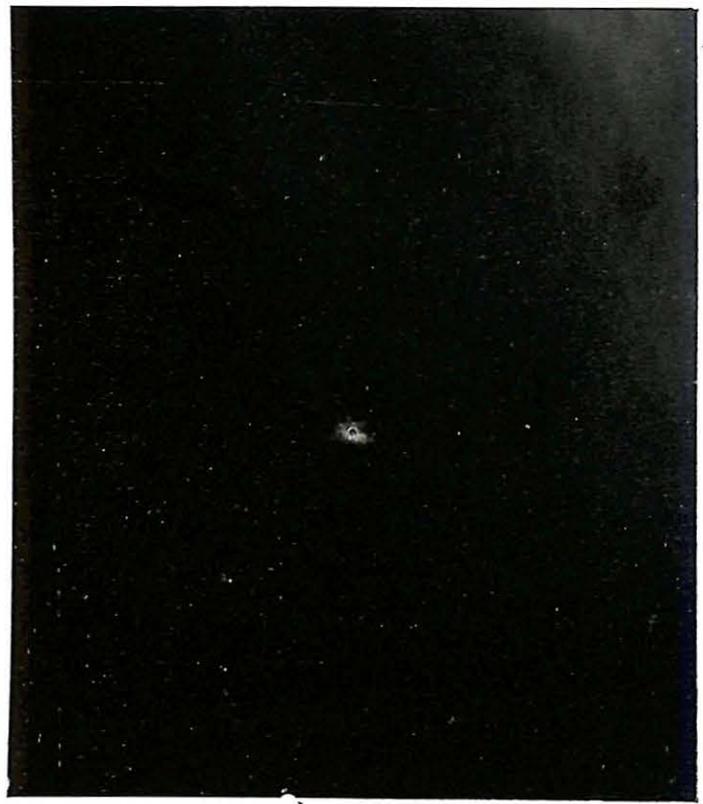
Phot. 2. — Fractorite D.  
600 grammes. — 6 cartouches en deux files.  
Orifice du mortier visible.



Phot. 1. — Favier 2bis.  
300 grammes. — 3 cartouches en une file.  
Orifice du mortier visible.



Phot. 3. — **Flammivore.**  
600 grammes. — 6 cartouches en 3 files.  
Orifice du mortier visible.



Phot. 4. — **Amasite.**  
200 grammes. — 2 cartouches en une file. — Tir au cordeau détonant.  
Orifice du mortier visible.

du mortier et les flammes moins lumineuses qui entourent cette dernière. On peut conclure de cette discontinuité que ces flammes correspondent à des gaz en réaction, car il devrait y avoir continuité dans la disparition de la luminosité si cette disparition était due à la détente de gaz brûlés rendus lumineux par la haute température à laquelle ils sont portés.

2° D'autre part Taffanel et Dautriche ont constaté que la vitesse de l'onde explosive, mesurée expérimentalement, ne correspond pas à celle que donne une formule qu'ils ont établie et qui permet de déterminer cette vitesse en fonction de la force théorique de l'explosif, du covolume des produits de sa décomposition et de sa densité de chargement. Ils en ont conclu que les formules chimiques de décomposition admises jusqu'ici dans les calculs de la force de l'explosif ne correspondent pas toujours exactement à la réalité, principalement aux très hautes pressions et que la décomposition explosive n'est peut-être pas complète aux fortes densités, du moins dans l'onde explosive même, la réaction pouvant s'achever en arrière d'elle.

3° Enfin la durée de la flamme d'une explosion dépasse toujours celle qui correspond au passage de l'onde explosive dans la file de cartouches, ce qui tend à prouver que des réactions se font en arrière de l'onde.

Ces diverses constatations et les considérations théoriques ci-dessus, permettent de croire que les réactions qui se font au passage de l'onde explosive n'établissent pas l'état définitif, mais simplement un état transitoire qui se modifie ensuite en dégageant de la chaleur et en produisant des flammes.

Cette conception du phénomène de la détonation est en concordance avec nos connaissances actuelles des phénomènes chimiques. Comme le dit Nernst, « c'est la vitesse

» de réaction qui joue un rôle décisif pour déterminer  
 » laquelle va se former de toutes les combinaisons possibles  
 » dans un système. Aussi arrive-t-il souvent qu'au commen-  
 » cement il se forme des substances relativement instables,  
 » qui au bout d'un certain temps, quelquefois extrêmement  
 » long, passent à des formes plus stables.

» On peut même dire que l'apparition de telles formes  
 » intermédiaires instables avant l'établissement de l'équili-  
 » bre définitif est presque la règle ; ce phénomène a été très  
 » justement ramené par Horstmann à ce que la vitesse de  
 » formation est en règle générale d'autant plus petite que  
 » le dégagement de chaleur est plus considérable ».

En matière d'explosifs solides la question se complique encore de ce que, au moment où les réactions commencent dans une section considérée de la cartouche, le mélange n'est pas homogène, comme dans les systèmes gazeux explosifs, et de ce que dans ces conditions les positions relatives des atomes et des fragments de molécules libérés peuvent favoriser certaines réactions de début au détriment d'autres.

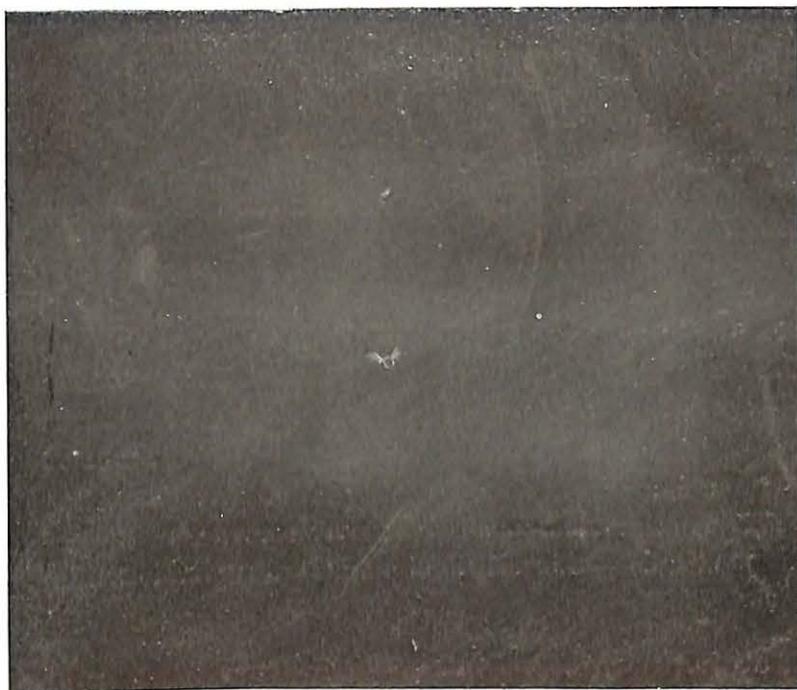
Il semble que ce soit ces réactions de début qui entretiennent l'onde explosive. Le passage à la forme stable définitive se ferait en arrière de l'onde.

Ces considérations sur le phénomène de la détonation font apparaître une cause d'inflammation du grisou et des poussières du charbon signalée depuis longtemps par la Station de Frameries et qui a motivé ses travaux sur le bourrage extérieur et les cartouches de sûreté. C'est l'inflammation par les flammes produites par les réactions en arrière de l'onde avec ou sans intervention de l'oxygène de l'air.

Cette cause pourrait même être la plus importante. C'est elle qui semble mettre en défaut la théorie de la Commis-



Phot. 6. — Colinite antigrisouteuse.  
 100 grammes. — 1 cartouche.  
 Orifice du mortier visible.



Phot. 5. — Antigel.  
 400 grammes. — 4 cartouches en 2 files.  
 Orifice du mortier visible.



Phot. 7. — Favier 2bis.

200 grammes. — 2 cartouches en une file. — Tir au cordeau détonant.  
Orifice du mortier visible.

sion française, qui reprendrait toute son importance si on trouvait des explosifs donnant des réactions complètes et définitives au passage de l'onde explosive. C'est elle qui met probablement en défaut la tentative faite par Audibert pour isoler et étudier à part l'influence des ondes de choc émises par les explosifs. Les facteurs qui interviennent dans l'inflammation du grisou par les explosifs sont d'ailleurs dans une dépendance mutuelle tellement étroite qu'il est extrêmement difficile de les isoler pour les étudier à part expérimentalement. En agissant sur l'un, on modifie simultanément les autres.

Un dernier argument en faveur de la conception du phénomène de la détonation qui vient d'être exposée, c'est qu'elle permet d'expliquer toutes les constatations faites en galerie d'essai.

En effet, la possibilité de production de flammes en arrière de l'onde explosive doit être conditionnée par la nature des réactions qui se font au passage de l'onde explosive et par les circonstances du tir.

D'une part, les réactions au passage de l'onde peuvent différer de nature et d'importance suivant le confinement de la charge. D'autre part, si les gaz produits au passage de l'onde restent confinés, les réactions en arrière de l'onde seront plus complètes et plus rapides que si les mêmes gaz peuvent se détendre et se disperser rapidement.

De là, dans les essais en galerie, l'influence de la grandeur de la charge, l'influence de la densité de chargement, l'influence de la section de la galerie, l'influence de la position de la charge. De là encore les différences entre les tirs à air libre, les tirs en roche et les tirs au mortier. Ce n'est qu'une question de confinement plus ou moins grand de la charge ou des gaz en réaction en arrière de l'onde, ou, si on préfère, en langage chimique, une question de concentration des substances réagissantes.

Pour les fortes charges et les fortes densités de chargement, la concentration des gaz en réaction à la gueule du mortier sera plus forte que pour les faibles charges, et cette concentration se maintiendra mieux et plus longtemps dans une galerie de faible section que dans une galerie à grande section où la détente est plus facile. Plus la charge sera forte, plus la masse des gaz en réaction lancée dans la galerie sera considérable et plus la flamme sera volumineuse et aura de chances de durée.

Dans le cas de faibles charges, de faibles densités de chargement et de larges sections de galerie, la détente et la dispersion faciles des gaz en réaction les soustraient à leurs actions mutuelles, rendent les réactions en arrière de l'onde plus difficiles et réduisent par conséquent le volume et la durée de la flamme.

Dans les tirs en mine bourrée, en roche ou au mortier, il n'y a aucune raison de croire que toutes les réactions se font au passage de l'onde explosive. Dans les réactions explosives, comme dans les autres, la vitesse de réaction doit diminuer à mesure qu'augmente la masse des produits formés, et des substances instables de début de réaction peuvent se former en vase clos aussi bien qu'à air libre et dans le mortier. En mine bourrée, toutefois, les réactions en arrière de l'onde peuvent s'achever dans une plus forte proportion dans le fourneau même, à la condition que le bourrage ou les parois du fourneau ne cèdent pas trop rapidement. Si la roche cède avant que les réactions en arrière de l'onde soient achevées ou suffisamment avancées, il se produira des flammes à air libre et c'est à ces flammes, c'est-à-dire à des gaz en réaction vive qui s'échappent du fourneau que le bon sens des mineurs a toujours attribué les coups de grisou causés par les explosifs.

D'autre part, il n'est pas démontré que si les réactions en arrière de l'onde ont établi un état d'équilibre chimique



Phot. 8. — Photographies obtenues par le général Hess d'après Heise.

Tir de cartouches suspendues à air libre.

Absence de flammes à l'endroit occupé par les cartouches.

dans le fourneau de mine, cet état ne se modifiera pas avec dégagement de chaleur pendant la détente.

Il ne peut pas être question de comparer les résultats obtenus en vase clos, tels que des chaudières d'essais de quelques mètres cubes de capacité, aux résultats obtenus en galerie. car dans ces chaudières de faible capacité, les gaz produits au passage de l'onde explosive restent en présence dans un espace confiné et les réactions dans ces gaz peuvent s'achever dans une plus forte proportion qu'en galerie où ces gaz se dispersent.

**5. — Inflammation du grisou et des poussières de charbon par les flammes produites en arrière de l'onde explosive avec ou sans intervention de l'oxygène de l'air.**

Les flammes produites en arrière de l'onde explosive avec ou sans intervention de l'oxygène de l'air constituent la cause d'inflammation du grisou ou des poussières de charbon qui paraît la plus inquiétante.

En effet, s'il est possible de se prémunir contre l'inflammation causée par les gaz chauds, en suivant les préceptes de la Commission française et de se prémunir contre l'inflammation résultant de la compression du mélange grisouteux, il est difficile de se prémunir contre l'inflammation causée par des flammes dont on ne peut pas prévoir ou limiter la température et la durée.

La seule chose à envisager est la suppression de ces flammes dans la mesure du possible.

On peut envisager la possibilité d'arriver à la suppression ou à l'atténuation de ces flammes par les moyens suivants :

1° Par voie indirecte et dans une mesure impossible à déterminer par l'emploi du bourrage ordinaire ;

2° Par voie directe :

A. En agissant sur la composition de l'explosif ;

- B. En ajoutant à l'explosif des sels alcalins volatilisables, tels que le chlorure de sodium ;
- C. En employant le bourrage extérieur ou les gaines de sûreté, qui sont les moyens qui ont été proposés par la Station de Frameries.

La plupart des explosifs de sûreté actuels renferment du chlorure de sodium. Le bourrage extérieur est devenu d'emploi courant dans divers pays miniers.

#### 1° Moyen indirect. Bourrage ordinaire.

L'augmentation de sécurité donnée par le bourrage ordinaire dans le tir au mortier est variable avec la nature de l'explosif employé. Notable avec les uns, elle est insignifiante avec les autres, ainsi qu'il résulte des essais de Watteyne et Stassart.

Comme il a été dit plus haut, il n'est nullement démontré qu'en mine bourrée, la totalité des réactions se fassent au passage de l'onde explosive et il y a tout lieu de croire le contraire. Il existe très vraisemblablement des réactions en arrière de l'onde aussi bien dans les tirs en mine bourrée que dans les tirs sans bourrage. Toutefois, la présence du bourrage donne aux réactions en arrière de l'onde le temps de se faire d'une manière plus complète avant que les gaz s'échappent dans l'atmosphère. On a donc des chances de n'avoir à air libre que des flammes moins développées et de plus courte durée.

Le rôle du bourrage ordinaire est donc de permettre un certain achèvement des réactions avant que les gaz se répandent dans l'atmosphère, c'est-à-dire avant que le bourrage ou les parois du fourneau ne cèdent.

Dès que la résistance du bourrage est suffisante pour amener l'éclatement de la roche, plutôt que le débouillage, il est tout à fait inutile au point de vue de la sécurité, d'en augmenter la longueur, le poids ou le serrage. Le renfor-

cement du bourrage au-delà d'une certaine limite conditionnée par la résistance de la roche, ne sert rigoureusement à rien.

La sécurité du tir en mine bourrée ne dépend donc que d'une manière indirecte du bourrage ordinaire ; dès que la résistance de ce dernier est suffisante la sécurité dépend uniquement du rapport entre la puissance de la charge et la résistance offerte par la roche à l'endroit de la moindre résistance.

La roche doit céder dès que l'effort nécessaire est réalisé dans le fourneau de mine et si cet effort est réalisé avant l'achèvement des réactions, il y aura des flammes à air libre quel que soit le bourrage.

On peut dire que pratiquement la plupart des mines sont surchargées et produisent par conséquent des flammes, car dans l'impossibilité où l'on se trouve pratiquement de proportionner exactement la charge à l'effort à produire, on doit calculer largement cette charge.

On peut donc dire également que si le bourrage ordinaire est absolument indispensable, il ne donne cependant qu'une sécurité aléatoire, car non seulement on est dans la nécessité pratique de surcharger plus ou moins les mines, mais encore la présence de cassures ou de limets dans le terrain peut faire que la charge soit absolument exagérée et la mine éminemment dangereuse.

La lecture des procès-verbaux d'accidents de grisou montre que ce ne sont pas seulement les fortes mines qui ont allumé ce gaz, mais que ce sont aussi de petites mines n'ayant qu'un effet utile minime à réaliser tel que l'enlèvement d'une pierre gênante dans une voie.

D'autre part, les expériences d'Anzin en 1889 ont montré que 350 grammes de dynamite tirée derrière un bourrage de 90 centimètres, en travers banc, donnent encore

une flamme. Une grisou-dynamite tirée à 350 grammes sous 60 centimètres de bourrage donne encore une faible flamme.

## 2° Moyens directs.

### A. — COMPOSITION DE L'EXPLOSIF.

Nous n'avons à ce jour que des indications très vagues sur la composition à donner à un explosif pour diminuer la durée des réactions en arrière de l'onde avec ou sans intervention de l'oxygène de l'air. Il y a là matière à d'intéressantes recherches. La suppression complète de ces réactions paraît impossible.

Il existe probablement un rapport entre les proportions d'hydrogène, de carbone, d'oxygène et d'azote, qui donne à la flamme un minimum de durée. En Belgique, où les explosifs à excès de combustibles ne sont plus considérés comme explosifs de sûreté, les meilleurs explosifs de sûreté, à excès d'oxygène, renferment des proportions de carbone et d'hydrogène de l'ordre de un atome d'hydrogène pour 0,1 à 0,3 atome de carbone. C'est une première indication, mais elle est très vague. La nature des corps auxquels ces éléments sont empruntés a vraisemblablement aussi une importance considérable.

L'explosif semble devoir être étudié également de manière à éviter que certaines réactions prennent l'avance sur les autres et n'entretiennent à elles seules ou pour partie principale, l'onde explosive.

La présence en quantité exagérée de corps, tel que l'azote, qui n'interviennent pas dans l'équilibre définitif qu'on cherche à réaliser et qui ne peuvent jouer qu'un rôle perturbateur en favorisant la formation primaire de produits intermédiaires instables qui retardent l'établissement de l'équilibre définitif, ne paraît pas recommandable.

Il convient également d'éviter des proportions exagérées de corps qui admettent plusieurs modes de décomposition, à moins d'employer de très forts détonateurs et d'éviter d'allonger les charges.

Enfin il paraît à désirer que le mélange des constituants de l'explosif soit aussi intime que possible, de manière à avoir, au passage de l'onde, un mélange en réaction aussi homogène que possible et à éviter que les positions relatives des atomes ne favorisent certaines réactions primaires au détriment des réactions définitives. Les positions relatives des atomes des constituants des explosifs, dans leurs molécules, peuvent fournir certaines indications à ce sujet. Cette étude pourrait donner d'heureux résultats.

Sans aller jusqu'à la formule binaire des explosifs français, qui paraît trop simple pour arriver à donner à un explosif toutes les qualités pratiques désirables, il semble qu'on ne doive pas admettre l'exagération du nombre des constituants.

### B. — ADDITION DE SELS ALCALINS VOLATILISABLES AUX EXPLOSIFS.

Les avis au sujet de l'utilité de l'addition aux explosifs, de sels qui ne participent pas directement à la réaction explosive sont partagés.

Certains, se basant sur des expériences de Mallard et Le Châtelier et généralisant à tort les résultats de ses expériences, pensent que ces matières, quelle que soit leur nature, n'agissent que par leur inertie et que dans ces conditions leur efficacité est minime.

Il ne semble pas qu'il en soit ainsi.

Il suffit pour s'en convaincre de chercher le poids de différents corps qu'il faut ajouter à 100 grammes de dynamite n° 1, par exemple, pour que cette charge n'allume

plus le grisou. Les poids nécessaires ne sont pas les mêmes pour tous les corps, ce qui montre nettement que pour certains corps l'inertie ne joue pas le rôle principal et même ne joue qu'un rôle tout à fait insignifiant pour certains sels particulièrement efficaces.

La plupart des explosifs de sûreté actuels des pays miniers, autres que la France, renferment une certaine proportion de chlorure de sodium et l'expérience montre qu'il n'est pas indifférent de remplacer ce corps par un autre, même par son voisin immédiat le chlorure de Potassium. Le fluorure de sodium est encore plus efficace ce qui fait penser que la volatilité joue un rôle. Il ne suffit pas toutefois que le corps soit volatil, car le fluorure d'aluminium par exemple est moins efficace. Il faut donc probablement que le corps soit volatil sans décomposition ou tout au moins que la base soit volatile. C'est probablement parce que la base est volatile que certains sels alcalins décomposables ont une certaine efficacité.

La présence dans l'explosif de sels volatilissables susceptibles d'absorber de la chaleur, est de nature à empêcher que certaines réactions prennent l'avance sur les autres au moment de la détonation, mais leur rôle principal semble être de contrarier dans une certaine mesure les réactions en arrière de l'onde et d'abrèger par conséquent leur durée, quand les gaz s'échappent du fourneau et se répandent dans l'atmosphère. A l'appui de cette thèse on peut citer le fait bien connu et mis en évidence par Dautriche, Taffanel, Beyling et Will, que l'addition d'une proportion convenable de sels alcalins à des explosifs à excès de combustibles, tels que l'acide picrique ou le trinitrotoluène, fait disparaître la flamme secondaire de ces explosifs, c'est-à-dire la flamme qui se produit après le mélange des gaz de l'explosion avec l'air et qui est séparée de la flamme qui s'échappe du mortier.

Au sujet de la manière dont ces sels agissent pour empêcher les réactions de continuer quand les gaz se répandent dans l'atmosphère, on ne peut que formuler des hypothèses. S'ils sont faiblement volatils, ils peuvent former un nuage de vapeurs ou de très fines particules provenant de la condensation de ces vapeurs, nuage qui constitue un milieu peu favorable aux réactions chimiques. Ces vapeurs ou ces très fines particules peuvent contrarier les réactions en isolant plus ou moins les molécules réagissantes, en réduisant le nombre de chocs utiles entre les molécules et en absorbant de la chaleur.

On peut imaginer d'autres mécanismes encore; l'un d'eux est actuellement à l'étude.

Quoiqu'il en soit, dans une galerie de large section dans laquelle les gaz en réaction peuvent se disperser rapidement et dans laquelle les molécules réagissantes s'écartent déjà d'elles-mêmes les unes des autres, le faible poids de sels volatilissables qu'il est possible d'incorporer aux explosifs, peut suffire pour arrêter les réactions dans les gaz qui se détendent.

Il peut ne pas en être de même dans une galerie de faible section ou dans une chaudière étanche de faible volume. Dans ces atmosphères confinées, les gaz en réaction ne peuvent se disperser à suffisance et les réactions peuvent continuer malgré la présence du sel. Pour arriver au résultat cherché, il faudrait augmenter la proportion du sel, mais on est rapidement arrêté de ce côté, pour ne pas nuire à la détonation.

L'utilité de l'addition de sels alcalins volatilissables aux explosifs ne paraît plus discutable.

#### C. — BOURRAGE EXTÉRIEUR ET GAINÉ DE SURETÉ.

Le bourrage extérieur et les gaines de sûreté ont été proposés par le Siège d'expériences de l'Etat à Frameries

pour s'opposer aux réactions en arrière de l'onde au moment où les gaz s'échappent du fourneau et se répandent dans l'atmosphère, que ces réactions se fassent avec ou sans action de l'oxygène de l'air.

Pour le bourrage extérieur, il semble manifeste que la flamme s'étouffe dans les poussières extinctrices et que, dans le milieu réalisé par la mise en suspension de ces poussières, la combustion des gaz de l'explosion ainsi que la combustion du grisou ou des poussières de charbon est impossible.

Par analogie on peut admettre le même mécanisme pour expliquer l'efficacité de la gaine de sûreté qui est l'intermédiaire entre le bourrage extérieur et l'incorporation de sels extincteurs à l'explosif même. Dans le cas de la gaine, la quantité de matières extinctrices qu'on peut employer n'est pas aussi limitée que dans le cas de l'incorporation de ces matières à l'explosif même et le choix de ces matières est illimité car on n'a pas à se préoccuper de nuire à la détonation.

Les essais publiés en 1914 avaient déjà montré que les matières employées n'agissent pas par leur inertie seule. En effet, le poids des matières à employer pour obtenir l'effet cherché a varié dans de très fortes proportions suivant la nature des matières employées.

La deuxième série d'essais faite en 1920 avait surtout pour but de rechercher si on pouvait agglomérer légèrement la matière extinctrice, ce qui pouvait donner des facilités de fabrication.

Une troisième série d'essais dont les résultats sont donnés en annexe, a été faite en tirant les explosifs à air libre de manière à les soustraire à l'influence du mortier et à les tirer dans des conditions plus dangereuses encore.

De nouvelles matières extinctrices, déjà soumises à des essais préliminaires en 1914, ont été expérimentées. Ce

sont le fluosilicate de sodium, la cryolithe ou fluorure double d'aluminium et de sodium et le fluorure de sodium.

L'explosif employé a été la dynamite n° 1 à 75 % de nitroglycérine et 25 % de guhr, qui allume facilement le grisou pour une charge de 25 grammes.

Les nouveaux corps essayés se sont montrés d'une remarquable efficacité. Alors qu'il faut environ 800 grammes de poussières de schistes, soit 400 grammes par cartouche, pour empêcher l'inflammation du grisou par une charge de deux cartouches de 100 grammes chacune de dynamite n° 1 tirées à air libre, sans masquer les bouts de la charge, il suffit de 200 grammes de fluorure de sodium ou de fluosilicate de sodium, soit 100 grammes par cartouche, pour arriver au même résultat.

Par contre le fluorure de calcium et les corps qui renferment de l'eau de cristallisation se sont moins bien comportés que dans les tirs au mortier.

La cryolithe, employée à l'état pulvérulent ou légèrement agglomérée par un liant quelconque et additionnée de fluorure de sodium ou de chlorure de sodium, semble être à ce jour la matière la plus recommandable pour la fabrication des gaines de sûreté. Le fluorure de sodium est plus efficace, mais sa densité est plus faible, et il conduit à des gaines de plus grand diamètre.

Le fluorure d'aluminium a été essayé également, mais il paraît moins intéressant que le fluorure de sodium auquel la cryolithe doit vraisemblablement ses bons résultats.

Le fluosilicate de sodium, qui donne également de très bons résultats, est encore à examiner au point de vue de la qualité des fumées, en raison de la présence possible de fluorure de silicium dans celles-ci.

Les résultats obtenus, en tirant à l'air libre de la dynamite n° 1, à 75 % de nitroglycérine, permettent de croire qu'en employant un poids convenable d'une matière extinc-

trice efficace, on peut arriver à éteindre la flamme de n'importe quel explosif si puissant qu'il soit.

L'efficacité du bourrage extérieur dépend également de la nature des corps employés. Le sel séché et finement moulu est plus efficace que la poussière de schiste.

Il est donc définitivement démontré que, comme pour les sels incorporés aux explosifs, les matières employées, sous forme de gaine, n'agissent pas par leur inertie seule. Elles agissent vraisemblablement, comme il a été dit plus haut, en empêchant les réactions des gaz de l'explosion entre eux et les réactions entre ces gaz et l'oxygène de l'air au moment où ces gaz se répandent dans l'atmosphère. Ils créent dans l'atmosphère ambiante un milieu très peu favorable aux réactions chimiques.

Cette explication de l'efficacité de la gaine, que M. Audibert appelle la doctrine de la gaine, est combattue par lui au moyen des arguments suivants (1) :

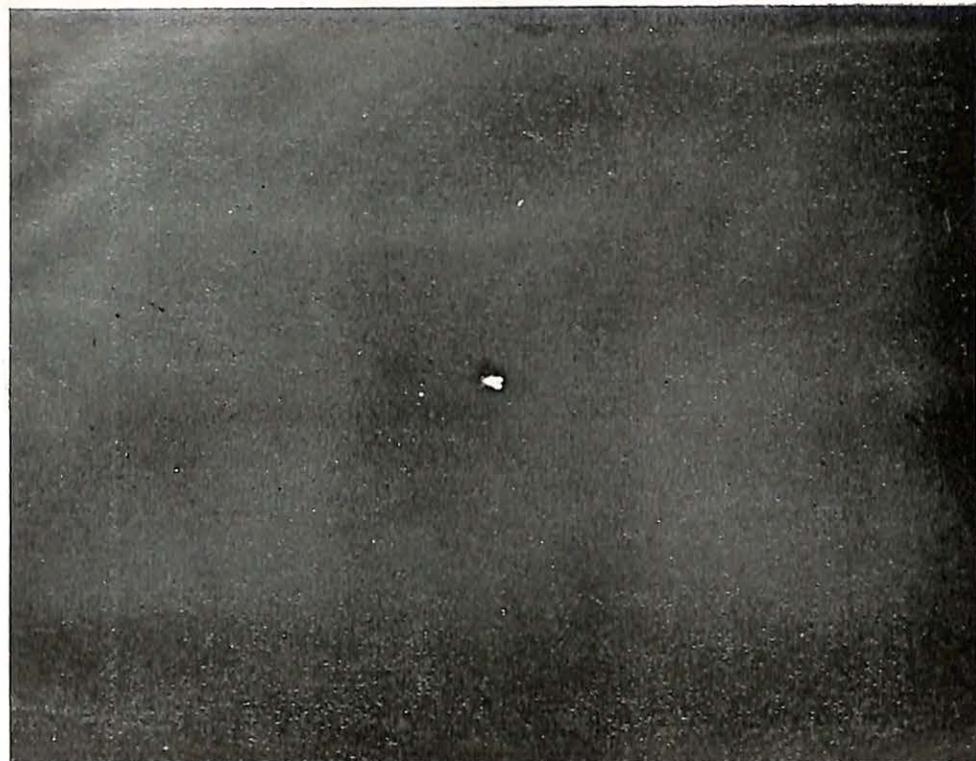
*Premier argument.*

M. Audibert a tiré des charges de Grisou-dynamite-roche en gaine plâtre-fluorure de calcium de 3 millimètres d'épaisseur et a constaté par la photographie que la flamme de l'explosif disparaissait.

Il a tiré alors, très judicieusement, dans les mêmes gaines des charges d'un explosif sous-oxydé, la mélinite (acide picrique), et il a constaté que la flamme de l'explosif s'atténuait très légèrement, mais ne disparaissait pas.

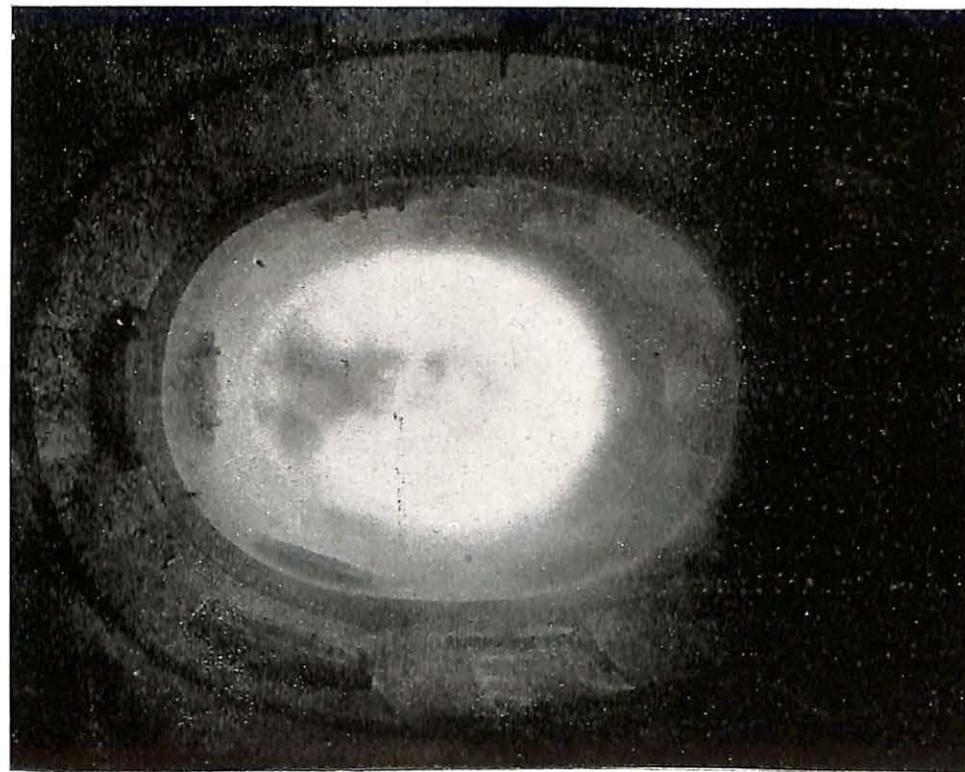
Il en a conclu que l'effet de la gaine n'était pas d'empêcher les réactions entre les gaz de l'explosion et l'air, tout au moins pour les explosifs sous-oxydés et qu'il y avait lieu de croire qu'il en était de même pour les explosifs sur-oxydés.

(1) AUDIBERT. — Rapport sur l'emploi des gaines de sûreté (*Annales des Mines de France*, XII<sup>e</sup> série, 6<sup>e</sup> livraison de 1922).



Phot. 10. — Acide picrique (Mélinite).

200 grammes. — 2 cartouches de 30 millimètres de diamètre en une file, avec gaine de Cryolithe de 4 millimètres d'épaisseur.



Phot. 9. — Acide picrique (Mélinite)

200 grammes. — 2 cartouches de 30 millimètres de diamètre en une file, sans gaine.

Les expériences de M. Audibert prouvent que la gaine plâtre-fluorure de calcium de 3 millimètres d'épaisseur est impuissante à éteindre la flamme de la mélinite, mais elles ne prouvent pas qu'on ne peut pas arriver à ce résultat en augmentant l'épaisseur de la gaine ou bien en employant des matières extinctives plus efficaces. Elles sont donc insuffisantes, comme preuves, contre la théorie de la gaine.

Cette gaine plâtre-fluorure de calcium a été étudiée pour fournir, sans exagération du prix de l'explosif, un supplément de sécurité aux explosifs de sûreté. L'épaisseur de 3 millimètres est réservée aux explosifs de sécurité destinés au tir en roche. Pour le tir en veine on donne à la gaine une épaisseur de 5 millimètres.

Pour les explosifs qui donnent des flammes plus difficiles à éteindre que celles des explosifs de sûreté, il serait bon d'employer des matières plus efficaces.

En fait on éteint la flamme de l'acide picrique (mélinite) avec une gaine de cryolithe de 4 millimètres d'épaisseur, entourant des cartouches de 30 millimètres de diamètre. Comme il s'agit ici uniquement d'une question de théorie il n'a pas été fait d'essais avec des épaisseurs moindres.

Les photographies 9 à 10 montrent les flammes de 200 grammes d'acide picrique tirés au mortier avec et sans gaine. Ces photographies ont été faites face au canon en fixant comme d'habitude l'appareil photographique à 10 mètres de la gueule du canon.

Le premier argument invoqué contre la théorie de la gaine devient donc un argument en faveur de celle-ci.

Les photographies 11 à 12 montrent la flamme de 200 grammes de dynamite n° 1 en cartouches de 30 millimètres de diamètre avec ou sans gaine de cryolithe de 3 millimètres d'épaisseur.

*Deuxième argument.*

M. Audibert pense que la disparition de la flamme des explosifs sur-oxydés, dans le cas d'emploi de la gaine, disparition qu'il a constatée lui-même, peut provenir d'erreur inconsciente du photographe. D'après lui, les radiations émises par les explosifs sur-oxydés, sont à peine assez lumineuses et assez durables pour impressionner une plaque photographique : « On s'en aperçoit, dit-il, au fait » que même avec les objectifs les plus ouverts, les plaques » les plus sensibles n'enregistrent que des images très » nettement sous-exposées, qu'il est nécessaire de renforcer énergiquement. »

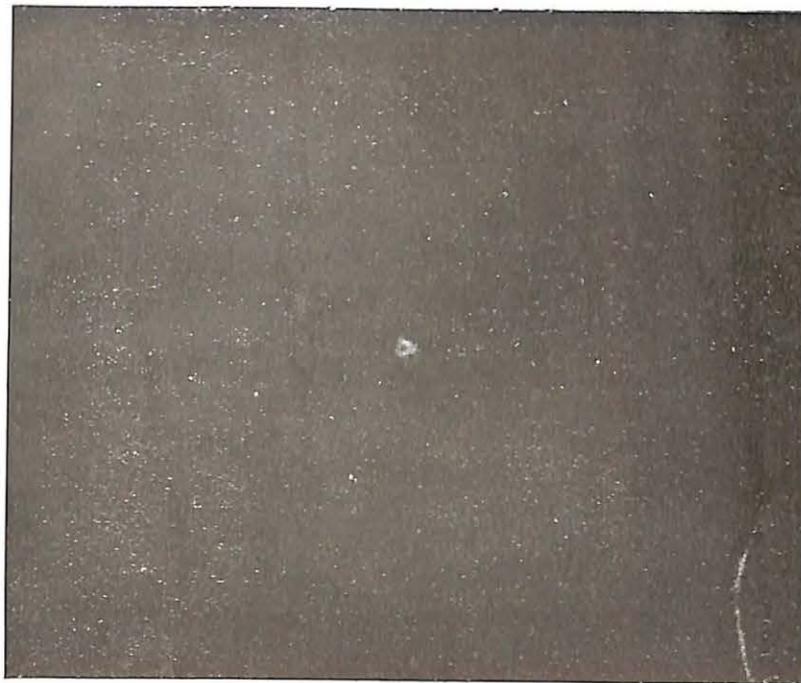
M. Audibert conclut comme suit :

« De la propriété qu'elle (la gaine) a de faire disparaître les flammes sur les plaques photographiques, on ne saurait faire état; la preuve n'est, en effet, nullement faite que la disparition de l'image ait pour cause la disparition de l'objet et il n'est pas davantage établi que la suppression effective de ce dernier présente au point de vue de la sécurité un avantage certain. »

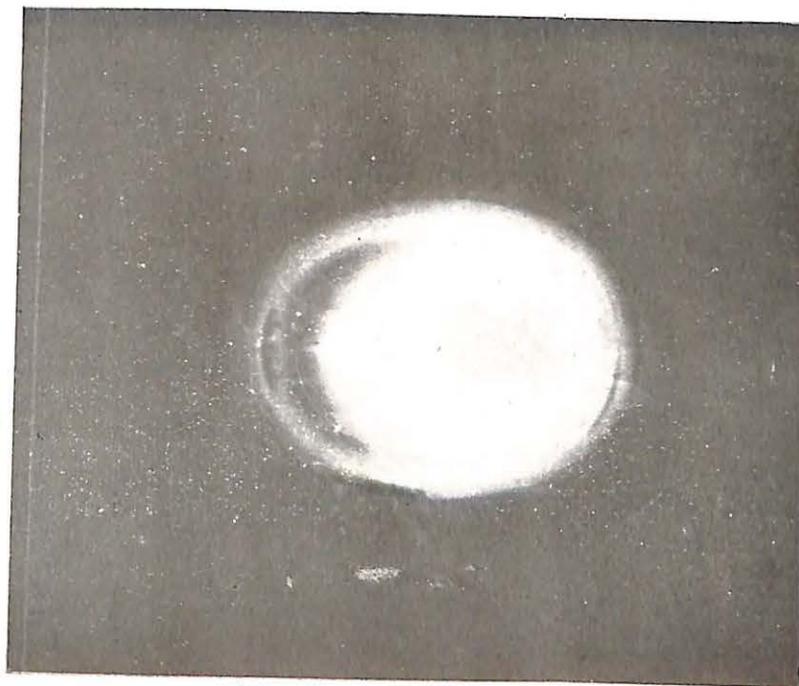
En premier lieu, l'examen des photographies de flammes d'explosifs sur-oxydés, qui ont été publiées à diverses époques et notamment par Siersch, par Heise, par Will et également par la station de Frameries en 1913, montrent qu'on peut obtenir avec ces explosifs de très bons clichés qu'il n'est nullement nécessaire de renforcer.

Il est d'autre part très aisé d'écarter les erreurs accidentelles en multipliant les photographies et en choisissant de préférence des explosifs qui donnent des flammes lumineuses.

L'image des flammes de l'acide picrique et de la dynamite n° 1 (photographies 9 et 11) ne paraît pas sous-exposée, et cependant ces flammes disparaissent par l'emploi de la gaine.



Phot. 12. — Dynamite n° 1 à 75 % de Nitroglycérine  
200 grammes. — 2 cartouches de 30 millimètres de diamètre en une file,  
avec gaine Cryolith de 3 millimètres d'épaisseur.



Phot. 11. — Dynamite n° 1 à 75 % de Nitroglycérine.  
200 grammes. — 2 cartouches de 30 millimètres de diamètre en une file,  
sans gaine.

Le fait que la disparition de l'image de la flamme par l'emploi de la gaine coïncide avec une amélioration de la sécurité pour tous les explosifs, doit retenir l'attention. La coïncidence est d'ordre trop général pour que l'idée d'un rapport de cause à effet ne se présente pas à l'esprit.

*Troisième argument.*

M. Audibert a tiré dans une chaudière hermétiquement close dans laquelle se trouvait le mortier, des charges de 100 grammes de deux explosifs, avec ou sans gaine plâtre-fluorure de calcium de 3 millimètres d'épaisseur. Il a constaté que le dégagement de chaleur et le volume des gaz produits étaient sensiblement les mêmes dans le tir avec gaine que dans le tir sans gaine.

Sa conclusion est que, dans ces conditions, il faut admettre ou bien que les gaz de la détonation ne réagissent pas mutuellement en arrière du front de l'onde ou bien que les réactions auxquelles ils donnent lieu se produisent aussi bien en présence qu'en l'absence de la gaine.

Ces expériences, qui ont été faites avec la seule charge de 100 grammes et une seule épaisseur de gaine, sont trop sommaires pour qu'on puisse en tirer des conclusions formelles et définitives pour ou contre la théorie de la gaine.

Sous ces réserves, on pourrait tout aussi bien les interpréter en faveur de la doctrine de la gaine. En effet, si les cartouches ont 28 millimètres de diamètre, elles occupent, sans gaine, 26 % de la section du mortier de 55 millimètres et 40 %, avec gaine. Si les cartouches ont 30 millimètres de diamètre, elles occupent, sans gaine, 31 % de la section du mortier et 44 %, avec gaine.

Or, le confinement de la charge, ou ce qui revient au même la concentration des substances réagissantes, a une influence de premier plan sur la vitesse de réaction. Le dégagement de chaleur dans le mortier à l'endroit de la

charge doit donc être plus grand dans le cas de tir avec gaine que dans le cas de tir sans gaine.

Dans ces conditions, si le dégagement de chaleur est le même dans les deux cas, c'est qu'il y a réaction en dehors du mortier dans le cas de tir sans gaine et pas nécessairement dans le cas de tir avec gaine.

Pour pouvoir conclure au sujet de la théorie de la gaine, il faudrait faire varier l'épaisseur de celle-ci, mais alors on modifie le confinement de la charge et partant les réactions qui se produisent. Il paraît donc impossible d'arriver à des conclusions formelles avec ce dispositif expérimental.

En résumé, la schistification des voies, l'arrêt-barrage, le bourrage extérieur, la gaine de sûreté, l'incorporation des sels aux explosifs semblent relever d'un même principe, qui consiste dans la création d'un milieu peu favorable aux réactions chimiques.

En terminant son étude sur la gaine de sûreté, M. Audibert fait une comparaison entre la gaine et le bourrage ordinaire et conclut que la seule propriété certaine dont jouisse la gaine est d'exercer sur le tir, très sensiblement, la même action qu'un bourrage ordinaire de même poids, et qu'on peut plus facilement augmenter le poids du bourrage ordinaire que celui de la gaine.

Pour arriver à ce résultat, M. Audibert fait le raisonnement suivant :

Le poids des gaines plâtrées de 3 millimètres d'épaisseur, qui enveloppent cinq cartouches de grisou-dynamite-roche, est de l'ordre de 300 grammes. Or, un bourrage ordinaire de 300 grammes donne au même explosif une charge-limite de 400 à 500 grammes. Donc la gaine plâtrée de 3 millimètres d'épaisseur exerce sur le tir la même action qu'un bourrage de poids égal, avec peut-être une légère supériorité en faveur de la gaine.

Ce raisonnement n'est pas rigoureux.

Il suppose, en effet, que l'épaisseur de 3 millimètres donnée à la gaine est strictement nécessaire pour arriver à une charge-limite de 500 prammes et qu'on n'arriverait pas au même résultat avec une épaisseur moindre, ce qui n'est nullement démontré, alors qu'il est démontré que les 300 grammes de bourrage ordinaire sont strictement nécessaires pour n'arriver encore qu'à une charge-limite moindre.

La comparaison ne pourrait se faire qu'en cherchant rigoureusement le poids de gaine et le poids de bourrage nécessaires pour arriver à une charge-limite donnée. La conclusion ne serait valable que pour l'explosif essayé et n'aurait d'ailleurs aucune signification, car la sécurité que donne le bourrage ordinaire dépend de trop de circonstances pour qu'elle puisse servir d'étalon de mesure.

Les expériences de Watteyne et Stassart ont montré que l'augmentation de charge-limite, procurée par un bourrage de l'ordre de 300 grammes, variait dans de très fortes proportions avec la nature de l'explosif employé. Avec la gélatine-dynamite, par exemple, la charge-limite obtenue avec ce bourrage était de l'ordre de 75 grammes, résultat qu'on obtiendrait facilement avec moins de 75 grammes de gaine, surtout avec la cryolithe ou le fluorure de sodium. On pourrait en déduire que la sécurité que donne la gaine est au moins quadruple de celle que donne le bourrage de même poids, mais encore une fois la comparaison n'est pas possible.

La résistance du bourrage ordinaire doit être suffisante pour assurer le sautage de la roche. Du moment que cette condition est réalisée, toute augmentation de bourrage est absolument inutile au point de vue de la sécurité, car les flammes s'échappent par les fentes de la roche, malgré le bourrage. Un bourrage surabondant n'est à conseiller que



pour être certain d'avoir un bourrage suffisant pour assurer le sautage de la roche plutôt que le débouillage.

Si le bourrage est suffisant, la sécurité du tir ne dépend plus que du rapport de la puissance de la charge à l'effet à obtenir. C'est donc surtout une proportion judicieuse de la charge à la résistance de la roche qu'il faut recommander au point de vue de la sécurité, car une mine surchargée peut être dangereuse quel que soit son bourrage.

Théoriquement, il faut se tenir le plus près possible de l'équilibre entre la puissance de la charge et la résistance à vaincre, mais en opérant de la sorte on s'expose à un danger qui peut être plus grand, c'est-à-dire au coup débouillant qui élargit simplement le fourneau de mine.

Pratiquement le mineur, qui a intérêt à ce que la roche cède plutôt que le bourrage, surchargera toujours la mine et des flammes, qui peuvent être dangereuses, sont à craindre quelle que soit la force du bourrage. Il est impossible de déterminer la charge strictement nécessaire et même si on pouvait le faire la présence de fissures ou de limets dans la roche pourrait déjouer toutes les prévisions.

Le bourrage ordinaire tout en étant indispensable n'est qu'un moyen indirect et incertain de sécurité.

Avec la gaine, surtout constituée par des matières telles que la cryolithe ou le fluorure de sodium, la charge porte avec elle sa sécurité pour toutes les éventualités du tir et il est possible de doser en quelque sorte la sécurité en agissant sur son épaisseur.

Son principe a une supériorité incontestable.

Il est également impossible de mesurer la sécurité que donne le bourrage extérieur en fonction de celle que donne le bourrage ordinaire car les modes d'action sont trop différents. En cas de débouillage, ou de mine qui élargit simplement son fourneau, le bourrage ordinaire qui est ordinairement argileux pour des raisons de facilité de mise en place, est chassé comme un bouchon sans se pulvériser,

ce qui est de nul effet pour empêcher les réactions dans les gaz qui s'échappent. Les flammes au contraire viennent s'étouffer dans le bourrage extérieur et l'inflammation du grisou ou des poussières de charbon dans le nuage de poussières soulevées est impossible.

#### 6. — Inflammation du grisou par les gaz chauds

Pour éviter toute confusion, nous désignons sous le nom de gaz chauds, les gaz dans lesquels les réactions sont terminées, sans examiner si ces gaz sont lumineux ou non à raison de leur température. Nous réservons le nom de flammes aux gaz en état de réaction.

L'inflammation par les gaz chauds est la base de la théorie de la Commission française, qui suppose que la totalité des réactions que l'explosif est susceptible de donner dans des conditions déterminées de tir, se fait au passage de l'onde explosive.

L'importance de cette cause d'inflammation paraît minime dans les tirs au mortier, car dans ces tirs ce sont surtout des flammes qui s'échappent du fourneau.

Dans les tirs dans lesquels les réactions en arrière de l'onde ont le temps de s'achever en grande partie, avant que les parois du fourneau cèdent, cette cause d'inflammation reste importante à considérer.

Pour qu'un explosif puisse être considéré comme étant de sécurité, on peut dire qu'il faut que sa température de détonation ne soit pas trop élevée, mais on ne peut pas faire de cette température de détonation le critérium de sécurité. Dans aucun cas on ne peut garantir que des flammes, c'est-à-dire des gaz en réaction vive, ne s'échapperont pas du fourneau de mine. D'autre part, la possibilité de l'inflammation du mélange grisouteux par la compression produite au passage des ondes de choc émises par l'explosif doit être envisagée également.

### 7. — Inflammation par les particules d'explosifs projetées.

On aperçoit sur certaines photographies de flammes les trajectoires de particules d'explosif en combustion. Le danger d'inflammation du grisou par ces particules incandescentes dépend de la température de ces particules et de leur vitesse de translation.

Il est difficile de l'apprécier. Il semble cependant qu'on doive rejeter les explosifs qui donnent des projections de l'espèce.

### 8. — Inflammation par compression de l'air.

Les ondes de choc émises par les explosifs compriment le mélange grisouteux, ce qui peut déterminer son inflammation.

L'étude de cette cause d'inflammation, sur laquelle Heise a eu le mérite d'attirer l'attention, a été reprise par Audibert à la nouvelle station d'essais de Montluçon.

Audibert a groupé en un beau travail d'ensemble les études d'Hugoniot, Jouguet, Crussard et Taffanel et les a complétées par une étude théorique et pratique de l'ébranlement causé par la détonation dans le milieu ambiant.

Cette étude éclaire la question, mais on ne peut cependant pas en accepter sans réserves toutes les conclusions.

La théorie proposée est indépendante de l'état physique dans lequel se trouve le milieu explosif. Audibert en conclut qu'elle s'applique en particulier aux explosifs solides. Il semble cependant que le fait que la vitesse de détonation des explosifs solides varie avec les circonstances du tir, alors que la vitesse de détonation des mélanges gazeux semble être une constante pour chaque système établit une différence importante entre ses deux groupes d'explosifs.

Dans le cas d'explosifs gazeux, on se trouve en présence de molécules simples ou relativement simples et d'un mélange absolument intime du comburant et du combustible. Dans le cas d'explosifs solides, les molécules sont plus compliquées. La rupture des molécules des constituants de l'explosif, qui doit précéder le regroupement des atomes peut parfois se faire suivant plusieurs modes, le mélange du comburant et du combustible n'est pas aussi intime et les positions relatives des divers atomes peuvent favoriser des réactions de début plutôt que les réactions définitives que l'on cherche.

De là des différences possibles dans la vitesse des détonations suivant les circonstances du tir, et la certitude presque absolue que des réactions se font en arrière de l'onde.

Dès lors, il devient extrêmement difficile de dire dans un cas donné si l'inflammation du grisou provient de la compression de l'air résultant des ondes de choc ou si elle est causée par des flammes produites en arrière de l'onde ou par toute autre cause.

Il est extrêmement difficile d'isoler une des causes d'inflammation, car elles sont en interdépendance excessivement étroite et en agissant sur l'une on modifie les autres.

Il est extrêmement séduisant de chercher à étudier séparément l'influence des divers facteurs d'inflammation et c'est le programme qui se présente d'abord à l'esprit, mais on s'est heurté jusqu'à présent à des difficultés qui n'ont pas été surmontées.

La tentative d'isoler l'influence de la température de détonation n'a pas abouti, celle d'isoler l'influence des ondes de chocs ne semble pas plus heureuse.

Pour l'étude de l'influence de l'onde avant et des ondes arrières émises par une cartouche d'explosif, Audibert tire à air libre des charges d'explosif dont le bout avant, c'est-

à-dire celui qui n'est pas amorcé, pénètre seul dans le milieu grisouteux ou est isolé de ce dernier. Ce dispositif n'élimine nullement les autres facteurs d'inflammation et c'est probablement le motif pour lequel les conclusions auxquelles arrive Audibert sont en contradiction avec certains faits.

Audibert constate, en effet, que dans le cas de la grisou-naphtalite-couche, les ondes émises par le bout avant de la cartouche sont moins dangereuses que les ondes émises par le bout arrière, ce qui est assez surprenant.

En effet, il est bien connu que le bout avant d'une charge d'explosif transmet mieux la détonation et à plus grande distance dans les tirs par influence que le bout arrière. Si on tire une file de trois cartouches espacées l'une de l'autre et dont la cartouche médiane est amorcée, on constate que du côté du bout avant, l'espacement des cartouches peut être plus grand que du côté du bout arrière. L'onde émise par le bout avant semble donc plus dangereuse que l'onde émise par le bout arrière.

D'autre part, dans les tirs au mortier ou dans les tirs dans des canons de pierre, l'amorçage au fond du fourneau est généralement plus dangereux que l'amorçage à l'entrée, ce qui montre, encore une fois, que si les ondes émises jouent un rôle dans l'inflammation du grisou, c'est l'onde avant qui est la plus dangereuse.

On peut encore faire observer que si les ondes de choc jouent un rôle quelconque dans l'inflammation du grisou, dans le cas de la grisou-naphtaline-couche, il est surprenant que la charge-limite de cet explosif soit plus élevée dans le tir au mortier que dans le tir à air libre.

Enfin, si on tire à air libre des charges de dynamite n° 1, placées dans des gaines de sûreté d'épaisseur convenable, il n'est pas nécessaire de masquer les bouts de la charge

pour assurer la sécurité, ce qui montre que les ondes émises en bout, par un explosif aussi brisant que la dynamite n° 1, ne présentent aucun danger. Si on diminue l'épaisseur de la gaine au point d'arriver à l'inflammation du grisou, on peut relever à nouveau la charge-limite en masquant simplement le bout avant, ce qui tendrait à montrer que l'onde avant est plus dangereuse, si le tir sans masquer les bouts ne montrait pas que les ondes de choc ne jouent aucun rôle dans la circonstance.

Dans une autre série d'essais, M. Audibert a tiré à air libre des charges de grisou-naphtalite-couche encartouchées sous des diamètres variant de 15 à 55 millimètre et a constaté des variations dans la charge-limite. Il en tire argument en faveur de l'inflammation du grisou par compression du mélange grisouteux.

Il convient de faire observer que la variation bien connue de la vitesse de détonation avec le diamètre des cartouches, indique manifestement que les réactions varient avec le diamètre. Dès lors, il n'est pas absolument nécessaire de recourir à la compression de l'air pour expliquer la variation de la charge-limite avec le diamètre des cartouches.

En résumé, l'influence des ondes de choc émises par les explosifs, sur le danger d'inflammation du grisou, ne semble pas avoir été isolée de celle des autres facteurs d'inflammation.

#### 9. — Détermination des explosifs de sûreté

Les coups de grisou et de poussières de charbon, indépendamment de toute autre considération, ont montré que le bourrage ordinaire et le boute-feu étaient des moyens précaires de sécurité. Ce n'est qu'à défaut de moyens plus automatiques et plus sûrs qu'on puisse s'y rapporter.

L'expérience a montré également que le fait qu'un explosif a pu être employé dans la pratique minière, pendant

une période de temps assez longue, sans causer d'accident ne peut pas suffire à donner toute satisfaction, bien que ce soit un élément à considérer.

Il faut donc chercher à déterminer les explosifs qui paraissent les moins dangereux dans les conditions actuelles de nos connaissances sur la question.

Si on rejette l'un après l'autre, sous prétexte qu'ils ne sont pas parfaits, les moyens d'investigation et les éléments d'appréciation dont nous disposons à cette fin, il ne reste plus provisoirement qu'à livrer au hasard des circonstances la sécurité de l'emploi des explosifs dans les mines.

Il semble préférable de chercher à tirer le meilleur parti possible des outils dont nous disposons en attendant d'en avoir de meilleurs. En ne considérant provisoirement comme explosifs de sûreté que ceux pour lesquels les indications sont concordantes on a un minimum de chances de se tromper.

Dans l'état actuel de nos connaissances, il semble que le danger d'une mine peut provenir :

- 1° De ce que les réactions ne sont pas terminées au moment où les gaz se répandent dans l'atmosphère ;
- 2° De ce que les gaz de l'explosion peuvent être susceptibles de réaction avec l'oxygène de l'air ;
- 3° De la compression du mélange grisouteux au passage des ondes de choc émises par les explosifs ;
- 4° De ce que les réactions étant pratiquement terminées dans le fourneau même, le refroidissement des gaz chauds ne peut pas se faire assez rapidement par suite d'une circonstance quelconque qui contrarie la détente ;
- 5° De la déflagration fusante ;
- 6° Du mélange des gaz de l'explosion avec les poussières de charbon et le grisou provenant du broyage des parois

du fourneau, dans le cas de tir en veine, mélange qui s'échappe du fourneau de mine dans des conditions de danger impossible à évaluer.

Une remarque préalable s'impose ici, c'est que la charge-limite des explosifs diminue avec la section de la galerie.

Une section réduite équivaut à une détente contrariée et la détente, même en section normale de galerie, peut être contrariée par la présence d'obstacles ou le voisinage de parois rencontrées par les gaz qui s'échappent.

Une détente contrariée peut rendre une mine dangereuse, même si on admet que les réactions sont terminées avant l'échappement des gaz, car la période de détente dont dépend la sécurité peut ainsi être prolongée.

Une détente contrariée est, a fortiori, plus dangereuse encore si les réactions continuent pendant l'échappement des gaz.

C'est, d'une part, pour ce motif, et d'autre part, à raison de l'incertitude qui règne encore au sujet de l'explosif de sûreté que la réglementation belge n'a admis l'extension du minage aux mines les plus dangereuses que moyennant la superposition des moyens de sécurité : c'est-à-dire moyennant l'emploi de l'explosif de sûreté, combiné avec l'emploi du bourrage extérieur ou de la gaine de sûreté, de manière à surcharger le milieu de poussières ou de vapeurs extinctrices.

Dans les tirs en veine, dans les couches à grisou, la charge doit être isolée des parois du fourreau par une gaine de 5 millimètres d'épaisseur.

Un explosif de sûreté ne peut être déterminé que pour une section donnée de galerie.

Pour ne pas devoir réduire les charges d'emploi ou la puissance de l'explosif dans une proportion excessive, il convient de déterminer cette charge d'emploi dans une

section de galerie qui se rapproche des sections normales des galeries de mine, deux mètres carrés par exemple, de voir si la chute de la charge-limite n'est pas excessive quand on passe à une section de un mètre carré par exemple et de rechercher si, dans cette dernière section, l'emploi du bourrage extérieur ou de la gaine de sûreté remonte largement la charge-limite.

Les explosifs trop sensibles à de légères variations dans les conditions de tir semblent devoir être éliminés et il importe de rechercher les explosifs à charge-limite élevée dans les conditions de tir les plus défavorables.

Les cas dangereux dans le tir en roche semblent être ceux où la mine fait canon et ceux où les parois cèdent avant l'achèvement des réactions. Le tir au mortier sous fortes densités de chargement peut donner d'utiles indications à ce point de vue ainsi que sur le danger des ondes de choc émises par les explosifs.

A Frameries, les explosifs sont essayés au diamètre d'encartouchage de 30 millimètres, en disposant successivement des charges croissantes en une, deux et trois files, dans le mortier de 55 millimètres. Dans le tir en trois files, la section du mortier est entièrement occupée. La charge arase le bord du fourneau. Ces résultats seront contrôlés incessamment par le tir de charges allongées de cartouches au diamètre normal de 30 millimètres dans un mortier de 33 millimètres.

Une charge-limite élevée dans les conditions de tir qui paraissent les plus défavorables, donne vraisemblablement des garanties de sécurité, car, d'une manière générale, le tir en rocher est moins dangereux et il n'est pas d'exemple que le bourrage ordinaire n'améliore pas la charge-limite dans une certaine proportion. En Belgique, les explosifs qui n'arrivent pas à une charge d'emploi de 900 grammes ne sont plus pris en considération.

Les indications de la photographie sur l'aptitude de l'explosif à donner ou non de grandes flammes ne peuvent pas être négligées. Les explosifs qui donnent de grandes flammes doivent toujours être tenus comme suspects. Les explosifs à charge-limite élevée donnent des flammes peu développées. Une flamme réduite ne doit cependant pas être considérée comme un critérium de sécurité. Les photographies doivent être faites à l'intérieur d'une galerie, en raison de l'influence des parois de celle-ci. Les photographies face au canon détaillent mieux les flammes que les photographies longitudinales, et peuvent se faire dans la galerie même. Des mesures de durée de flammes et la cinématographie des flammes seraient d'un très grand intérêt à la condition de pouvoir être faites à l'intérieur de la galerie d'essai.

Conformément aux préceptes de la Commission Française les explosifs à excès de combustibles doivent être écartés et il y a lieu de tenir compte dans une certaine mesure de la température de détonation sans que cette température puisse être considérée comme un critérium de sécurité.

Bien que la question soit très peu avancée, il semble qu'on puisse commencer à se préoccuper des sources du carbone, de l'hydrogène et de l'oxygène de l'explosif, des proportions relatives de ces éléments et de la proportion d'azote, en vue d'arriver à une flamme aussi homogène et de durée aussi courte que possible, et aussi en vue d'éviter que certaines réactions prennent l'avance sur les autres et qu'il se forme des composés qui se modifient ensuite. Les positions relatives des atomes des constituants de l'explosif, dans leurs molécules peuvent fournir certaines indications à ce sujet.

Enfin il semble désirable que les explosifs renferment une certaine proportion de sels alcalins volatilisables.

La détermination directe des explosifs de sûreté au moyen d'essais en roche, demande toute une étude préliminaire effectuée avec des explosifs variés. Il faut arriver à déterminer les cas dangereux. Tout ce qu'on peut dire jusqu'à présent c'est que dans les terrains tendres faciles à broyer les mines paraissant moins dangereuse que dans les terrains durs qui donnent des blocs.

Nous avons eu l'occasion d'examiner dans les charbonnages deux mines qui avaient allumé le grisou ou les poussières de charbon. L'une d'elle, forée à front d'une voie en direction, coupée dans le mur de la couche, avait simplement soulevé le banc de mur, qui était retombé en place. L'autre forée également à front d'une voie en direction, coupée en mur, avait simplement jeté latéralement un bloc de roche triangulaire limité d'un côté par une cassure naturelle.

Les essais dans des canons de pierres ou de béton sont de peu d'intérêt car la fragmentation est grande. Ils sont beaucoup moins dangereux que les tirs au mortier.

Les explosifs destinés au tir en veine peuvent être utilement tirés, au mortier, à l'intérieur d'une gaine en poussières de charbon. En Belgique les explosifs-couches doivent avoir une charge-limite d'au moins 300 grammes dans les tirs à air libre et de 900 grammes dans les tirs au mortier.

Pour éviter les détonations anormales, les culots et les déflagrations fusantes il faut que les explosifs aient une bonne aptitude à la détonation. A ce point de vue un excès de nitrate d'ammonium paraît à déconseiller.

---

La présente note est une tentative de poser dans son ensemble le problème de l'explosif de sûreté. On commence

à entrevoir l'orientation à donner aux recherches, mais la tâche des stations d'essais est encore bien lourde.

En terminant qu'il ne soit permis d'émettre un vœu en faveur du rétablissement de la Conférence internationale des directeurs des Stations d'essais, afin d'arriver à la coordination des efforts.

Numéros des essais	Nature de l'explosif employé	Nombre de cartouches de 100 grammes d'explosif	Diamètre des cartouches d'explosif		Épaisseur des fonds masquant les bouts de la charge	Poids de matières extinctrices par 100 gr. d'explosif	Proportion des grisou	Résultats des essais	OBSERVATIONS
			m/m	m/m					

Tableau I. — Fluorure de Calcium. — Tir à air libre.

1	Dynamite n° 1 à 75 % de Nitroglycérine	2	30	50	sans fonds	337	8	●	Inflammation
2	id.	2	30	55	sans fonds	482	8	○	Pas d'inflammation
3	id.	2	30	40	2 fonds de 20	215	8	○	Inflammation
4	id.	2	30	42	2 fonds de 15	200	8	●	id.
5	id.	2	30	44	2 fonds de 15	250	8	●	id.
6	id.	2	30	45	2 fonds de 15	285	8	○	Pas d'inflammation
7	id.	2	30	45	2 fonds de 15	300	8	●	Inflammation
8	id.	2	30	50	2 fonds de 15	350	8	○	Pas d'inflammation

Tableau II. — Sulfate de Baryum. — Tir à air libre.

9	id.	2	30	45	2 fonds de 15	310	8	●	Inflammation
10	id.	2	30	50	2 fonds de 15	460	8	○	Pas d'inflammation

Tableau III. — Schistes rouges. — Tir à air libre.

11	id.	2	30	50	2 fonds de 25	242	8	●	Inflammation
12	id.	2	30	53	2 fonds de 15	350	8	○	Pas d'inflammation
13	id.	2	30	55	sans fonds	352	8	●	Inflammation
14	id.	2	30	60	sans fonds	423	8	○	Pas d'inflammation

Tableau IV. — Chlorure de Sodium. — Tir à air libre.

15	id.	2	30	45	2 fonds de 15	237	8	○	Pas d'inflammation
16	id.	2	30	40	2 fonds de 15	140	8	○	id.
17	id.	2	30	40	sans fonds	120	8	○	id.
18	id.	2	30	35	sans fonds	65	8	●	Inflammation
19	id.	2	30	40	sans fonds	101	8	○	Pas d'inflammation

Tableau V. — Borax en poudre. — Tir à air libre.

20	id.	2	30	35	sans fonds	60	8	●	Inflammation
21	id.	2	30	40	sans fonds	92	8	○	id.
22	id.	2	30	45	sans fonds	150	8	●	id.

Tableau VI. — Acide borique. — Tir à air libre.

23	id.	2	30	40	sans fonds	50	8	●	id.
24	id.	2	30	50	sans fonds	125	8	●	id.

Tableau VII. — Sulfate de Calcium anhydre. — Tir à air libre.

25	id.	2	30	50	sans fonds	262	8	●	id.
26	id.	2	30	55	sans fonds	336	8	●	id.

Tableau VIII. — Cryolithe. — Tir à air libre.

27	id.	2	30	40	2 fonds de 20	178	8	○	Pas d'inflammation
28	id.	2	30	35	2 fonds de 20	145	8	○	id.
29	id.	2	30	32	2 fonds de 20	85	8	○	id.
30	id.	2	30	35	sans fonds	110	8	○	id.
31	id.	2	30	32	sans fonds	67	8	●	Inflammation
32	id.	2	30	35	sans fonds	82	8	●	id.
33	id.	2	30	37	sans fonds	115	8	○	Pas d'inflammation

Tableau IX. — Cryolithe. — Tir au mortier.

34	id.	4	30	35	sans fonds	82	8	○	id.
35	id.	4	30	35	sans fonds	80	8	○	id.
36	Dynamite gomme n° 1	4	28	32	sans fonds	72	8	○	id.
37	id.	8	25	35	sans fonds	100	8	○	Mélange (Cryolithe 50 % de Chl. sodium 50 %)
38	id.	8	25	35	sans fonds	75	8	○	Mélange (Cryolithe 25 % de Chl. sodium 75 %)

Numéros des essais	Nature de l'explosif employé	Nombre de cartouches de 100 grammes d'explosif	Diamètre des cartouches d'explosif m/m	Diamètre de la gaine de sûreté m/m	Épaisseur des fonds masquant les bouts de la charne m/m	Poids de matières extinctrices par 100 gr. d'explosif gr.	Proportion des grisou %	Résultats des essais	OBSERVATIONS

Tableau X. — Fluorure de Sodium. — Tir à air libre.

39	Dynamite n° 1 à 75 % de Nitroglycérine	2	30	37	sans fonds	75	8	○	Pas d'inflammation
40	id.	2	30	35	sans fonds	61	8	○	id.
41	id.	2	30	37	sans fonds	86	8	○	id.
42	id.	2	30	37	sans fonds	83	8	○	id.
43	id.	2	30	37	sans fonds	82	8	○	id.

Tableau XI. — Fluosilicate de Sodium. — Tir à air libre.

44	id.	2	30	37	sans fonds	97	8	○	id.
45	id.	2	30	35	sans fonds	80	8	○	id.
46	id.	2	30	35	sans fonds	78	8	○	id.
47	id.	2	30	35	sans fonds	72	8	●	Inflammation

Tableau XII. — Fluorure d'Aluminium. — Tir à air libre.

48	id.	2	30	40	sans fonds	75	8	●	Inflammation
49	id.	2	30	50	sans fonds	142	8	●	id.
50	id.	2	30	58	sans fonds	230	8	○	Pas d'inflammation

Tableau XIII. — Fluorure de Sodium. — Tir au mortier.

51	Dynamite gomme n° 1	4	28	35	sans fonds	73	8	○	id.
52	Dynamite n° 1	4	30	37	sans fonds	81	8	○	id.

Tableau XIV. — Fluorure d'Aluminium. — Tir au mortier.

53	Dynamite n° 1	4	30	40	sans fonds	72	8	●	Inflammation
----	---------------	---	----	----	------------	----	---	---	--------------

Tableau XV. — Cryolithe 40 %. — Chlorure de Sodium 60 %. — Tir à air libre.

54	Dynamite n° 1	2	30	35	sans fonds	62	8	○	Pas d'inflammation
55	id.	2	30	35	sans fonds	68	8	○	id.

Tableau XVI. — Cryolithe 60 %. — Fluorure de Sodium 40 %. — Tir à air libre.

56	Dynamite n° 1	2	30	35	sans fonds	75	8	○	Pas d'inflammation.
----	---------------	---	----	----	------------	----	---	---	---------------------

# MÉMOIRES

---

## Etude sur le Chauffage direct

Rapport sur la recherche de l'économie  
de charbon dans le chauffage des chaudières  
et des fours à chauffage direct

---

### INTRODUCTION

Par décision du Bureau, en date du 9 novembre 1919, il a été constitué au sein de l'Association belge de standardisation, une Commission spéciale des économies de combustible.

Ce sujet s'écarte, à vrai dire, de ceux qu'on a coutume de comprendre dans le domaine de la standardisation. Mais, outre que la recherche d'une méthode-type d'obtention du minimum de consommation de charbon est tout à fait conforme aux principes directeurs de la standardisation, le contact établi en vertu de l'organisation de l'A. B. S. entre les services techniques des administrations publiques, les groupements industriels et les associations d'ingénieurs, créait un milieu éminemment favorable à une étude compétente et autorisée de cette question et c'est ce qui a déterminé l'A. B. S. à lui faire place parmi ses travaux.

La Commission spéciale présidée par M. le Baron Forgeur, directeur de l'Office des questions industrielles au Ministère des Affaires économiques, s'est attaché comme secrétaire-rapporteur, M. Frédéric Smal, ancien ingénieur au Syndicat des Charbonnages liégeois, actuellement directeur-commercial de la Société anonyme des Charbonnages de Bonne-Espérance, Batterie et Violette à Liège.

Il a été immédiatement reconnu que la tâche la plus urgente consistait non pas à étudier et, le cas échéant, à préconiser l'adoption de procédés nouveaux de chauffage, mais bien à *aider les industriels à tirer un parti meilleur des installations existantes*. A son tour, ce problème s'est trouvé présenter deux aspects distincts, selon qu'il s'agissait, soit de l'exécution même du travail de la chauffe, soit de son contrôle.

Il fallait donc créer deux manuels : un pour le chauffeur, l'autre pour l'ingénieur.

En ce qui concerne le premier, la Commission a constaté immédiatement qu'il y avait été pourvu depuis longtemps par la publication du catéchisme des chauffeurs, dû à l'Association des Ingénieurs sortis de l'École de Liège et dont la première édition remonte à 1867. Comme une nouvelle édition était précisément en préparation au moment où la Commission inaugurait ses travaux, un contact, facilité par certaines relations personnelles, fut établi entre les deux organismes et la 9<sup>e</sup> édition du Catéchisme put ainsi paraître en 1921, avec la mention du concours que l'A. B. S. y avait apporté (1).

Dans l'intervalle, la Commission avait jugé utile de présenter les traits essentiels des instructions contenues dans le Manuel sous une forme plus compacte, encore, et elle avait édité à cette fin une « Affiche portant conseils aux chauffeurs » et qui semble avoir reçu un accueil favorable.

Restait la question beaucoup plus difficile du guide à établir à l'usage des ingénieurs. Malgré l'existence de beaucoup d'ouvrages de valeur, aucun d'eux ne présentait, semble-t-il, les qualités voulues pour satisfaire au programme très net que s'était proposé la Commission et en vue duquel il importait d'ailleurs essentiellement qu'il fût tenu compte expressément de la nature toute spéciale des charbons belges. La nécessité fut donc reconnue d'établir une œuvre absolument nouvelle, s'appuyant sur l'expérience personnelle des membres de la Commission, complétée elle-même par les recherches expérimentales qu'il paraîtrait possible et utile d'instituer pour parfaire les données existantes.

Le rapport qui suit forme la première partie du travail ainsi conçu et au sujet duquel il reste à faire remarquer que, dans l'esprit de la Commission, il ne constitue pas une œuvre de standardisation au sens propre du mot, mais seulement une ébauche, destinée à recevoir plus tard les améliorations et additions que l'expérience aura suggérées. A cette fin, toutes observations auxquelles auront donné lieu la lecture ou la mise en pratique des recommandations qu'il contient seront reçues avec empressement au siège de l'A. B. S., 33, rue Ducale, à Bruxelles, et il en sera soigneusement tenu compte pour l'avenir.

C'est dans le même but et sous les mêmes réserves que le Bureau de l'A. B. S., réuni le 15 février 1922, a autorisé la publication du présent rapport.

(1) Voir *Ann. des Mines de Belgique*. T. XXII (année 1921), 3<sup>e</sup> liv., p. 957.

## PREMIÈRE PARTIE

### Du Personnel et de la chaufferie

#### 1. CHOIX ET EMPLOI DU PERSONNEL.

Les chauffeurs seront choisis de constitution robuste, sobres et, sur ce dernier point, ils devront faire l'objet d'une surveillance soutenue. Les tempéraments par trop lymphatiques, résistant d'ailleurs mal au feu, devront être éloignés, tandis qu'on retiendra, parmi les autres, les sujets ayant une bonne intelligence et surtout un caractère bien trempé. Ils devront, en effet, comprendre le fonctionnement des appareils de sûreté et agir avec calme et décision prompte en cas d'accident ou de menace de grave danger.

En ce qui regarde l'emploi du personnel, il conviendra de distinguer les *ouvriers accomplis*, des *manceuvres* ou *apprentis*.

Les ouvriers accomplis seront indispensables partout où un seul homme devra suffire à la tâche. Les apprentis et les manoeuvres ne se rencontreront que dans les chaufferies de moyenne et grande importance où ils seront *encadrés* par ouvriers accomplis qui en seront les guides.

D'une manière générale, il est désirable qu'aucun travail, étranger à la chauffe, ne soit confié au chauffeur pendant le chauffage. Cependant, dans le cas des petites consommations (moins de 200 kilogrammes de charbon par heure), le chauffeur pourra remplir également l'office de mécanicien, pour autant que le moteur soit immédiatement voisin de la chaufferie. Dès que la consommation totale atteindra 200 kilogrammes de charbon par heure, on ne devra plus confier au chauffeur d'autre tâche que celle de la conduite des feux et, dans le cas particulier de la production de la vapeur, de l'alimentation de la chaudière.

Lorsque la consommation totale atteindra 500 kilogrammes de charbon par heure, le chauffeur ne devra plus avoir d'autre travail que celui de la conduite des feux, étant même entendu qu'il disposera d'un aide pendant l'opération du nettoyage des feux, pour l'enlèvement des cendres. Il pourra continuer à assurer l'alimentation des chaudières, encore que dans certains cas, déterminés par la disposition des lieux et l'allure de marche, la création d'un poste spécial d'alimenteur soit indiqué.

## 2. AMÉNAGEMENT DE LA CHAUFFERIE.

En dehors des dispositions à envisager pour réduire au strict minimum les pertes de chaleur sensible par rayonnement, il faudra veiller à la protection des chauffeurs contre les intempéries, en même temps qu'aux mesures à prendre pour la plus grande facilité du travail et pour la retraite du personnel en cas d'accident.

Les parois extérieures en maçonnerie enveloppant les carnaux seront sinon doubles, tout au moins protégées par un toit complété d'avents mobiles, surtout si le voisinage immédiat de la chaufferie est découvert et propice à l'action des vents pluvieux. Le mieux sera de loger l'installation dans un bâtiment couvert, spécial, comprenant une aire de travail dégagée à l'avant de chaque foyer. Cette aire de travail aura au moins 3<sup>m</sup>,50 de largeur, non compris le chemin de circulation des wagonnets, fussent-ils monorails, ou des brouettes, pour le transport du combustible. Cela revient à dire que l'amenée du charbon ne devra pas gêner les chauffeurs.

Dans les chaufferies où la vitesse de combustion est élevée et où la continuité du travail intensif doit être assurée, il conviendra de disposer, à l'avant des fourneaux, une galerie souterraine ventilée dans laquelle les cendres et les escarbilles seront précipitées lors du nettoyage des feux,

par des ouvertures pratiquées dans le sol à l'aplomb des plaques mortes. De cette façon, la manœuvre pour l'enlèvement des résidus, après le nettoyage, s'effectuera dans la galerie sans encombrer les chauffeurs (fig. 1).

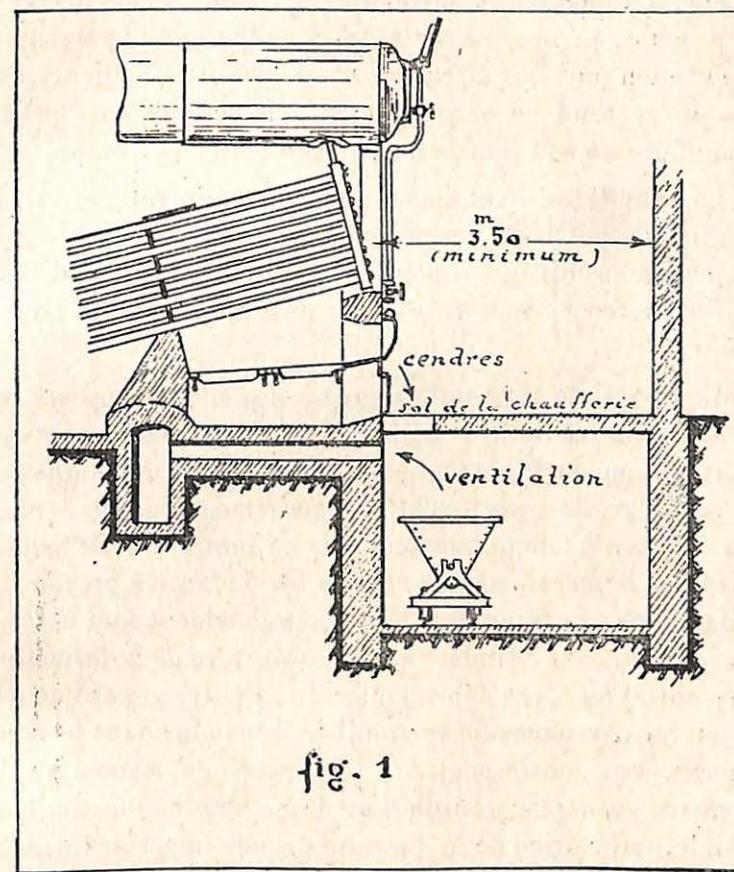


fig. 1

La chaufferie sera parfaitement éclairée, tant de nuit que de jour, et particulièrement aux endroits où sont fixés les appareils de contrôle. Il sera nécessaire de prévoir un éclairage de secours pour la nuit, indépendant de l'éclairage électrique de l'usine, celui-ci étant vulnérable. Des lampes-

tempête ordinaires toujours en bon état de fonctionnement suffiront largement comme éclairage de secours.

Ni le contour, ni la partie supérieure des massifs ne seront encombrés ; la circulation et l'accès aux appareils de sûreté, d'alimentation ou de prise de vapeur seront aisés en tout temps, encore que seuls, les chauffeurs et le personnel d'entretien puissent circuler sur les massifs. D'ailleurs, en ce qui regarde ce dernier point, on veillera à ce que la chaufferie ne soit jamais un passage obligé de l'usine.

La chaufferie étant logée dans un bâtiment spécial, il faudra, en prévision des accidents, ménager deux ou plusieurs sorties distinctes pour la retraite du personnel. Les portes devront toujours s'ouvrir de l'intérieur vers l'extérieur.

Le travail de la chauffe exigeant des efforts musculaires répétés, on veillera à faciliter toutes les manœuvres qui doivent concourir notamment à la conduite économique des feux. Le registre sera donc soigneusement équilibré pour en faciliter le fonctionnement et il ne sera pas difficile d'en disposer le mécanisme de commande de façon à prévoir les dilatations. Lorsque son bon fonctionnement sera assuré, on pourra, sans crainte, rendre l'ouverture ou la fermeture des portes du foyer dépendantes de sa position par l'un des nombreux systèmes de verrouillage répandus dans le commerce. Les contre-poids ou les leviers de manœuvre du registre se déplaceront le long d'une graduation toujours lisible, indicatrice de la position de cet important organe dans la gargouille d'évacuation des fumées.

Une conduite d'eau pour le mouillage du charbon règnera dans la chaufferie et il y aura, greffé sur cette conduite, au moins un robinet distinct pour deux chauffeurs voisins.

Enfin, il conviendra de réserver un petit local à l'usage exclusif du personnel de la chaufferie. Ce local servira de

réfectoire, éventuellement de salle de repos et sera munie, dans la mesure du nécessaire, de tables, sièges et armoires. En même temps, ce local pourra comprendre un dispositif simple pour permettre les soins de toilette, à moins que l'usine ne dispose de bains-douches à l'usage des chauffeurs.

Moyennant ces précautions, on pourra exiger la plus grande propreté dans la chaufferie et le meilleur entretien des appareils de sécurité et de contrôle.

---

Convient-il de dire, en terminant cette introduction, qu'il y a toujours intérêt à parfaire l'éducation des chauffeurs en les encourageant à l'étude, ou tout au moins à la lecture d'opuscules, tel que le *Catéchisme des chauffeurs*, publié par l'Association des Ingénieurs de Liège et adopté par l'A. B. S. pour sa propagande (1).

---

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*. Tome XXII. (Année 1921), 3<sup>e</sup> liv., page 957.

## DEUXIÈME PARTIE

## De la combustion au point de vue chimique

## CHAPITRE PREMIER

## Rappel des considérations théoriques.

## 3. GÉNÉRALITÉS. — DÉFINITION DU CHAUFFAGE DIRECT SUR GRILLE.

Cette étude traite du *Chauffage direct sur grille*.

Le chauffage direct sur grille s'obtient par l'emploi de combustibles solides, brûlés en un temps, aussi complètement que possible dans le voisinage immédiat de la grille.

Le processus complet des réactions avec l'oxygène est donc réalisé dans un laboratoire unique appelé *chambre de combustion*, ce qui justifie la dénomination technologique de *combustion en un temps*. Cette dénomination s'applique également au traitement des combustibles gazeux et des combustibles liquides ou solides pulvérisés, avec cette différence que pour ces derniers il y a absence de grille.

Au contraire, lorsque les combustibles solides sont distillés ou gazéifiés dans des gazogènes, ils subissent dans ces appareils une première combustion imparfaite en donnant des gaz combustibles dont la combustion s'achève dans un laboratoire distinct de la chambre de gazéification : on dit, dans ces conditions, que la combustion s'opère *en deux temps*.

Dans le chauffage direct sur grille, on assure un appel d'air permanent, à travers la grille et la charge, afin de permettre la continuité des réactions qui s'opèrent dans la masse du combustible en ignition. Il est bien entendu que ces réactions sont précédées de distillations et de gazéifications dont il ne peut être fait une analyse précise. Pour cette raison, et contrairement à certaines théories, on ne cherchera pas ici à assimiler les phénomènes du chauffage direct sur grille au chauffage en deux temps. Le résultat

final des réactions au foyer sera donc envisagé comme découlant d'une seule opération chimique, cette manière de voir restant conforme à la conception industrielle de la combustion en un temps.

La combustion économique exige deux conditions :

- 1° Une oxydation complète des éléments du combustible ;
- 2° L'obtention de ce résultat avec la production de la plus petite masse possible de fumées.

La combustion sera complète s'il n'y a pas manque d'air ; elle permettra la plus grande récupération possible de la chaleur sensible, s'il n'y a pas excès nuisible d'air.

Le contrôle chimique des fumées permet seul de mesurer l'importance du manque ou de l'excès nuisible d'air. Or, il faut bien le reconnaître, ce contrôle tel qu'il est effectué est, le plus souvent encore, purement passif, et ne fait que constater des états d'équilibre chimique au foyer, répondant ou non aux conditions de l'économie.

La présente étude tente de préciser l'objet des recherches dans le contrôle, et pour en faciliter la lecture, il est nécessaire de regrouper quelques éléments théoriques essentiels.

## 4. COMPOSITION DES COMBUSTIBLES ET DE L'AIR COMBURANT.

a) COMBUSTIBLES. — Les combustibles *belges* pour grilles sont des charbons de qualité dite « *demi-grasse* » dont les propriétés d'agglutination conviennent parfaitement à l'emploi des charbons menus ou poussières lavés.

La composition chimique *élémentaire* de ces charbons, cendres et eau hygroscopique déduites, se tient approximativement dans les limites suivantes :

Carbone (y compris le soufre) . . . . .	85 à 93 %
Hydrogène . . . . .	3,5 à 5 %
Oxygène et azote. . . . .	4 à 9 %

La teneur en matières volatiles obtenues par distillation en vase clos, suivant la méthode de Muck ou encore du double creuset, oscille entre 11 et 18 %. Le symbole chimique de ces matières volatiles peut être représenté par  $C^m H^n$ ; celles de ces matières volatiles dégagées au foyer se composent le plus souvent de méthane ( $C H^4$ ).

Le charbon est toujours accompagné de cendres et d'eau. Le charbon pratiquement sec retient de l'eau hygroscopique; en plus de cette eau, les catégories lavées sont imprégnées d'eau provenant des appareils de lavage. Pour le bon travail des charges, une certaine humidification est nécessaire et l'on sera même amené, pour cette raison, à incorporer, à pied d'œuvre, de l'eau de mouillage au charbon traité, si celui-ci ne tient pas bien sur la pelle.

b) AIR COMBURANT. — L'air atmosphérique est un mélange complexe de gaz et de vapeurs; il suffira, pour le présent objet, de le supposer composé d'oxygène, d'azote et de vapeur d'eau.

Pour l'établissement des bilans thermiques, il est nécessaire de connaître le degré hygrométrique de l'air.

Les déterminations hygrométriques de l'air se font au moyen du psychromètre d'August.

L'emploi du psychromètre conduit aux déterminations suivantes :

Soient,  $H$  m/m de mercure, la pression atmosphérique;  
 $t$  degrés centigrades, la température moyenne de l'air pendant l'essai;  
 $t'$  degrés centigrades, le point de rosée;  
 $0^{kg},805$ , le poids du mètre cube de vapeur à 760 m/m de mercure et à 0 degré centigrade;  
 $h$  m/m de mercure, la tension maximum de la vapeur d'eau contenue dans l'air atmosphérique à  $t'$  degré et renseignée dans les tables.

On aura successivement,

Poids du mètre cube de vapeur d'eau à  $H$  m/m de mercure et à  $t^\circ$  :

$$0,805 \frac{273}{273 + t} \cdot \frac{H}{760} \text{ kilogramme.}$$

Volume de la vapeur d'eau contenue dans 1 mètre cube d'air d'expérience :

$$\frac{h'}{760} \text{ mètre cube.}$$

Poids de la vapeur d'eau contenue dans 1 mètre cube d'air :

$$0,805 \frac{273}{273 + t} \cdot \frac{H}{760} \cdot \frac{h'}{760} \text{ kilogramme.}$$

Appelons ce poids  $g_2$  kg.,  $g_2 = 0,00038 \frac{H \cdot h'}{273 + t}$  kilogramme.

Le volume de la vapeur d'eau contenue dans l'air humide sera en pour cent :

$$g_1 = \frac{100 h'}{760} = 0,13 h'$$

En ce qui regarde plus spécialement la composition volumétrique de l'air sec, il sera admis, conformément aux plus récentes mesures, que l'air sec contient 20,944 p. c. d'oxygène et 79,056 p. c. d'azote.

Si on représente ces nombres respectivement par  $d_1$  et  $e_1$ , on aura la relation  $\frac{e_1}{d_1} = 3,775$  ou  $4,775 d_1 = 100$ , et, en tenant compte de la vapeur d'eau :  $4,773 d_1 + g_1 = 100$  ou  $d_1 < 100$ , mais généralement  $> 95$ .

### 5. PROCESSUS DES RÉACTIONS SELON LES PROPORTIONS RELATIVES DU COMBUSTIBLE ET DE L'AIR COMBURANT EN PRÉSENCE.

Ce chapitre a pour but de donner un aperçu rapide de la composition qualitative des fumées dans les divers modes d'emploi des combustibles et de montrer que les proportions relatives du comburant et du combustible sont déterminantes de cette composition.

Les réactions vives qui caractérisent la combustion industrielle, s'opèrent à haute température. Le combustible doit donc être porté à sa température d'inflammation pour réagir rapidement avec l'oxygène de l'air.

Les charbons « crus » peuvent être portés à haute température, en *vase clos*, c'est-à-dire à l'abri de l'air, ou bien en contact avec l'oxygène de l'air.

Portés à haute température en vase clos, les charbons *distillent* tandis que maintenus au contact de l'air, ils subissent la *gazéification* et la *combustion*.

a) **DISTILLATION.** — Le phénomène spécial de la distillation en vase clos donne lieu au départ des matières volatiles du charbon et à la formation du coke. Ce phénomène réalise la *carbonisation* et donne des fumées contenant des hydrocarbures, de l'hydrogène et de la vapeur d'eau, accompagnés de petites quantités d'ammoniaque.

b) **GAZÉIFICATION.** — L'introduction d'une certaine quantité d'air, généralement humide, dans la chambre de distillation provoque, en plus de la distillation, la combustion imparfaite du coke et la production d'oxyde de carbone et d'hydrogène sous l'action de la vapeur d'eau. Pendant ce temps, une partie des matières volatiles peut subir la combustion complète avec production de  $\text{CO}_2$  et de vapeur d'eau. Il faut admettre, d'autre part, que la présence simultanée de  $\text{CO}_2$  et de carbone en ignition est peu stable aux températures déjà élevées de la gazéification.

Théoriquement donc, les fumées contiendront des hydrocarbures, de l'hydrogène, de l'oxyde de carbone, de la vapeur d'eau et de l'azote provenant principalement de l'air comburant.

La gazéification pourra être poursuivie complètement sans modification de la composition qualitative des fumées, qui sont celles que, théoriquement, on cherche à obtenir dans les gazogènes industriels.

c) **COMBUSTION.** — En augmentant la masse d'air par kilogramme de combustible, on entrera progressivement dans la phase des combustions complètes : l'hydrogène brûlera en vapeur d'eau, les hydrocarbures brûleront en vapeur d'eau et en  $\text{CO}_2$ , tandis que l'oxyde de carbone brûlera en  $\text{CO}_2$ .

A un moment donné, la composition qualitative des fumées pourra donc être la suivante : vapeur d'eau, hydrocarbures, hydrogène, oxyde de carbone,  $\text{CO}_2$  et azote.

L'accroissement continu de la masse d'air conduira à la *combustion théorique complète*, appelée aussi *combustion normale*, dont les fumées ne comprendront que la vapeur d'eau, du  $\text{CO}_2$  et de l'azote. Dans cet état, les fumées ne possèdent plus de pouvoir calorifique et sont celles que l'on doit tenter d'obtenir dans le chauffage direct ou dans les fours à gaz.

Les conditions habituelles de la pratique obligent à envisager la combustion complète avec excès d'air, excès nécessaire jusqu'à un certain point et dont la présence est expliquée par les lois de l'équilibre chimique. On sera donc en présence de la combustion complète avec excès d'air qui donnera des fumées comprenant de la vapeur d'eau, de l'oxygène, du  $\text{CO}_2$  et de l'azote.

Très généralement d'ailleurs, on pourra rencontrer dans les fumées tous les constituants gazeux, combustibles ou

neutres, dont il vient d'être parlé, et c'est pour cette raison qu'il convient d'envisager ce dernier cas, tout à fait général, dans l'établissement de la composition volumétrique des fumées.

La recherche de l'expression de la composition volumétrique des fumées est en effet nécessaire, car la connaissance de la composition qualitative des fumées ne peut suffire, à l'examen complet de la question de l'utilisation économique du charbon. On est contraint de rechercher cette expression pour permettre le contrôle des analyses des fumées, et aussi pour établir le bilan calorifique d'une opération de chauffage.

#### 6. NOTATIONS. CONSTANTES. RÉACTIONS CHIMIQUES.

Avant de procéder à l'établissement de la composition volumétrique des fumées, il est utile de signaler la notation admise dans les calculs, la grandeur des constantes et les principales réactions qui peuvent avoir lieu dans le foyer.

a) NOTATIONS. — L'analyse chimique élémentaire donne la composition gravimétrique suivante du combustible sec :

- $\alpha$  % de carbone (y compris le soufre)
- $\beta$  » hydrogène
- $\gamma$  » oxygène
- $\delta$  » azote
- $\varepsilon$  » cendres

avec la condition,  $\alpha + \beta + \gamma + \delta + \varepsilon = 100$ .

On représentera par  $g_1$  grammes la quantité d'eau hygroskopique et de mouillage accompagnant un kilogramme de combustible sec.

b) CONSTANTES. — La composition gravimétrique de l'air sec sera, en tenant compte des constantes physiques publiées par le Bureau des Longitudes (annuaire 1912) :

- 23,15 % d'oxygène
- 76,85 % d'azote.

Outre l'oxygène et l'azote dans la proportion indiquée ci-dessus, chaque mètre cube d'air contiendra une certaine quantité de vapeur d'eau hygrométrique que l'on désignera par  $g_2$  grammes.

*Poids moléculaires des gaz contenus dans les fumées.* — Les poids moléculaires ci-dessous sont rapportés au poids moléculaire, 32 grammes, de l'oxygène. Le volume moléculaire des gaz est 22,40 litres (détermination de D. Berthelot. — Annuaire du Bureau de Longitudes 1912).

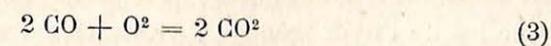
Gaz et vapeurs	Densités absolues à 760 m/m de mercure et 0° centigrade.	Poids moléculaires
CO <sup>2</sup>	1,977	44
CO	1,250	28
H <sup>2</sup> O	0,805	18,02
CH <sup>4</sup>	0,717	16,03
O <sup>2</sup>	1,429	32
N <sup>2</sup>	1,257	28,02
H <sup>2</sup>	0,090	2,02

c) RÉACTIONS CHIMIQUES. — I. Carbone. — Les principales réactions du carbone à envisager sont celles provoquées par l'oxygène de l'air, par la vapeur d'eau et par l'acide carbonique. Il faut encore envisager l'action de ces corps sur l'oxyde de carbone et l'acide carbonique.

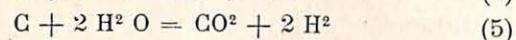
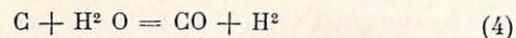
L'oxygène réagit de deux façons distinctes sur le carbone en ignition :



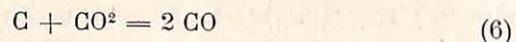
S'unissant à l'oxyde de carbone, il donne :



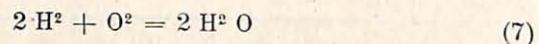
La vapeur d'eau agit sur le carbone en ignition de deux manières :



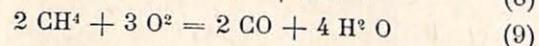
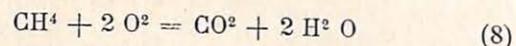
L'acide carbonique s'unit au carbone en ignition en donnant :



II. **Hydrogène.** — La réaction principale de l'hydrogène est :



III. **Méthane.** ( $CH^4$ ). — Les réactions de l'oxygène et du méthane sont les suivantes :



Ce sont là quelques réactions essentielles, parmi d'autres plus complexes et par cela même moins bien connues, qui ont lieu dans un foyer et qui sont régies par les lois de l'équilibre chimique. L'état physique des réactifs, le rapport de leurs masses, la température des laboratoires, celles de la combustion, etc., sont les facteurs qui déterminent l'importance de chacune de ces réactions. Cette question, particulièrement familière à M. H. Le Chatelier a été développée dans ses divers ouvrages sur la combustion.

#### 7. ÉTABLISSEMENT DE LA COMPOSITION VOLUMÉTRIQUE DES FUMÉES. GAS GÉNÉRAL.

a) **DISPERSION DES ÉLÉMENTS COMBUSTIBLES.** — Pour établir par une formule générale la composition quantitative des fumées, il convient de tenir compte de toutes les réactions possibles du carbone, réactions qui peuvent se produire simultanément dans le foyer, de même que de celles de l'hydrogène et de tous les autres éléments.

Après l'introduction dans le foyer d'un kilogramme de charbon sec, les  $10 \alpha$  grammes de carbone se répartissent en :

$10 \alpha_1$  grammes brûlant en anhydride carbonique,

$10 \alpha_2$  » » en oxyde de carbone,

$10 \alpha_3$  » distillant en méthane,

$10 \alpha_4$  » s'échappant à l'état libre, soit que cette quantité accompagne les escarbilles et les cendres, ou qu'elle est entraînée dans les carnaux sous forme de suies.

On posera,  $10 \alpha = 10 (\alpha_1 + \alpha_2 + \alpha_3 + \alpha_4)$  grammes.

L'hydrogène total du combustible —  $10 \beta$  grammes — se divisera en  $10 \beta_1$  grammes brûlant en vapeur d'eau.

$10 \beta_2$  grammes distillant en méthane, ce qui donne subsidiairement la relation  $3 \beta_2 = \alpha_3$ .

$10 \beta_3$  grammes s'échappant sous forme d'hydrogène, on posera

$$10 \beta = 10 (\beta_1 + \beta_2 + \beta_3) = 10 (\beta_1 + \frac{\alpha_3}{3} + \beta_3)$$

L'oxygène  $\gamma$  % du combustible pèsera  $10 \gamma$  grammes par kilogramme de combustible sec et interviendra dans les réactions au même titre que l'oxygène de l'air.

Le poids d'azote correspondant à  $\delta$  %,  $10 \delta$  grammes, s'ajoutera à l'azote de l'air dont le rôle est passif au point de vue des réactions, tout autant, pourra-t-on admettre, que les  $10 \varepsilon$  grammes de cendres.

On n'envisagera pas ici l'éventualité des dissociations de l'anhydride carbonique ni de l'oxyde de carbone, les températures régnant dans la chambre de combustion n'étant pas assez élevées pour que les premières dissociations soient sensibles, ni assez basses pour que celles de l'oxyde de carbone apparaissent, en dehors du cas, exclus ici, des gazogènes.

Pour être suffisamment complet, il est indispensable de signaler que les fumées contiendront la vapeur d'eau issue

de l'eau hygroscopique ou de mouillage du charbon, de même que tout ou partie de celle de soufflage ou accompagnant l'air atmosphérique, lequel n'est jamais théoriquement sec.

Partie de cette vapeur agira sur le carbone en ignition en donnant du gaz à l'eau.

En appelant,  $x$ , la fraction du volume d'air en excès accompagnant le volume d'air sec  $N_0$  mètres cubes qui est entré en réaction par kilogramme de combustible, il sera entraîné dans le foyer un poids de vapeur d'eau, représenté par l'expression

$$[g_1 + N_0(1+x)g_2] \text{ ou } g_1 + Ng_2 \text{ grammes.}$$

Ce poids se divisera en deux parties dont l'une passera dans les gaz à l'état de vapeur d'eau et dont l'autre se décomposera en hydrogène (1), que l'on retrouvera dans les fumées, et en oxygène qui se sera uni plus ou moins complètement au carbone.

Il en résulte évidemment que les  $10(\alpha_1 + \alpha_2)$  grammes de carbone se décomposeront eux-mêmes en deux parties.

$10(\alpha'_1 + \alpha'_2)$  grammes qui réagiront directement avec l'oxygène de l'air et  $10(\alpha''_1 + \alpha''_2)$  grammes qui réagiront avec la vapeur d'eau.

Le poids d'hydrogène,  $10\beta_4$  grammes libéré par ces dernières réactions sera représenté par

$$10\beta_4 = \left( \frac{10}{3} \alpha''_1 + \frac{5}{3} \alpha''_2 \right) \text{ grammes}$$

tandis que le poids d'hydrogène,  $10\beta_5$  grammes, se trouvant dans la vapeur d'eau qui échappe à toute réaction, sera représenté par

$$10\beta_5 = \left[ \frac{g_1 + N(1+x)g_2}{9} - \left( \frac{10}{3} \alpha''_1 + \frac{5}{3} \alpha''_2 \right) \right] \text{ grammes.}$$

(1) Par la réaction du gaz à l'eau.

b) *Calculs.* — Tenant compte de ce qui précède, il est aisé d'exprimer le poids d'oxygène consommé,  $A$  kilogrammes, par kilogramme de charbon sec. Ce poids s'écrira :

$A = (1+x) \times (0,0267 \alpha'_1 + 0,0133 \alpha'_2 + 0,0793 \beta_1 - 0,01 \gamma)$  kilogrammes d'où l'on tire le volume d'air sec normal,  $N$  mètres cubes, en divisant ce poids par 0,2993 représentant, en kilogramme, le poids d'oxygène contenu dans un mètre cube d'air sec normal :

$$N = \frac{(1+x) \times (0,0267 \alpha'_1 + 0,0133 \alpha'_2 + 0,0793 \beta_1 - 0,01 \gamma)}{0,2993}$$

mètres cubes d'air sec normal, c'est-à-dire, à 760 millimètres de mercure et à zéro degré Celsius.

De même, la *composition volumétrique des fumées (cas général)* découlera de l'établissement du volume normal, c'est-à-dire supposé à 760 millimètres de mercure et à zéro degré Celsius, de chaque constituant de la fumée.

On aura, par kilogramme de combustible sec :

Volume normal de  $\text{CO}^2$  :

$$\frac{0,0367}{1,977} \alpha_1 \text{ ou } 0,01855 \alpha_1 \text{ mètres cubes} \quad (1)$$

Volume normal de  $\text{CO}$  :

$$\frac{0,0233}{1,250} \alpha_2 \text{ ou } 0,01867 \alpha_2 \text{ mètres cubes} \quad (2)$$

Volume normal de  $\text{H}^2\text{O}$  :

$$\frac{0,0893}{0,805} (\beta_1 + \beta_5) \text{ ou } 0,11107 (\beta_1 + \beta_5) \text{ mètres cubes} \quad (3)$$

Volume normal de  $\text{CH}^4$  :

$$\frac{0,01336}{0,717} \alpha_3 \text{ ou } 0,01863 \alpha_3 \text{ mètres cubes} \quad (4)$$

Volume normal de  $\text{H}^2$  :

$$\frac{0,01}{0,09} (\beta_3 + \beta_4) \text{ ou } 0,11111 (\beta_3 + \beta_4) \text{ mètres cubes} \quad (5)$$

Volume de O<sup>2</sup> :

$$\frac{0,20944 x \times (0,0267 \alpha'_1 + 0,0133 \alpha'_2 + 0,0793 \beta_1 - 0,01 \gamma)}{0,2993}$$

ou  $x \times \{0,00931 (2 \alpha'_1 + \alpha'_2) + 0,05551 \beta_1 - 0,007 \gamma\} \text{ m}^3$  (6)

Volume normal de N<sup>2</sup> :

$$\frac{0,79056 (1+x) \times (0,0267 \alpha'_1 + 0,0133 \alpha'_2 + 0,0793 \beta_1 - 0,01 \gamma)}{0,2993} + \frac{0,01}{1,257}$$

ou  $[(1+x) + \{0,03516 (2 \alpha'_1 + \alpha'_2) + 0,20963 \beta_1 - 0,02641 \gamma\} + 0,008 \delta] \text{ mètres cubes}$  (7)

En représentant par  $\Sigma$  la somme des grandeurs (1) à (7), la composition volumétrique centésimale des fumées sera :

$$\text{CO}^2 \dots \dots a \% = 1,855 \frac{\alpha_1}{\Sigma}$$

$$\text{CO} \dots \dots b \% = 1,867 \frac{\alpha_2}{\Sigma}$$

$$\text{H}^2 \dots \dots c \% = 11,111 \frac{\beta_3 + \beta_4}{\Sigma}$$

$$\text{O}^2 \dots \dots d \% = \frac{x}{\Sigma} \times \{0,931 (2 \alpha'_1 + \alpha'_2) + 5,551 \beta_1 - 0,7 \gamma\}$$

$$\text{N}^2 \dots \dots e \% = \frac{1+x}{\Sigma} \times \{3,516 (2 \alpha'_1 + \alpha'_2) + 20,963 \beta_1 - 2,641 \gamma\} + \frac{0,8 \delta}{\Sigma}$$

$$\text{CH}^4 \dots \dots f \% = 1,863 \frac{\alpha_3}{\Sigma}$$

$$\text{H}^2\text{O} \dots \dots g \% = 11,107 \frac{\beta_1 + \beta_5}{\Sigma}$$

### 8. RELATION OBLIGÉE ENTRE LES VOLUMES DES CONSTITUANTS DE LA FUMÉE. CONTRÔLE DES ANALYSES.

a) GÉNÉRALITÉS. — En partant de l'analyse volumétrique des fumées, ce qui revient à prendre le problème à rebours (1), on peut déterminer les diverses portions du carbone total du combustible qui ont réagi successivement en CO<sup>2</sup>, CO et CH<sup>4</sup>, le carbone résiduel, c'est-à-dire, qui a échappé à toutes réactions, ayant fait l'objet d'une détermination spéciale. Même remarque pour l'hydrogène.

Il est donc essentiel d'être assuré de l'exactitude des résultats de l'analyse des fumées, cette analyse étant par elle-même délicate en raison de l'extrême instabilité des volumes gazeux sous l'influence des variations, même minimes, des températures.

Le présent chapitre a pour but d'indiquer un moyen de contrôle des analyses. Ce moyen consiste dans la vérification d'une certaine relation qui doit exister entre les volumes des constituants de la fumée.

Cette relation est signalée par M. J. Seigle dans le « Bulletin et Comptes-rendus mensuels de la Société de l'industrie minérale (5<sup>e</sup> série, t. XIV, 1<sup>re</sup> livr., 1918) ».

Le chauffage direct, en un temps, a été défini plus haut comme étant celui qui résultait d'une série de réactions chimiques s'effectuant dans un seul laboratoire. On admettra que ces réactions se produisent dans un certain ordre et à la suite ou en concordance avec les phénomènes de distillation qui se passent sur la grille.

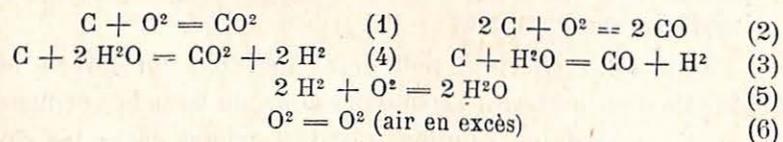
Le charbon frais introduit dans le foyer distille abondamment en laissant sur la grille du coke en ignition qui est enveloppé tout d'abord par l'air frais. On rencontrera donc en premier lieu les réactions du carbone du coke avec l'air

(1) Ce sera d'ailleurs l'unique façon de l'aborder dans les applications industrielles.

et la vapeur d'eau que cet air contient. On pourra admettre que les matières volatiles, constituées par les hydrocarbures, n'entrent en contact avec l'air (qui n'a pas réagi mais qui a traversé la couche de coke sur la grille par des cheminées), que dans la chambre de combustion.

Il est donc logique, en dehors des raisons de simplicité, de rechercher la relation qui existe entre les constituants de la fumée résultant de la combustion du coke d'abord, et ensuite, de voir les modifications apportées dans ces relations par la combustion des hydrocarbures.

b) COMBUSTION DU COKE. — On envisagera donc en premier lieu le cas du carbone, lequel donnera lieu aux réactions suivantes :



En rapportant ces relations à l'unité molécule-gramme, on pourra admettre qu'elles interviennent simultanément chacune un nombre de fois représenté par  $x, y, z, t, u$  et  $v$ .

La proportion de chacun des constituants de la fumée est d'autre part représentée par une fraction du volume total  $\Sigma'$  des fumées :

$a_1$ pour l'anhydride carbonique	( $\text{CO}^2$ )
$b_1$ pour l'oxyde de carbone	( $\text{CO}$ )
$c_1$ pour l'hydrogène	( $\text{H}^2$ )
$d_1$ pour l'oxygène	( $\text{O}^2$ )
$e_1$ pour l'azote	( $\text{N}^2$ )
$g_1$ pour la vapeur d'eau	( $\text{H}^2\text{O}$ )

On a la relation de condition :

$$a_1 + b_1 + c_1 + d_1 + e_1 + g_1 = \frac{\Sigma'}{22,4} = V$$

$\Sigma'$  étant exprimé en litres et 22,4 litres représentant le volume de la molécule-gramme,  $V$  exprimera le nombre

total de volumes moléculaires entrant dans l'opération envisagée.

On pourra donc écrire :

$$\begin{array}{l} a_1 = x + t \\ b_1 = 2y + z \\ c_1 = z + 2t - 2u \\ d_1 = v \\ g_1 = 2u \\ e_1 = 3,775(x + y + u + v) \end{array}$$

En remplaçant dans la valeur  $e_1$ ,  $x, y, u$  et  $v$  par leur expression

$$\begin{array}{l} x = a_1 - t \\ y = \frac{b_1 - z}{2} \\ u = \frac{g_1}{2} \\ v = d_1 \end{array}$$

il viendra,

$$a_1 + b_1 + c_1 + d_1 + 3,775(a_1 - t + \frac{b_1 - z}{2} + \frac{g_1}{2} + d_1) + g_1 = V$$

ou

$$4,775(a_1 + d_1) + 2,8875 b_1 + c_1 + 2,8875 g_1 - 1,8875(2t + z) = V$$

or

$$2t + z = c_1 + g_1$$

donc,

$$4,775(a_1 + d_1) + 2,8875 b_1 - 0,8875 c_1 + g_1 = V \quad (A)$$

Cette relation fondamentale (A) exprime que si les analyses de gaz sont bien faites, les teneurs dans les fumées de la combustion du coke, de  $\text{CO}^2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{H}^2$ ,  $\text{O}^2$  et  $\text{H}^2\text{O}$  en volumes pour cent vérifieront la relation :

$$4,775(a_1 + d_1) + 2,8875 b_1 - 0,8875 c_1 + g_1 = 100$$

c) INTERVENTION DES HYDROCARBURES. — La relation fondamentale (A) sera modifiée par la combustion complète ou incomplète des hydrocarbures dans la chambre de combustion.

Au nombre de volumes  $V$  provenant de la combustion du coke d'un kilogramme de charbon sec, correspondra un nombre de volumes  $v$  de méthane qui se répanâra dans la chambre de combustion.

Dans le cas particulier des charbons demi-gras belges, on peut décomposer un kilogramme de charbon pur, en envisageant la plus grande présence possible de méthane, comme il suit :

800 grammes de carbone libre,  
160 grammes de méthane,  
40 grammes d'oxygène.

On établit aisément que dans le cas de la combustion tout à fait incomplète du carbone libre, cas de la production du gaz à l'eau, le volume du méthane représenterait au maximum 7% des fumées produites, tandis que dans le cas de la combustion complète de ce carbone libre, ce même volume ne dépasserait pas 3,5% du volume total des fumées.

En effet, le premier cas donne  $800/12 = 66,7$  volumes moléculaires d'oxyde de carbone et 66,7 volumes d'hydrogène, soit 133,3 volumes moléculaires pour 10 volumes de  $CH^4$ .

Le cas de la combustion complète du carbone libre, donne  $800/12 = 66,7$  volumes d'acide carbonique et près de 250 volumes d'azote, soit 300 volumes de fumées initiales pour 10 volumes de  $CH^4$ .

Il en résulte une modification de la relation (A) qui devra s'écrire dans le cas du dosage du méthane ;  $f$  représentant la proportion de ce gaz :

$$4,775(a + d) + 2,8875b - 0,8875c + f + g = 100$$

ou, si ce dosage ne s'effectue pas :

$$100 > 4,775(a + d) + 2,8875b - 0,8875c + g > 93$$

Ce qui précède se rapporte au cas de la distillation du méthane sans qu'il y ait combustion de ce gaz, mais lorsque le méthane brûle dans la chambre de combustion, la modification de la relation est plus profonde, à cause, soit de la disparition de l'oxygène qui était en excès dans les fumées initiales, soit de l'augmentation d'azote provenant de l'air comburant ayant pénétré dans la chambre de combustion par des cheminées.

Pour apprécier l'importance des modifications apportées ainsi dans la relation (A), il convient de distinguer la combustion incomplète de la combustion complète du méthane, sans s'arrêter toutefois à l'action de la vapeur d'eau sur ce gaz.

α) Dans le cas de la combustion incomplète du coke.

La combustion incomplète ou complète du méthane se fera au moyen d'air ayant pénétré par des cheminées dans la chambre de combustion.

1° Combustion incomplète du méthane suivant la formule.



L'accroissement du volume d'oxyde de carbone sera au plus égal au volume maximum de  $CH^4$  soit 0,075  $V$  ; le volume d'oxygène correspondant sera 0,1125  $V$  entraînant 0,429  $V$  d'azote ; la vapeur d'eau se sera accrue de 0,15  $V$ .

Il viendra donc dans les fumées initiales :

$$a_1 + b_1 + c_1 + d_1 + e_1 + g_1 = V$$

et dans les fumées après la combustion incomplète du méthane,

$$a_1 + (b_1 + 0,075) + c_1 + d_1 + (e_1 + 0,429V) + (g_1 + 0,15V) = 1,654V$$

L'équation fondamentale :

$$4,775(a_1 + d_1) + 2,8875b_1 - 0,8875c_1 + g_1 = V,$$

deviendra,

$$4,775 (a_1 + d_1) + 2,8875 (b_1 + 0,075 V) - 0,8875 c_1 + g_1 + 0,15 V = \sigma \times 1,654 V$$

$$\text{ou } \sigma = \frac{1,3666}{1,654} = 0,826$$

En désignant donc :

$$a_1 \text{ par } a$$

$$b_1 + 0,075 V \text{ par } b$$

$$c_1 \text{ par } c$$

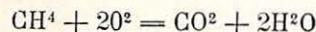
$$d_1 \text{ par } d$$

$$g_1 + 0,15 V \text{ par } g$$

On aura, si  $1,654 V = 100$

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 82,6$$

2° Dans le cas de la combustion complète du méthane suivant la formule.



On obtient de la même manière :

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 83$$

β) Dans le cas de la combustion complète du coke.

1° Combustion incomplète du méthane.

L'air comburant nécessaire pénétrant par des cheminées, on obtient la relation :

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 89$$

Au contraire, si l'oxygène se trouve en excès dans les fumées elles-mêmes, on doit poser dans ce cas :

$$a_1 + (b_1 + 0,035 V) + c_1 + (d_1 - 0,0525 V) + e_1 + g_1 + 0,07 V = 1,0525 V$$

$$\text{et } 4,775 (a_1 + d_1 - 0,0525 V) + 2,8875 (b_1 + 0,035 V) - 0,8875 c_1 + g_1 + 0,07 V = \sigma \times 1,0525 V$$

d'où  $\sigma = 0,875$  et la relation fondamentale devient :

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 87,5,$$

si  $1,0525 V = 100$

2° Combustion complète du méthane.

Les calculs conduits de la même façon donnent les relations suivantes :

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 89,5$$

dans le cas où l'air nécessaire à la combustion vient s'ajouter aux fumées, et

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b - 0,8875 c + g > 86,4$$

dans le cas où l'oxygène en excès dans les fumées initiales suffit à la combustion du méthane.

Généralement, on se borne à la détermination expérimentale de l'acide carbonique, de l'oxyde de carbone et de l'oxygène. On retient la vapeur d'eau lors de la prise des échantillons de gaz et, notamment dans le cas du chauffage direct, on ne détermine pas l'hydrogène. D'ailleurs la solution de chlorure cuivreux acide, employée pour l'absorption de CO, dissout également certains gaz hydrogénés des fumées. Dans le cas des combustions complètes, le terme  $g$  est plus élevé que  $c$  et l'on peut poser sans crainte

$$100 > 4,775 (a + d) + 2,8875 b > 84$$

que l'on écrira

$$100 > 5 (a + d) + 3 b > 84 \quad (\text{B})$$

pour tenir compte de la solubilité des gaz dans l'eau des appareils de mesure et aussi de l'éventualité de combustions incomplètes importantes.

Cette relation simple doit servir au contrôle des analyses. Les charbons demi-gras belges vérifient très approximativement la relation

$$5 (a + d) + 3 b = 92$$

9. EXEMPLE D'APPLICATION DES PRINCIPES THÉORIQUES QUI PRÉCÈDENT  
AU CAS D'UN COMBUSTIBLE DE COMPOSITION DONNÉE

Pour fixer les idées sur l'exposé qui précède, on a réuni dans un tableau les résultats calculés détaillant la composition des fumées obtenues par le traitement d'un même charbon de qualité demi-grasse tenant 18 p. c. de matières volatiles et 9 p. c. cendres, dans les cas :

- 1° de la distillation en vase clos ;
- 2° De la gazéification partielle ;
- 3° De la gazéification totale ;
- 4° De la combustion incomplète ;
- 5° De la combustion théorique complète ou normale ;
- 6° De la combustion complète avec 50 % d'air en excès ;
- 7° De la combustion complète avec 100 % d'air en excès.

DONNÉES : a) L'analyse élémentaire du charbon sec est la suivante :

Carbone fixe . . . . .	82 % ou $\alpha$
Hydrogène. . . . .	4 » $\beta$
Oxygène . . . . .	4 » $\gamma$
Azote . . . . .	1 » $\delta$
Cendres. . . . .	9 » $\varepsilon$
Vérification. . . . .	100 %

b) On sait qu'en ce qui regarde le méthane, on a la relation :

$$\alpha_3 = 3 \beta_2$$

c) La teneur supposée de 18 % de matières volatiles permet d'écrire :

$$\alpha_3 + \beta_1 + \beta_2 + \beta_3 + \gamma + \delta = 18$$

d) Le carbone résiduel  $\alpha_1$  a été fixé à 2 % lorsqu'il n'a pas été déterminable par le caractère de l'opération elle-même, comme dans le cas de la carbonisation et de la gazéification partielle ;

e) On a également par définition :

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha'_1 + \alpha'_2 + \alpha''_2 + \alpha_3 + \alpha_4$$

$$\beta = \beta_1 + \beta_2 + \beta_3$$

HYPOTHÈSE : a) On a supposé le charbon à l'état sec ;

b) On a supposé l'air comburant saturé d'humidité à une température initiale de 17° C. environ, de façon que cet air contenait 15 grammes de vapeur d'eau par mètre cube. Le poids total d'eau entraînée dans le foyer a donc été obtenu par l'expression  $N_0 (1 + x) g_2$ , où  $g_2 = 15$  grammes.

c) La vapeur d'eau hygrométrique a été supposée réagir avec le carbone fixe en ignition, dans les cas particuliers de la gazéification et de la combustion incomplète, et donner du gaz à l'eau dans la mesure de toute la masse de cette vapeur d'eau hygrométrique. Dans ces cas particuliers, on a établi aisément que le nombre représentant  $\alpha''_2$  en % était celui exprimant  $N_0$  en mètres cubes, c'est-à-dire qu'on a pu écrire :

$$\alpha''_2 = N_0, \text{ pour } g_2 = 15 \text{ grammes.}$$

En raison de cette même hypothèse l'hydrogène résultant de la décomposition de la vapeur d'eau hygrométrique était obtenu par la relation

$$\beta_4 = \frac{N}{6}$$

d) On a déterminé  $N_0$  par la formule établie plus haut, dans laquelle on a posé, pour plus de simplicité, dans les opérations où l'air était absent ou en quantité insuffisante :

$$0,0793 \beta_1 = 0,01 \gamma$$

e) Dans la phase de la gazéification partielle, on a étudié le cas particulier de  $\alpha'_2 = \alpha_4$ , tandis que dans la combustion incomplète, on a étudié le cas de

$$\alpha'_2 = \alpha_1, \beta_2 = \frac{\beta}{2} \text{ et } \beta_3 = \frac{\beta}{16}$$

Formule de contrôle. — La formule de contrôle rigoureuse a été appliquée, de même que la formule approchée 1° dans le cas où  $\text{CO}^2$  n'est pas dissout dans l'eau des appareils de mesure et 2° dans le cas où cette dissolution a atteint 5 %.

TABLEAU DES RÉSULTATS CALCULÉS DE LA COMPOSITION VOLUMÉTRIQUE DES FUMÉES OBTENUES DANS LE TRAITEMENT D'UN CHARBON CHAUFFÉ A L'ABRI DE L'AIR OU EN CONTACT AVEC CELUI-CI.

Notations	Observations	Distil. I	Gazéification		Combustions			
			Par- tielle II	Totale III	incom- plète IV	nor- male V	+50% air VI	+ 100 % air VII
α	α <sub>1</sub> (CO <sup>2</sup> )	0	0	0	34,5	80	80	80
	α <sub>1</sub> '	0	0	0	0	0	0	0
	α <sub>2</sub> (CO)	0	35,6	68	34,5	0	0	0
	α <sub>2</sub> '	0	1,58	3,02	4,94	0	0	0
β	β <sub>1</sub> (H <sup>2</sup> O)	73	35,6	2	2	2	2	2
	β <sub>2</sub> (CH <sup>4</sup> )	0,5	0,5	0,5	1,75	4	4	4
	β <sub>3</sub> (H <sup>2</sup> )	3	3	3	2	0	0	0
	β <sub>4</sub> (H <sup>2</sup> )	0,5	0,5	0,5	0,25	0	0	0
γ	oxygène du charbon.	4	4	4	4	4	4	4
δ	azote du charbon	1	1	1	1	1	1	1
ε	cendres du charbon	9	9	9	9	9	9	9
x	fraction de l'air en excès	0	0	0	0	0,5	1,0	
N m <sup>3</sup>	volume d'air frais	0	1,582	3,023	4,941	8,063	12,095	16,126
<i>Composition volumétrique des fumées (volumes absolus à 0° C. et à 760 m/m de mercure)</i>								
CO <sup>2</sup>	Vol. normal absolu en m <sup>3</sup>	0	0	0	0,640	1,485	1,485	1,485
CO	»	0	0,693	1,323	0,735	0	0	0
H <sup>2</sup>	»	0,056	0,090	0,112	0,120	0	0	0
O <sup>2</sup>	»	0	0	0	0	0,844	1,688	
N <sup>2</sup>	»	0,008	1,259	2,398	3,908	6,366	9,545	12,724
CH <sup>4</sup>	»	0,168	0,168	0,168	0,112	0	0	0
H <sup>2</sup> O	»	0,056	0,056	0,056	0,196	0,596	0,668	0,743
Σ	Volume en m <sup>3</sup> par kg. de charbon sec	0,288	2,266	4,057	5,711	8,447	12,542	16,640
<i>Composition volumétrique centésimale</i>								
a	CO <sup>2</sup> en %	0	0	0	11,2	17,5	11,8	8,9
b	CO en %	0	30,6	32,6	12,9	0	0	0
c	H <sup>2</sup> en %	19,5	3,9	2,7	2,0	0	0	0
d	O <sup>2</sup> en %	0	0	0	0	0	6,7	10,1
e	N <sup>2</sup> en %	2,8	55,7	59,2	68,5	75,5	76,2	76,6
f	CH <sup>4</sup> en %	58,2	7,4	4,1	2,0	0	0	0
g	H <sup>2</sup> O en %	19,5	2,4	1,4	3,4	7,0	5,3	4,4
σ rigoureux		pas d'applicat.		96,9	95,1	91,5	94,1	95,6
σ approché	sans dissolution de CO <sup>2</sup>			97,8	94,7	87,5	92,5	95,0
σ approché	avec dissolut. de 5% CO <sup>2</sup>			97,8	92,0	83,2	89,3	92,3

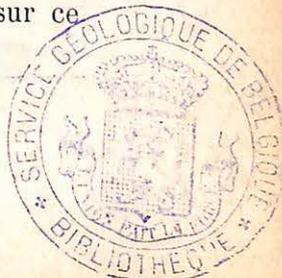
GRAPHIQUE DES RÉSULTATS. — Les résultats théoriques obtenus ont été traduits en graphique (fig. 2) pour les rendre plus saisissables et mieux permettre leur rapprochement avec ceux directement observés expérimentalement.

Valeurs des résultats calculés. — Les résultats pratiques, qu'il s'agisse de distillation, de gazéification ou de combustion, s'éloignent plus ou moins sensiblement de ceux qui ont été établis ci-dessus. Les lois de l'équilibre chimique, dont il n'a pu être tenu compte dans les exemples calculés, régissent en effet les phénomènes de distillation et de combustion ; elles introduisent dans la fumée, une variété de gaz et de vapeurs bien différente de celle qu'on a fixé *a priori* en tenant compte de la nature de l'opération (distillation, gazéification, combustion incomplète ou parfaite).

D'ailleurs, les phénomènes de la dissociation, non de l'acide carbonique ni de la vapeur d'eau, mais de l'oxyde de carbone interviennent à des températures relativement basses ; d'autre part quoi qu'on fasse, dans le chauffage direct, il y a toujours, même dans la phase des combustions complètes, des hydrocarbures imbrûlés qui échappent aux réactions, sans compter que la formation de de la suie, dans les chambres de combustion, apporte une autre cause de perturbations dans les résultats.

On n'approche de la combustion normale que dans le chauffage en deux temps (gazéification dans les gazogènes, puis combustion par l'air secondaire) tandis qu'on s'en éloigne sensiblement dans le chauffage direct. Dans ce dernier cas, il faut toujours un important excès d'air pour atteindre la combustion pratiquement complète et il y a lieu de s'inquiéter de cette exigence.

Sans que des études, en ce qui concerne particulièrement le charbon, aient été méthodiquement entreprises sur ce



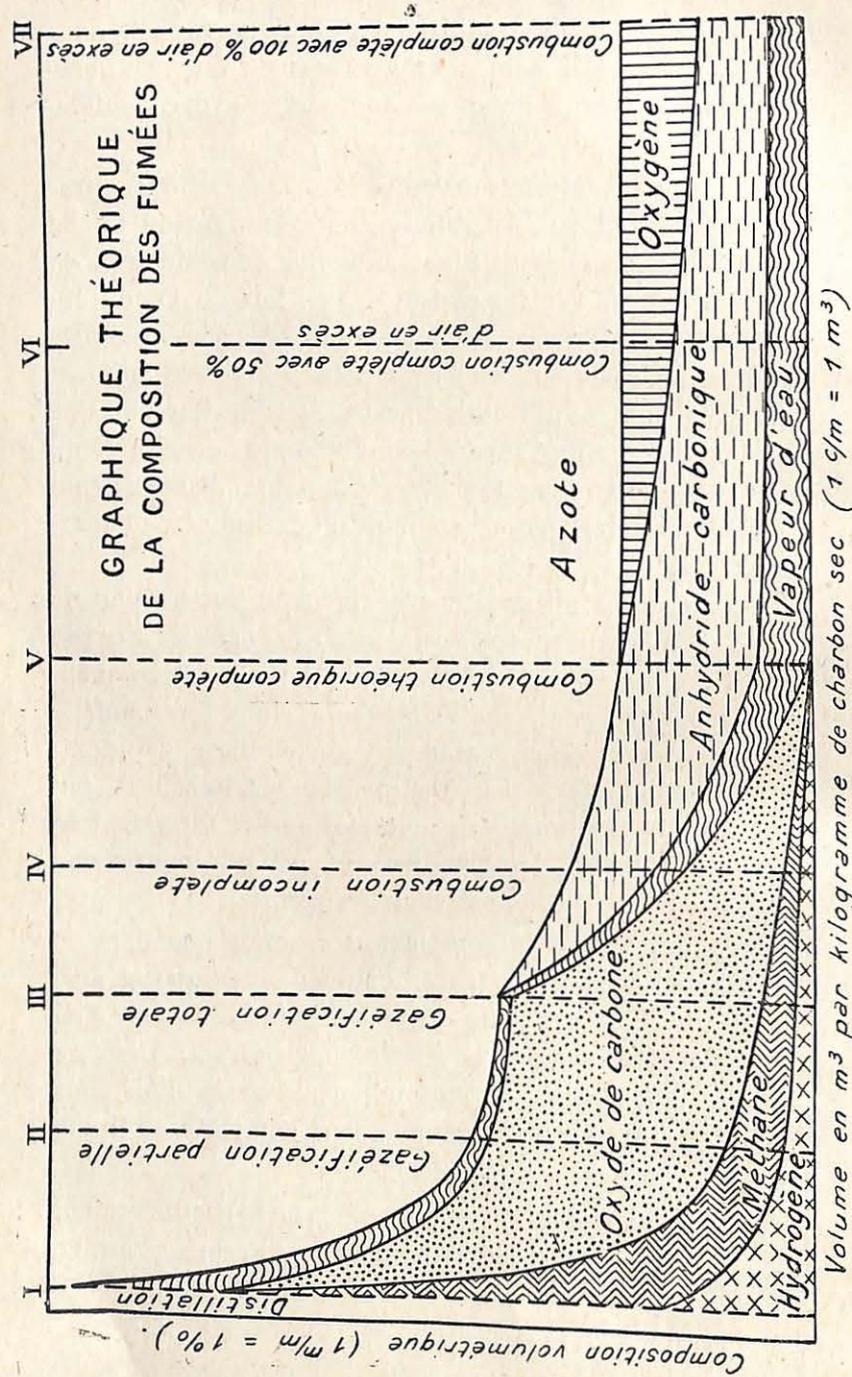


FIG. 2.

point, aux appareils industriels mêmes, on peut expliquer les combustions avec excès d'air en s'appuyant sur le résultat des recherches expérimentales de MM. Pelet et Jomini de l'Université de Lausanne sur les *limites de combustibilité*.

## CHAPITRE II.

### De la limite de combustibilité des combustibles.

#### 10. RECHERCHE DES CONDITIONS DANS LESQUELLES LA COMBUSTION NE PEUT PLUS SE PRODUIRE. — Expériences de MM. Pelet et Jomini.

Les travaux de MM. Pelet et Jomini sur cette question ont été publiés dans la 734<sup>e</sup> livraison (février 1903) du *Moniteur Scientifique* du docteur Quesneville.

Voici, suivi pas à pas, le résumé succinct de ce travail, tout à fait intéressant par le caractère objectif de ses résultats. Ces derniers ont été obtenus et présentés un peu en dehors des considérations de la mécanique chimique qui devient aujourd'hui un peu plus familière qu'alors.

Les auteurs se sont proposés de rechercher les conditions dans lesquelles la combustion ne peut plus se produire.

Ils rappellent les expériences de H. Davy qui, le premier, montra les différences de combustibilité.

Davy introduisit une bougie allumée dans une bouteille et constata qu'elle s'éteignait avant d'avoir épuisé tout l'oxygène contenu. Dans l'atmosphère ainsi appauvrie d'oxygène, il fit brûler du soufre pendant un certain temps ; le soufre s'éteignit avant d'avoir épuisé tout l'oxygène de la bouteille. Après le soufre, un jet d'hydrogène put être maintenu en combustion et, enfin, après l'hydrogène, le phosphore.

Chaque fois, l'extinction se produisait faute d'oxygène en quantité suffisante et non faute de combustible.

Les auteurs remarquent que dans n'importe quel foyer, il existe toujours dans les fumées une certaine proportion d'oxygène de l'air qui ne prend pas part à la réaction et qu'il est rare que la quantité d'anhydride carbonique formé dépasse 14 %.

MM. Pelet et Jomini se sont demandés à *quel moment se produira l'extinction d'une flamme brûlant dans un volume d'air limité*, et de quelles causes dépend cette extinction. Ils ont donc appelé *limite de combustibilité* le moment où un combustible quelconque cesse de brûler, l'extinction étant produite, par défaut d'oxygène, sans qu'il y ait absence complète d'oxygène, et non par manque de combustible.

Des expériences ont été faites en effectuant diverses combustions sous cloches de capacités différentes; les gaz ont été dosés à l'état sec, mais comme certains combustibles produisent de la vapeur d'eau, qui ne figure pas dans les analyses, de même que de l'anhydride sulfureux très soluble dans des appareils de dosage, tous les résultats ont été donnés par le calcul de l'*oxygène disparu* (O. D.) et de l'*oxygène restant* (O. R.) en % du volume de l'air qui est intervenu.

EXEMPLE : Combustion de l'alcool; les gaz dosés ont révélé 6,9 % CO<sup>2</sup>; 10,2 % O<sup>2</sup>; 82,9 % azote.

On pose

$$\frac{79,2}{\text{azote dosé}} = \frac{x}{\text{oxygène dosé}}$$

d'où

$$x = \frac{79,2 \times 10,2}{82,9} = 9,75 \%$$

représentant la proportion d'oxygène restant, réduite à 79,2 % d'azote, c'est-à-dire l'oxygène non brûlé pour

100 volumes d'air avant la combustion. La différence :  $20,8 - x = 11,05 \%$  représentera l'oxygène disparu (O.D.) réduit à 79,2 % d'azote ou à 100 volumes d'air primitivement contenus dans la cloche.

(MM. Pelet et Jomini ont admis que l'air contenait 79,2 % vol. Azote et 20,8 % vol. Oxygène.)

La valeur de l'oxygène disparu correspond ainsi, non seulement à la quantité de gaz carbonique dosé, mais aussi à l'oxygène qui a contribué à former l'eau produite par les combustibles hydrogénés ou respectivement l'anhydride sulfureux formé par les combustibles soufrés.

Quoique les auteurs n'aient pas exprimé par une grandeur mesurable la limite de combustibilité, la distinction qu'il ont faite de l'oxygène disparu et de l'oxygène restant permet d'établir cette grandeur.

Au moment où le combustible cesse de brûler, le système chimique (combustible; comburant et azote; produits des combustions antérieures) est en équilibre.

Cet état d'équilibre peut être défini arithmétiquement par le rapport des volumes d'oxygène disparu d'une part, et de l'oxygène total de l'air sec d'autre part.

En conséquence, on pourra mesurer la limite de combustibilité par le rapport :

$$L_c = \frac{20,80 - d'}{20,80} = \frac{\text{O. D.}}{20,80}$$

$d'$  représentant en % la teneur directement observée des gaz brûlés en oxygène.

On observera ici que les plus récentes mesures de la composition de l'air, effectuées par lord Raleigh, ont donné 79,056 % d'azote et 20,944 % d'oxygène. On conservera dans ce paragraphe la composition de l'air adoptée par MM. Pelet et Jomini, pour maintenir les chiffres cités dans leur rapport. Cette légère discordance n'infirmera en rien les conclusions de ce chapitre.

RÉSULTATS. — *Un même combustible possède des limites de combustibilité différentes suivant les conditions dans lesquelles il est brûlé.*

Nature du combustible et conditions de l'expérience : combustion dans une cloche de 7 litres	CO <sup>2</sup> %	O <sup>2</sup> %	Azote %	O. D. %	O. R. %	L <sub>c</sub>
1. Bougies de 27 m/m de diam.	5,7	13,3	81,0	7,70	13,10	0,37
2. Bougies de 12 m/m de diam.	3,4	15,3	81,3	5,78	15,02	0,28
<b>Gaz d'éclairage</b>						
3. Bec papillon (flamme large de 9 cm.) . . . . .	5,5	6,4	88,1	15,00	5,80	0,72
4. Brûleur Bunsen (flamme de 12 cm.) . . . . .	6,1	6,6	87,3	14,77	6,03	0,71
<b>Alcool à 95°, mouillé ensuite de proportions croissantes d'eau, brûlant sous une cloche de 7 litres dans un godet de 5 cm. de diamètre</b>						
5. Alcool pur 95° . . . . .	6,9	10,2	82,9	10,98	9,82	0,53
6. Alcool pur plus 20 % d'eau	5,6	12,2	82,2	8,96	11,84	0,43
7. Alcool pur plus 40 % d'eau	4,9	13,1	82,0	8,03	12,77	0,39
8. Alcool pur plus 60 % d'eau	3,3	15,2	81,5	5,92	14,88	0,28

De ces essais, il ressort que, pour un même corps, la limite de combustibilité s'élève légèrement à mesure que la flamme grandit. Or, la grandeur de la flamme est proportionnelle à la quantité de combustible brûlé dans l'unité de temps. Les expériences sur l'alcool mouillé sont caractéristiques à cet égard. Cela provient de ce que l'eau diminue la volatilisation de l'alcool, et ainsi la proportion de combustible pénétrant pendant chaque seconde dans la flamme.

On peut donc dire, en première conclusion, que *la limite de combustibilité est plus élevée lorsque la quantité*

*de vapeurs combustibles introduite dans la flamme, pendant l'unité de temps, est plus grande.*

#### Causes de l'extinction des flammes.

En brûlant de l'hydrogène en flamme de 5 c/m sous une cloche de 12 litres, les expérimentateurs ont constaté que, grâce à la surpression produite dans la cloche par la dilatation initiale des gaz, la flamme, *au commencement*, diminuait tout de suite du tiers de sa longueur primitive, puis s'élargissait et s'évasait tout en continuant à diminuer lentement de longueur pendant la combustion.

Cette expérience marquait donc d'une façon frappante la diminution de combustibilité de l'hydrogène au fur et à mesure de la disparition de l'oxygène. Lorsque l'oxygène restant n'était plus que de 1,8 %, la flamme d'hydrogène s'éteignait, ce corps ayant atteint, dans les conditions de l'expérience, sa limite de combustibilité.

#### Influence de la température des flammes.

Des recherches sur la température des flammes ont montré que les combustibles dont les flammes atteignent *la température la plus élevée sont ceux-là dont la limite de combustibilité est aussi la plus élevée.*

Ces expériences ont aussi révélé que *la limite de combustibilité s'élève si la température de l'air ambiant augmente.*

Cette conclusion est consécutive aux résultats d'expériences faites dans des espaces clos de différents volumes, la limite de combustibilité s'abaissant quand le volume de l'espace clos augmente. Les résultats du tableau ci-dessous l'indiquent en même temps qu'ils montrent que les valeurs d'oxygène disparu diminuent lentement dans les grands volumes.

Combustibles	Volumes						
	0,7 l.	7 l.	60 l.	1250 l.	18 m <sup>3</sup>	air libre	
Bougies O. D. % . . .	8,77	6,68	4,5	4,19	—	—	
Soufre O. D. % . . .	11,10	8,42	7,88	4,26	3,90	—	
Benzène	O. D. % . . .	13,29	12,28	7,06	5,50	—	5,20 (déduit du graphique)
	Lc . . . . .	0,64	0,59	0,34	0,265	—	0,25
Alcool O. D. % . . .	13,33	10,98	7,71	7,13	—	—	

Le graphique de l'O. D. par rapport au volume de la chambre de combustion serait donc, dans chaque cas, asymptotique à une horizontale (fig. 3).

Cette horizontale aurait pour ordonnée la limite de combustibilité du combustible brûlé dans un volume infini, c'est-à-dire à l'air libre. La limite de combustibilité serait constante, à égalité de température du lieu où s'effectue la combustion, quelle que soit la grandeur de la flamme.

Des investigations poussées sur la marche des chauffebains ont montré que, lorsque le débit du gaz de chauffage (en l'occurrence du gaz d'éclairage) était manifestement trop fort eu égard à la masse d'air disponible, l'analyse des gaz révélait l'existence d'anhydride carbonique, d'oxyde de carbone et d'acétylène, dans les fumées, à l'exclusion absolue d'oxygène. Ceci est la preuve tirée de la pratique, que la limite de combustibilité dépend principalement de la quantité de combustible gazeux introduite dans la flamme pendant l'unité de temps.

#### Conclusions.

On est donc amené à admettre que pour un combustible quelconque, solide ou liquide, brûlant dans des conditions déterminées, la limite de combustibilité est fonction,

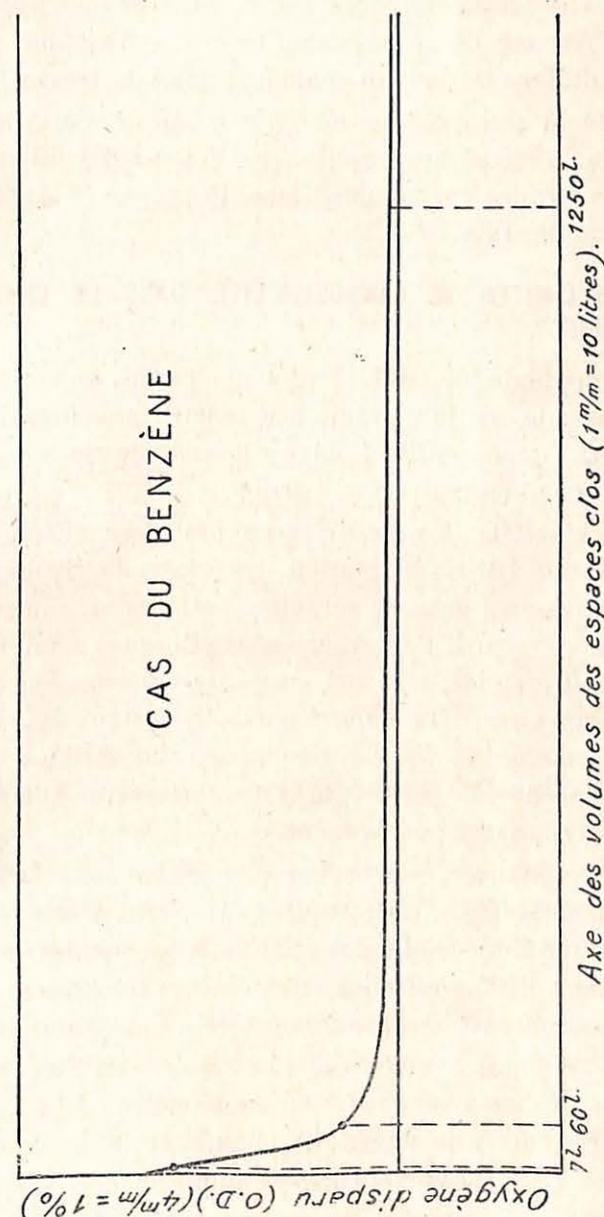


FIG. 3.

1° de la nature du corps, et par suite de la température de la flamme et de la quantité de combustible gazeux introduit dans la flamme pendant l'unité de temps ;

2° de la température de l'air ambiant. En définitive, c'est de la température seule que dépend l'équilibre chimique entre les gaz combustibles, l'oxygène et les produits de la combustion.

#### 11. LES LIMITES DE COMBUSTIBILITÉ DANS LE CHAUFFAGE DIRECT.

La méthode de MM. Pellet et Jomini, appliquée aux charbons de grille conduit aux mêmes conclusions ; elle explique l'impossibilité d'obtenir des combustions normales dans le chauffage direct sur grille.

Les résultats des expériences pratiques effectuées en 1909 et en 1910 à la Station des essais du Syndicat des Charbonnages Liégeois, actuellement dissous, sont significatifs à cet égard. Les expériences pratiques dont il vient d'être fait mention sont des essais de vaporisation dont le programme avait été élaboré par le Secrétaire-Rapporteur de la Commission des Economies de Combustibles, en vue de rechercher la possibilité d'un classement commercial des charbonnages pour vapeur.

Ces expériences concordent pleinement avec celles des expérimentateurs suisses et elles autorisent à voir, dans la combustion industrielle des charbons, les mêmes relations de cause à effet, que celles observées au sujet des multiples matières combustibles expérimentées à Lausanne.

La chaudière ayant servi aux essais était du type Lancashire à tubes foyers de 0<sup>m</sup>,80 de diamètre ; elle possédait 75 mètres carrés de surface de chauffe et 2<sup>m</sup><sup>2</sup>,40 de surface de grille. Ces tubes foyers étaient munis chacun de six tubes Galloway. Le rapport de la surface de chauffe à la surface de grille était de 31,25.

La chaudière était timbrée à 6 atmosphères absolues. La grille composée de lames en acier battu de 10<sup>m/m</sup> d'épaisseur et écartées d'axe en axe de 17<sup>m/m</sup>, avait 35,7 % de section utile.

Le tirage était naturel ou forcé (par ventilateur aspirant) selon l'allure de la combustion.

Dans ces essais, les combustions avaient évidemment lieu à l'air libre en raison de la permanence de l'afflux de l'air frais dans les chambres de la combustion. Sans commettre d'erreurs sensibles au point de vue des conclusions — celles-ci ne découlant pas de la valeur absolue des résultats — on a pu admettre que les fumées, à l'analyse, étaient sèches. Dans cette hypothèse, la méthode de MM. Pelet et Jomini a été appliquée pour la détermination de l'oxygène restant (O. R.) et de l'oxygène disparu (O. D.).

Deux séries d'essais sont présentées, relatives, la première, à des modes différents d'expérimentation d'un même charbon, la seconde, à l'expérimentation d'un charbon de qualité invariable, mais ayant des teneurs en cendres différentes dans chaque essai.

**Première série.** — Comprend deux essais effectués sur un même charbon à des vitesses ou allures de combustion différentes (opérateur M. Perot, Ingénieur).

Ce charbon d'essai est une fine lavée demi-grasse tenant 13,2 % matières volatiles et 8,1 % de cendres.

Les allures de combustion choisies ont été de 95,8 et 53 kilogrammes par heure et m<sup>2</sup> de grille. Les résultats sont réunis dans le tableau ci-dessous :

Première série. — Influence de l'allure de la combustion sur la limite de combustibilité										
	Allure par heure et m <sup>2</sup> de grille	Analyse des gaz secs en %			O. D. en %	O. R. en %	L <sub>c</sub>	Oxygène ayant réagi avec H <sub>2</sub>	Excès d'air sec	Température au foyer (calculée)
		CO <sup>2</sup>	O <sup>2</sup>	N <sup>2</sup>						
Essai I . .	95,8	11,40	7,50	81,10	13,42	7,33	0,65	2,02	0,55	1495°
Essai II . .	53	10,05	9,30	80,65	11,62	9,13	0,56	1,57	0,78	1340°

On constate que la limite de combustibilité est plus élevée dans la combustion rapide que dans la combustion lente ; la température aux foyers a été beaucoup plus élevée également. D'autre part, il n'est pas besoin de démontrer que la quantité de combustible gazeux introduite dans la flamme pendant l'unité de temps a été plus importante dans le premier cas que dans le second, puisque l'excès d'air sec a été moindre. Les conclusions de MM. Pelet et Jomini se vérifient donc entièrement ici.

**Deuxième série.** — Comprend trois essais relatifs à la différence de volatilité propre du combustible due à la présence d'une proportion croissante de cendres. Le charbon d'essai est une fine lavée demi-grasse dont le charbon pur tenait 14,8 % matières volatiles. Les trois échantillons essayés tiennent 10, 20 et 30 % de cendres ; ces teneurs ont été obtenues artificiellement en mélangeant, à la fine lavée, une proportion convenable des schistes de lavage provenant du charbon même. La présence des cendres avait pour effet de réduire la teneur en matières volatiles qui atteignait théoriquement 14 % dans l'échantillon à 10 % de cendres, 13,2 % dans l'échantillon à 20 % et 12,4 % dans celui à 30 % de cendres.

En réalité, les teneurs en matières volatiles ne dimi-

naient pas aussi rapidement à cause des gaz provenant de la calcination des cendres.

Les allures ont été choisies de telle manière que la production totale de chaleur utile par heure fût la même dans les trois cas.

La vitesse de combustion croissait donc avec la teneur en cendres. (Opérateur : M. Bouffart, ingénieur.)

Deuxième série. — Influence de la volatilité du combustible rendue variable par la différenciation des teneurs en cendres											
	Teneur en cendres %	Allure par heure et m <sup>2</sup> de grille	Analyse des gaz secs en %			O. D. en %	O. R. en %	L <sub>c</sub>	Oxygène ayant réagi avec H <sub>2</sub>	Excès d'air sec	Température au foyer (calculée)
			CO <sup>2</sup>	O <sup>2</sup>	N <sup>2</sup>						
Essai I . .	10	46,5	10,5	8,6	80,9	12,38	8,42	0,60	1,88	0,68	1420°
Essai II . .	20	63,3	9,1	10,1	80,8	10,90	9,90	0,52	1,80	0,91	1300°
Essai III . .	30	95,4	7,8	12,0	80,2	8,95	11,85	0,43	1,15	1,32	1100°

Les conclusions de MM. Pelet et Jomini se confirment donc avec une grande exactitude, et l'on est autorisé à voir, pour chaque combustible, une limite de combustibilité dépendante des conditions d'emploi de ce combustible, ainsi que de sa pureté.

Les foyers chauds, tapissés de produits réfractaires, seront favorables aux hautes températures, elles-mêmes propices au relèvement de la limite de combustibilité ; tandis que, de leur côté, les combustibles les plus purs auront une grande combustibilité en raison de leur volatilité élevée. Cette dernière remarque est d'autant mieux assise que dans les essais de la deuxième série, malgré un accroissement de l'allure de la combustion, les combustibles les plus cendreuse ont révélé une combustibilité moindre. Si l'on avait maintenu l'allure constante dans les trois essais,

le désavantage de l'impureté du combustible eut donc été plus grand encore.

## 12. CONCLUSION.

Sans s'appesantir ici davantage sur la question de l'économie, on doit conclure qu'au point de vue de la conduite des feux, lorsque l'on traite un combustible invariable, dans des conditions de marche déterminées, à une installation elle-même invariable, on se heurte nécessairement à la limite de combustibilité du combustible employé. Cette propriété se traduira par une teneur en anhydride carbonique ( $\text{CO}^2$ ) que l'on ne pourra dépasser quoi qu'on fasse.

La combustion complète ne sera obtenue qu'à cette limite de combustibilité avec telle teneur en  $\text{CO}^2$  que comportent les facteurs en cause. En deçà du volume d'air pratiquement nécessaire, on n'aura que la combustion incomplète, même avec un excès sur la quantité d'air théorique, et au delà de ce volume, on entraînera dans le foyer un super-excès d'air réellement nuisible. C'est ce super-excès qu'il faut à tout prix éviter, tout en évitant également la combustion incomplète.

Le graphique de la composition des fumées, étudié au chapitre I<sup>er</sup>, § 9, construit en tenant compte de la limite de combustibilité (fig. 4), supposée atteinte lorsqu'il y a 50 % d'air en excès, montre une continuité plus grande dans la variation de la composition des fumées que celles du graphique théorique (voir fig. 2). Quel que soit le phénomène : distillation, gazéification ou combustion, on trouvera en présence, en dehors de l'oxygène qui disparaît au voisinage de la gazéification complète, tous les éléments gazeux de la fumée. Mais aussitôt que la limite de combustibilité a été atteinte, tous les gaz combustibles disparaissent : hydrocarbures, hydrogène et oxyde de carbone.

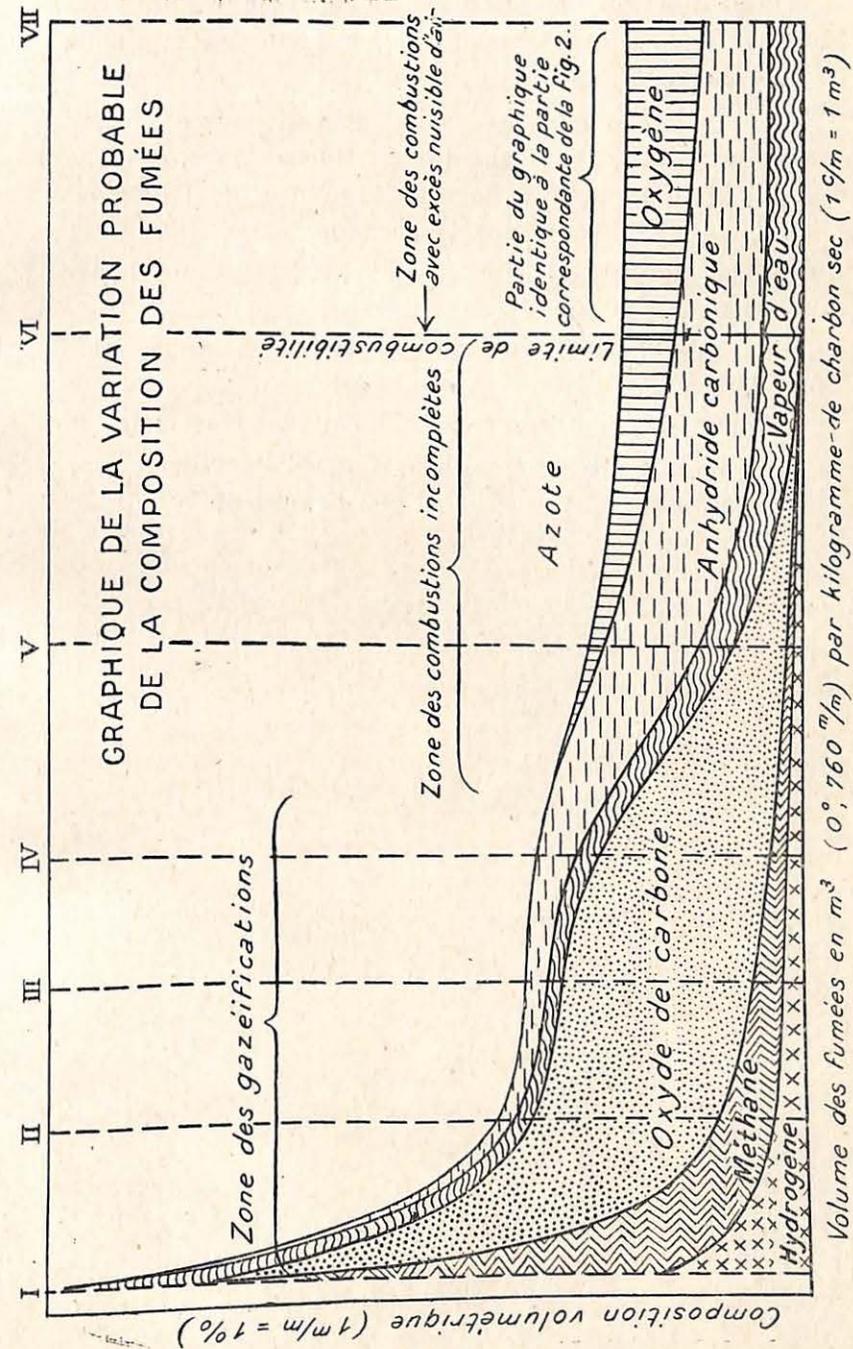


FIG. 4.

On ne doit donc pas s'écarter de cette limite qui, pratiquement, marque la combustion complète avec minimum de pertes par la cheminée.

Les résultats d'analyse des gaz de gazogènes et d'éclairage, quoique obtenus sur des charbons de composition chimique différente des charbons demi-gras indigènes (voir Le Chatelier : Leçons sur le carbone, Paris 1908 et Le chauffage industriel, Paris 1920), n'établissent aucune discordance avec les déductions qui précèdent.

Pour l'objet de cette étude, il convient de retenir qu'il faut déterminer la limite de combustibilité d'un charbon de grille dans les conditions mêmes de l'emploi de ce charbon.

Le chapitre suivant pose les principes de cette détermination et donne quelques résultats d'expériences faites en application de ces principes.

(A suivre).

## Aveuglement d'une voie d'eau

DANS UN Puits, A 554 MÈTRES DE PROFONDEUR,  
au moyen de la cimentation  
pratiquée à niveau plein par l'intérieur du puits

PAR

M. LOUIS SAUVESTRE

Ingénieur civil des Mines (E. S. M. P.)

Administrateur-Directeur de la Société des Charbonnages de Beeringen.

Le puits n° 1 du premier siège de la société de Beeringen avait atteint la profondeur de 646 mètres et avait ainsi pénétré de 22 mètres dans le terrain houiller.

Ce puits avait été creusé par le procédé de la congélation sur les 485 premiers mètres; il avait été cuvelé jusqu'à 508 mètres, puis creusé à niveau vide de 508 à 585 mètres sans rencontrer d'eau, sauf toutefois de 554 à 570 mètres, dans la craie blanche, laquelle donna une venue insignifiante de 600 litres-heure. Mais cette craie blanche était tendre, sans grande consistance. Cette partie du puits, comprise entre 508 et 585 mètres avait été murillée. Enfin, de 585 à 640 mètres on avait passé par une reprise de congélation (1).

La trousse de base ayant été placée à 646 mètres, alors qu'on reprenait le creusement dans le houiller, une voie d'eau se déclarait à 554 mètres, crevant un pan de maçonnerie et donnant un débit de 150 mètres cubes-heure. (Voir le diagramme des débits mesurés au fur et à mesure de l'ascension de l'eau dans le puits. Planche I.)

*Origine de l'eau.* — Nous fûmes fixés immédiatement sur l'origine de l'eau. En effet, les eaux du crétacé qui sont surtout abondantes dans l'assise du tufeau (376-450) sont jaillissantes et nous avons utilisé leur niveau piézométrique élevé pour alimenter en eau potable les maisons de notre personnel. Dès que la rupture se fut produite dans le puits, toutes les habitations furent privées d'eau et nous pûmes suivre l'abaissement du niveau piézométrique dans un son-

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*. Tome XXI (année 1920), 1<sup>re</sup> liv.



Nous arrivâmes sans difficulté à 300 mètres où nous établîmes, dans le puits, un réservoir servant d'aspiration à la première pompe, immobilisée à cette profondeur; nous descendîmes avec la seconde pompe qui refoulait dans le bac d'aspiration de la première.

Pour rendre le service du personnel plus commode et pour accroître la sécurité, nous avons placé sur le plan d'eau un radeau qui couvrait toute la surface du puits.

Au fur et à mesure que nous descendions, nous notions que la venue était plus élevée que lors de la noyade du puits. Cet écart augmentait considérablement en descendant; à la profondeur de 384 mètres la venue d'eau passa brusquement de 202 mètres cubes-heure à 365 mètres cubes-heure. (Voir diagramme des venues d'eau, Planche I). Nous n'eûmes que le temps de remonter les pompes et notre radeau fut abandonné à 300 mètres sous le plancher réservoir.

Il n'y avait donc plus à compter sur le pompage; il fallait trouver un moyen de réduire la venue.

L'eau du tufeau pénétrait dans le puits à 554 mètres et, par suite du niveau piézométrique élevé de cette nappe, le puits débitait à l'orifice.

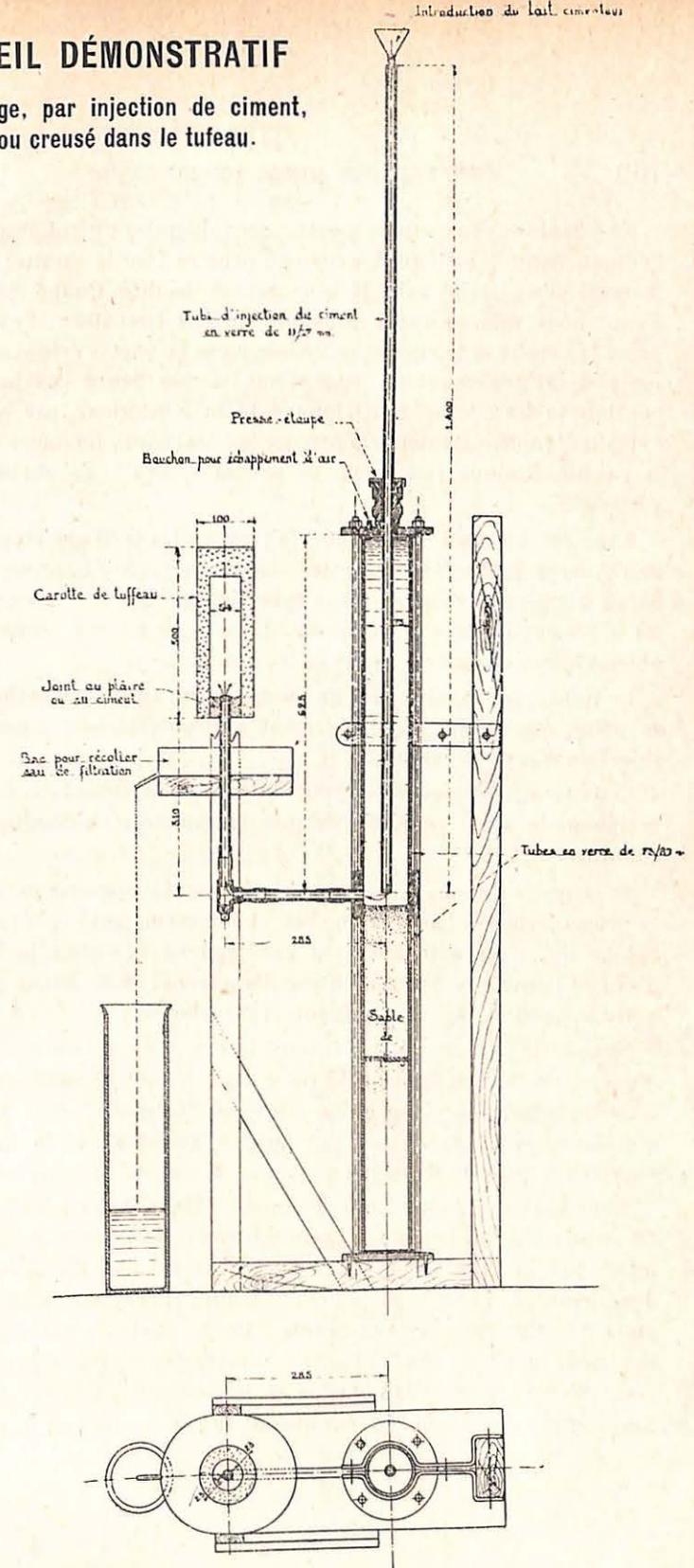
Nous eûmes alors l'idée d'utiliser ce courant pour cimenter la brèche. Si l'on fermait l'orifice du puits et qu'on y refoulât de l'eau, le courant s'établirait en sens inverse, l'eau du puits remonterait dans le tufeau. Si cette eau était amenée par une tuyauterie traversant un bouchon fait à la tête du puits et que son extrémité inférieure se trouvât au niveau de la brèche, l'eau refoulée par la tuyauterie passerait immédiatement dans la brèche, et si, dans cette eau, on mettait du ciment en suspension, le ciment serait transporté jusqu'à la source, c'est-à-dire dans le tufeau.

### Expériences de laboratoire

*1<sup>re</sup> série.* — Afin de nous rendre compte de la façon dont nous pourrions boucher un trou dans le tufeau, nous avons fait faire un petit appareil (Planche III). Il se compose d'un récipient en verre de 75 m/m de diamètre et de 1<sup>m</sup>,25 de hauteur, fermé à sa partie supérieure par un couvercle laissant passer un tube de 11 m/m de diamètre. Dans le corps du récipient est fixée une tubulure à angle droit, mettant l'eau de ce réservoir en communication avec une carotte de tufeau évidée à l'intérieur.

## APPAREIL DÉMONSTRATIF

du bouchage, par injection de ciment,  
d'un trou creusé dans le tufeau.



En jetant les yeux sur le dessin, on voit qu'en vidant l'eau par l'entonnoir qui y est figuré, cette eau pénètre dans la carotte; elle la traverse par porosité avec la plus grande facilité. Quand, au lieu d'eau, nous versons par l'entonnoir un lait cimenteux, l'eau traverse la carotte et le ciment se dépose dans la partie évidée qui est remplie intégralement au bout d'une demie heure environ. On constate la fin de l'opération quand le tube intérieur, par où l'on verse le liquide cimenteux, refuse toute absorption. En même temps, la carotte diminue peu à peu de porosité jusqu'à s'assécher complètement.

Avec cet appareil, nous avons fait varier les positions respectives de l'ajutage et de l'extrémité inférieure du tube d'injection. Nous avons fait dégorger également le tube d'injection sous une couche de 20 à 30 centimètres de cailloux. Dans tous les cas, nous avons obtenu le remplissage intégral de la carotte.

Le tufeau agit réellement par succion et un trou dans cette roche se prête, par suite, admirablement à être rempli de ciment par injection d'eau cimenteuse.

Cette série d'expériences a été faite en remplissant le fond du récipient de sable jusqu'à quelques centimètres en-dessous de la tubulure.

2<sup>e</sup> série. — Comme nous ne savions pas dans quel état se trouvait la maçonnerie de 554 à 585 mètres, et comme en dessous de la grosse brèche que nous avons vue et par laquelle s'écoulait le torrent d'eau, il pouvait y avoir d'autres déchirures, nous avons modifié notre appareil de la façon suivante. (Planche IV.)

Nous avons adapté à notre tube-récipient deux tubulures au lieu d'une. Tout le tube figurant le puits était rempli de cailloux entre les deux tubulures. Nous avons placé notre tube d'injection de façon que son extrémité inférieure soit un peu au-dessus de la tubulure supérieure qui est elle-même un peu au-dessus du lit de cailloux.

Nous coulions alors un lait de ciment à 20 %. Nous notions qu'en 30 secondes le lait cimenteux ayant traversé la couche de cailloux monte par la tubulure inférieure dans la carotte. Au bout d'une demi-heure, la porosité de la carotte a diminué des  $\frac{3}{4}$ , mais il faut alors 2 heures pour arriver au refus. Pendant cette dernière période, le ciment se dépose dans la couche de cailloux, se tasse peu à peu, si bien qu'en fin d'opération tous les vides compris entre les cailloux sont remplis de ciment. La carotte de tufeau se remplit intégrale-

## APPAREIL DÉMONSTRATIF du bouchage, par injection de ciment, d'un trou creusé dans le tufeau.

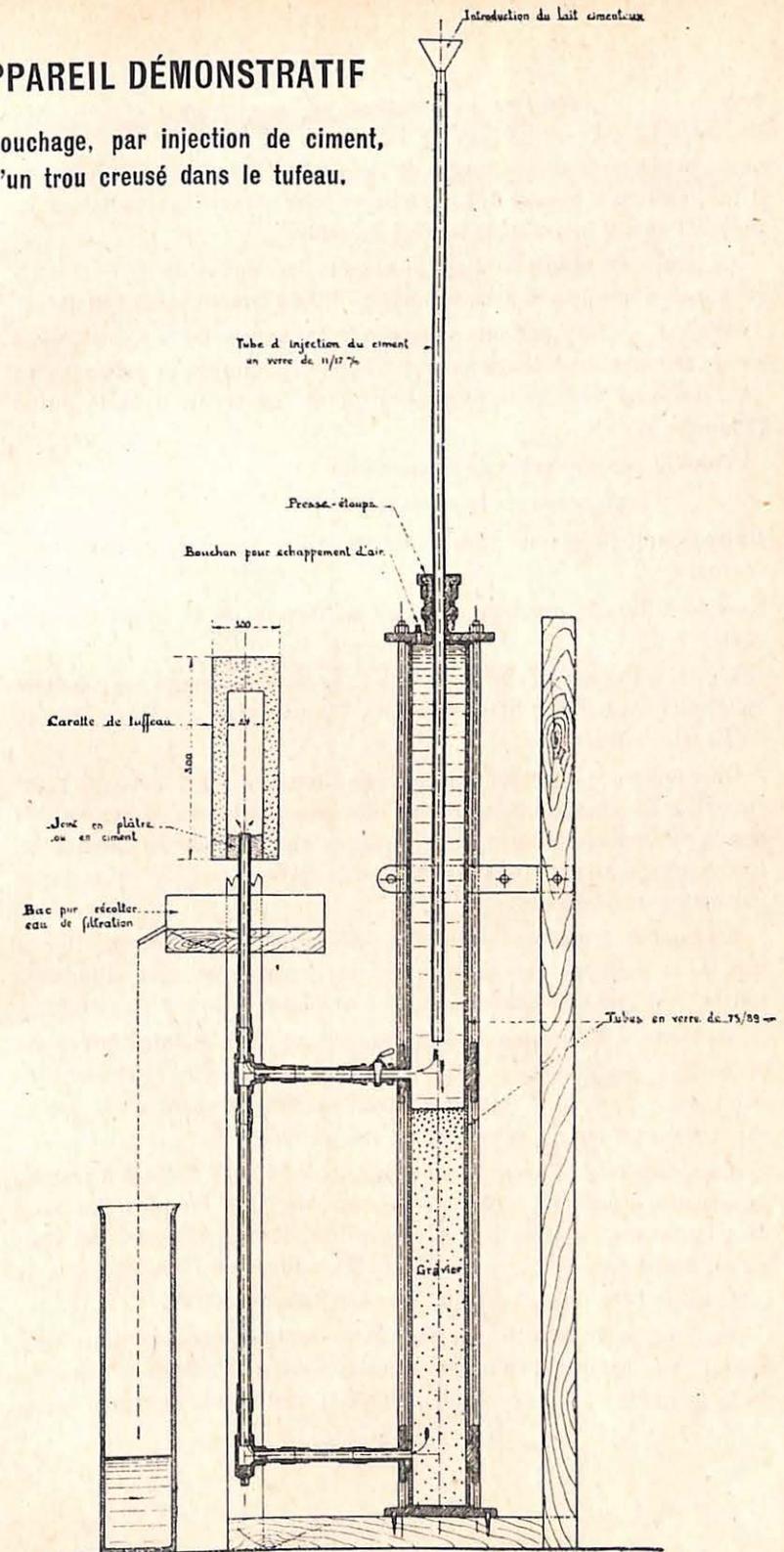


PLANCHE IV.

ment, mais, je le répète, la fin de l'opération est plus lente à venir ; il faut en tout 2 heures 1/2 à 3 heures pour obtenir le résultat qu'on obtenait en 1/2 heure avec le fond de sable.

Ce temps est réduit si l'on augmente la densité du lait. Il n'est plus que d'une heure avec un lait de 50 de ciment pour 100 d'eau.

3<sup>e</sup> série. — Afin de nous rapprocher davantage de la réalité, nous avons fait une expérience avec un appareil donnant la réduction au 1/30 des conditions dans lesquelles on se trouverait dans le puits. (Planche V.)

Voici le procès-verbal de l'expérience :

Le montage est le suivant :

Puits rempli de gravier jusqu'à 0<sup>m</sup>,10 en-dessous de la cassure supérieure.

Base de la tige d'injection à 0<sup>m</sup>,10 au-dessus de la cassure supérieure.

L'essai à l'eau claire indique que la carotte de tufeu, de 2 mètres de longueur, débite 2 litres d'eau en 70 secondes pour une charge de 1 mètre environ.

On commence à couler un lait de ciment à 50 % à 15 h. 1. Le ciment arrive instantanément aux cassures. On le voit passer d'abord par la cassure supérieure, puis, presque aussitôt par la cassure du bas et, en dernier lieu, par la cassure du milieu. Le débit est moindre par cette dernière cassure.

Au bout de 3 minutes le débit par la cassure inférieure est presque nul. A ce moment, les deux cassures supérieures sont alimentées toutes deux, mais le débit est supérieur par la cassure du milieu.

Au bout de 4 minutes, le tube horizontal de la cassure inférieure se bouche complètement. Le tube supérieur cesse également de débiter au bout de 7 minutes. Tout le ciment passe alors par la cassure du milieu où la vitesse est très grande.

Au sommet de la tour, le tube de retour de l'eau filtrant à travers la carotte, donne un débit décroissant de plus en plus. Au bout de 16 minutes, ce débit n'est plus que de 1 litre en 145 secondes alors qu'au début de l'essai, ce débit était de 2 litres en 70 secondes. A ce moment le tube d'équilibre indique 4 mètres de charge.

Au bout de 24 minutes la section de passage dans le conduit horizontal de la cassure du milieu est réduite considérablement par suite de la formation d'un dépôt de ciment. Il reste un petit canal où la

## Appareil démonstratif du bouchage, par injection de ciment, d'un trou creusé dans le tufeu.

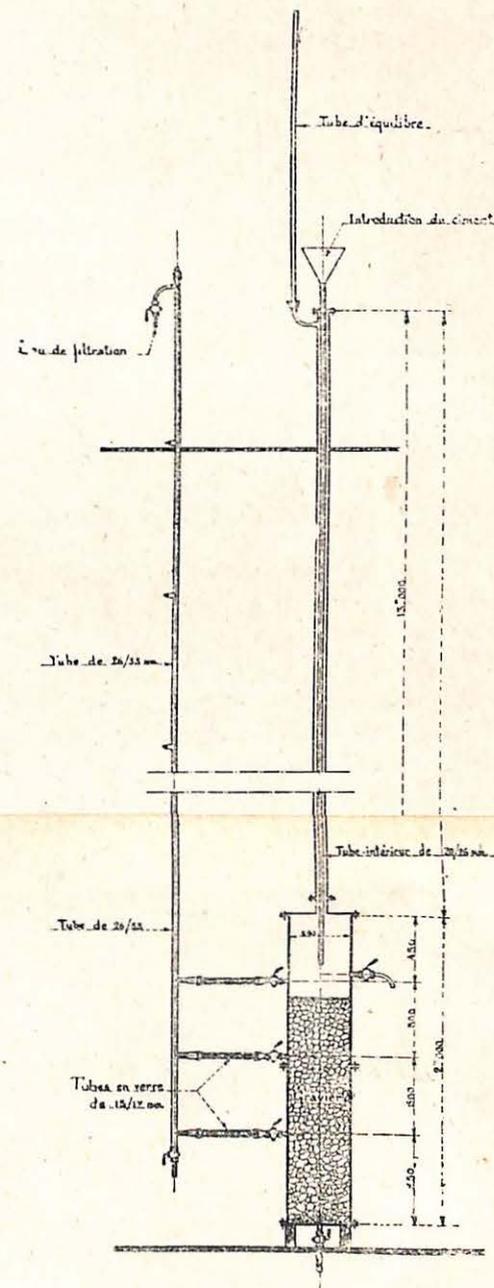


PLANCHE V.

vitesse est encore relativement grande, mais par lequel il ne passe plus qu'un courant d'eau presque claire entraînant quelques grains de ciment.

Dans le tube vertical en verre, ménagé à l'entrée de la carotte, on constate la présence d'un lait cimenteux dense, à grains serrés, mais on ne voit plus de mouvement.

L'absorption par l'entonnoir est déjà très faible, mais on continue à introduire de temps en temps du ciment.

A 15 h. 45, soit au bout de 44 minutes on n'observe plus de cimentation par le tube du milieu. Il subsiste un très petit chenal où il y a de l'eau claire.

On continue néanmoins l'opération, car on voit que la tige d'injection absorbe encore un peu. On place une broche dans le trou de l'entonnoir, et on la soulève toutes les 15 minutes puis toutes les heures. Il pénètre chaque fois un peu de ciment dans la tige.

Cette opération se prolonge du samedi 19 février à 15 h. 45 jusqu'au dimanche 20 février à 16 heures, moment auquel l'absorption était nulle.

Le démontage de l'appareil s'est fait le lundi 21 février à 10 heures du matin.

La carotte était remplie d'un ciment dur, bien serré.

En ouvrant le caisson représentant le puits, on a trouvé le gravier saturé complètement. De plus, un dépôt de ciment surmontait le gravier et avait atteint la base de la tige d'injection.

Cette expérience montre que le bouchage du trou de 54 millimètres de la carotte était obtenu au bout de 45 minutes et très probablement même au bout de 24 minutes. A ce moment tous les vides du gravier n'étaient pas remplis. *L'opération ne se termine que lorsque la tige d'injection se bouche à sa base par l'arrivée du dépôt de ciment à ce niveau.*

Dans cet essai on a utilisé : **92<sup>k</sup>,600 de ciment.**

Le volume rempli en ciment est le suivant :

Volume dans le puits . . . . .	82 lit. 055
Volume du tube sous la carotte . . . . .	1 » 014
Volume du trou de la carotte. . . . .	4 » 370
Volume total rempli de ciment . . . . .	<b>87 » 439</b>

La densité MOYENNE du ciment déposé est donc de :

$$\frac{92.600}{87.439} = 1.065$$



l'assiette de sable tassé à la base et d'autre part, du ciment remplissant la partie supérieure de la bombe. Entre le détonateur et le câble électrique était interposé un tube de 50 m/m dans lequel se trouvaient 2 conducteurs de cuivre nu bien tendus ; le tube était rempli par du soufre coulé à chaud. Après coulée on éprouva l'étanchéité à une pression de 60 k° par  $\text{cm}^2$ . Ce tube, de 50 m/m, se terminait par une bride s'emboîtant avec la bride de la bombe et l'on réalisait ainsi l'étanchéité parfaite, condition essentielle pour obtenir la détonation.

Le caisson ayant été éventré à 585 mètres, on coula le sable au moyen d'une tuyauterie de 130/112 m/m descendue dans la colonne de caissons jusqu'à 300 mètres, ceci pour éviter une ouverture du caisson qui se trouvait à cette cote et par laquelle le sable aurait pu passer. Le sable était amené par un courant d'eau depuis le stock jusqu'à l'orifice de la tuyauterie. Ainsi en 5 jours furent coulés les 1.800  $\text{m}^3$  de sable nécessaires pour remplir le puits sur la hauteur voulue, opération dont on suivait la progression à l'aide d'un fil à plomb.

Dans la suite, nous avons trouvé le caisson aplati à l'endroit de l'orifice inférieur du tube d'injection de sable, provenant de ce que ce courant d'eau et de sable avait formé Giffard.

Le sable avait entraîné beaucoup d'air dont les bulles remontèrent à la surface pendant 3 semaines environ.

#### Remplissage en briquillons de 585 à 554 mètres.

Cette opération était plus délicate. Nous avons, en effet :

un plancher réservoir à 300 mètres, sous lequel se trouvait le radeau,  
un planche réservoir à 570 mètres,  
un plancher de service à 571<sup>m</sup>,50,  
un plancher à 579 mètres (Planche II).

Pour ces trois derniers, les ouvertures laisseraient passer les briques ; nous n'avons pas à nous en préoccuper. Mais la difficulté était de passer au-delà du radeau. Ce radeau fort heureusement possédait une échancrure de 60 sur 80 centimètres, destinée à laisser passer la crépine d'aspiration de la pompe. De plus, nous possédions en ce point-là un rail fixé au cuvelage jusqu'à 415 mètres et qui avait servi à guider les pompes dans leur mouvement de translation afin de les empêcher de tourner. Au moyen du fil à plomb nous nous assurâmes de l'ouverture de passage puis nous construisîmes un cuffat en forme de fuseau, attelé à sa partie inférieure. Ce cuffat possédait

une rainure s'engageant dans le rail-guide, ce qui lui permettait de se maintenir dans sa position droite jusqu'à 415 mètres, extrémité inférieure du rail-guide. En échappant au rail-guide il basculait donc automatiquement et on le remontait renversé. Redressé au jour et engagé à nouveau dans le rail-guide, on le remplissait pour un nouveau voyage (Planche VII).

Nous avons employé des briques entières et des demi-briques. Au moyen d'un fil attaché à une brique abandonnée dans le puits, nous avons constaté que la vitesse de descente dans l'eau était de 7 kilomètres à l'heure : les briques devaient donc arriver au fond sans être endommagées, ce qui fut constaté dans la suite.

Au moyen d'un fil à plomb on suivait le remplissage qui fut arrêté à 555 mètres. Nous avons descendu les 1.200  $\text{m}^3$  nécessaires en 12 jours.

#### Pose des tubes d'injection

Nous disposions dans le puits de la colonne de caissons qui avait été mitraillée à 585 mètres. Nous fîmes éclater une nouvelle bombe à la profondeur de 553 mètres et nous ouvrîmes ainsi les caissons à cette cote. Nous descendîmes alors dans ces caissons une colonne de 130/112 millimètres de diamètre et de 553 mètres de longueur. Nous avons, dans ces conditions, un tube d'injection dont l'orifice inférieur se trouvait à 1 mètre au-dessus de la brèche et à 2 mètres au-dessus du lit de briquillons.

#### Bouchon à l'orifice du puits.

L'emploi d'un lait cimenteux à une proportion de 20 de ciment pour 100 d'eau en volume, augmente la densité de 10 p. c. Sur une hauteur de 550 mètres, on crée donc de cette manière une surpression de 5<sup>k</sup>,5 par centimètre carré, pression bien supérieure à celle nécessaire pour produire le renversement du courant d'eau du tufeau ; cette eau jaillit à la surface grâce à son niveau piézométrique qui est de 12 mètres au-dessus de l'orifice du puits. Nous avons ainsi, avec un lait à 20 p. c., une pression motrice de 4<sup>k</sup>,3 par centimètre carré.

Le bouchon devait évidemment pouvoir supporter cette pression. Nous l'avons construit pour une pression limite de 10 k. par  $\text{cm}^2$ . A 15<sup>m</sup>,70 de profondeur, nous avons installé huit poutres en bois de 300 × 300 millimètres, sur lesquelles nous avons placé des

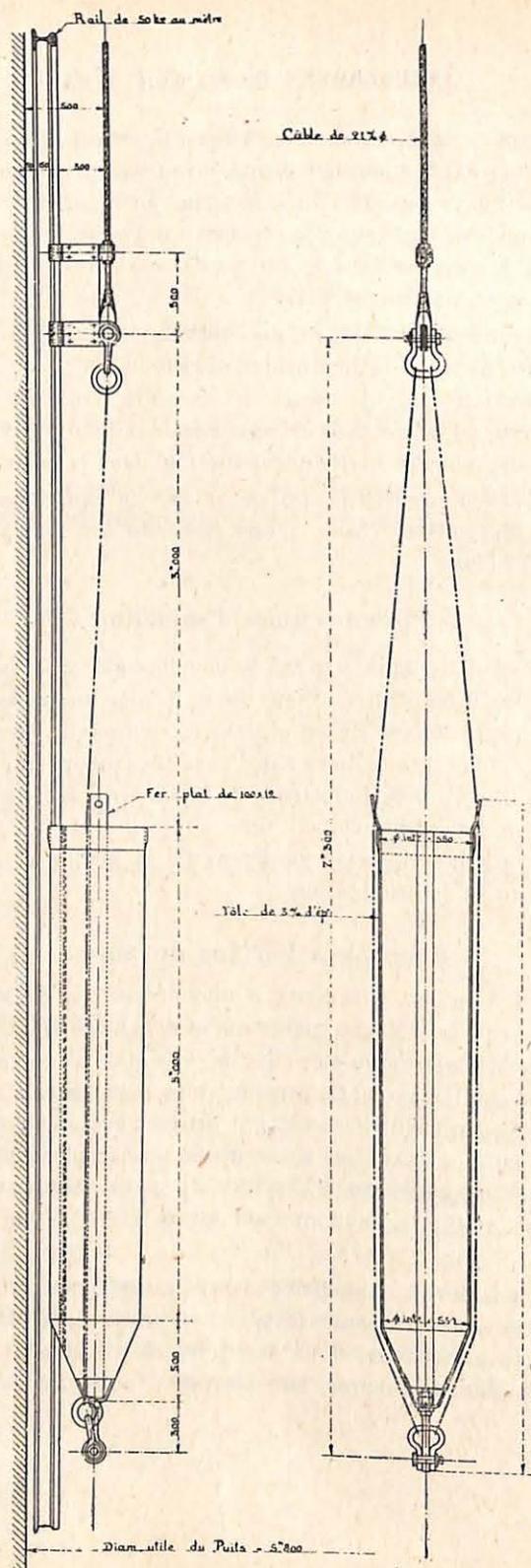


PLANCHE VII.

planches jointives de 50 millimètres d'épaisseur. Sur ce plancher, nous avons pilonné 1<sup>m</sup>25 d'argile pour assurer l'étanchéité. Sur ce lit d'argile, nous avons déposé trois poutrelles de 340 × 137 × 12 millimètres, appuyées sur les nervures du cuvelage et noyées dans du béton, puis au-dessus des poutrelles et perpendiculairement, des rails jointifs de 50 kilogrammes. Enfin, le bouchon fut complété par 80 centimètres de béton armé, 1 mètre de béton ordinaire et 70 centimètres de béton armé.

Pour une surpression de 5 kilogrammes par centimètre carré, le bouchon devait supporter, de bas en haut, une charge de 1432 tonnes. Afin d'équilibrer cette charge, nous avons placé sur le béton 10 mètres de sable saturé d'eau, soit 510 tonnes. Ce poids ajouté à celui de l'argile, des poutrelles, du béton, du cuvelage, de la tour et des pompes suspendues, soit 781 tonnes, donnait une charge totale de 1291 tonnes, sensiblement égale à celle engendrée par la pression de 5 kilogrammes par centimètre carré.

Ce bouchon était traversé par la colonne d'injection de 130/112 millimètres de diamètre et 3 colonnes-témoins devant servir l'une à recevoir un manomètre et une soupape équilibrée à 5 kilogrammes par centimètre carré, les deux autres au contrôle après cimentation.

**Injection de ciment.**

Nous fîmes d'abord des essais à l'eau claire. Tous les robinets avaient été fermés, sauf le tube d'injection 130/112 ; ce dernier débitait l'eau artésienne du tufeau. Sur ce tube, au moyen d'une pompe, nous refoulâmes 61 m<sup>3</sup> à l'heure et la pression dans le puits s'éleva à 1 kilogr. par cm<sup>2</sup>. Pour faire l'injection de ciment (Pl. VIII), nous avons installé une cuve cylindrique de 25 mètres cubes de capacité, munie d'un agitateur à palettes mu par un moteur. Le fond de cette cuve était relié directement à la colonne d'injection. Le lait cimenteux arrivait dans la cuve par des couloirs dans lesquels le ciment était entraîné par un courant d'eau réglé de manière à constituer un lait de 50 de ciment pour 100 d'eau ; le robinet qui réglait le débit à la tête de la colonne d'injection était ouvert de façon que le plan du liquide dans la cuve fût assez élevé pour ne jamais laisser pénétrer d'air dans la colonne. En 41 heures nous avons injecté 800 tonnes de ciment, sans que la pression dans le puits s'élevât au-dessus de 1<sup>k</sup>,8 par centimètre carré. Pendant l'injection nous avons constaté que des sources s'étaient déclarées autour du puits et débitaient de l'eau claire. Ces sources eurent à un moment un débit

## INSTALLATION POUR INJECTION DE CIMENT

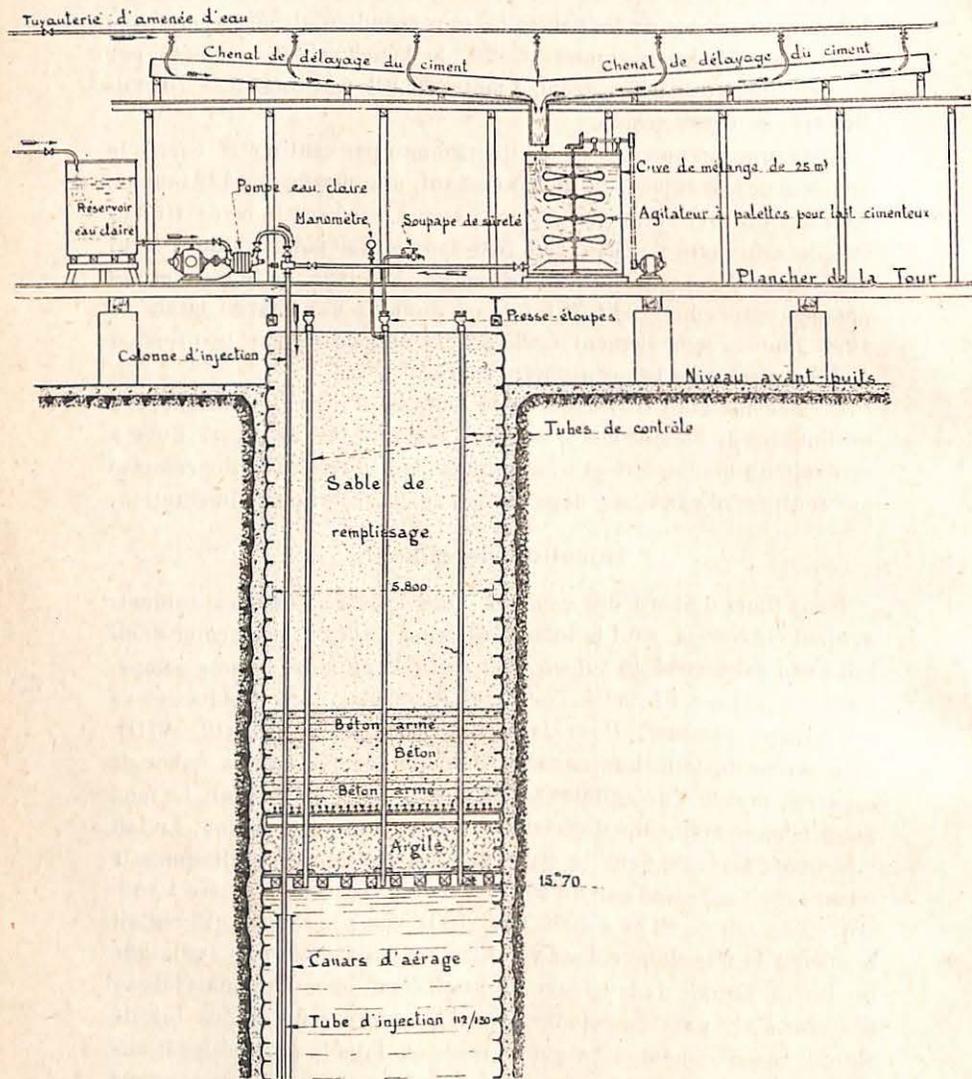


PLANCHE VIII.

maximum de 24 m<sup>3</sup>/heure, que nous réduisimes à 5m<sup>3</sup>/heure en fermant les orifices des anciens sondages de congélation par où l'eau sortait en plus grande abondance.

Après avoir injecté ces 800 tonnes, que d'après nos prévisions, nous ne devions pas dépasser (700 tonnes pour le remplissage des briques et 100 tonnes dans le terrain), force nous fut d'arrêter la cimentation pour nous réapprovisionner de ciment ; nous pensions, en effet, ne pas avoir encore réussi à aveugler la venue, d'autant plus qu'ayant repris le refoulement à l'eau claire, nous nous étions retrouvés dans les mêmes conditions de débit et de pression qu'avant cimentation. Mais quel ne fut pas notre étonnement lorsque 5 jours après, ayant arrêté le refoulement à l'eau claire, nous nous aperçumes que, non seulement le puits ne débitait plus, mais que le niveau d'eau avait baissé dans les diverses tuyauteries traversant le bouchon et que le vide s'y était fait. Nous constatâmes alors que le niveau de l'eau dans ces colonnes s'était établi à 4m,15 sous le plancher de la tour, c'est-à-dire au niveau des eaux superficielles. En même temps, on vit réapparaître l'eau dans les greniers des maisons de nos employés, eau qui avait disparu depuis le jour de l'accident.

Il n'y avait donc plus de doute, le puits n'était plus en communication avec la nappe du tufeau.

Mais comme le puits absorbait l'eau qu'on y refoulait, il fallait admettre que c'était par les joints du cuvelage qu'elle passait. Comme vérification, nous abaissâmes par émulsion le plan d'eau dans le puits (il n'y avait que 13 jours que la cimentation était terminée).

A la profondeur de 19<sup>m</sup>,70 la venue était de 2m<sup>3</sup>,720/heure au lieu de 26 mètres cubes avant cimentation.

A la profondeur de 24 mètres la venue était de 2m<sup>3</sup>,578/heure au lieu de 34 mètres cubes avant cimentation.

A la profondeur de 34<sup>m</sup>,70 la venue était de 2m<sup>3</sup>,521/heure au lieu de 50 mètres cubes avant cimentation.

A la profondeur de 51<sup>m</sup>,50 la venue était de 2m<sup>3</sup>,292/heure au lieu de 74 mètres cubes avant cimentation.

A la profondeur de 68<sup>m</sup>,45 la venue était de 3m<sup>3</sup>,180/heure au lieu de 93 mètres cubes avant cimentation.

Comme nous entendions tomber de l'eau dans le puits sous le bouchon, nous supposâmes que cette venue, qui semblait sensiblement constante, provenait d'un joint du cuvelage, et nous nous décidâmes à démolir le bouchon.

Cependant avant de faire cette opération, nous contrôlâmes, à l'aide d'un fil à plomb, le fond du puits; nous le retrouvâmes exactement au point où nous avions repéré les briquillons. Nous prîmes alors la décision de couler un supplément de 50 tonnes de ciment, afin de masquer les lèvres de la déchirure de la maçonnerie.

### Vidange du puits.

Nous remîmes alors nos pompes verticales en marche pour opérer la vidange du puits.

La venue fut contrôlée; nous constatâmes qu'elle augmentait au fur et à mesure de l'abaissement du plan d'eau, mais les venues étaient insignifiantes en comparaison de ce qu'elles étaient avant la cimentation.

(Planche I).

Ainsi, à 315 <sup>m</sup>	la venue était de 11 <sup>m³</sup> /h.	au lieu de 290 <sup>m³</sup>	
» à 356	» 12	» 320	»
» à 403	» 17,800	» 365	»
» à 504	» 26,400	» 450	»
» à 554	» 27	» 500	» chiffres extrapolés

En arrivant à 508 mètres, base du cuvelage supérieur, nous établîmes un plancher suspendu par des chaînes à la bride inférieure du dernier anneau placé, plancher à l'aide duquel nous posâmes le cuvelage en descendant (Planche IX). Nous arrivâmes ainsi jusqu'à 554 mètres où nous découvrîmes la déchirure, de 5 mètres de hauteur et de 7 mètres de largeur maximum, ainsi que des pans de maçonnerie pénétrant de 1<sup>m</sup>,40 dans la section utile du puits. Le muraillement étant composé de béton armé, aucune chute de matériaux ne s'était produite. Le décollement avait eu lieu dans la craie blanche dès son contact avec la craie grise qui n'avait pas bougé.

Les 27 mètres cubes d'eau sortaient de la craie blanche à la hauteur de 554 mètres et sur 3 mètres environ de la circonférence. Nous cimentâmes, entre cuvelage et terrain, tous les anneaux placés; nous posâmes, devant la cassure (Planche X), un anneau muni de quatre tubulures de 30 millimètres avec robinet et, immédiatement en dessous, un anneau qui était cimenté à l'extrados. La venue se trouvait alors captée et sortait librement par trois des robinets, le quatrième étant fixé à une tuyauterie allant jusqu'à la surface et prête ainsi à servir instantanément de tube d'injection de ciment, quoiqu'il puisse arriver.

## POSE DU CUVELAGE EN DESCENDANT PLANCHER MOBILE

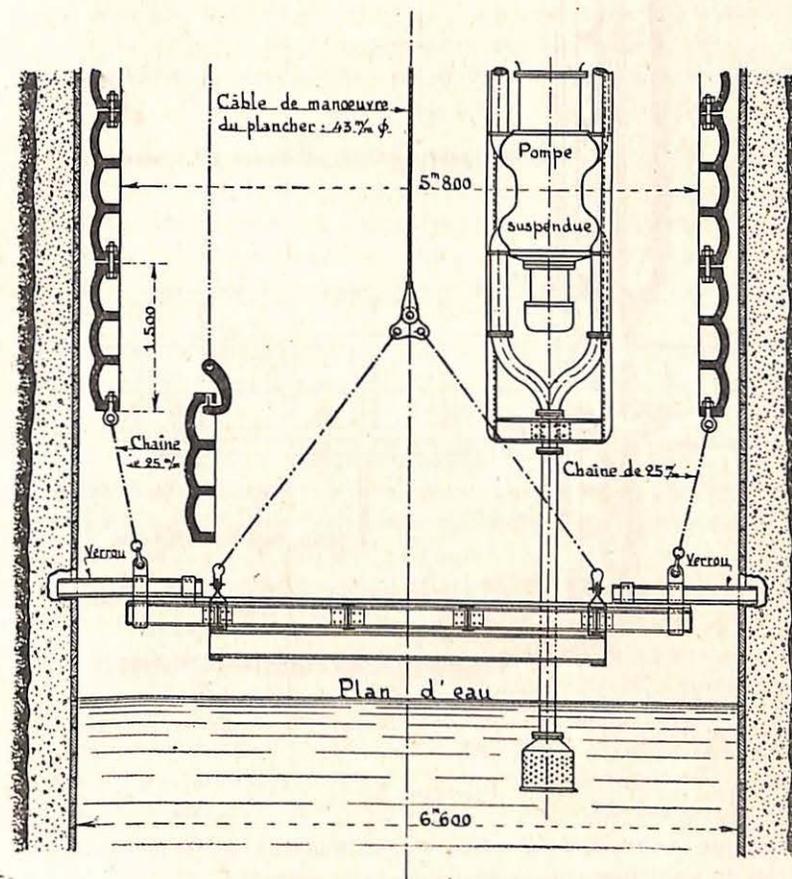


PLANCHE IX.

L'eau s'écoulant par les robinets était reçue dans un cuffat, dans lequel plongeait le tuyau d'aspiration de la pompe, ce qui donnait l'avantage d'alimenter la pompe en eau limpide et de laisser le fond du puits à sec.

Nous descendîmes ensuite en plaçant le cuvelage au fur et à mesure de la descente et en le cimentant, constatant, en trois points différents, de petites venues de 1 m<sup>3</sup> à 2 m<sup>3</sup>,5/heure que nous laissâmes écouler par les bouchons de cimentation.

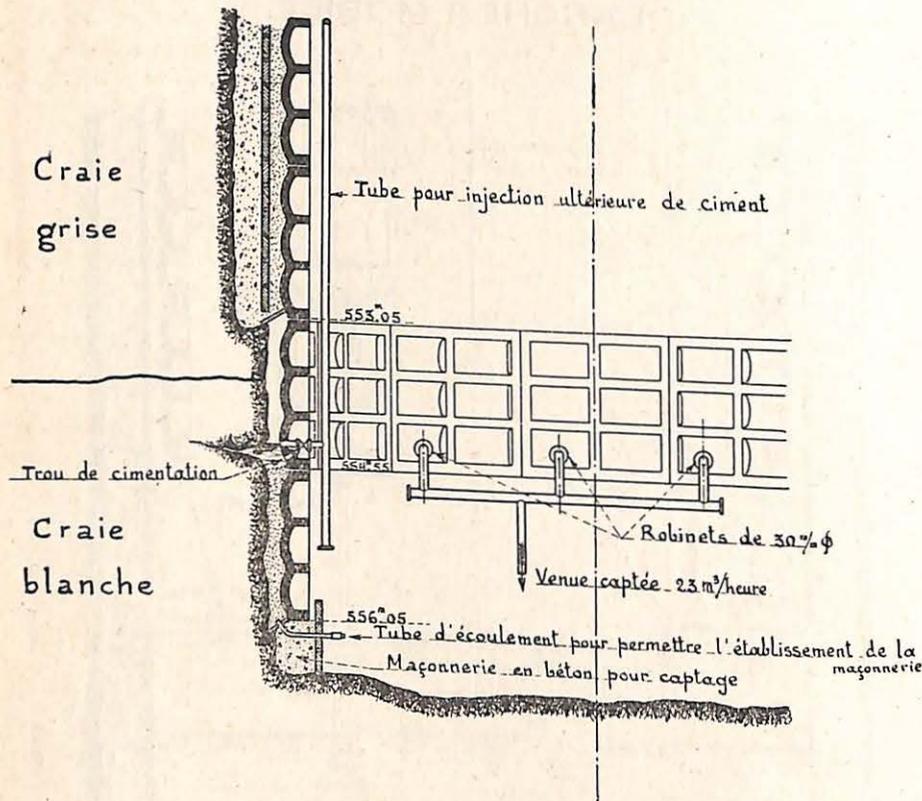
CAPTAGE DE LA VENUE A 554<sup>m</sup>,55

PLANCHE X.

Dès que le cuvelage eût pénétré dans la marne, à 569 mètres, les parois du puits furent trouvées absolument étanches.

Malgré cela, nous continuâmes le creusement avec pose du cuvelage en descendant jusqu'à la soudure avec la tête du cuvelage inférieur, et alors seulement nous fermâmes les robinets par où la venue se livrait passage et cimentâmes par la tuyauterie préparée à cet effet.

Après cimentation, les robinets furent enlevés et remplacés par des joints pleins.

*Béton formé par des briquillons.* — Nous avons trouvé d'abord, sans consistance aucune, les 50 tonnes de ciment que nous avions

coulées après la cimentation, puis les 3 premiers mètres de briquillons. En dessous, le béton était bien formé, consistant et de plus en plus dur. Les potelles laissées dans la maçonnerie étaient remplies de ciment bien dur. Dans la partie éventrée, les vides formés par le décollement de la maçonnerie étaient également remplis de ciment bien pris.

Il faut donc, pour réussir un bouchon efficace au fond d'un puits :

1° Y jeter, sur une hauteur importante, des cailloux laissant bien passer le ciment dans les interstices. Les briques et demi-briques conviennent très bien par leur grosseur ; de plus, elles se prêtent facilement au creusement subséquent avec le marteau piqueur sans explosif ;

2° Couler le ciment sous pression en fermant le puits à sa partie supérieure, de façon que le ciment soit contraint à se tasser au fond du puits.

## CONCLUSIONS

Le procédé que nous avons employé a permis de réparer un accident dont la gravité, en raison de la profondeur et du grand débit de la voie d'eau, nous laissait très perplexé.

Faire de la cimentation par l'extérieur du puits ne nous aurait conduit à rien. Il aurait fallu qu'un sondage vint atteindre le vieux trou, ce qui était impossible à réaliser. Retrouver ce trou par son ancienne ouverture, il ne fallait pas y songer non plus. Le nouveau trou avait été tubé, et même si on avait pu arracher ces tubes, il eût été impossible de rentrer dans le sondage perdu, surtout dans une roche tendre comme le tufeau. La petite venue de 27 mètres cubes heure que nous avons eue après cimentation aurait été évitée, si nous avions pu établir une certaine pression dans le puits pendant la cimentation, car nous aurions alors tassé le ciment dans les vides, de telle façon que rien n'aurait pu en sortir quand nous avons créé la dépression par la vidange du puits.

Quand l'obturation a été faite, il s'est trouvé que les 509 mètres de cuvelage avec ses kilomètres de joints se laissaient pénétrer par l'eau à la pression de 1<sup>k</sup>,5 par centimètre carré. L'eau cimenteuse ne pénétrait plus alors dans le terrain, mais remontait dans le puits. Nous avons, en effet, à partir de 350 mètres trouvé un dépôt de ciment impalpable sur toutes les nervures. Sans atteindre la perfection, ce procédé nous a permis de réduire à 27 mètres cubes/heure une venue de 500 mètres cubes/heure et de réparer notre accident.

Beerlingen, 20 février 1922.

## NOTES DIVERSES

# SONDAGES AUX EAUX

Notes des charbonnages de Patience et Beaujonc

### INTRODUCTION

Très tôt, les anciens mineurs ont dû songer aux moyens préventifs nécessaires pour éviter les accidents produits par la rencontre intempestive d'amas d'eaux accumulés dans les vides provenant de l'exploitation du gisement houiller.

C'était d'autant plus utile que le sol était criblé d'exploitations, séparées seulement entre elles par des « serres » ou piliers qui en constituaient les limites ou « épontes ».

C'est ainsi qu'ils créèrent le sondage aux eaux.

De nos jours encore, les anciennes pratiques sont suivies, tant est parfait le travail de sondage qu'ils ont combiné. L'outillage n'a pas changé ; les termes, les appellations des différentes opérations nous sont demeurés.

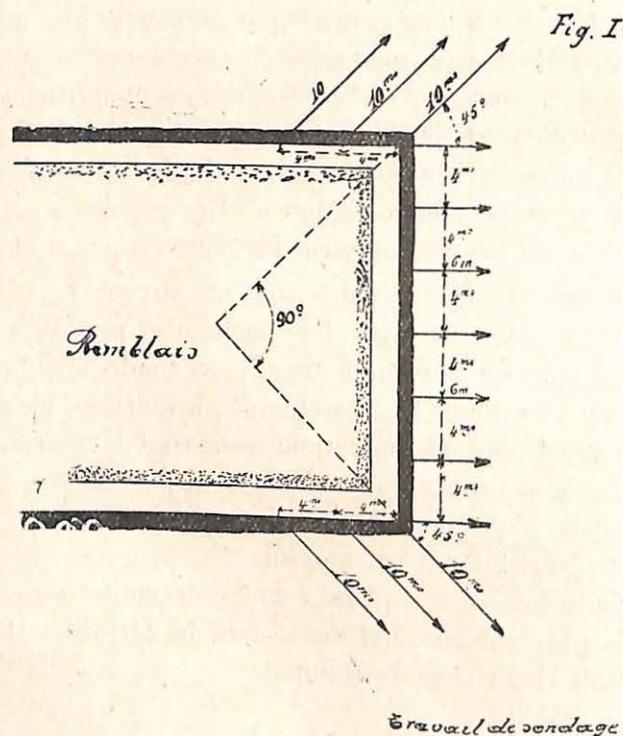
La façon de sonder aux eaux, la disposition des trous aux fronts d'abatage existaient, pour les vieux mineurs, sans être réglementés par une loi.

Aujourd'hui, ce travail est soumis à certains règlements dont le plus ancien, chez nous, date du 21 juillet 1841 et est appelé Règlement du Hainaut.

Il stipulait :

« Toutes les fois que l'on pourra soupçonner la présence  
» d'amas d'eau du côté vers lequel se dirigent les tailles  
» ou les travaux dans la roche, on pratiquera des sondages,  
» placés à 4 mètres de distance l'un de l'autre, perpendi-  
» culairement au front des travaux. Les trous de sonde  
» pratiqués aux extrémités seront percés obliquement de  
» manière à former entre eux un angle droit. La longueur

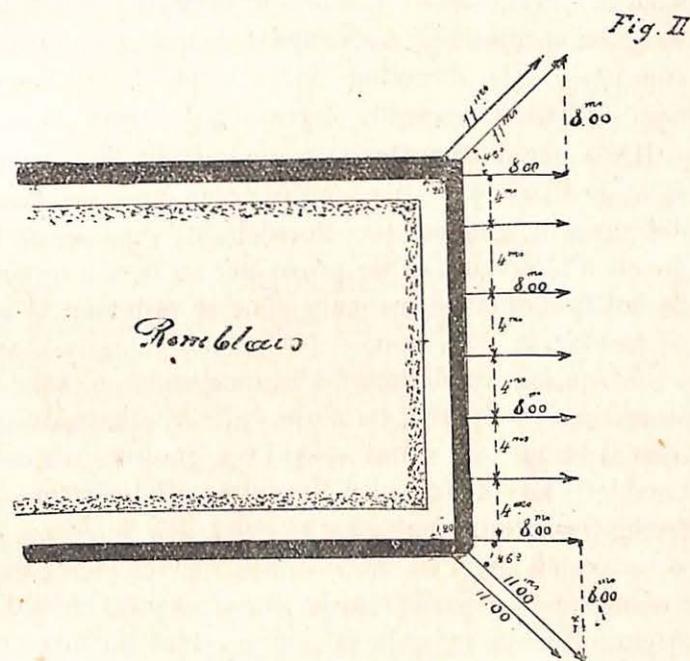
» du sondage pratiqué de front sera de 6 mètres pour les  
 » couches ayant une épaisseur de 0<sup>m</sup>,70 ou plus. Pour  
 » celles d'une épaisseur moindre et pour les travaux dans  
 » la roche, cette longueur sera de 4 mètres. Les trous  
 » pratiqués obliquement aux extrémités auront, dans  
 » le 1<sup>er</sup> cas, 10 mètres et dans le 2<sup>d</sup> cas, 6 mètres de lon-  
 » gueur (fig. I). »



En 1865, ce règlement fut complété par de nouvelles instructions ainsi conçues :

« Toute taille conduite dans une partie de la veine, où  
 » l'on ne se sera pas assuré, au préalable, soit par assèche-  
 » ment, soit par isolement, contre l'éventualité d'un perce-  
 » ment à un amas d'eau, devra être précédé d'un sondage

» composé de trous obliques percés à ses extrémités sous  
 » un angle de 45 degrés et de trous droits pratiqués en ces  
 » mêmes points et sur la hauteur du front à la distance  
 » de 4 mètres au plus l'un de l'autre ; ces derniers devront  
 » en tous temps présenter une longueur de 8 mètres au  
 » moins ; les pareusages auront 11 mètres et seront renou-  
 » velés pour chaque avancement de 1<sup>m</sup>,20 (fig. II). »



Le règlement du Hainaut ainsi complété resta en vigueur jusqu'en 1884, époque à laquelle les Règlements et Instructions sur la police des Mines l'abrogèrent en le remplaçant par les articles suivants du chapitre traitant des mesures à prendre contre les coups d'eau.

« ART. 63. — Le sondage en veine ou en roche est de  
 » rigueur chaque fois qu'il y a lieu de soupçonner l'exis-  
 » tence d'amas d'eau dans le voisinage des travaux.

» Le nombre, la longueur et la disposition des trous de sonde seront déterminés par la direction de la mine, d'après les circonstances locales, en tenant compte notamment de la puissance et de la composition des couches, de la dureté du charbon et des roches à forer, de la disposition des fronts d'abatage et de la hauteur présumée des amas d'eau dont on redoute la rencontre.

» Circ. 1886. — Cet article, qui prescrit le sondage en veine ou en roche au voisinage présumé d'amas d'eau, stipule que la direction de la mine déterminera le nombre, la longueur et la disposition des trous de sonde.

» Il y a lieu de rappeler ici ce qui est dit plus haut au sujet de l'article 13, c'est-à-dire qu'en cas d'insuffisance des mesures adoptées par l'exploitant, l'ingénieur a le devoir d'intervenir et de provoquer au besoin un arrêté de la députation permanente pour en ordonner le complément.

» Lorsqu'une exploitation s'avance vers un bain présumé, on la fera précéder d'une taille en reconnaissance, à front réduit, en ayant soin d'y organiser un sondage complet. Les deux voies de cette taille devront être faciles à parcourir.

» Les rejets que l'on rencontrera, surtout lorsqu'ils ont produit un recouvrement de veine, seront l'objet d'une attention toute spéciale et nécessiteront un surcroît de précautions.

» Dans les couches de grande puissance, formées de plusieurs laies, on sondera surtout la principale de ces laies, les anciens ayant pu n'établir leurs travaux que dans l'une d'elles.

» Enfin l'exploitation d'une couche gisant à peu de distance d'une autre ou l'on présume l'existence de bains, ne sera entreprise qu'après l'assèchement de ceux-ci.

» On sait que l'exploitation de couches au voisinage des morts-terrains aquifères donne souvent lieu à des affaissements du sol et à des venues d'eau assez considérables. Pour prévenir ces accidents ou en diminuer l'importance, il convient, dans ce cas, de ne pas arrêter les fronts de taille suivant une même ligne droite.

» ART. 64. — Pendant la durée du travail, les ouvriers sondeurs auront toujours à leur portée les objets nécessaires pour boucher immédiatement les trous en cas de besoin.

» ART. 65. — Avant de procéder à l'abattement des eaux d'un amas, la direction de la mine prendra toutes les précautions nécessaires pour mettre les ouvriers à l'abri des accidents qui pourraient résulter de cette opération.

» Il sera fait mention, au registre dont la tenue est prescrite par l'article 67 ci-après, des mesures de précaution qui auront été arrêtées ».

Ce règlement ne dit plus ce qu'il faut faire ; il laisse à la Direction de la Mine le soin de dire comment il faut se précautionner contre les eaux.

Cependant dès 1886, l'Administration des Mines crut bon de donner certaines instructions. Le 19 janvier 1886, une note inscrite dans le registre d'ordre de Patience dit :

« En suite d'instructions de Monsieur l'Ingénieur en chef du 5<sup>e</sup> arrondissement des Mines, j'ai l'honneur de porter à la connaissance de la Direction du Charbonnage de Patience et Beaujonc qu'il est désirable que le sondage aux eaux en veine soit combiné de telle façon qu'à la distance de 5 à 6 mètres des excavations, le ferme soit exploré sur tout leur pourtour en des points distants au maximum de 4 mètres entre eux.

» Ce n'est que dans ces conditions d'exécution, que le sondage peut être considéré comme présentant des



### Travail de sondage.

Les quelques notes qui suivent ont pour but de décrire le travail de sondage aux eaux. Ce travail, le plus particulier peut-être de la mine, est généralement le moins étudié, parce qu'il est d'un « effet négatif » sur les résultats de l'exploitation, les sondeurs pouvant être considérés comme les parasites de la mine.

Nous avons subdivisé ces notes comme suit :

- 1° Nécessité du forage.
- 2° Définition.
- 3° Outillage.
- 4° Sondages :
  - a) Travail de forage.
  - b) Diamètre des trous.
  - c) Position.
  - d) Inclinaison.
  - e) Direction.
  - f) Longueur.
  - g) Curage.
  - h) Découvertes.
  - i) Abattement d'un bain.
- 5° Vérification des sondages :
  - a) Longueur.
  - b) Nombre.
  - c) Position.
- 6° Organisation du travail.
- 7° Comptabilité.

Nous avons cru bon de devoir traiter la question dans tous les détails et, afin de pouvoir la résumer facilement, il nous a paru utile de pousser la subdivision qui précède assez loin.

### Nécessité du forage.

Les couches de charbon des gisements de Liège et du Hainaut ont fait l'objet d'exploitations depuis plusieurs centaines d'années. Il existe, dans ces deux bassins, un très grand nombre d'anciens puits dont les travaux sont généralement noyés. Or, si de tels travaux étaient touchés inopinément par une exploitation moderne, les eaux

qu'ils contiennent, en s'échappant, pourraient compromettre l'existence des ouvriers et les services de la mine.

De là la nécessité de faire précéder l'exploitation de nombreux travaux de reconnaissance convenablement disposés.

Les anciens travaux noyés constituent des « bains » ou « bagnes ». Si le bain est considérable, on dit qu'il y a une « mer » d'eau.

Le *niveau de l'eau* ou le « *levai d'aive* » est donné par le point d'où les eaux peuvent s'écouler par débordement, librement, et par conséquent, sans pression. C'est le point le plus haut occupé par les eaux, c'est-à-dire *la tête d'eau*. La *hauteur des eaux* est représentée par la différence entre la tête d'eau et leur niveau le plus bas.

Exemple : Un bain a été reconnu à 245 mètres de profondeur ; sa tête est à 150 mètres, la hauteur de l'eau est de 95 mètres.

Cette hauteur peut être reconnue directement, en l'absence de tout renseignement au sujet de la situation des eaux dans les travaux, à l'aide d'un manomètre.

### Définition.

Les sondages aux eaux sont des trous de 36 millimètres ou plus de diamètre, creusés en charbon, à la main, systématiquement en avant des fronts d'abatage et latéralement à ceux-ci. Le nombre, la longueur et la disposition des trous de sonde sont déterminés par la direction de la mine, d'après les circonstances locales.

Les trous forés perpendiculairement aux fronts d'abatage sont appelés « trous droits ». Les trous forés obliquement aux fronts sont appelés « conçoitages ». Les trous forés latéralement aux fronts et faisant avec ceux-ci un angle de 45° « pareusages ».

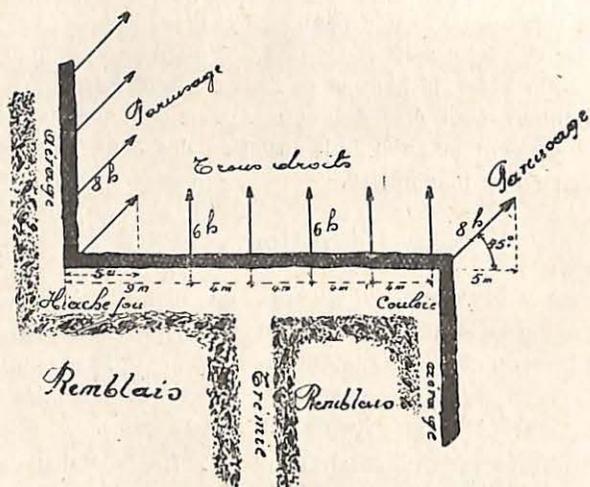
*Tailles montantes.* — On fore perpendiculairement au front d'abatage une série de trous droits en prenant comme point de départ le « hiache-fou » (1). Le premier trou est à 9 mètres de l'extrémité de la taille, puis les autres se suivent à 4 mètres d'intervalle. Il y a entre autres un trou devant la trémie d'évacuation du charbon et un trou devant l'aéragé à « l'couléie » (2). A la « couléie » dans l'angle, on fore à 45° un pareusage de 8 hèves qui a pour but d'explorer, latéralement à la taille, une bande de 5 mètres de largeur. Ce trou préservera la taille inférieure sur une longueur de

(1) Le « hiache-fou » est l'endroit où la taille aboutit à la ruelle d'aéragé.

(2) La « couléie » est celui où elle coupe le charbon en ferme.

5 mètres. C'est pourquoi le premier trou droit est à 9 mètres du « hiache-fou » de la taille (fig. IV).

### Sondage en taille montante <sup>Fig. IV</sup>



Il s'en suit qu'il y aura toujours une série de trous droits au front et un pareusage à la « coulée » et que l'aile de taille du côté du « hiache-fou » sera toujours protégée en partie par les pareusages, faits de 4 mètres en 4 mètres au fur et à mesure de l'avancement de la taille immédiatement supérieure.

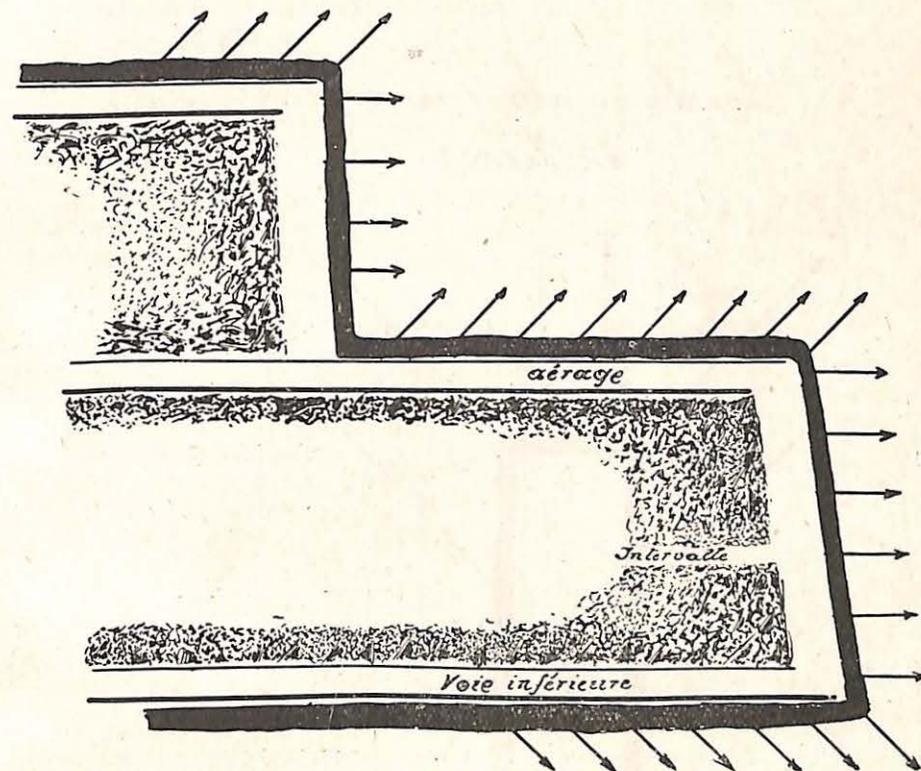
En taille chassante, il en sera de même sauf que des pareusages seront faits des deux côtés de la taille, c'est-à-dire à la voie de transport et à la voie d'aérage (fig. V).

Définition de l'intervalle : Son but et sa nécessité.

Les « intervalles » sont des espaces vides de la largeur d'une hève et d'une longueur illimitée, ménagés dans le remblai en face des trous de sonde et permettant le retrait de la sonde quand on fait le curage.

### Sondage en tailles chassantes

Fig. V



Les voies et aérages servent d'intervalles. La nécessité des intervalles s'impose pour éviter le démontage continu des verges.

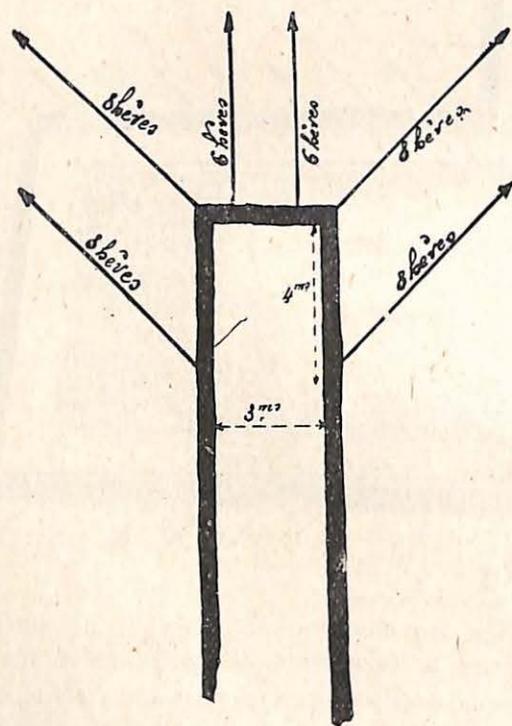
Observations : Lorsque, dans les tailles montantes, il y a trop de pierres ou lorsque l'ouverture de la couche est trop faible ou bien encore quand le toit est mauvais dans les intervalles, on fait un pareusage coestresse de 10 hèves afin de supprimer un trou droit et un intervalle.

Les trous sont au maximum écartés de 4 mètres. Ils doivent avoir une longueur minimum de 5<sup>m</sup>,50.

Dans les montages ordinaires, de 3 mètres de largeur, on fore deux trous droits dans les « coulées » et deux pareusages. Il en est

de même en descendant ou en chassage. Si le front était plus large, il faudrait forer comme en taille (fig. VI).

Fig. VI  
Sondage dans un montage  
en Feinc.



Il importe beaucoup que deux trous ne puissent se rencontrer au cours du forage. Il faudra y veiller attentivement en disposant convenablement les trous de la sonde.

### Outillage.

L'outillage d'un sondeur se compose d'un « jeu de terrés ». Il comprend : « L'amoerceu » ou « amorceur ».

« Li coute vège ».

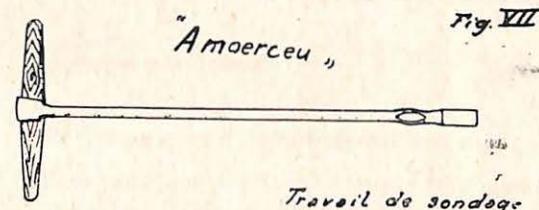
4 « longues vèges ».

4 ou 5 « moffes ».

un « herpay ».

une « broque ».

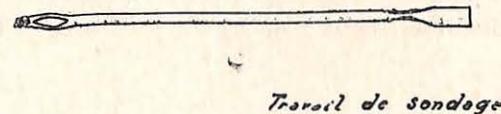
des haccons, des cayets en bois de saule, de la mousse et de la ficelle. L'amoerceur est un tourne-à-gauche de 0<sup>m</sup>,90 de longueur, dont le manche en bois a 25 à 30 centimètres de longueur et 30 millimètres de diamètre. Les deux côtés du manche s'appellent « les coènes ». La tige, en fer de Suède, a 15 millimètres de diamètre. Elle est terminée par un léger aplatissement suivi d'une « buse » taraudée ou bout femelle. L'aplatissement sert à faire tourner la verge à l'aide des « haccons ». Les verges s'assemblent par bout mâle et femelle, le bout mâle portant un pas de vis (fig. VII).



« Li coute vège » est une verge de 0<sup>m</sup>,90 de longueur et 11 à 15 millimètres de diamètre, terminée à ses deux extrémités par des aplatissements et par bout fileté mâle et femelle. Elle a la longueur d'une hève, soit 0<sup>m</sup>,90. C'est l'unité de mesure de longueur des sondages. Le bout mâle s'appelle la « vis ». Il est légèrement tronconique afin de pouvoir s'emboîter plus rapidement.

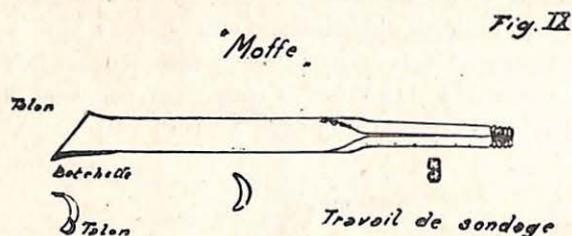
Les longues vèges mesurent 1<sup>m</sup>,80, elles sont comme la « courte vège » terminées par deux parties aplaties et par vis et buse coniques. Elles ont 15 millimètres de diamètre et sont en fer de toute première qualité (fig. VIII).

Fig. VIII  
"Vège"



*Li moffe.* — C'est une tarière en demi-lune de 30 millimètres de diamètre et d'épaisseur variable, en acier dur, terminée à une extrémité par une vis et un aplatissement et à l'autre extrémité, par une « betchette » et un « talon ». Le creux ou concavité s'appelle « li chena » ou « li losse ». La partie qui travaille affecte la forme ci-contre. La longueur est limitée par les espaces libres aux fronts. Faisant suite à la vis, une partie de la moffe est hachée de façon à présenter un aplatissement sur 12 ou 15 centimètres de longueur afin que la poussière ne vienne pas se ramasser contre la buse de la première verge et la bloquer.

L'inclinaison de la betchette par rapport à l'axe de la moffe constitue « l'amontmin del moffe » (fig. IX).

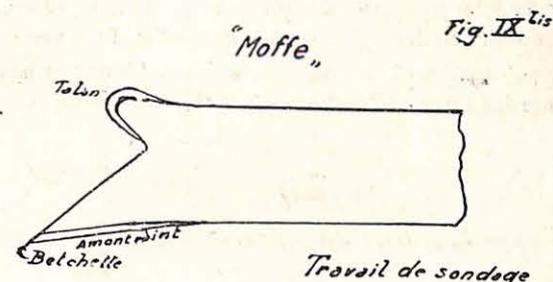


L'ouvrier a, dans son jeu de terrés, 4 ou 5 moffes, dont :

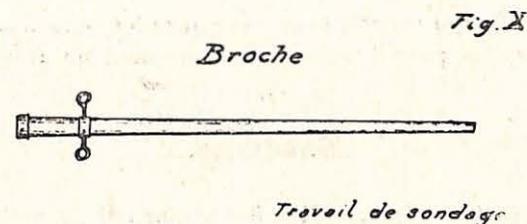
a) une courte, de 40 à 80 centimètres de longueur et dont la partie travaillante a  $36^{m/m}$ ,5 de diamètre; elle est utilisée pour commencer le travail; puis b) 3 ou 4 longues, mesurant de  $1^{m}$ ,50 à 2 mètres et ayant, à l'extrémité travaillante, 36 millimètres de diamètre. Il importe que les moffes, qui sont en acier laminé, aient leurs arêtes bien nettes. Elles doivent être amincies à la forges avec une « stampe » ou étampe avant de pouvoir être utilisées. Elles ont 30 millimètres de diamètre. Ainsi qu'il est dit plus haut, la partie qui rode a, suivant les cas, 36 ou  $36^{m/m}$ ,5 de diamètre.

« L'amontmin » de la « moffe » doit être compris entre  $45^\circ$  et  $60^\circ$  selon la dureté. Si la betchette est trop fine elle risque de se casser. Si elle est trop peu fine, elle ne coupe pas. La moffe est trempée au bleu. Le talon doit être légèrement recourbé de façon à couper la veine et non pas à l'arracher (fig. IXbis).

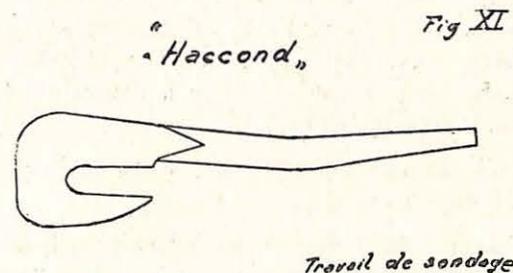
*Li broque.* — C'est une broche tronconique en saule (Sâ) de  $1^{m}$ ,80 de longueur, 32 millimètres de diamètre au petit bout et 60 milli-



mètres au gros bout. Ce dernier est fretté. A 20 centimètre de l'extrémité, vers le gros bout, la broche est cerclée et traversée par une tige en fer de 25 centimètres de longueur et 10 millimètres de diamètre, repliée sur elle-même à ses deux extrémités. Cette tige sert à enfoncer la broche en cas de besoin. La broche est en saule parce que ce bois gonfle très fortement dans l'eau (fig. X).

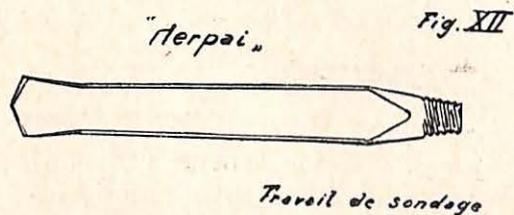


*Hacconds.* — Ce sont des clefs qui servent à assembler et à désassembler les « vèges ». Elles affectent la forme ci-contre qui leur permet de saisir les parties plates des « vèges » et par suite de visser et de dévisser ces dernières (fig. XI).



*Li herpay* est un outil à deux taillants servant à traverser de la pierre rencontrée au cours d'un sondage en veine. C'est le cas

lorsque la couche présente une étreinte qu'il faut percer. Le « herpay » s'assemble sur les tiges comme les moffes. Le travail au herpay se fait par percussion et non pas par rodage. L'ouvrier ayant soin de faire tourner les tiges en battant (fig. XII).



*Cayets.* — Les cayets sont de petites broches en saule bien sec, de 35 millimètres de diamètre et de 15 à 20 centimètres de longueur.

*Mossai.* — C'est de la mousse ordinaire.

Au cours de son travail, le sondeur aura toujours à sa portée les objets nécessaires pour boucher immédiatement un trou en cas de besoin.

### Sondages.

a) *Travail de sondage.* — Il s'effectue par rodage, mais ce dernier n'est pas continu.

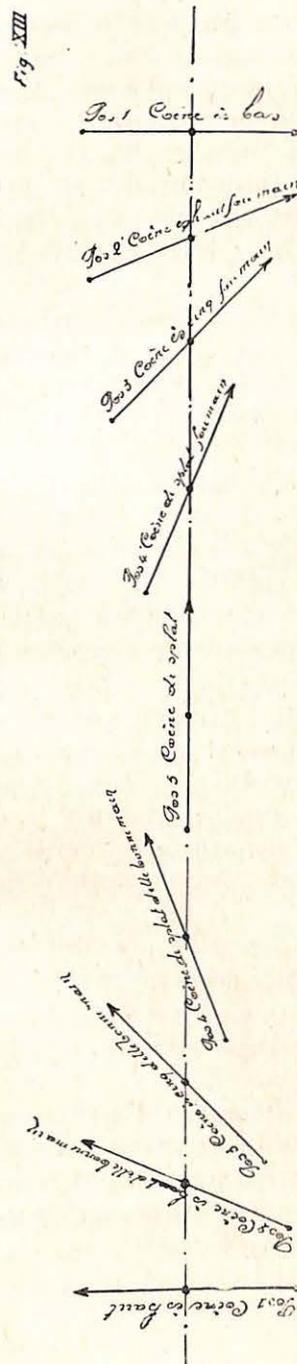
L'ouvrier foreur est accompagné d'un gamin appelé « setcheu fou » parce qu'il aide à retirer les verges hors des trous de sonde.

Avant de décrire la manière de travailler, il est nécessaire de renseigner quelques expressions usuelles de l'ouvrier foreur.

Les deux parties du manche de « l'amoerceu » s'appellent « les coènes », parfois l'une d'elles porte une marque; elle est désignée alors « li bonne coène » par opposition à l'autre qui s'appelle « li mâle coène ». C'est toutefois rare.

Lorsque « li chène » est tourné vers le haut, on dit qu'il est « bén » vers le bas, il est « mâ ».

Avant de commencer à forer l'ouvrier prépare le trou avec une havresse, sinon la moffe décrirait un cercle autour de la bêchette. Puis il assemble la « coute moffe » sur l'amoerceu et repère la direction des coènes lorsque la moffe est « mâ ».



Les différentes positions des « coènes » pendant l'opération du sondage s'appellent comme suit : (fig. XIII.)

Dans la position 1 la sonde est « coène es haut ».

Dans la position 2 la sonde est « coène es haut d'elle bonne main ».

Dans la position 3 la sonde est « coène es cinq d'elle bonne main ».

Dans la position 4 la sonde est « di splat d'elle bonne main ».

Dans la position 5 la sonde est « di splat ».

Dans les positions inverses elle est :

4<sup>1</sup> « di splat fou main ».

3<sup>1</sup> « es cinq fou main ».

2<sup>1</sup> « coène es haut fou main ».

1<sup>1</sup> « coène es bas ».

L'ouvrier dit à son « setcheu fou » la position des coènes, afin de toujours rentrer la sonde « mâ » après chaque « rinètèche », c'est-à-dire après chaque curage.

Pour travailler l'ouvrier tient les coènes en main, projette la sonde contre le fond du trou en la maintenant mâ, afin de diminuer le frottement sur la poussière et afin d'éviter de refouler celle-ci au fond du trou (ce qui arrive quand on projette la sonde li chène tourné vers le haut); puis pour forer, il les fait tourner, par demis tours, deux ou trois tours entiers de façon à toujours ramener l'outil dans la position « mâ ». Il fait ensuite un demi tour, ce qui a pour effet de remettre la sonde « bén » en l'emplissant de poussière; il l'attire à lui, puis la remet « mâ », ce qui déverse la poussière en arrière. S'il ne procédait pas de cette manière, il laisserait la poussière en place et celle-ci

amortirait le coup suivant. La poussière déversée, le sondeur « ristiche » c'est-à-dire projette la sonde en avant. Il refore deux ou trois coups, puis ramène en hélice et « ristiche » en avant. Après avoir « ristichi » 4 à 5 coups « mâ », l'ouvrier « ristiche » un coup « bén » afin de maintenir le trou horizontal. En effet, s'il forait constamment « mâ » comme l'outil à la bêchette a un diamètre supérieur à celui du chène, le trou incliné par rapport à celui-ci descendrait certainement. En « ristichant » « bén » de temps en temps, il relève la direction.

Pour commencer, le sondeur emploie « li coute moffe » qui sera d'autant plus courte que le remblai, sera plus près du vif thier. La « coute moffe » se tord moins facilement. C'est un avantage lorsqu'on commence un trou, car la sonde n'est pas soutenue ; par contre, le curage est plus lent.

Pour ce motif l'emploi de la « coute moffe » est indiqué pour l'amorçage des trous et pour quelques cas particuliers. Tel par exemple celui d'une veine très dure ou l'on risque de casser par torsion, les moffes trop longues. Aussitôt que le trou a 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,50, l'ouvrier retire la sonde et remplace la « coute moffe » par une longue, celle-ci mesurant 1<sup>m</sup>,80 il pourra continuer à enfoncer la sonde de la longueur ajoutée.

Puis il commence à forer régulièrement. Lorsqu'il a avancé de 0<sup>m</sup>,90 il retire la sonde, décroche « l'amoerceu » en maintenant fixe la partie qui reste dans le trou ; il y revisse « li coute vége » repère les « coènes » et recommence à forer. Lorsqu'il s'est avancé d'une hève, il retire de nouveau la sonde, enlève avec ses haconds « li coute vége » et la remplace par une longue. Il avance donc ainsi hève par hève.

Lorsqu'il y a suffisamment de vides dans la taille, le sondeur fore parfois par double hève afin de « discrochi » moins souvent (1).

Au cours du forage le « setcheu fou » tourne le dos au vif thier et supporte la sonde sur son épaule droite. Il aide le sondeur à « ristichi » en attirant la sonde à lui à ce moment.

Il arrive parfois que l'on doive sonder en des points qui ne sont pas facilement accessibles. On fore alors « à long jeu », c'est-à-dire que l'ouvrier se place à 3, 4, 5 mètres et même davantage du vif thier, Pour empêcher la sonde de fléchir, il place des « baïles » sur les bois

(1) Discrochi = dévisser

de taille. C'est parfois le cas d'un montage où l'on doit forer en même temps que l'on travaille au vif thier. Ce n'est cependant pas recommandable. Mieux vaut dans un travail de ce genre occuper au vif thier un haveur avec un sondeur qui travaille à la veine et sonde selon les nécessités,

Dans les couches à forte inclinaison et à faible ouverture, le foreur place quelquefois aussi des baïles pour aider le setcheu fou, surtout dans les voies principales et dans les voies d'aéragé.

### Observations à faire par le foreur.

Au cours de son travail, le sondeur doit avoir toute son attention retenue par le son qu'émet la sonde en frappant le vif thier. Il doit observer continuellement par l'ouïe. De temps en temps, il examinera la poussière ou « hututu » au toucher et à l'odorat. Par le toucher, il s'assurera que le trou est sec au vif thier et, par l'odorat, il constatera l'absence ou la présence d'acide sulfhydrique caractéristique des vieux travaux. Ces observations seront surtout minutieuses à l'extrémité des trous.

#### b) Diamètre des trous.

La valeur du diamètre des trous est indirectement une fonction de la force moyenne d'un homme. Le diamètre des verges de foreur ne peut être inférieur à 15 millimètres, sinon ces verges plieraient par flambement ; les mouffles, aux buses, auront 25 millimètres de diamètre et si nous laissons 10 millimètres de jeu autour d'une buse pour la poussière, nous voyons que le trou doit avoir au moins 35 millimètres de diamètre.

#### c) Position des trous.

Elle est limitée par rapport au toit et au mur, par la rotation des « coènes ». On ne pourra forer à moins de 0<sup>m</sup>,15 du toit, ni à moins de 0<sup>m</sup>,15 du mur.

*Couche d'un seul sillon homogène :* La position du trou dans la couche est indifférente. Il sera placé de la façon à rendre le travail le plus commode possible.

*Couche de plusieurs laies :* Il faut sonder immédiatement sous la plus dure. Celle-ci constitue un guide pour la sonde. Dans les couches de grande puissance formées de plusieurs laies, on sondera surtout la principale de ces laies, les anciens ayant pu n'établir

leurs travaux que dans cette dernière. Il faut défendre sévèrement de placer des trous dans une laie trop friable ou dans le havage. Les vieux travaux s'y annoncent trop vite et l'eau s'y fait un passage sans la moindre difficulté, Dans les couches très puissantes ou dans les redoublements, le sondage sera excessivement régulier et les trous les plus longs possibles.

#### d) Inclinaison des trous de sonde.

Dans les montages ou dans les tailles montantes, les trous ont une inclinaison un peu plus forte que la pente. Comme par le travail, ils ont une tendance à descendre on peut ainsi travailler plus longtemps « mâ » avant de travailler « ben ».

Pour déterminer l'inclinaison, le foreur fait ce qu'il appelle « xhaussi li tro ». Il détermine la position du trou puis prend la distance au toit et reporte la même distance en arrière, du bout de l'amoerceu au toit. En abaissant un peu l'amoerceu, il a ainsi la bonne pente.

Dans les tailles chassantes et chassages, il procède de la même façon en se réglant d'après le toit. Il laisse également monter un tant soit peu le trou afin que l'eau, si la veine a du « sang » puisse s'écouler, sinon le curage serait trop difficile. Pour les pareusages, c'est encore une fois le toit qui détermine leur inclinaison.

#### e) Direction.

Les *trous droits* en taille montante sont tous parallèles et placés suivant la ligne de plus grande pente, en taille chassante, les trous sont également parallèles et leur direction est celle de la couche, à très peu de chose près. Ils remontent légèrement pour la facilité du curage. Le premier trou est foré en prenant le toit comme orientation. Une fois déterminé il sert de guide aux autres. Le sondeur laisse les tiges dans le trou puis, à l'aide de ficelle, à partir de celles-ci, il trace deux parallèles égales de 4 mètres de longueur aux deux extrémités desquelles il a la direction du 2<sup>e</sup> trou et ainsi de suite

Pour les trous montants, le foreur procède de la même façon en prenant comme guide pour le premier la ligne de plus grande pente.

*Trous obliques* : Leur direction est déterminée parfois à l'aide de l'équerre. Plus souvent, l'ouvrier pose une extrémité de son amoerceu au point où il va forer le trou et il maintient l'autre à 0<sup>m</sup>,65 du vif thier ; il a ainsi la direction à 45°.

#### f) Longueurs.

Les trous ne doivent pas avoir moins de 5 hèves et demie. Théoriquement il faut les faire le plus long possible. Si nous appelons L la longueur d'un trou, lorsqu'il est mauvais L-5,5 sera la partie utilisée. D'où le rendement =  $\frac{L-5,5}{L}$

$$\text{Si } L = 7 \text{ (minimum payé), on a } R = \frac{7-5,5}{7} = \frac{1,5}{7} = 0,2.$$

$$\text{Si } L = \infty \text{ } R = 1.$$

La longueur des trous est limitée parce que l'écartement de deux trous voisins devient trop grand, ou bien les trous dévient dans le toit ou dans le mur ou dans du havage, etc. Parfois il faut les arrêter sur de la pyrite qu'il n'y a pas moyen de percer. Lorsqu'un trou touche le toit ou le mur, le sondeur arrive parfois à le remettre en charbon. Il prend la « coute moffe » la plie légèrement et sans effectuer de rotation, travaille « mâ » s'il est au toit, « ben » s'il est au mur.

#### g) Curage des trous ou « rinètège ».

But : empêcher l'engorgement du trou.

Le curage peut se faire de deux façons :

1<sup>o</sup> En retirant la sonde sans dévisser. — Il faut qu'il y ait de la place pour « setchi fou ». Cela peut se faire devant la voie ou la trémie, devant l'aérage et dans les tailles lorsqu'on peut y laisser des intervalles ;

2<sup>o</sup> En dévissant la sonde. — Cela ne se fera que lorsqu'il est impossible de faire autrement. L'opération est bien plus lente car il faut dévisser les verges une à une pour ramener la « moffe ». Cela s'appelle « rinèti à discrochi ». Le curage se fait d'autant moins souvent que la moffe est plus longue. Avec une moffe de 1<sup>m</sup>,50, on nettoye après 30 ou 35 centimètres d'avancement ; avec une moffe de 2 mètres, on va jusque 60 centimètres, Certains foreurs nettoient moins souvent que d'autres ; cela tient à la façon dont ils ramènent la poussière en arrière avant de « ristichi ». D'autres plus hardis, au risque de bloquer le trou, curent plus rarement.

Pour curer, le foreur fait tourner deux ou trois fois la sonde dans le trou afin de bien ramasser la poussière au fond, puis il donne les « coènes » à son setcheu fou en les tenant ben. Le gamin retire toute la sonde, puis le foreur retourne la moffe. Il fait rentrer la sonde,

puis recommence l'opération jusqu'à ce qu'il ne ramène plus rien. Quand il n'y a pas de place pour setchi fou, l'ouvrier doit « discrochi » chaque verge. Il doit alors prendre soins de maintenir rigoureusement fixe la partie de la sonde qui se trouve dans le trou et de dévisser celle qui sort.

Après avoir dévissé toutes les « vèges » jusqu'à la moffe, l'ouvrier doit « racrochi ». Cette manière d'opérer est évidemment très lente ; aussi, lorsqu'on ne pourra l'éviter, faudra-t-il travailler avec les plus longues moffes possibles.

Il arrive parfois que des trous se curent seuls, notamment ceux qui sont forés suivant l'inclinaison lorsqu'ils donnent un peu d'eau, soit que la veine ait du « sang » pour employer l'expression en usage, soit qu'elle donne de l'eau par des cassures souvent imperceptibles. Le foreur s'arrangera alors pour travailler à deux trous. Pendant qu'il sera occupé à l'un, l'autre se nettoiera.

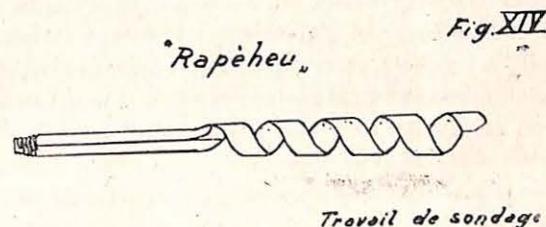
Dans les trous descendants, le curage doit être beaucoup plus fréquent. Il faut ramener en arrière presque à chaque coup. Souvent aussi ces trous après 24 heures sont remplis d'eau. Avant de retravailler en avant, il faut absorber celle-ci. On y déverse pour cela de la poussière de curage et on retire la boue qui se forme.

Il arrive quelquefois que par le manque de curage, la moffe se cale dans la poussière. Il faut alors décrocher en dévissant. On revisse d'autres verges et une nouvelle moffe et on essaye de nettoyer le trou. On parvient ainsi à dégager la moffe engorgée, que l'on ramène sur l'autre. Parfois aussi on réussit à la débloquent en frappant sur les coènes à coup de marteau. Les chocs répétés désagrègent la poussière.

Il peut arriver aussi qu'une moffe se brise. On cherche à ramener le morceau brisé sur le morceau resté attaché à la sonde en tâchant de faire glisser ce dernier sous le morceau brisé. Parfois c'est une verge qui se casse. On ramène les tiges puis on dévisse le morceau brisé et on le remplace par le « rapeheu » (fig. XIV). Cet outil consiste en un fer plat de  $25^m/m \times 3^m/m$  tourné en forme d'hélice tronconique et terminé par une vis. Le cône emprisonne la verge cassée ; on l'enfonce jusque l'aplatissement qui précède la base et on tourne. L'hélice forme ressort, enserrme la verge et on peut ainsi retirer le morceau resté dans le trou.

Souvent pour retirer une verge cassée on introduit dans le trou la sonde, débarrassée du morceau brisé et on essaie d'introduire le bout

restant dans le trou, dans la buse de la dernière verge que l'on enfonce. Celle-ci aura été légèrement pliée afin de frotter sur le fond du trou où repose la verge cassée. Lorsqu'on la sent, on frappe 2 ou 3 coups pour la serrer dans la buse et on retire doucement.



#### h) Incidents de forage. — Cassures.

Il arrive parfois qu'au cours du forage, surtout lorsque le trou foré est sec, que la sonde tombe à vide ; le sondage fait entendre un bruit spécial de « glouglou ». Aussitôt il se dégage de l'eau en assez grande quantité. Presque toujours le sondage a simplement rencontré une cassure. Cependant, par mesure de précaution, il convient de boucher immédiatement le trou avec la « broque » et procéder de la même manière que si l'on avait atteint un bain.

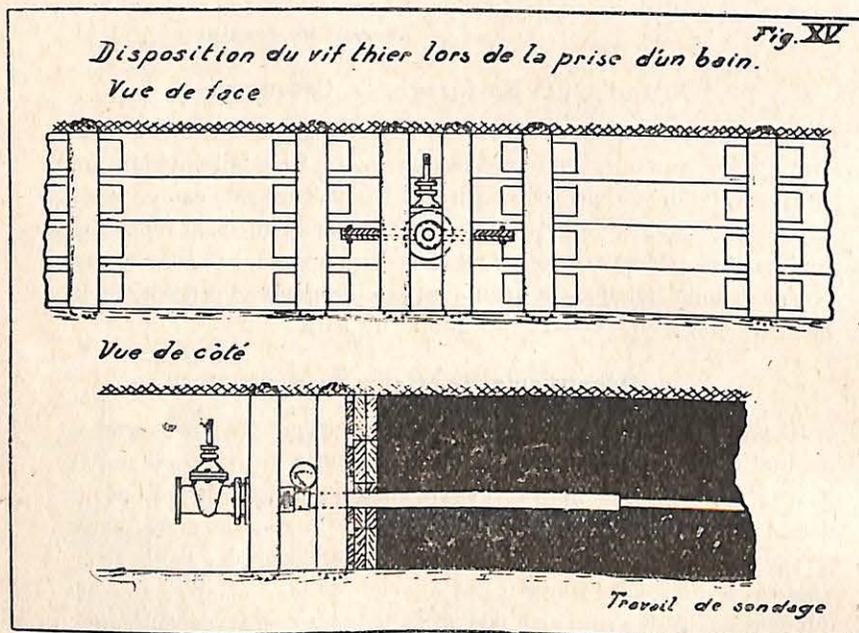
#### i) Découverte de vieux travaux.

Généralement les vieux travaux s'annoncent par des « froheures », c'est-à-dire qu'avant d'arriver dans les « vus » ou vides, la sonde rencontre du charbon altéré, souvent humide et qui répand l'odeur caractéristique des œufs pourris. Nous disons généralement, parce que le cas de couche sans froheure existe ; par exemple, au charbonnage de Patience et Beaujone, la couche Mona. Certaines couches donnent des froheures sur 5 mètres de longueur ; c'est exceptionnel.

Il est à remarquer cependant que toutes les eaux n'ont pas l'odeur caractéristique signalée ; il faut donc, dès qu'il y a de l'eau, se méfier et prendre des dispositions en conséquence.

Lorsque la couche ne présente pas de « froheures », on « trawe à vu », c'est-à-dire qu'on atteint les vieux travaux inopinément. Le danger n'est pas bien grand, même s'il y a beaucoup d'eau ; car lorsqu'il n'y a pas de froheures c'est que la veine est très dure. Dans ce cas, l'eau ne peut venir que par le trou de sonde ; il n'existe pas de cassures par où elle pourrait se créer un chemin et se déverser dans le chantier en masse considérable.

Aussitôt qu'il « sent » des vides, le sondeur retire la sonde et bouche le trou à l'aide de la « broque ». Celle-ci gonfle et bientôt elle serre fortement dans le trou. Le foreur avertit aussitôt le chef foreur qui, lui, en fait part au chef mineur. Le chef mineur fait « blinder » le vif thier avec des planches de 35 à 40 mètres d'épaisseur et de 1 mètre à 1<sup>m</sup>,20 de longueur, placées jointivement et maintenues contre la veine à l'aide de coins (strindeus) chassés entre elles et de gros bois potelés dans le toit et dans le mur de la couche (fig. XV). Si c'est nécessaire, il fait « recayeter » c'est-à-dire reboucher le trou.



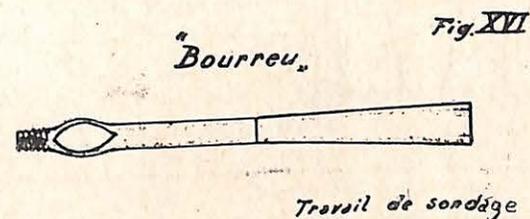
Ce « recayetage » se fait ordinairement au moyen de « cayets » de bois de saule ; exceptionnellement, il peut se faire au moyen d'un « cayet » de plomb. L'opération est assez difficile lorsqu'il sort de l'eau sous pression.

Lorsque la pression est forte, on enfonce un premier « cayet » de bois qui est perforé de façon à réduire progressivement la venue d'eau.

Le « recayetage ordinaire » se fait en enfonçant d'abord un cayet de bois de saule que l'on fait suivre d'une torche de mousse

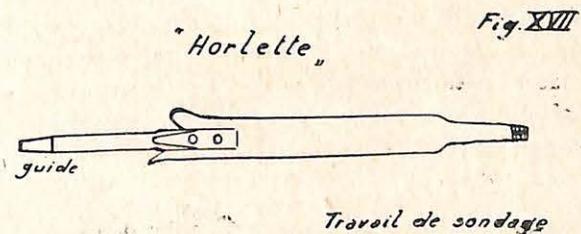
entourée de ficelle ; de cette façon, si le cayet est refoulé, il vient se caler dans la mousse. Il peut avancer et non reculer. Pour le chasser dans le trou, on se sert des verges de sonde où on a remplacé la moffe par un « bourreau », c'est-à-dire un bourroir en fer de 35 à 40 centimètres de longueur terminé par un bout mâle à une extrémité et par une partie tronconique de 30 millimètres à l'autre extrémité.

Quelquefois le recayetage se fait en plomb ; dans ce cas, le premier cayet est un cayet de plomb de 20 centimètres de longueur présentant des nervures, lesquelles sont plus larges à l'arrière qu'à l'avant. En même temps que le cayet de plomb, on introduit des cayets en saule alternant chaque fois avec une ou deux torches de « mossai » que l'on dame à l'aide du « bourreau » (fig. XVI). Le chef mineur fait recayeter tous les trous dont les extrémités pour-

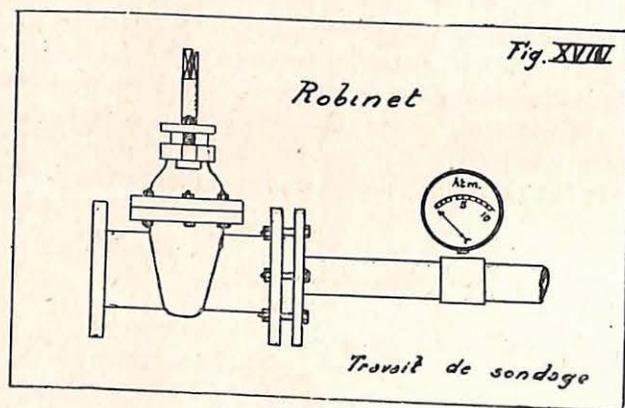


raient par des cassures être en communication avec le bain. Ce sera souvent les deux trous voisins du trou aux froheures et le pareusage. Il les fait recayeter sur une longueur de 3 mètres au moins.

Le trou étant « recayeté », on en fore un nouveau que l'on agrandit (rehorle) à 6 centimètres de diamètre aussitôt qu'il atteint 3 mètres de longueur. La horlette est une « moffe » spéciale composée d'une pointe axiale pour centrer le trou et d'une tarière (fig. XVII).



Le trou « rehorlé », on y enfonce un tuyau de 4 mètres de long, 5 centimètres de diamètre que l'on aura au préalable entouré, sur une longueur de 1<sup>m</sup>,50 à 2 mètres de couches de ficelle enduite de suif afin qu'il glisse plus facilement; puis on enfonce de la mousse tout autour du tuyau jusqu'à refus et l'on cale, au moyen de coins en bois, le tuyau à son entrée dans la paroi. Ce tuyau est pourvu d'une vanne à son extrémité (fig. XVIII); on peut adapter au tuyau un



manomètre afin d'être fixé sur la pression du bain. Deux clames en fer de 1 mètre de long l'enserrent à l'aide de boulons; elles s'appliquent contre des pièces de bois potelées dans le toit et dans le mur de la couche et empêchent éventuellement la sortie du tuyau sous la pression. Le robinet est chassé de force dans le trou. On pose pour cela une masselotte en bois sur le tuyau et on frappe dessus à coups de marteau. Il est ainsi mis dans l'impossibilité de sortir du trou.

On ouvre ensuite le robinet et on continue à sonder par l'intérieur du tuyau. Lorsque le sondeur prévoit qu'il est sur le point d'arriver aux « vus » (ici c'est le chef soudeur lui-même qui fore ou bien un sondeur d'une habileté reconnue), il travaille plus lentement en ayant soin de se placer latéralement à la sonde. Au moment où il « boute houte » l'eau jaillit avec violence en refoulant la sonde loin devant elle. On referme vivement le robinet et on lit la pression au manomètre.

Si le trou aux froheures se trouvait à un point de la taille où il y aurait trop peu de vide pour travailler sans discrochi, il faudrait

forer le nouveau trou de sonde en un point où l'on pourrait opérer de cette manière.

Généralement, avant de « trawer », le foreur sent les froheures. Aussitôt que la sonde pénètre plus facilement, il observe la poussière. S'il constate que celles-ci sont humides, il retire immédiatement la sonde, bouche le trou avec sa broche qu'il enfonce légèrement et envoie son « setcheu fou » auprès du chef sondeur.

Le foreur, dépourvu de sa broche, doit sur le champ cesser de forer. Le chef sondeur arrive tout de suite, demande des détails au foreur sur l'état du trou puis fait retirer la broche et sonder quelques instants. Il ramène la poussière qu'il observe et si la sonde est bien aux froheures, il fait reboucher le trou à l'aide de la « broque ». Il enfonce celle-ci à la main, puis de force à l'aide d'un outil léger tel qu'une havresse afin de ne pas la serrer trop fort dans le trou sinon lorsque le bois aurait gonflé il n'y aurait plus moyen de la retirer.

Le chef sondeur fait mettre en place devant la broche un gros bois potelé dans le toit et dans le mur. Puis il remonte à la surface et avertit le chef mineur qui fait procéder de la même façon que la précédemment pour se mettre en mesure de « bouter houte » c'est-à-dire forer jusqu'aux vides et abattre le bain.

Souvent c'est le trou qui a été aux froheures qui sert à abattre le bain après avoir subi toutes les opérations précédentes.

Il peut cependant y avoir encore un intérêt autre que la sécurité à forer un nouveau trou, soit par exemple afin de prendre plus de hauteur d'eau, soit afin de placer le robinet dans une position telle que les eaux puissent être dirigées dans une direction où elles ne contrarient pas le travail, quand on n'aura plus que la nourriture du bain,

### Précautions à prendre avant d'abattre un bain.

Avant de laisser s'écouler l'eau, il faut s'assurer si cet écoulement ne peut présenter aucun inconvénient; examiner si les rigoles d'écoulement peuvent évacuer une venue supplémentaire et si la machine d'épuisement est en état de refouler cette dernière.

De préférence, il faut « lei dju les aives » c'est-à-dire laisser couler les eaux par la vanne depuis la nuit du samedi au dimanche jusqu'au lundi matin, en réglant l'ouverture de la vanne convenablement si toutefois les pahages sont suffisants.

Il faut chercher à se débarrasser des eaux le plus commodément possible, les jauger les jours où on les laisse s'écouler et tenir note de ces renseignements.

### Vérification des sondages.

A) *Longueurs.* — Le chef sondeur est chargé de la vérification journalière des sondages. Il contrôle la longueur à l'aide d'un « rule » de 12 hèves. Le rule est composé de 12 lames en fer plat de 20 millimètres de largeur 1,5 millimètre d'épaisseur et 90 centimètres de longueur se repliant sur elles-mêmes à la façon des lames d'un mètre ordinaire. La première lame est terminée en pointe, afin de pouvoir pénétrer facilement dans les trous éboulés.

B) *Nombre.* — Au lieu de contrôler le nombre des sondages, le chef sondeur en mesure l'écartement. Il procède à cette opération à l'aide d'une petite chaîne d'arpenteur. Lorsqu'un trou de sonde ne mesure plus que 5<sup>m</sup>,50, il est défendu de continuer le déhouillement de la couche à l'endroit où il se trouve, à moins que celui-ci ne soit foré dans une étroite.

Le chef sondeur fait une potelle dans le toit en face de chaque trou de sonde ; sur les deux bois immédiatement voisins, il inscrit la longueur. Il met un morceau de « wâte » dans le trou pour le retrouver aisément.

Les trous dits pareusages, ayant une longueur constante de 8 hèves, il est inutile d'inscrire cette longueur sur les bois. A l'aval des voies, on laissera un « hard de bois » vide en face du pareusage pour le retrouver facilement.

Le surveillant prend copie tous les jours de la longueur des trous de sonde. Il peut aussi se rendre compte s'il y a des endroits dans ses tailles où les ouvriers ne peuvent pas travailler. Il fait de temps en temps la vérification de la longueur et de l'écartement de ses trous.

Le chef sondeur suit tous ces trous au jour le jour. Il vérifie aussi si les foreurs n'ont pas mal foré, c'est-à-dire foré soit dans le havage, soit dans une laie trop tendre. Il en est de même du surveillant de chantier.

L'état des sondages, longueur et écartement, est inscrit journellement sur un tableau, dans le cabinet du chef-mineur.

### Organisation du travail.

Si les sondages sont peu importants, l'ouvrier est payé par journée. Sinon il est « payé à marché » par hève forée.

Le prix de la hève varie avec les couches suivant la dureté, l'homogénéité, l'ouverture.

Les « toumées » ou tâches sont indiquées par le chef sondeur. Elles sont tirées au sort avant la descente dans les travaux.

Les sondeurs sont responsables de leurs outils. Ils ne les remontent pas tous les jours. Pendant la durée du travail, les ouvriers sondeurs auront toujours à leur portée les objets nécessaires pour boucher les trous en cas de besoin, c'est-à-dire leur « broque », « cayets », « mos-sai », « bourreu ».

### Comptabilité des sondages.

Elle est tenue par le marqueur. Tous les jours le chef sondeur indique à ce dernier la longueur des trous à la date de la veille. Ces longueurs sont renseignées dans un registre spécial où les trous, numérotés suivant l'ordre naturel dans le sens du courant d'air, sont inscrits chaque jour, pour chaque taille ou chantier de travail.

Un autre registre renferme en regard du nom de chaque sondeur les numéros des tailles où celui-ci a travaillé chaque jour, les numéros des trous auxquels il a été occupé et le nombre de hèves qu'il a forées. Ce registre, qui sert à la paie, permet de reconstituer à tout moment la vie de chaque trou de sonde.

Il est surtout important pour supprimer les tentatives de fraude suscitées par le paiement à marché.

Pour engager le foreur à forer les trous les plus longs possible et aussi parce que les trous sont pénibles à forer à grande longueur, les hèves forées au-delà de la dixième sont payées au double prix.



NOTE SUR LA  
**Mise à Découvert et la Recoupe**  
des couches à dégagement instantané de grisou

PAR

LÉON DEMARET

Ingénieur en chef, Directeur du 1<sup>er</sup> arrondissement des mines, à Mous.

Les mesures de précautions, suggérées tant par l'Administration des mines que par les Exploitants, sont entrées dans la pratique des mines du Borinage, dans l'exécution de ces opérations.

Ces mesures ont pour but la mise en application de l'article 38 du Règlement général de police des mines du 28 avril 1884, ainsi conçu :

« Lorsque, dans le creusement d'un puits ou d'une galerie, on présumera la proximité d'une couche à dégagement instantané, on aura soin :

- 1° De forer des trous de sonde traversant complètement la couche;
- 2° D'attendre ensuite, au moins deux jours, avant de la mettre complètement à découvert.

Le travail de la mise à découvert s'est fait jusqu'à présent au moyen de l'ontil parce que le Règlement du 13 octobre 1895 sur l'emploi des explosifs ne permettait pas d'utiliser des explosifs pour la mise à découvert des couches.

D'autre part, une circulaire ministérielle du 19 mai 1913 donne à ce sujet, les instructions suivantes :

« Dans le cas où, par suite de la faible pente des terrains, une  
» couche à dégagement instantané de grisou traîne sous un nouveau  
» avant d'être recoupée, la précaution qui consiste à forer un cer-  
» tain nombre de trous de sonde dans la partie de veine qui suit le  
» nouveau sous l'aire de voie, précaution qui est certainement indis-  
» pensable, n'exonère nullement de l'obligation imposée par l'ar-  
» ticle 38, de forer des trous de sonde d'outre en outre de la veine à  
» l'endroit où la couche sera mise à découvert, et d'attendre ensuite  
» quarante-huit heures avant de reprendre le travail. »

Le Règlement nouveau sur l'emploi des explosifs du 24 avril 1920 est venu modifier les procédés, en permettant l'emploi des explosifs pour la mise à découvert des couches à dégagement instantané, moyennant l'observation des prescriptions des articles 24 et 25 ainsi conçus :

Article 24, 1<sup>o</sup> alinéa 2. Ces préposés (le boute-feu et son aide) devront être porteurs de lampes électriques en plus des lampes de sûreté nécessaires pour la recherche du grisou.

Article 24, 3<sup>o</sup>. Pendant le tir des mines, des appareils respiratoires en nombre égal à celui des préposés, devront se trouver en un point du chantier accessible par des voies situées en dehors du circuit d'aérage. Des bouteilles d'oxygène comprimé seront considérées comme suffisantes.

Article 25. L'emploi des explosifs pour la mise à découvert des couches à dégagement instantané de grisou est subordonné à l'observation des prescriptions suivantes, s'ajoutant à celles du 3<sup>o</sup> et du second alinéa du 1<sup>o</sup> de l'article précédent. Le tir ne pourra se faire qu'en l'absence de tout personnel dans la mine ; il se fera de la surface ou d'un refuge établi au fond à proximité de l'accrochage.

La cage sera tenue, sur les taquets de l'accrochage, à la disposition du boute-feu, qui disposera d'un téléphone pour communiquer avec la surface. »

L'étude qui suit, ne concerne que les terrains réguliers, et ne peut considérer que les cas classiques ; elle n'a pas pour but d'assigner des méthodes à appliquer d'une façon stricte, mais plutôt d'exposer les grandes lignes des méthodes qui devront subir des variantes suivant les cas particuliers de la pratique.

Nous décrirons 1<sup>o</sup> le travail de la mise à découvert des couches à l'outil, sans l'aide d'explosifs ; 2<sup>o</sup> la méthode que nous conseillons pour la mise à découvert des couches par l'emploi des explosifs.

#### Sondages d'exploration.

Les trous de sonde d'exploration, normaux aux bancs, sont forés au moins à la longueur de 2<sup>m</sup>,50 dans les schistes et de 2 mètres dans les grès ; ils sont renouvelés ou prolongés dès que l'épaisseur des bancs explorés est réduite respectivement à 1<sup>m</sup>,50 et 1 mètre.

Généralement un trou suffit ; dans les terrains dérangés, plusieurs trous divergents sont requis.

#### Couverture

J'appelle ainsi l'épaisseur des bancs précédant la couche, épaisseur dans laquelle sont pratiqués les sondages perforant la couche, ainsi que le prescrit l'article 38 du Règlement de 1884.

Jusqu'à présent, il a été considéré comme suffisant de conserver une couverture de 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et de 1<sup>m</sup>,00 dans les grès ; et, lorsqu'il est nécessaire comme nous le verrons de réduire cette épaisseur, il y a lieu de compenser la diminution de résistance par un renforcement du boisage.

#### Couverture d'une seconde couche

Le sondage d'exploration, qui a perforé une couche, doit être continué ou renouvelé à mesure de l'avancement du front, de façon que le terrain soit exploré au delà de la couche d'au moins 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et de 1 mètre dans les grès (mesures normales aux bancs), avant que la couche ne soit recoupée par le bouveau, et ce, pour le cas où une seconde couche ou une laie de la première existerait à une distance moindre (sondage  $S_1$  de fig. 1 et sondage  $S_2$  de fig. 2).

Si donc la stampe entre les deux couches se trouve être moindre que 1<sup>m</sup>,50 en schistes, et 1 mètre en grès, la seconde couche doit être traversée par des trous de sonde dans la section du bouveau, et un nouvel arrêt de 48 heures est à appliquer avant qu'on puisse recouper la première couche.

Ces mesures de précautions s'appliquent à un travers-banc ou à un puits ou touret qui même ne doit pas être prolongé.

Il est en effet arrivé qu'un bouveau arrêté depuis plusieurs années à une couche a recoupé, après un avancement de 0<sup>m</sup>,50, une autre couche ou une laie de la première couche.

#### I. — Mise à découvert des couches par le travail à l'outil Marche du travail

A. — Couches à fortes inclinaisons au delà de 45°. Dressants (fig. 1)

Le trou de sonde ( $S_1$ ), qui a décelé une couche sera continué jusqu'à la perforation de la couche.

Le minage pourra ensuite, en cas d'absence de grisou, être repris jusqu'à ce que la couverture soit réduite à 1 mètre dans les grès et à 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes (soit de A à B) et ce en exécutant des trous de sonde tous les mètres ( $S_2$ ,  $S_3$ ).

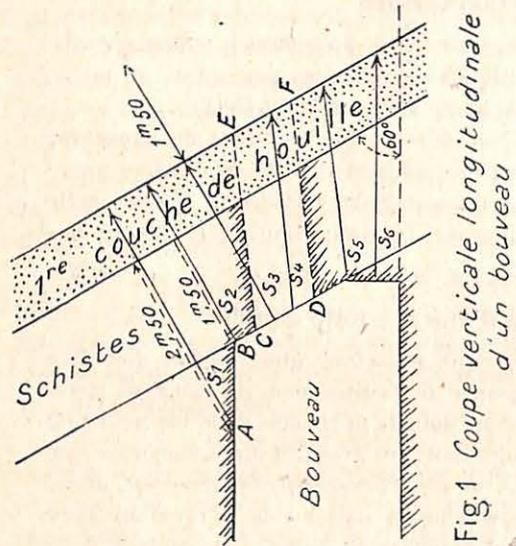


Fig. 1 Coupe verticale longitudinale d'un bouveau

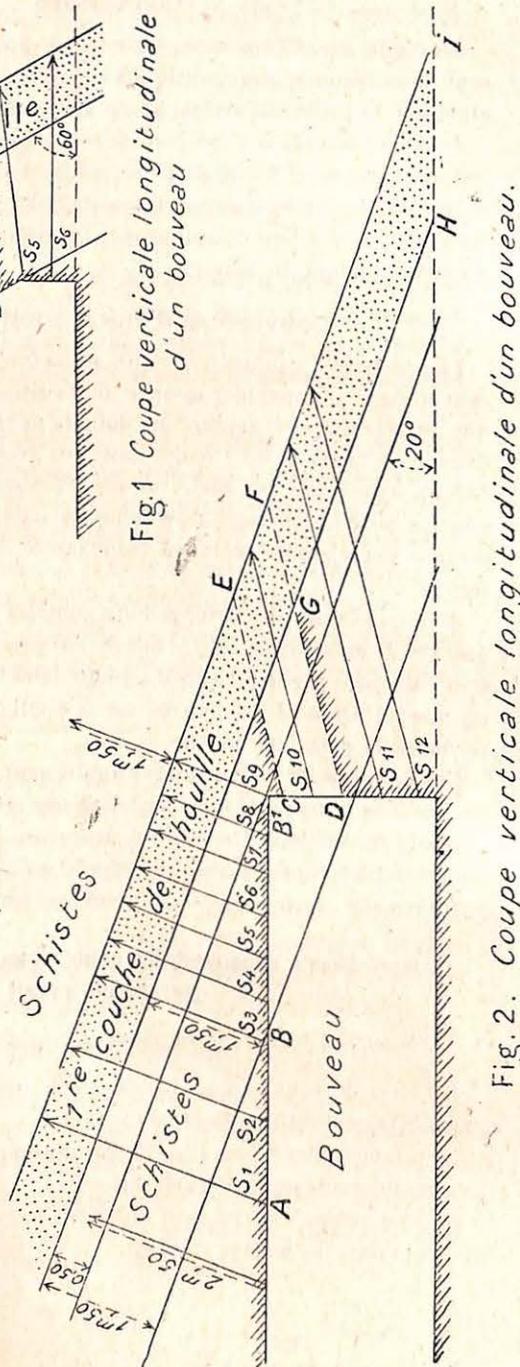


Fig. 2. Coupe verticale longitudinale d'un bouveau.

Puis l'article 38 du Règlement des mines recevra son application. A cet effet, la couche sera perforée dans la *section du bouveau*, de trous de sonde, généralement au nombre de neuf, en trois lignes de trois ( $S_1$ ,  $S_5$ ,  $S_9$ ) et le travail sera alors arrêté pendant 48 heures.

L'enlèvement de la couverture par le travail à l'outil et celui de la couche commenceront ensuite *en suivant un faisceau de trous de perforation* ( $S_1$ ), soit en couronne, soit en pied du travers-banc, sur une hauteur de  $0^m,50$  à  $0^m,80$  ( $CD$ ) et sur toute la largeur du bouveau; l'avancement ne dépassera pas  $0^m,50$  par vingt-quatre heures.

Dans l'exécution de ce travail, il sera fait usage, sur ce front de hauteur réduite, dans la traversée de la couverture, si elle est en schistes et en tous cas dans la traversée de la couche, d'un boisage solide, dans le genre du bouclier usité à front des tunnels en terrains éboulés; dans les mêmes cas, les autres parois seront garnies de *masques* de boisage très solides et complets.

Ces masques, constitués par des planchettes ou des palplanches, seront disposés *sur chacune des deux parois verticales de l'excavation ainsi ménagée*, en dehors de la section transversale du bouveau, de manière à permettre, sans leur enlèvement, le placement du boisage définitif du bouveau.

Dès que la couche a été enlevée dans cette excavation (jusque  $EF$ ) des sondages divergents y seront forés à travers les masques.

L'enlèvement du reste de la couverture et l'achèvement de la recoupe de la couche dans la section transversale du bouveau, se feront ensuite, soit par tranches horizontales successives après enlèvement du charbon (scamelage) sur la hauteur de la tranche, soit par tranches verticales; et dans les deux cas, il sera fait usage du boisage décrit, bouclier à front et masques sur les parois.

Si le charbon est enlevé dans toute la section transversale du bouveau, procédé qui est quelquefois employé, le reste de la couverture peut être abattu par les explosifs.

Il faut se garder de mettre la couche à nu dans la section entière du bouveau, avant de l'entamer; le principe doit être: une première mise à découvert de la couche sur une surface réduite, de façon que l'orifice de passage des charbons projetés en cas de dégagement soit étroit; cet orifice doit être suffisant cependant pour permettre une retraite facile à l'ouvrier.

## B. — Couches faiblement inclinées (de 45 à 20°). Plateures (fig. 2).

Après la perforation de la couche par le premier trou de sonde ( $S_1$ ) qui l'a décelée, l'avancement du bouveau pourra, en cas d'absence du grisou, être continué avec l'aide des explosifs, et en effectuant un trou de perforation tous les mètres (tels  $S_2$ ,  $S_3$ ) jusqu'à ce que la couverture soit réduite à 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et à 1 mètre dans les grès (soit donc de A à B).

Ensuite, s'il y a impossibilité d'exécuter des trous de sonde de perforation dans la section transversale du bouveau, à cause de la trop grande longueur qu'il faudrait leur donner, l'avancement du travers-banc dans la couverture sera poursuivi sans l'aide d'explosifs, à raison de 0<sup>m</sup>,50 par 24 heures et accompagné de trous de sonde normaux aux bancs, au nombre de deux par 0<sup>m</sup>,50 d'avancement (un trou à chacune des parois du travers-banc, tels  $S_4$  à  $S_6$ ) et ce, jusqu'à ce que la couverture soit réduite au plus à 0<sup>m</sup>,50 d'épaisseur (suivant BB<sub>1</sub>).

La couverture ainsi entamée offrira une résistance moindre que l'on renforcera en grès comme en schistes par le boisage (boucliers et masques) dont il est question plus haut.

Lorque la couverture aura ainsi été réduite à 0<sup>m</sup>,50 d'épaisseur, l'article 38 du règlement des mines recevra son application. On forera une rangée de trois trous de sonde (tels  $S_{10}$ ), traversant la couche en une région située un peu au-dessus ou un peu en-dessous de la section transversale du bouveau; deux autres rangées de trois trous (tels  $S_{11}$  et  $S_{12}$ ) seront exécutés si possible, puis l'arrêt de 48 heures sera appliqué.

Il sera procédé ensuite, en faisant usage du bouclier et des masques, tant dans les grès que dans les schistes, avec un avancement de 0<sup>m</sup>,50 par 24 heures, à l'enlèvement de la couverture et à la traversée de la couche sur la hauteur (CD) de 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,80, qui a été explorée par des sondages; la couche se trouvera ainsi recoupée par un petit touret montant (CD EF) ou descendant en dehors de la section transversale du bouveau.

Cette façon de procéder me paraît offrir toutes garanties de sécurité parce que la pénétration dans la couche a lieu au point où les sondages de perforation, suivis d'un arrêt de 48 heures, ont été forés; seulement, le toit ou le mur du bouveau a subi une légère inflexion, à titre temporaire évidemment.

Dès que la couche a été recoupée, des sondages divergents sont à forer à travers les masques.

Pour l'exécution du touret montant, le canar d'aérage doit suivre de très près l'avancement pour enlever les accumulations de grisou.

On évitera la trop grande hauteur du travail au point de recoupe par le touret montant, en laissant à l'aire, des bancs sur lesquels les ouvriers se tiendront et qui ne seront enlevés que plus tard.

Après la traversée de la couche, on peut pratiquer dans celle-ci une vallée (F G H I) ou un montage dans le but d'enlever le charbon sur la section du bouveau. A cette vallée ou à ce montage, on donnera une largeur supérieure de 1 mètre à celle du bouveau, afin de reporter les cassures du terrain en dehors du bouveau; les parois doivent être solidement boisées, l'avancement ne peut dépasser 0<sup>m</sup>,50 par 24 heures et des sondages divergents doivent précéder le travail de creusement; après l'enlèvement du charbon dans la section longitudinale du bouveau, l'emploi des explosifs peut être repris pour l'enlèvement du reste de la couverture.

En résumé, dans le cas de couches fortement inclinées comme dans le cas de couches faiblement inclinées, l'emploi des explosifs doit cesser dès que la couverture est réduite à 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et à 1 mètre dans les grès.

Dans les couches fortement inclinées (dressants) les sondages de perforation et l'arrêt de 48 heures sont appliqués lorsque la couverture a 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et 1 mètre dans les grès, toutefois, si la faiblesse de l'inclinaison rend inexécutables les sondages de perforation à cause de la trop grande longueur qu'il faudrait leur donner, les sondages de perforation et l'arrêt de 48 heures sont reportés au moment où la couverture aura été réduite à 0<sup>m</sup>,50; le creusement dans la couverture primitive, dans ce cas, sera accompagné de sondages redoublés, distants de 0<sup>m</sup>,50, et d'un boisage renforcé.

## C. — Couches très plates (20 à 0°).

Dans ce cas, l'avancement du bouveau doit être arrêté dès que la couverture est réduite à 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et 1 mètre dans les grès et la mise à découvert de la couche doit être réalisée à l'outil, par un touret descendant ou montant *normal* à la couche, afin que la durée du travail de la mise à découvert soit réduite au minimum.

On exécutera d'abord trois rangées de trous de sonde perforant la couche, on chômera 48 heures, puis on commencera l'exécution du

touret qui sera pourvu d'un boisage jointif semblable à celui décrit en 1. A.

L'avancement par 24 heures dans le touret et dans la recoupe de la couche ne dépassera pas 0<sup>m</sup>,50.

Si la couche reste parallèle au bouveau, elle sera recoupée par des tourets successifs distants de 3 mètres, le charbon entre deux tourets étant enlevé à l'avance sur 3 mètres de longueur de chassage, avec remblayage du vide.

Au surplus, en général il est à conseiller de disposer les travaux de manière que les couches horizontales soient atteintes par tourets ou bien par bouveaux inclinés.

## II. — Mise à découvert des couches par l'emploi des explosifs. Marche du travail.

### A. — Couches à fortes inclinaisons (au-dessus de 45°). Dressants. (figure 1).

Le trou de sonde, foré en éclaireur qui a décelé la couche, est continué jusqu'à perforation complète de cette dernière (S<sub>1</sub>).

Le minage est ensuite repris jusqu'au moment où l'épaisseur de la couverture n'est plus que de 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et de 1 mètre dans les grès. L'article 38 du règlement de 1884 reçoit alors son application.

A cet effet, la couche est perforée dans la section du bouveau, de trous de sonde généralement au nombre de 9, disposés en trois rangées de 3; puis le travail est arrêté pendant 48 heures.

Il est ensuite procédé à l'enlèvement de la couverture à l'aide d'explosifs, en une fois autant que possible, par une volée de mine dont le fond des fourneaux se trouve à 0<sup>m</sup>,10 de la couche. Si la mise à nu de la couche n'a pas été réalisée complètement par la volée de mines, il convient d'exécuter en charbon des sondages divergents et d'abattre à l'outil le charbon en face de la fenêtre réalisée par l'explosion, si cette fenêtre est de section suffisante, avant de reprendre par mines isolées chargées d'explosifs S.G.P., l'abatage du reste de la couverture.

Mais si à cause de la dureté des terrains, on peut craindre de ne pouvoir mettre la couche à découvert par une seule volée de mines, dans les conditions décrites ci-avant, il faut pour éviter l'opération éminemment dangereuse, qui consiste à recommencer le minage

dans une couverture réduite et non consolidée par un boisage spécial, avancer de préférence à l'outil ou bien par de petites mines le front du bouveau, en faisant usage des précautions de boisage et d'avancement, précédemment signalées, afin de réduire la couverture à une épaisseur convenable avant de procéder au minage, qui doit en une seule fois mettre la couche à découvert. L'emploi des explosifs dans la couverture de 1<sup>m</sup>,50 ou 1<sup>m</sup>,00 tombe sous l'application de l'article 25 précité.

### B. — Couches faiblement inclinées (en dessous de 45°). Plateures de 45 à 20°

Après la perforation de la couche par le premier trou de sonde qui l'a décelée, l'avancement du bouveau pourra être continué avec l'aide des explosifs et en effectuant un trou de sonde de perforation tous les mètres, jusqu'à ce que l'épaisseur des terrains recouvrant la couche soit réduite à 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et à 1 mètre dans les grès.

Ensuite si la faiblesse de l'inclinaison empêche d'exécuter les trous de sonde de perforation dans la section du bouveau, il faudra poursuivre le travers-banc, suivant BB<sub>1</sub> de préférence à l'outil ou bien par de petites mines, en appliquant les précautions précédemment décrites en ce qui concerne les sondages, le boisage et l'avancement et ce jusqu'à ce que l'épaisseur de la couverture soit réduite de telle manière qu'elle puisse être enlevée par une seule volée de mines. Cet emploi des explosifs dans la couverture de 1<sup>m</sup>,50 et 1<sup>m</sup>,00 tombe sous l'application de l'article 25 précité.

A ce moment, l'article 38 du règlement de 1884 sera appliqué : On forera deux rangées de trous de sonde traversant la couche, dans une zone de 1 mètre de hauteur, sur la largeur du bouveau un peu au-dessus ou un peu en dessous de la section transversale de celui-ci, puis le travail sera arrêté pendant 48 heures.

Il sera ensuite procédé à l'enlèvement de la couverture au moyen d'explosifs dans la zone de 1 mètre de hauteur explorée par les trous de sonde de perforation.

Il faut retenir que la couche ne peut être mise à découvert qu'à un endroit où elle a été perforée par un faisceau de trous de sonde (circulaire ministérielle du 19 mai 1913); le touret CDEF de la figure 2 sera donc conduit normalement à la couche.

Il est plutôt à conseiller de faire les trous et le touret normalement à la couche.

L'enlèvement de la couche se fera avec les précautions indiquées en I, A.

C. — Couches très plates (20 à 0°).

Dans ce cas également, le touret normal doit être entrepris dès que par l'avancement du bouveau la couverture a été réduite à une épaisseur de 1<sup>m</sup>,50 dans les schistes et 1 mètre dans les grès ou encore à une épaisseur telle qu'elle puisse être enlevée par une seule volée de mines; cette pénétration dans la couverture, doit être accompagnée de toutes les précautions de sondage, de boisage, et autres renseignées précédemment.

Comme nous l'avons déjà dit, les travaux doivent être disposés de façon à éviter la recoupe des couches presque horizontales par des bouveaux horizontaux; ces couches doivent être atteintes par tourets verticaux ou bouveaux inclinés.

---

*Retour sur les mines dans les cas A. B. et C.*

Il paraît prudent d'attendre deux heures avant de laisser retourner le personnel sur les mines tirées dans la couverture.

Mons le 21 septembre 1922.

---

## Recherches sur les Câbles métalliques

CABLES PASSANT SUR DES POULIES

Rapport du Comité anglais institué pour l'étude  
de ces câbles

RAPPORTEUR WALTER A. SCOBBE, D. SC. DE WOOLWICH

Traduit du *Journal of the Institution of Mechanical Ingenier.*  
Novembre 1920.

PAR

E. DESSALLE

Ingénieur au Corps des Mines.

### NOTE DU TRADUCTEUR.

Le *Journal de l'Institut des Ingénieurs Mécaniciens* a bien voulu nous permettre de traduire et de publier l'important rapport élaboré par le « Comité de recherches sur les câbles métalliques » de l'Institut susdit.

Nous l'en remercions bien sincèrement.

Ce rapport étant un résumé très concis des idées contenues dans un nombre considérable de mémoires, nous nous sommes attaché, pour ne pas l'altérer, à donner une traduction presque textuelle, au détriment même de l'élégance.

Certains passages paraîtront peut-être obscurs; c'est le sort des travaux de l'espèce; il est souvent impossible, en effet, de condenser la pensée d'un auteur sans nuire à la clarté de son exposé.

Nous espérons pourtant que ce travail intéressera les fabricants de câbles, comme les exploitants de mines. Puisse-t-il, en montrant les lacunes de nos connaissances à l'égard des câbles métalliques, susciter, dans notre pays, de nouvelles recherches sur la matière.

### INTRODUCTION.

Pendant la guerre, de nombreux travaux ont été entrepris concernant les câbles métalliques, en vue de fournir d'ordinaire des indications sur des points spéciaux.

Les essais étaient arrangés de façon à reproduire les conditions pratiques, et les décisions devaient être prises dans le délai minimum.

On n'avait pas le temps de faire des recherches étendues sur la bibliographie de ce sujet.

Avant de commencer ses essais le Comité de recherches, a consulté de nombreux articles, des extraits en ont été faits et il a pensé qu'il serait désirable de les reproduire dans ce rapport, qui tend à exposer l'état actuel des connaissances et des opinions sur la matière. A cette fin, une bibliographie numérotée est donnée et le sujet est divisé en paragraphes, avec références au moyen de numéros. Il est assez difficile de préparer une bibliographie. Beaucoup d'articles s'occupent de câbles sans envisager la flexion; certains ne présentent pas de faits nouveaux, tandis que d'autres sont plus intéressants, quoiqu'ils s'occupent en ordre principal d'autres questions, et n'introduisent celle des câbles métalliques que de façon secondaire.

Le nombre de renseignements sûrs est désappointant quand on considère celui des articles écrits sur ce sujet. Il y a de nombreuses répétitions, beaucoup d'erreurs et, quand les conclusions dépendent de l'expérience pratique, elles sont souvent mal définies, d'ordinaire parce qu'elles négligent quelques unes des variables des phénomènes en jeu.

Il y a très peu de résultats expérimentaux utiles, et c'est ce qui a retardé les théoriciens, par suite du manque de données. En outre, il n'est pas certain que le sujet se prête lui-même à une simple étude théorique.

#### 1. — Fils.

a) *Composition.* — La composition moyenne de l'acier de charrue, utilisé pour la fabrication des fils est d'après Moore (27)\* la suivante :

C : 0,65 à 0,70 p. c.; Mn : 0,35 à 0,50; Si trace; P : pas plus de 0,035 S pas plus de 0,035.

Le rapport de la Commission du Transvaal (36) dit qu'aucun fabricant ne recommande l'acier ou nickel ou au vanadium.

Griffith et Bragg (72) ont trouvé pour la composition des fils de câbles de 3 1/4 pouces de diamètre :

Si : 0,130 à 0,172 p. c.; P : 0,016 à 0,033; C : 0,58 à 0,60; S : 0,025 à 0,036; Mn : 0,23 à 0,58. Pour des câbles de 1 1/4 à 1 1/2 pouces; Si : 0,013 à 0,24; P : 0,021 à 0,053; C : 0,13 à 0,96; S : 0,027 à 0,078; Mn : 0,22 à 0,68.

\* Les numéros entre parenthèses correspondent aux numéros de la bibliographie donnée ci-après.

La spécification de l'Association britannique de standardisation de de l'aviation stipule que l'acier pour fils à haute résistance ne doit pas contenir plus de 0,04 % de phosphore, ni de soufre. Ce pourcentage a été élevé à 0,06 % pendant la guerre et on propose actuellement de maintenir ce dernier pourcentage, en raison de la difficulté d'avoir seulement 0,04 % et du manque de connaissance de l'effet, sur les propriétés des fils, d'un pourcentage de ces impuretés inférieur à 0,05 %.

b) *Résistance.* — Bonnaud (1) adopte un essai au choc pour les fils des câbles, il note le nombre de coups que doit donner la chute d'un poids pour briser le fil.

Wenderoth (2) rapporte qu'au début de l'emploi de l'acier fondu, le métal était fréquemment trop dur et se brisait par flexion répétée, sans aucun signe d'usure ni de traction.

Rudeloff (8) prédisait qu'il devait exister un point à partir duquel la fragilité des matériaux plus durs prédominerait, causant une chute de leur capacité de fatigue. La diminution de la résistance à la flexion avec accroissement de la tension était plus grande pour les aciers de moindre résistance, plus ductiles. La résistance des torons à la flexion, soumis à une charge égale à un dixième de la charge de rupture était d'autant plus grande que la résistance du fil était elle-même plus élevée.

Behr (15) fait remarquer que des matériaux beaucoup plus résistants que l'excellent acier spécial, appelé acier de charrue, actuellement employé, ont été fabriqués et utilisés pour les câbles; mais les fabricants ne recommandent pas de tels aciers, en raison de leur fragilité, et par suite de leur rupture facile par chocs. Les cordes de pianos ont une résistance de 25 à 50 % plus élevée que l'acier de charrue, mais ce résultat n'est atteint qu'en étirant les fils plus qu'il ne convient pour les fils de câbles d'extraction. Ceux-ci doivent avoir des dimensions assez fortes pour prévenir une réduction trop rapide de la section, par corrosion et usure.

D'autre part, Moore (20) rapporte que le nombre de flexions jusqu'à la rupture des fils d'acier extra-fort ou d'acier de charrue est égal à celui des fils d'acier fondu. Les deux premiers sont plus durs et résistent plus longtemps à l'usure. Il note aussi qu'une variation de 2 % dans la résistance à la traction des fils et dans le nombre de flexions donne un câble capable de faire un service beaucoup meilleur qu'un câble dans lequel on trouve des variations de 5 %.

Le rapport de la Commission du Transvaal (36) dit que les fabricants recommandent des fils de 105 à 135 short tons par pouce carré, soit : 136 à 188 kilogrammes par mm<sup>2</sup>.

L'acier à 120 tonnes est le plus ordinairement utilisé. La limite inférieure est adoptée dans des conditions de flexion défavorables et la limite supérieure dans les conditions de flexion favorables; de l'acier à 150 tonnes a donné des résultats satisfaisants dans des circonstances particulières.

L'examen de la pratique allemande (48) montre une tendance à accroître la résistance à la traction parce que des fils plus résistants durent plus longtemps, permettent de soulever des charges plus fortes et coûtent moins par tonne de produits. Les fils en fer n'ont pas donné satisfaction.

Rowland (50) dit que les fabricants sont d'accord pour admettre que l'acier pour câbles d'extraction doit être de qualité aussi douce que le permet le coefficient de sécurité. D'autre part, certains ingénieurs demandent de l'acier de charrue, même pour des mines peu profondes.

Baird (51) attire l'attention sur le fait que des aciers de qualité inférieure peuvent, par étirage, être amenés à avoir une haute résistance. Il est donc nécessaire de spécifier à la fois la qualité de l'acier et la résistance du fil.

Speer (52) a essayé des fils de câbles à la traction, à la flexion, à la torsion et à la flexion sur des arcs de différents rayons et sous différentes charges. Il a trouvé que la capacité de fatigue augmentait avec la résistance à la traction, et il estimait avoir réfuté la prédiction de Rudeloff. Il recommandait l'emploi d'acier aussi dur que possible en ayant égard au rayon de la poulie.

Lloyd (53) est d'avis que de meilleurs résultats seront obtenus avec des câbles d'extraction comportant plus de fils d'un diamètre plus faible, non étiré au-delà de 105 à 110 tonnes par pouce carré, plutôt qu'avec des câbles formés de fils étirés jusqu'à 115 à 120 tonnes par pouce carré.

Hughe (54, Discussion) en avait conclu qu'en général on utiliserait les fils du type ayant la plus petite résistance (105 tonnes).

Baumann (55) dit que Speer a démontré l'accroissement de la flexion des fils durs, mais qu'il a manqué de montrer que ces fils étaient moins capables de résister au choc. Comme leur emploi conduit à des câbles légers, ils devraient être employés expérimentalement

talement dans des puits peu profonds, avec un haut coefficient de sécurité. Le rapport de 550 admis par Reuleaux entre le diamètre de la poulie et celui du fil doit être modifié et ne peut être inférieur à 1.000.

Howe (69) dit que l'industrie charbonnière utilise des fils d'acier au creuset, de la qualité la plus douce. Des fils plus durs devraient être employés si la corde était exposée à usure par frottement, comme par exemple dans le transport des minerais de fer.

Goodman (78) fait ressortir que la résistance d'un fil est plus grande que celle de la barre dont il provient. Étirer un fil équivaut à produire la striction de la matière, et la résistance du fil s'approche ainsi de la résistance réelle de l'acier.

c) *Diamètre.* — Le catalogue de Newall donne le principe général suivant :

« Plus le diamètre de la poulie est grand, plus grand doit être celui des fils utilisés pour fabriquer le câble. Les fils fins s'usent rapidement. Utilisez des fils de grand diamètre avec de grandes poulies. »

Moore (20) estime que les fils ne doivent pas différer en diamètre de plus de 0,001 de pouce (ou 0,025 millimètre).

Baird (51) exprime le même avis que Newall.

Adamson (54) également, il mentionne que l'usure se produit entre les fils adjacents.

Lloyd (53) paraît recommander l'usage de plus de fils de diamètre moindre.

Hughes (53 Discussion) conclut qu'en général on doit utiliser des câbles de flexibilité moyenne, ou de la plus faible flexibilité si le rapport entre le diamètre de la poulie et celui de la corde est de 30 à 40.

d) *Points spéciaux.* — Newcomer (18) a trouvé que la limite élastique des fils était de 80 à 90 % de la résistance finale à la traction, mais Griffith (71) donne 65 %.

Bouasse et Berthier (30) ont découvert que des fils qui se brisent par traction sans allongement pratique, peuvent par enroulement s'allonger de 20 %. Du fil durci par étirage était enroulé et déroulé sous tension, sur un cylindre. Un fil de 1,18 millimètre de diamètre placé sur un cylindre de 2 centimètres de diamètre, sous une tension de 20 kilogrammes, s'était allongé de 24 % après avoir été enroulé 8 fois.

Speer (52) considère que les efforts internes initiaux sont négligeables, et qu'ils diminuent d'eux-mêmes, quand le câble est mis en service.

Benoit (57) note que la torsion des fils laisse des efforts considérables, notamment dans les aciers à haute résistance.

e) *Revêtements*. — Biggart (4) a conseillé l'usage d'acier clair (non galvanisé).

Lees (9) prétend que l'usage de fils galvanisés a doublé la vie d'un câble et que la galvanisation n'a pas nui au fil. Ainsi les résultats des essais pour un type de fils ont été les suivants :

Clairs . . .	Torsions : 27	tension : 2,215 livres	flexions 7.
Galvanisés . . .	» 25	» 2,187 livres	» 7.

Le rapport de la Commission du Transvaal (36) dit qu'il a été démontré par Epton et Moir que par la galvanisation du fil d'acier de charrue, la résistance à la traction n'est pas abaissée, que le nombre de torsions est réduit de 20 % et que le nombre de flexions alternées est réduit de 25 %. La résistance à la corrosion par les acides dilués est trente fois plus grande que celle du fil nu et, pour du fil partiellement (?) galvanisé, ce rapport est de 8.

L'examen de la pratique allemande (48) a montré qu'on y utilisait presque que de l'acier au creuset clair et que le fil d'acier au creuset galvanisé était rarement employé.

Baird (51) est du même avis que Lees et dit que la galvanisation allonge de 50 % la vie du câble.

Speer explique que les fils galvanisés ne sont pas aussi résistants à la fatigue que les fils clairs et ne sont pas recommandables, spécialement pour les aciers durs.

## 2. — Le câble.

a) *Construction*. — Aiguillon (3) spécifie que tous les fils de la même corde doivent être aussi exactement semblables que possible.

Biggart (4) recommande l'emploi d'âmes en chanvre huilé, aussi bien pour les torons que pour les câbles.

Moore (27) considère qu'on fait une faute en utilisant 7 fils au lieu de 19 par toron.

Gottlob (32) est opposé au toron formé de six fils enroulés autour d'un septième. L'allongement élastique des six premiers est plus

grand que celui du septième, de sorte que l'âme a à supporter jusqu'à 60 % de la tension totale.

Sunderland (63) dit que les cordes utilisées dans les dragues sont des types suivants :

6 torons de 19 fils; 8 de 19; 6 de 37 et 6 de 61. Ces cordes ont toujours des âmes en chanvre,

Howe (69) recommande pour les appareils de levage en général, excepté dans les mines, si les cordes ont plus 1 1/2 pouce de diamètre, la construction en 6 torons de 37 fils, et si elles ont plus de 2 pouces, celle en 6 torons de 61 fils.

b) *Câblage*. — Aiguillon (3) dit que la dimension des fils et que leur disposition doivent varier avec le diamètre des tambours et des poulies sur lesquels les cordes doivent travailler.

La Commission du Transvaal (36) donne comme pas du toron dans la corde, deux ou trois fois le pas du fil dans le toron, la première de ces dispositions étant la plus utilisée.

Speer (52) considère que la composition du câble et l'inclinaison des fils devraient être ajustées au diamètre de la poulie. Etant donné la disposition hélicoïdale des fils autour de l'âme, leurs changements de courbure ne sont pas uniformes et la variation est d'autant plus grande que le diamètre de la poulie est plus petit et que l'angle  $\omega$  de l'hélice avec la génératrice du cylindre est plus grand.

Griffith et Bragg (72) donnent comme moyenne de la pratique américaine : pas des fils = 2.75 le diamètre du câble; pas des torons = 3.75 fois le même diamètre.

Roe (85) dit que la vie d'un câble travaillant sur des poulies dépend des pas des fils et des torons.

Williams (87) se demande quel est le meilleur câblage.

c) *Câblage Lang*. — Biggart (4) a trouvé que le câblage Lang était meilleur que le câblage croix.

Weightmann (5) signale le cas d'une corde avec câblage Lang qui avait duré une fois et demi le temps d'un câblage ordinaire et qui était encore en usage.

Moore (27) estimait au contraire que le câblage Lang ne présentait aucun avantage.

La Commission du Transvaal (36) rapporte que tous les fabricants anglais, sauf un, étaient favorables au câblage Lang quand la cage était guidée. Les ingénieurs américains préféraient au contraire le

câblage ordinaire; 416 sur 427 câbles en usage au Transvaal étaient du type Lang.

Baird (51) estime que tous les câbles d'extraction devraient être du type Lang, à moins d'avoir des profils spéciaux.

Hughes (54. Discussion) dit dans ses conclusions « Faites usage du câblage Lang si c'est possible. »

d) *Câbles spéciaux.* — Wenderobh (2) donne l'histoire des câbles utilisés dans les districts de Dortmund et de Saarebruck de 1877 à 1880.

Les résultats de Dortmund étaient les suivants :

Nature des Câbles	Travail effectué en Kg. Mètres $\times 10^6$	Prix par tonne métrique Pfennings
Plat acier fondu . . . . .	1.782.232	0.0115
Fer . . . . .	171.124	0.0141
Aloès . . . . .	1.337.250	0.00556
Rond en acier. . . . .	9.221.403	0.00567
Id fer . . . . .	2.632.815	0.00509

Rudeloff (8) utilisait une âme en cuivre pour les torons. Le pourcentage de câbles brisés, dans le district de Breslau, est tombé de 9,62 en 1882 à 1,26 en 1908, diminution due au remplacement du fer par l'acier et à la défaveur du câble plat.

Le maximum de travail effectué en 1908 par un câble rond était de 376,300 tonnes-kilomètres et par un câble plat de 44.500 tonnes-kilomètres. Le premier était fait au moyen de fils de 120 tonnes par pouce carré ( $189^k/mm^2$ ).

Moore (20) se réfère à certains câbles de 6 torons de 16 fils, qui sont faits pour être flexibles et ont des fils extérieurs de grand diamètre; on combine donc des fils de différentes dimensions dans le même câble.

King (31) demandait un câblage Lang, qui ne tournât pas. Les câbles fermés (en profilés) ne tournent pas, mais ont trop de raideur et ne sont pas assez flexibles pour être utilisés sur des poulies de faible diamètre. Par suite de sa forme le fil n'a pas une grande résistance à la traction, d'ordinaire 90 t. par pouce carré ( $152^k/mm^2$ ).

Il signale un câble de Bruntons Kilindo, qui ne tourne pas et est composé de 9 torons de 6 fils, entourant 6 torons de 6 fils de plus faible diamètre.

(44) Dans le cas de cordes à deux couronnes de torons, avec câblages croisés, la corde ne tourne pas, mais si on la fait tourner un peu à la main, les torons intérieurs supportent toute la charge et les torons extérieurs ne sont plus sous tension. C'est ainsi qu'une charge de 4 tonnes a brisé un câble de 10 tonnes. Le même phénomène se produit quand le câblage est de même sens dans les deux couronnes parce que la couronne extérieure est de plus grand diamètre et que, par suite, elle se déroule la première. Si la charge est inférieure à la résistance de la couronne intérieure, la torsion du câble produit des renflements dans la couronne extérieure.

La revue de la pratique allemande (48) rapporte que les câbles plats furent ordinairement employés au début, mais qu'ils ont disparu rapidement par suite des défauts, qui sont plus prononcés dans les câbles plats que dans les câbles ronds. Les rapports du district de Breslau donnent les résultats suivants :

Câbles plats 42,86 % durent moins de 200 jours de travail constant.

id. 57,14 id. 400 id.

Câbles ronds 14,3 id. 200 id.

id. 17,3 id. 400 id.

id. 25,5 auront de 400-600 id.

id. 20,3 id. 600-800 id.

id. 10,8 id. 800-1,000 id.

Le reste dure de 1,000 à 1,600 jours.

Hughes (54. Discussion) recommande d'éviter les câbles spéciaux.

Griffith et Bragg (72) donnent comme type de câble flexible à utiliser sur des poulies de faibles diamètres, comme sur les navires  $6 \times 6 \times 7$  avec âmes en chanvre. Ce câble est appelé câble de gouvernail. Ils signalent également l'usage occasionnel de fils fins de remplissage entre les six et les douze fils, d'un toron de dix-neuf fils.

Williams (87) demande des renseignements concernant la flexion de câble du type  $6 \times 7$ , parce que cette construction est presque uniquement adoptée pour les câbles de traction des transporteurs aériens.

e) *Ames.* — La commission du Transvaal (36) est d'avis que les âmes en acier formées de fils circulaires sont meilleures que les âmes

en chanvre. L'âme en chanvre perd sa forme sous une forte pression comme quand le câble est enroulé en plusieurs couches sur un tambour ; alors l'eau entre où le toron est ouvert. Epton est en faveur d'âmes en fils à haute résistance, bien que du fil de faible résistance soit ordinairement employé.

Griffith et Bragg (72) recommandent l'emploi du fibre de manille comme âme, en raison de sa grande résistance à la traction, à l'humidité, à la flexion alternée et à l'action de l'eau de la mer.

f) *Corrosion.* — Lees (9) écrit que les câbles d'extraction de puits humides, exposés à l'action de la vapeur ou des fumées, se corrodent : 1° à leur extrémité voisine de la cage ; 2° aux endroits où le câble est en contact avec les poulies, quand la cage est au sommet ou au fond du puits ; 3° dans la partie du câble qui reste constamment enroulée sur le tambour. Aux endroits indiqués au 2° et au 3°, le câble s'ouvre par flexion et l'humidité y pénètre. L'âme en chanvre retient l'humidité, cependant une âme en fil métallique n'est guère meilleure.

Thornton Murray (46) montre que la partie extérieure du câble est souvent nettoyée en passant sur les poulies, tandis qu'elle est corrodée intérieurement. Il croit que la flexion répétée facilite la corrosion.

Speer (52) a trouvé que la rouille était plus abondante avec des fils plus durs et Howe (69) confirme cette constatation.

g) *Lubrification.* — Wenderoth (2) insiste sur la nécessité d'employer un lubrifiant qui ne durcisse pas.

Biggart (4) et Adamssn (54) ont montré qu'une corde huilée a deux ou trois fois la vie d'un câble sec, quand elle passe sur des poulies et qu'elle travaille en-dessous de la limite d'élasticité du fil.

Howe (34) dit qu'on doit employer de l'huile de lin.

La Commission du Transvaal (36) recommande de huiler le câble pendant sa fabrication. Le goudron de Stockholm, le suif et la résine ne conviennent pas pour le graissage parce que ces produits sont acides.

Chapman (47) a montré expérimentalement que le graissage diminue les frottements internes d'un câble.

Rowland (49) dit que le graissage du câble protège non seulement l'extérieur contre la corrosion, mais lubrifie les surfaces internes et l'âme ; si celle-ci devenait sèche, elle s'émietterait ce qui aurait des effets désastreux. Comme l'utilité principale du lubrifiant est de réduire les frottements internes, il importe que le lubrifiant pénètre bien à l'intérieur du câble. La friction cause de l'usure et augmente la fatigue du câble, aussi le graissage augmente-t-il les flexions d'une

corde de 16.000 à 38.700 (Biggart) avant la rupture. L'huile de lin n'est pas bonne comme lubrifiant, parce qu'elle durcit et s'écaille, ou durcit et empêche l'huile appliquée par la suite de parvenir à l'intérieur du câble. Elle tend aussi à durcir l'âme et à hâter sa destruction.

L'*American Machinist* du 21 février 1914 dit que les câbles d'extraction sont lubrifiés avec de l'huile de lin bouillie. Les câbles de halage sont graissés avec plus de matière, celle-ci étant par exemple formée de goudron de pin avec un dixième d'huile pure, bouillie à feu doux et appliquée à chaud. Il faut prendre souci de ne pas brûler le goudron.

h) *Module d'élasticité.* — Leupold (15, Discussion) cite Hrabák, pour dire que le module d'élasticité  $E'$  d'un câble de  $6 \times 19$  est 0,44 E, E étant le coefficient d'élasticité du fil.  $E'$  augmente rapidement durant les premières semaines de service d'un nouveau câble jusqu'à atteindre un maximum. Pour calculer l'effort de flexion,  $E'$  doit être pris égal à 0,72 E.

Howe (24) donne les valeurs suivantes de  $E'$  qui doivent être adoptées pour le calcul des efforts de flexion des câbles passant sur les poulies construction :

$$E' = 1,37 \times 10^7 \quad 6 \times 7 \quad 6 \times 19 \quad 6 \times 37 \quad 8 \times 19 \quad 1,2 \times 10^7 \quad 1,13 \times 10^7 \quad 1,1 \times 10^7 \quad (*)$$

Guidi (41) a trouvé que le module d'élasticité des câbles varie de  $10,5 \times 10^6$  à  $29 \times 10^6$  livres par pouce carré.

Panetti (42) donne une analyse théorique pour déterminer le coefficient d'élasticité d'un câble et paraît être seul à tenir compte de la contraction latérale.

Speer (52) note que E est plus grand avec des matériaux plus durs.

Howe (69) développe une méthode pour calculer  $E'$  dans un câble ou un toron et donne les résultats d'essais suivants :

Nombre de fils dans le toron	7	19	37	61	
Angle des fils extérieurs	9° 54'	15° 30'	16° 33'	17° 8'	
$E'$ par toron . . . . .	$20 \times 10^6$	$18 \times 10^6$	$16,7 \times 10^6$	$17 \times 10^6$	
Construction du câble	$6 \times 7$	$6 \times 19$	$8 \times 19$	$6 \times 37$	$6 \times 42$
Angle des torons . . . . .	14° 40'	17° 52'	20° 44'	16° 52'	19° 15'
$E'$ de la corde (1). . . . .	$12,8 \times 10^6$	$11,4 \times 10^6$	$10 \times 10^6$	$10,4 \times 10^6$	$7 \times 10^6$

(1)  $E'$  est donné en livres par pouce carré.

100 livres par pouce carré =  $0,7$  par  $\text{mm}^2$ .

Griffith (71) a essayé différents câbles de  $6 \times 19$  et a trouvé que  $E'$  variait de  $6,3 \times 10^6$  à  $8,9 \times 10^6$ .

i) *Mise hors service d'un câble.* — Diescher (6) trouve que la résistance des vieux câbles est remarquablement grande, et attribue ce fait à ce que les sections de rupture des fils cassés sont dispersées. Un câble devrait être mis hors service quand 40 % des fils sont brisés sur la longueur correspondant au pas d'un toron.

Hrabak écrit que quand le module d'élasticité d'un câble diminue, celui-ci cède et n'est plus sûr. Il recommande, comme un bon moyen d'inspection, la détermination de  $E'$  à certains intervalles.

Epton (37) note que la résistance réelle des cordes utiles est, dans beaucoup de cas, plus grande que celle des fils séparés, dans leurs parties usées.

Mc Cann et Colson (39) déterminent le changement de section d'un câble par la diminution de la self induction d'un solénoïde qui l'entoure.

Adamton (54) note que les premières ruptures de fils se produisent à peu près à la moitié de la vie du câble.

Baumann (55) commente le fait que Speer admet que si un fil est brisé, il peut supporter de nouveau sa charge dans le tour de spire voisin de celui de la section de rupture. Le règlement fait retirer un câble quand le nombre de rupture est égal à celui des torons, sans indiquer sur quelle longueur ces ruptures doivent être envisagées. Baumann suggère pour éviter des retraits hâtifs et dispendieux de stipuler que le nombre de fils cassés doit être compté sur deux pas ou sur une longueur d'un mètre.

Wahn (68) discute également le maximum admissible de fils cassés dans un câble. Il a un appareil pour déterminer ce nombre, et pour déterminer quel est le fil cassé dans un toron.

### 3. — Poulies et tambours

a) *Diamètre.* — Aiguillon (3) donne comme diamètre minimum des poulies 2.000 fois le diamètre des fils. Le rapport avec le diamètre du câble importe moins, parce que le désavantage d'un trop petit tambour peut être écarté par des dimensions convenables des fils et la construction du câble. Cependant le diamètre de la poulie ne peut être inférieur à quarante-huit fois le diamètre du câble.

Biggart (4) estime que c'est une erreur de prendre comme diamètre de la poulie six fois le diamètre du câble, sans avoir égard au diamètre des fils. La dimension des fils doit être considérée. Il écrit aussi que celui qui emploie les câbles préférera user un plus grand nombre de câbles plutôt que d'avoir des poulies de diamètres donnés par la pratique et la théorie, pour avoir une longue durée; il pense qu'il est plus économique d'avoir des poulies de diamètres relativement plus petits.

Diescher (19) est d'avis que le diamètre des jantes ne peut être inférieur à 48 fois le diamètre du câble.

Howe (34) donne le tableau suivant pour des câbles en acier au creuset ou en acier de charrue ;

Câbles $6 \times 19$ , âme en chanvre, diamètre minimum de la jante	= 48 fois le diamètre de la corde.
Id. $8 \times 19$ , âme en chanvre, de 1 1/2 pouce, diamètre de la jante	= 30 fois le diamètre de la corde.
Id. $8 \times 19$ , âme en chanvre, de 1/4 pouce, diamètre de la jante,	= 36 fois le diamètre de la corde.
Id. $6 \times 61$ , âme en chanvre, de 3 1/4 pouces, diamètre de la jante,	= 40 fois le diamètre de la corde.
Id. $6 \times 61$ , âme en chanvre, de 2 pouces, diamètre de la jante,	= 36 fois le diamètre de la corde.
Id. $6 \times 39$ , âme en chanvre, de 2 pouces, diamètre de la jante,	= 31 à 32 fois le diamètre de la corde.

Chapman (40) note aussi que le rapport des diamètres de la poulie et de la corde est souvent donné sans avoir égard à la construction.

Baerd (51) estime que le diamètre des poulies et tambours ne doit pas être inférieur à 100 fois le diamètre de la corde ou à  $1000 \times \alpha$ ,  $\alpha$  étant égal au diamètre du plus gros fil du câble.

Adamson (54) a essayé de faire ressortir l'importance du diamètre de la poulie en écrivant que la vie du câble est doublée par un accroissement du diamètre de la poulie égal à deux fois la circonférence de la corde.

Hughes (54, Discussion) estime que le diamètre de la poulie ne devrait jamais être inférieur à 26 fois le diamètre du câble.

Blasius (62) montre que le diamètre de la poulie est minimum quand le diamètre du fil est déterminé de façon que l'effort de flexion soit égal à deux fois celui de traction. (Comme ce résultat est obtenu

en prenant le nombre de fils constant, il n'est pas certain que cette conclusion ait une valeur pratique.)

Howe (69) conseille l'emploi de construction standardisée si possible.

Pour câbles  
de même diamètre :  $6 \times 7$ ;  $6 \times 19$ ;  $8 \times 19$ ;  $6 \times 37$ ;  $6 \times 61$   
Diamètre des fils  
représentés par : 100; 60; 50; 43; 33  
Les diamètres des poulies doivent être proportionnés à ces nombres.

Adopter 20/30 fois le diamètre de la corde pour grues  $6 \times 19 - 8 \times 19$   
» 40 fois le diamètre de la corde pour élévateurs de charbon  $6 \times 19$ .  
» 30 fois le diamètre de la corde pour grues dans usines métallurgiques  $6 \times 37$ .  
» 60/100 fois le diamètre de la corde pour extraction dans mines  $6 \times 19$ .  
» 50/80 fois le diamètre de la corde pour ponts-levis  $6 \times 19$ .

Griffith (71) a essayé la perte de résistance d'une corde brisée sur une poulie et donne :

23 % de perte sur une poulie ayant un diamètre égal à 8 fois celui du câble ;

13 % de perte sur une poulie ayant un diamètre égal à 15 fois celui du câble ;

4 % de perte sur une poulie ayant un diamètre égal à 30 fois celui du câble,

Ketchum (79), pour un câble d'extraction de  $6 \times 19$  avec âme en chanvre, donne des tables des rapport de diamètre minimum de la poulie par rapport au diamètre du câble.

Ces rapports sont pour l'acier fondu :

43,6	pour une corde de $2 \frac{3}{4}$ pouces ;
36,0	id. de $\frac{1}{2}$ pouce ;
24,0	id. de $\frac{1}{4}$ pouce.

pour l'acier de charrue :

61 pour un câble de 2 pouces de diamètre.  
48 pour des câbles de  $\frac{1}{2}$  et  $\frac{1}{4}$  de pouce.

Bottcher et Tolhausen (grues) recommandent l'emploi de câbles de  $6 \times 19$  sur larges tambours avec un diamètre minimum égal à

25 fois celui de la corde. Le diamètre minimum des petits tambours doit être égal à 20 fois celui des câbles de  $6 \times 37$ , qui doivent être employés sur ces tambours.

Richards (22) spécifie un diamètre minimum de la poulie égal à 115 fois celui de la corde pour des torons de 19 fils et 185 pour des torons de 7 fils.

b) *Condition des poulies.* — Achard (Proc I Méch E Jan 1881), préconisait de garnir de cuir posé sur bout, les gorges des poulies. Les poulies en bois augmentent également la vie du câble.

Aiguillon (3) conseille aussi un revêtement en bois pour les gorges des poulies.

Diescher (6) a fait remarquer que pour les gros câbles, soumis à de grands efforts, ce n'est pas la peine de garnir les gorges parce que le garnissage est trop rapidement détérioré.

Newcomer (18) a attiré l'attention sur le fait que de nouveaux câbles remplaçant d'anciens câbles usés durent moins longtemps que les premiers.

Diescher (19) estime que la gorge doit envelopper le câble sur un tiers de sa circonférence. Dans le cas où le câble dévie de la direction de la poulie, le rayon, au fond de la gorge, doit être plus grand que celui du câble.

Moore (27) conseille de faire le garnissage des gorges avec du chanvre de Russie ou d'autres fibres. Ce n'est pas une bonne pratique que de faire passer des câbles métalliques dans des gorges en fer.

Howe (34) écrit que les poulies en fonte doivent être pourvues d'un garnissage formé par des blocs de bois dur qui peuvent être remplacés quand ils sont usés. De la sorte le câble n'est pas usé et son adhérence augmente. Pour de grandes vitesses, on emploie du cuir posé sur champ ou du caoutchouc.

Baird (51) regarde les tambours pourvus d'un revêtement en bois comme préférables aux tambours de fer ou d'acier.

Benoît et Woerle (57) ont trouvé qu'un câble durait plus longtemps sur une poulie bien finie.

Wahrenberger (65) dit que la vie d'un câble dépend de l'influence du tambour et des poulies, de la tension du câble, de la pression résultant de la friction entre la poulie et le câble. La rupture est souvent occasionnée, non pas autant par la flexion en soi que par

une pression spécifique plus grande entre la poulie et le câble, qui sont en contact relativement en peu de points. Cette pression est réduite par l'adoption de gorges qui correspondent bien au câble, de façon que celui-ci ait un contact aussi grand que possible avec la jante.

c) *Glissement sur les poulies.* — Baird (51) fait ressortir qu'il ne doit pas y avoir de glissement sur les poulies.

Williams (87) demande s'il y a du glissement dans le cas de câbles sans fin.

#### 4. — La flexion répétée des fils sur les poulies.

a) *Généralités.* — Biggart (4) trouve que l'usure extérieure n'est appréciable qu'avec de grandes poulies qui permettent un grand nombre de flexions.

Thurston (15, Discussion) a fait remarquer que les fils intérieurs sont usés où ils touchent les fils voisins.

Diescher (19) a fait remarquer qu'un câble qui change de direction se tord à l'endroit des changements de direction.

Moore (27) estime qu'on commet plus de fautes par l'achat de câbles trop gros que par celui de câbles trop petits.

La Commission du Transvaal (36) dit que les fils de qualité inférieure, quoique résistant bien à la tension, à la torsion et à la flexion, révèlent leur infériorité sous ces efforts quand ils sont répétés rapidement.

Chapman (17) considère dans la flexion deux points : la flexibilité et le frottement interne. Si un câble subit des cycles de flexions en dessous de la limite élastique, le diagramme force-déviaton est analogue au diagramme d'hystérésis. La surface peut servir de mesure de la friction interne et l'inclinaison de la ligne médiane est une mesure de la flexibilité.

Speer (52) a trouvé que la capacité de fatigue s'accroît beaucoup moins rapidement avec la diminution de la charge qu'avec l'augmentation du rayon de la poulie.

Unwin (73) conclut que la destruction du câble est due : 1° à l'usure externe ; 2° à l'usure due au frottement et à la pression des fils les uns sur les autres ; 3° à la fatigue de l'acier due aux flexions répétées sur les poulies.

b) *Théorie de l'effort de flexion dans le fil.* — Leupold (15, Discussion) cite Hrabák pour dire que  $E'$  doit être pris égal à  $0,72 E$  pour calculer l'effort de flexion dans un câble ordinaire.

Austin (15, Discussion) donne une formule qu'il attribue à Wm Hewitt, vice-président de la Treuton Iron Co.

$$\text{Charge de flexion (en livres)} = \frac{E \alpha}{2,06 R/d + c}$$

$E = 28.500.000$  (livres, pouces carrés),  $\alpha =$  section totale du câble (pouces carrés),  $d$  diamètre du fil (pouce),  $R$  rayon de la poulie,  $c =$  constante qui dépend du nombre de fils par toron.

Pour un câble formé de torons de

$$7 \text{ fils, } d = \frac{1}{9} \text{ du diamètre du câble, } c = 27,54$$

$$19 \text{ fils, } d = \frac{1}{15} \text{ du diamètre du câble, } c = 45,90$$

Le diamètre  $d$  est celui du fil extérieur le plus gros.

(N d T) Une table de ces efforts pour les torons de 19 fils est annexée au rapport anglais ; je n'ai pas jugé utile de la reproduire, la formule rappelée, ci-dessus n'étant pas adoptée d'une façon courante.

L'effort de flexion doit être ajouté à la charge, pour avoir l'effort total et pouvoir déterminer ainsi le coefficient de sécurité du câble.

Diescher (28) donne une théorie essentiellement différente de celle des autres auteurs.

(N d T) Le rapport n'en donne qu'un abrégé peu clair.

Il a remarqué que les flexions brusques provoquent un déplacement latéral des torons et un aplatissement du câble.

Il faut un effort plus grand pour enrouler un câble tendu qu'un câble mou. Des fils fixés à une seule extrémité se plient simplement et ne requièrent qu'un moment égal à la somme des moments relatifs aux fils isolés. Des fils liés à deux extrémités tendent à former des boucles du côté concave et offrent une résistance beaucoup plus grande.

La figure (1) représente un câble sur une poulie. Par flexion C est pressé sur la jante. L'arc D C E s'aplatit et l'espace D E s'allonge.

Comme D et E ne sont pas fixés, et que A D et E B sont sous tension, par flexion du câble les cordes A D et E B doivent s'allonger d'autant que les cordes D C et E C doivent se contracter; c'est pourquoi la compression ne se manifeste pas comme telle; la pression en C pousse vers A et B l'excédent de câble.

L'accroissement qui manque aux fibres supérieures vient du côté concave du câble d'où une longueur égale est déplacée. T étant l'effort de traction, la pression sur un tour de la poulie est  $2\pi T$ .

(N d T, on montre aisément que la pression unitaire est  $2 \frac{T}{D}$ ; en effet soit (fig. 2), X la react normale par unité de longueur, on sait que  $X D = 2 T$  d'où  $X = \frac{2T}{D}$  et la pression sur une circonférence  $= \pi D X = \pi D \frac{2T}{D} = 2\pi T$  c q f d.)

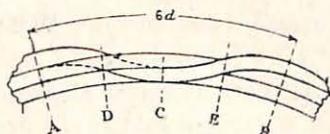


FIG. 1

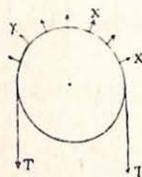


FIG. 2

Prenant une corde de 2 pouces sur une poulie de 8 pieds, sous une tension de 30,000 livres, la pression par pouce est de 7,200 livres par pied.

(N d T) En prenant pour D le diamètre de la poulie + 2 fois celui de la corde, sinon on trouverait 7500.

Le pas est de 12 pouces (1 pied); le coefficient de frottement étant de 0,15; la résistance offerte à la compensation est  $7,200 \times 0,15 = 1,080$  livres, pour 6 torons : 6480 livres, effort de flexion du câble.

Le travail consommé par la flexion est le produit de l'effort de flexion par le déplacement des torons dans leur mouvement d'ajustement, qui est d'une révolution de  $2\pi$  pouces (corde de 2 pouces de diamètres), soit 0,5 pied approximativement. Le travail de flexion est donc  $0,5 \times 6,480 = 3,240$  livres pieds.

Si le diamètre de la poulie est diminué de moitié, la pression est doublée de même que le mouvement de compensation sur une lon-

gueur donnée du câble; de sorte que l'énergie consommée est quadruplée, et pour une même vitesse du câble, la résistance opposée à l'ajustement des torons est proportionnelle à  $\frac{1}{D^2}$ .

La discussion a montré qu'on aurait dû adopter le coefficient de friction des torons sur les torons au lieu de celui des torons sur la jante, que l'usure de la jante de même que l'énergie nécessaire à la rotation de la poulie sont aussi proportionnelles à  $\frac{1}{D^2}$ . Il a été question du fait de multiplier l'effort par le nombre de torons; les câbles de 8 torons par exemple sont moins flexibles que ceux de 6.

Howe (34) donne comme effort de flexion  $0,45 E \frac{d}{D}$  où  $d$  est le diamètre des fils composant le câble. D est le diamètre de la poulie. Actuellement (69), il prend le module d'élasticité du câble au lieu de  $0,45 E$ .

Chapman (40) estime l'effort de flexion égal à  $E \frac{d}{D} \cos^2 \alpha \cos^2 \beta$ .

$\alpha$  est l'angle d'inclinaison du fil dans le toron.

$\beta$  est l'angle d'inclinaison du fil dans la corde.

En tension directe chaque hélice de fil n'est pas parfaitement libre de se comporter comme un ressort en hélice sous tension, quoique l'allongement de la corde soit plus grand que celui d'un faisceau de fils et moindre que celui d'un même nombre d'hélices libres. Sans aucun doute, la même action se produit dans une corde pliée sur une poulie.

Benoît (56) estime que les essais montrent que la formule de Reuleaux ne peut pas être multipliée par un facteur moindre que l'unité. Les efforts sont en réalité plus grands que ceux donnés par cette formule.

Leffler (58) adopte la formule de Chapman et prend la tension dans un seul fil de la fibre extrême, comme tension applicable à tout le câble.

$$P = a \left( S - E \frac{d}{D} \cos^2 \alpha \cos^2 \beta \right)$$

$$= a \left( S - \frac{1.800.000 c}{D} \right)$$

depuis  $d = \frac{c}{15}$ , pour des torons de 19 fils.

$d$  = diamètre du fil le plus gros.

$a$  = section de la corde.

$S$  = tension maximum à la traction.

$c$  = diamètre de la corde.

Hardisty (70) regarde un câble métallique comme étant constitué par des ressorts hélicoïdaux, Si la lubrification est bonne, ils glissent l'un sur l'autre quand le câble est fléchi, et un toron qui est sous tension à l'extérieur est, à une faible distance, en compression, à l'intérieur de la courbe. Ceci tend à égaliser les efforts dans les torons et la flexibilité est beaucoup plus grande que celle d'un câble formé de fils non tordus.

L'effort dû à la flexion est  $E \frac{d}{D} \cos \alpha \cos \beta$ , ce qui serait, d'après l'auteur conforme à la moyenne des diagrammes d'hystérésis de Chapman.

Rankine (77) donne comme effort dû à la flexion  $S = 1.894.000 \frac{c}{D}$  où  $c$  = le diamètre du câble.

Ketchum (79) suit apparemment la formule de ET Sederholm de la Compagnie Allis-Chalmers et convertit la formule de Rankine en un effort de flexion dans le câble, en prenant le produit de l'effort maximum par la section du câble, ce qui donne  $750.000 \frac{c^3}{D}$ .

Les valeurs sont calculées pour chaque câble sur des poulies de différents diamètres et sont alors déduites de la résistance à la traction du câble. Le reste est mis en regard du diamètre du câble, comme étant la résistance à la traction. On peut ainsi construire des diagrammes pour chaque câble.

Williams (87) croit que le calcul de l'effort de flexion au moyen de la formule  $\frac{3}{8} E \frac{d}{D}$  conduit à un résultat trop élevé. Il semble être du même avis que Mallock (64), quand il demande si l'effort dans le fil peut être exprimé d'après le nombre de flexion que la corde subit. Il demande si pour le même diamètre du câble l'effort de flexion est proportionnel au diamètre du fil et aussi si un accroissement de l'effort de tension accroît l'effort de flexion en rendant le câble plus

raide, par suite d'une mobilité moindre des fils les uns par rapport aux autres. Il attire l'attention sur le fait que, quand le câble passe sur une poulie, l'effort de flexion parti de  $o$  max. —  $o$  et ainsi a un effet double d'un effort constant de même amplitude.

Vaughan (88) écrit que les efforts dus à la flexion doivent être inférieurs à  $E \frac{d}{D}$  sinon un fil de 0,07 de pouce se briserait par enroulement sur une poulie de 8 pouces.

c) *Flexion alternée.* — Biggart (4) et Adamson (54) ont trouvé par expérience que la flexion par enroulement en sens inverse diminue de moitié la vie d'un câble.

Hughes (54, discussion) fait remarquer qu'il est difficile de fixer une limite au diamètre de la poulie, si on a des flexions alternées.

Howe (69) admet que la flexion alternée est beaucoup plus préjudiciable pour le câble que la flexion simple.

d) *L'angle de flexion ou d'enroulement.* — Aiguillon (3) conseille l'emploi de grandes poulies avec de grands angles d'embranchement.

Mines and Minerals (17) donne les opinions de différents fabricants américains concernant les effets sur le câble de la longueur des arcs de contact sur la jante. On leur a demandé de comparer l'influence d'un arc de contact de 180° avec un arc de 45° ou moins, la poulie étant de diamètre approprié. Voici leurs avis :

J. A. Roebling et fil. — Il y a peu de différence, attendu qu'aucune partie de la charge n'est retenue par adhésion entre le câble et la jante.

Hazard Mancy C°. — Un angle 45° a une action destructive moindre que 180°.

American Steel and Wire C°. — La courbure d'un câble métallique étend son déplacement au-delà des points de contact et d'appui. Si la longueur de l'arc de contact excède celle du déplacement où il n'y a pas contact, elle a atteint son déplacement maximum et tout accroissement de l'arc de contact n'occasionnerait aucune détérioration nouvelle du câble. Quand la pression est suffisante pour aplatir la corde, elle devient un facteur très important. Pour un angle de couleur de 45° la pression est de 72 % de celle d'un angle de 180° de sorte que la corde a une tendance moindre à se détériorer.

Treuton Iron C°. — Dans la plupart des cas, pour des arcs de contact allant de 45° à 180° le câble à la même courbure que la jante et il n'y a pas de différence entre les efforts de flexion.

Pour de petites flexions,

$$R = \frac{E d^4 u}{5,25 t \cos \theta/2}$$

R = rayon de courbure en pouces.

d = diamètre du fil.

u = nombre de fils dans le câble.

t = charge en livres.

$\theta$  = angle de contact.

Leffler (58) fait remarquer que si un câble est en contact avec une jante sur un petit arc, son rayon de courbure peut être plus grand que celui de la jante

$$R = \frac{4 d^2}{17 \cos \theta/2} \sqrt{\frac{E}{W}}$$

R = rayon de courbure.

$\theta$  = angle entre les directions du câble.

W = traction sur les fils.

Si R est plus grand que le rayon de la poulie, on doit employer 2 R au lieu de D, cette formule n'est applicable que de 130° à 180°.

Wahrenberger (65) estime que la vie d'un câble dépend de l'arc de contact et qu'un trop petit arc est préjudiciable.

Howe (69) dit qu'un arc de 90° est aussi mauvais qu'un arc de 180°, pour le même diamètre de poulie.

Vaughan (88) a essayé des fils à la main, par flexion sur poulie et il a trouvé que si la flexion n'est pas poussée jusqu'à embrasser un angle de 180°, le nombre de flexion est beaucoup augmenté.

e) *Autres considérations.* — Bahr (15) a écrit que la flexion inverse du câble, due à la présence de deux poulies de directions différentes, n'occasionne pas une détérioration trop rapide si les poulies sont grandes et sont placées à une certaine distance, de sorte que la flexion inverse ne succède par trop rapidement à la première flexion.

Laschinger (15, Discussion) a fait remarquer que plus une corde est courbée rapidement, plus grand est l'effort initial de flexion dans les fils.

Diescher (19) a montré qu'il y a torsion où il y a changement de direction.

Moore (20) rapporte que toutes les compétences sont d'avis que la détérioration augmente avec la vitesse et avec la charge.

Leffler (58) est d'avis que si la flexion est renversée plus de dix fois par minute, la tension de travail doit être diminuée de moitié.

Wahrenberger (65) croit que la vie du câble dépend de la distance entre les poulies.

Smith (67) dit qu'au commencement de chaque ascension, dans un câble d'extraction, il se produit un mouvement de rotation quand le câble passe sur la molette. Le bout du câble près de la cage étant fixé, il en résulte, quand la cage s'approche du sommet du puits, qu'un mouvement de serrage et de torsion s'accumule dans le câble et cause une compression excessive de l'âme centrale. Une section du câble qui a passé sur la molette a un mouvement de détorsion correspondant.

Williams (87) demande l'effet de la rapidité de la flexion.

f) *Résultats d'essais.* — Les résultats d'essais de Biggart (4), étudiés par Adamson (54), sont extrêmement précieux. On les consultera aisément et ils ne peuvent être reproduits en détail ici. Des fils essayés isolément se comportent mieux que quand ils forment un câble. Des fils cassent souvent au cours du travail sous des efforts inférieurs à la limite d'élasticité de la matière.

Hughes (54, Discussion) donne un rapport complet sur la vie de trente-deux câbles d'ascenseurs de chemins de fer du Lancashire et du Yorkshire. Ses conclusions sont reprises dans les différents paragraphes précédents.

Rudeloff (8) a expérimenté à la flexion des fils et des torons sous tension. Les fils avaient 2 millimètre de diamètre et résistaient à des efforts de 24, 32, 51, 76 tonnes par pouce carré (soit : 37<sup>k</sup>,2, 49<sup>k</sup>,6, 79 kg, 117<sup>k</sup>,8 par millimètre carré).

La résistance à la flexion répétée diminuait rapidement quand l'effort de traction augmentait jusqu'à 3<sup>k</sup>,1 par millimètre carré, puis diminuait plus lentement pour les hautes tensions. La résistance à la flexion répétée, d'un fil unique, était beaucoup moindre que celle d'un toron formé avec le même fil.

Benoit et Woerle (57) utilisaient des fils de 1 millimètre de 110 à 114 tonnes de résistance par pouce carré (170 à 177 kilogrammes par millimètre carré).

Des essais ont été faits sur des fils isolés, sur des torons de 6 fils avec âme plus douce (55 tonnes par pouce carré), sur des câbles formés de trois de ces torons et sur des câbles formés de 5 torons avec

âme centrale en chanvre. Dans ces essais préliminaires, les spécimens étaient fléchis dans une direction, puis redressés, sous un effort de 5 tonnes par pouce carrés (7<sup>k</sup>75 par millimètre carré), sur une poulie de 175<sup>mm</sup>,4 de diamètre.

Un fil unique a résisté à 198.170 flexions.

Un toron a résisté, jusqu'à rupture d'un fil, à 44.800 et 47.190 flexions.

Sur une poulie de 180<sup>mm</sup>,4 de diamètre.

Un fil unique a résisté à 122.000-200.000 flexions.

Un toron a résisté à 40.860 flexions (3 fils brisés).

Un câble formé d'un toron	}	22.840 flexions (1 fil cassé),	
de 3 fils.		36.440 »	(complètement brisé).
Un câble formé de	}	35.000 »	(rupture commencée).
5 torons		40.000 »	(essai arrêté).

Après recuit :

Un simple fil a résisté à 47.700 flexions.

Un toron a résisté à 37.000-42.000 (destruction complète).

Un câble à 3 torons a résisté à 21.850 flexion.

Simmons (64) a trouvé, à la suite d'essais sur des câbles d'aéroplane de 500 à 1.000 kilogrammes environ, passant sur des poulies de 1 à 4 pouces de diamètres, que le nombre de flexions jusqu'à rupture pouvait être exprimé par

$$\frac{k D^{5/2}}{T} \times n,$$

$k$  est une constante;  $D$  est le diamètre de la poulie;  $T$  est la tension sur le câble;  $n$  est 1 pour les câbles de 1.000 kilogrammes sous des tensions de 200 à 400 livres (90<sup>k</sup>,8 à 181<sup>k</sup>,6) et 2 pour les câbles de 500 kilogrammes pour des tensions de 100 à 200 livres.

Mallock (64) a suggéré de faire une comparaison entre le travail effectué en fléchissant le câble sur la poulie, avec la fatigue produite par la flexion répétée. En faisant cette recherche, Simmons a trouvé que le travail nécessaire pour briser un câble était constant sur des poulies de diamètres différents et sous des tensions variées. Le travail fait pour briser le câble est égal au produit de la force requise pour mettre le câble en mouvement sur la poulie par le déplacement jusqu'à rupture. Simmons considère que le produit de cette force par le rayon doit être considéré comme le moment permanent de flexion.

Le mémoire de M. Major (86) donne les états de service de différents câbles. Quatre câbles ont été employés dans chaque cas, ils étaient de deux types différents; chaque corde étant accouplée à une corde d'un type différent par un levier à bras égaux, qui assurait une égale distribution de la charge entre les câbles. Toutes les cordes d'une installation passaient sur les mêmes poulies,

1° *Ascenseur pour personnes, constamment au travail :*

Charge 355 <sup>k</sup> ,6.	Cage 457 <sup>k</sup> ,1.
Déplacement 27 <sup>m</sup> ,61.	Vitesse 8 <sup>m</sup> ,38.

Deux câbles de 52<sup>k</sup>,5 à 56 kilogrammes par millimètre carré, de câblage Lang, avaient 1 3/8 pouce de circonférence, étaient du type 6 × (1 + 6 + 9) sur âme en fibre. Les deux autres câbles étaient fabriqués avec le même fil, mais était du type 6 × 9 sur fibre, avec âme en fibre.

La partie du câble passant sur la poulie en V n'arrivait pas à la poulie de tête.

Poulie de tête, diamètre 36 pouces.

Arc embrassé 180°; gorge en U d'un rayon supérieur de 1/16 de pouce à celui du câble.

Poulie en V, diamètre 27 pouces, arc embrassé 180°, gorge en V de 35°. Poulies de tête pour les contrepoids, diamètre 27 pouces, gorge en U comme celle de la poulie de la cage; le câble passe sur 2 poulies seulement. Après quatre ans, la partie extérieure des câbles Lang montrait des fils cassés; l'autre câble était aplati à la couronne, il avait pris une section analogue à celle de la poulie en V. Il était encore en service après 6 ans 5 mois et paraissait encore bon pour 6 mois de service.

2° *Ascenseur pour personnes constamment au travail :*

Charge 380 kilogr.	Cage 467 <sup>k</sup> ,2.
Course 22 <sup>m</sup> ,56.	Vitesse 7 <sup>m</sup> ,62.

Câble comme dans le premier cas, mais avec un fil central en acier doux dans la corde, avec câblage Lang. Poulies comme dans le premier cas, une seule poulie pour le contrepoids. En aucun endroit la corde ne passe sur plus d'une poulie. Toutes les poulies de 24 pouces de diamètre, arcs embrassés de 180°.

Après quatre ans, les fils extérieurs furent brisés, mais pas en aussi grand nombre que dans le premier cas. Ceci était probablement

dû à ce qu'il n'y avait qu'une poulie de tête pour le contrepoids. La charge était plus grande et les poulies plus petites. Les fils étaient aplatis dans l'autre câble et peu étaient brisés.

Tous les quatre câbles étaient usés après six ans et quatre mois. La corde avec toron composé était plus endommagée que celle avec câblage simple, mais les essais de tension des parties les plus détériorées ont montré que la première était la plus forte. La corde composée était nettement la meilleure.

3° Tous les câbles sont composés comme ci-dessus, avec le fil central des torons en acier dur pour deux des câbles et en acier doux pour les deux autres.

Charges 457 kilogr.	Cage 457 kilogr.
Course 27 <sup>m</sup> ,6	Vitesse 10 <sup>m</sup> ,16.

Poulie en V de 30 pouces de diamètre; arc d'enroulement de 180°. Deux poulies pour le câble de contrepoids (30 pouces), 90°.

Après quatre ans et un mois, toutes les cordes étaient également usées, sans fils cassés. Après six ans et un mois, il y avait très peu de fils brisés et les câbles eurent encore une longue vie. Le résultat était meilleur qu'en 1 et 2, bien que la charge fût plus lourde; on peut attribuer cette amélioration à l'emploi de plus grandes poulies.

4° *Ascenseur pour personnes et marchandises, 200 voyages par jour.*

Charge 508 kilogr.	Cage 711 kilogr.
Course 19 <sup>m</sup> ,8.	Vitesse 7 <sup>m</sup> ,6.

Quatre pieds du câble passait sur la poulie en V et sur une poulie de tête.

Poulie en V, 24 pouces de diamètre, arc embrassé 180°. Poulie de tête 45 pouces de diamètre, gorge en V, arc embrassé 180°. Poulie du contrepoids diamètre 22 pouces, arc embrassé 180°.

Câbles de 1/2 pouce de diamètre, 6×16 avec âme en fibre, et câblage long.

Après 2 ans, il y avait des fils brisés sur la poulie de 22 pouces seulement.

Après deux 2/3 il n'y avait pas de fils cassés sur la poulie de 45 pouces, mais il y en avait 1 % à la poulie de 24 pouces et 10 % sur la poulie de 22 pouces.

Après 3 ans 1/2 il fallut placer de nouveaux câbles.

M. Major conclut que pour des poulies de même diamètre, une poulie en V de 35 degrés, avec double pas détruit moins les câbles qu'une poulie à simple pas. Le diamètre de la roue est plus important que la forme de la gorge. Aucune portion de câble ne doit passer sur plus d'une poulie, quand c'est possible.

Vaughan (88) donne, à la suite d'essais de flexion de fils de 0,03 à 0,14 de pouce de diamètre (0,76 à 3,5 millimètres) sur la machine Vaughan-Epton, sous des tensions modérées, sur une grande poulie,

$$N = \frac{0,05 D^2}{d^3}$$

formule qui est probablement valable tant que la somme des efforts de tension et de flexion est en-dessous de la limite de résistance à la fatigue. Si le rapport de la poulie au diamètre du fil est inférieur à 150, le nombre de flexions est moindre et la puissance de  $d$  doit être réduite graduellement de 3 à 2.

$$V = 0,44 \frac{D^2}{d^2} \text{ quand } D = \frac{1}{2} \text{ pouce.}$$

En augmentant le coefficient de sécurité au-delà d'une certaine limite, on n'accroît plus la vie du câble.

### CONCLUSIONS.

Les fabricants de câbles spécifient d'ordinaire un coefficient de sécurité qui dépend de l'usage que l'on fait du câble et du diamètre des poulies sur lesquelles il s'enroule. On n'a ainsi aucun renseignement exact, pour chaque cas particulier, et on peut dire que cela ne fournit aucun renseignement si le câble passe sur une poulie de diamètre différent de celui prévu. D'autres auteurs, notamment les Américains essaient de placer le sujet sur un meilleur pied en calculant l'effort de flexion et en l'ajoutant à l'effort de traction produit par la charge.

Il semble qu'aucune méthode générale ne puisse être appliquée, jusqu'à présent, pour le calcul des câbles passant sur des poulies. Non seulement les données que l'on possède sont insuffisantes; mais des problèmes entièrement différents se présentent d'eux-mêmes. Ainsi l'usure extérieure est beaucoup plus importante sur une grande poulie, tandis que la fatigue à la flexion et l'usure interne font plus de dommages quand on utilise une petite poulie. Il se peut que des

généralisations, parfois inconscientes, causées par des conditions qui n'avaient pas été fixées clairement, aient conduit à une certaine confusion.

Le calcul de l'effort de flexion, pour les projets, n'est pas satisfaisant jusqu'à présent. En premier lieu on n'est pas d'accord sur le coefficient à donner à la formule de Reuleaux. Aucune formule rationnelle ne s'adapte aux conditions exactes, et il n'a pas encore été montré que l'effort de flexion fût le facteur déterminant dans la destruction des câbles.

On a suggéré d'essayer de faire une analyse qui séparerait les différents effets destructeurs, notamment l'usure extérieure, l'usure entre les fils et la fatigue de flexion. Leur importance relative doit dépendre en premier lieu du diamètre de la poulie, mais il y a d'autres variables à considérer.

Les différents points qui ont été examinés ci-dessus, par des extraits, sont repris brièvement ci-après :

La composition chimique des verges par fils semble devoir être laissée à l'appréciation du fabricant et du tréfileur. On rencontre dans la pratique en Amérique, de grandes différences.

Aucune distinction n'est faite entre la dureté et la résistance à la traction. On considère généralement qu'elles croissent ensemble.

On est d'accord pour admettre que les fils à haute résistance donnent jusqu'à un certain point de résultats que les autres, même sur des poulies de meilleurs fabricants ne sont pas disposés à aller au-delà de ce point, et ils sont appuyés par différents ingénieurs. On craint la fragilité du métal et la perte de la résistance au choc. D'autre part, on n'a pas publié de résultats pour appuyer cette façon de voir, tandis que plusieurs expérimentateurs préconisent l'emploi des fils à haute résistance, en même temps que des industriels demandent à les employer pour certains usages.

On a porté peu d'attention, dans les articles publiés, sur l'intérêt qu'il y aurait à avoir des fils aussi uniformes que possible sous tous rapports.

Les avis concernant le diamètre des fils montrent une différence d'opinion qu'on n'attendait pas. Il y a un certain compromis entre les deux opinions par l'emploi de fils extérieurs de plus grand diamètre.

La question du revêtement protecteur est un sujet fertile à discussion.

Certains auteurs ont demandé l'ajustement du câblage au diamètre de la poulie, mais on n'a aucun renseignement exact à ce sujet.

La majorité des opinions est en faveur du câblage Lang ; cependant cette préférence n'est pas aussi nette chez les ingénieurs américains.

Des renseignements nouveaux, qui permettraient de déterminer quand un câble est en mauvais état, seraient très précieux.

Le rapport des diamètres de la corde et des fils varie considérablement avec les usages. L'adaptation du mode de construction à ce rapport, de même que la manière de ce comporter des câbles sur les poulies de différents diamètres, nécessitent de nouvelles recherches.

Le garnissage des poulies et la forme de la gorge ont fait l'objet de remarques, mais on a peu d'indications quantitatives.

L'effet des différents angles de flexion d'un câble passant sur une poulie paraît avoir été expliqué très clairement par Leffler, quoique d'autres opinions diffèrent de la sienne. La formule qu'il donne pour calculer le rayon de courbure exact de la corde ne concorde pas avec celle de Trenton Iron Co.

Il y a peu de résultats utiles concernant les points repris dans « Autres considérations ».

Le nombre des essais est malheureusement petit. La réduction de l'effort de flexion par suite du toronnage des fils est digne d'une étude plus approfondie, comme le suggère M. Mallock, pour permettre, au moyen d'une simple expérience, de déterminer la vie d'un câble et d'éviter ainsi un grand nombre d'essais de fatigue jusqu'à rupture.

Le mémoire de M. Major fait ressortir un fait bien connu de tous ceux qui ont expérimenté des fils ou des câbles, c'est que l'on tire facilement des conclusions fausses d'un nombre insuffisant de données.

Les fils et les câbles varient d'une façon appréciable d'un point à l'autre et d'un câble à l'autre, même quand ils sont de construction identique. La première comparaison de M. Major indique que la corde avec âme en fibre est meilleure que le câble Lang avec âme solide pour les torons.

Le deuxième exemple montre que l'adoption d'âmes en fils doux améliore le câble Lang, mais cette observation n'a pas été confirmée par le troisième exemple.

## BIBLIOGRAPHIE.

1. Fils d'acier pour câbles. Bonnaud. Proc. Inst., C. E., vol. Ixvii, Extrait.
2. Câbles de mines Wenderoth, Proc. Inst. C. E., vol. Ixviii, Ext.
3. Ruptures de câbles de mines Aiguillon, Proc. Inst. C. E., vol. Ixx, Ext.
4. Câbles métalliques Biggart, Proc. Inst. C. E., vol. Ci, 1890.
5. Les câbles de plans inclinés Khojak.  
Weightmann. Proc. Inst. C. E., vol. Cxii, 1892.
6. Chemins de fer sur plans inclinés.  
Diescher. Trans. Engd. Soc. W. Penn., vol. Xii.
7. Câbles métalliques Hewitt, Eug. News, vol. I, 1896.
8. Expériences préliminaires sur les fils et les torons des câbles métalliques.  
Mitt. a. d. kön. tech. Versuch, à Berlin, 1897.
9. Corrosion interne des câbles métalliques.  
Iron and Coal Trades Review, 29 octobre 1897.
10. Flexion des câbles métalliques Hewitt.  
Modern Machinery, août 1899 et  
Mines and Minerals, mars 1899.
11. Câbles d'extraction Peele. Mines and Minerals, mars 1900.
12. Câbles métalliques Beard. Mines and Minerals, mars 1901.
13. Corrosion interne des câbles métalliques.  
Mines and Minerals, mars 1899.
14. Note sur la vie des câbles d'acier. Soulé.  
Ann. Inst. Min. Eug. Trans., vol. Xxix, 1899.
15. Installations d'extraction à grande profondeur.  
Behr. Trans. J. M. and M., vol. Xi, parts 1 et 2, 1901.
16. Spécifications pour câbles métalliques. Mech. World, 18 juillet 1902.
17. Efforts dans les câbles métalliques.  
Mines and Minerals, février 1902.
18. Règles pour les charges de travail des câbles métalliques des ascenseurs.  
Newcomer. Eug. News, 15 janvier 1903.

19. Projets de poulies et tambours pour câbles métalliques.  
Diescher. Eng. Soc. W. Penn. Trans., vol. Xix, juin 1903.
  20. Câbles métalliques à grande résistance.  
Moore. Eng. Soc. W. Penn. Trans., vol. Xix, juin 1903.
  21. Câbles métalliques.  
Westgarth. Iran and Coal Trades Review, 29 avril 1904.
  22. Efforts de flexion dans les câbles métalliques.  
Richards. Mines and Minerals, avril 1904.
  23. Câbles d'extraction.  
Whyte. Mines and Minerals, vol. Xxiv, 1904.
  24. Bibliographie sur les câbles métalliques.  
Mines and Minerals, vol. Xxiv, 1904.
- Donne 101 références aux câbles de tramways.  
78 références à des matières d'intérêt général.  
65 références aux câbles d'extraction et de transport.  
24 références aux câbles de transmission de force.  
22 références aux câbles de suspension des ponts.  
28 références aux câbles de transporteurs aériens.
- Peu de ces références sont reprises dans la présente bibliographie.
25. Questions pratiques relatives à la construction et à l'emploi de câbles métalliques.  
Moore. Mines and Minerals, vol. Xxiv, 1904.
  26. Contribution à l'étude des câbles métalliques.  
Benndorf. Zeit d. Oest. Ing. u. Arch. Ver., 22 juillet 1904.
  27. Usage et abus des câbles métalliques.  
Moore. Jour. Eng. Soc. W. Penn., vol. Xxi, 1905.
  28. Efforts de flexion dans les câbles métalliques.  
Diescher. Jour. Eng. Soc. W. Penn., vol. Xxi, 1905.
  29. Quelques contributions aux expériences sur la flexion et le choc dans les câbles métalliques.  
Divis. Oest. Zeit. f. Berg. u. H. 17 juin 1905.
  30. Allongement des fils par enroulement.  
Bouasse et Berthier. Jour. de Phys., décembre 1905.
  31. La rupture des câbles d'extraction.  
King. Mining Journal, 26 mai 1906.
  32. Câbles métalliques d'acier.  
Goltlob. Ingeniren. Copenhague 1906.



33. Etudes des câbles métalliques.  
Isaachsen. Zeit. der Ver. Deutsch, Ing., 27 avril 1907.
34. Efforts de flexion dans les câbles métalliques.  
Howe. Machinery, juin 1907 et Machinery Handbook n° 24.
35. Appareil pour déceler l'usure dans les câbles métalliques.  
Pract. Engineer, 26 juillet 1907.
36. Câbles d'extraction et conditions de sécurité dans les puits de mine.  
Rapport de la Commission du Transvaal. — Eng. News.,  
31 octobre au 5 décembre 1907. — Mach. Eng., 30 novembre  
au 14 décembre. — Extraits dans Engineering du  
14 février et du 18 mars 1908.
37. Quelques notes sur des essais de câbles usés.  
Epton. Jour. Transvaal. I. M. E. vol. v et vi 1907.
38. Résistance de fils à la flexion répétée.  
Schuchart. Stahl und Eisen, 1 et 8 juillet 1908.
39. Essais électromagnétiques des câbles d'extraction.  
Mc Cam et Colson. V. S. Patent, 890.085.
40. Efforts dus à la flexion dans les câbles métalliques.  
Chapman. Engin. Review, octobre 1908.
41. Résultats d'expériences sur des câbles métalliques usagés.  
Guidi. Sc. Abs. A. 1909.
42. Module d'élasticité des câbles métalliques.  
Panetti. Sc. Abs. A. 1909.
43. Essai des câbles métalliques.  
Kroen. Oest. Zeit. f. Berg. u. H., 26 mai 1909.
44. Câbles métalliques à câblage croisé.  
Engineer, 15 janvier 1909.
45. Danger de rupture des câbles métalliques.  
Bock. Glückauf, 23 octobre 1909.
46. Corrosion des câbles d'extraction en acier.  
Thornton Murray. 23 octobre 1909.
47. Flexibilité des câbles métalliques.  
Chapman. Engineering, 7 janvier 1910.
48. Câbles d'extraction pour puits de mines.  
Proc. Inst. C. E. Vol. cLxxxii, Abs. 1910.
49. Lubrification des câbles métalliques.  
Rowland. Engin. and Mining Jour. Vol. Ixxxix 1910.

50. Câbles métalliques dans les houillères.  
Rowland. Eng. and Mining Jour. Vol. Ixxxix 1910.
51. Câbles métalliques appliqués aux mines.  
Baird. Trans. I. M. E., vol. XIII et Mech. World, 8 déc. 1911.
52. La résistance des câbles d'extraction.  
Speer. Glückauf, 11 mai au 2 juillet 1912.
53. Quelques expériences sur les câbles d'extraction.  
Lloyd. Iron and Coal Trades Review, 2 août 1912.
54. Câbles métalliques pour les appareils de levage.  
Adamton. Proc. I. Mech. E., juillet 1912.
55. La sécurité des câbles d'extraction en acier à haute résistance.  
Baumann Glückauf, 25 janvier 1913.
56. Câbles métalliques.  
Benoit Glückauf, 25 janvier 1913.
57. La résistance des câbles métalliques.  
Engineering, 26 décembre 1913.
58. Revision de la spécification des ponts mobiles dans un plan vertical.  
Leffler. Trans. Ann. Soc. C. E. Vol. Ixxvi, déc. 1913.
59. Résultats de la statistique des câbles dans les mines de zinc et de plomb de la Haute-Silésie.  
Nimptsch Glückauf, 3 janvier 1914.
60. Lubrification des câbles métalliques.  
Ann. Machinist., 21 février 1914.
61. Notes sur les câbles métalliques, les chaînes, etc., les élingues.  
Briggs. Prof. Papers Corps R. E.  
Paper 6, 4 th serie, 1914.
62. Diamètre minimum des poulies pour les câbles métalliques.  
Blatius. Zeit. Ver. Deutsch. Ing., 25 avril 1914.
63. Câbles métalliques pour excavateurs.  
Sunderland. Excavating Engineer, nov. 1914 et Eng. and  
Min. Jour., 21 nov. 1914.
64. Comité consultatif pour l'aéronautique. La fatigue des fils toronnés.  
Simmons. Rapport 160. Janvier 1915.
65. La relation entre les efforts et la durée des câbles de levage.  
Wahrenberger. Zeit. Ver. Deutsch Ing., 24 juillet 1915.
66. Fils d'acier, un facteur dans la fabrication de l'acier.  
Mech. Eng. 2 janvier au 4 février 1916.

67. Notes sur les câbles de mines. Smith.  
Iron and Coal Trades Review, 30 mars 1917.
68. Recherches sur les câbles d'acier.  
Wahn. Zeit. Ver. Deutsch. Ing., 30 juillet et 8 août 1918.
69. Détermination des efforts dans les câbles métalliques appliqués aux problèmes actuels.  
Howe. Jour. Am. Soc. M. E. Déc. 1918.
70. Efforts dans les câbles métalliques.  
Hardisty. Am. Soc. M. E. Jour. 41, mars 1919.
71. Recherches sur les câbles métalliques.  
Griffith. Engin and Min. Jour, 26 avril 1919.
72. Résistance et autres propriétés des câbles métalliques. Griffith et Bragg.  
Tech Papers. U. S. Bureau of Standards, 16 juillet 1919.
73. Projets de machines. Unwin. Part. 1. Chap. XVI.
74. Expériences sur la résistance des câbles métalliques et sur les fils.  
Martens. Proc. Inst. C. E. Abs vol. XCIV 1888.
- 74a. Reuleaux. Le constructeur.
75. Les câbles métalliques (Die Drahtseile) Hraback.
76. Eléments de machines. Bach.
77. Machinery et Millwork. Rankine.
78. Mécanique appliquée. Goodman.
79. Structural Engineer's Handbook. Ketchum.
80. Quelques aspects de l'éclairage des fils.  
Longumier. I and S. Inst. Journal, 86, 1912 et Engineering, 11 octobre 1912.
81. Etude sur l'écoulement à froid de l'acier.  
Longumier. Engineering, 23 mai 1913.
82. Pratique moderne dans les machines à étirer les fils.  
Engineering, 9 août, 1<sup>er</sup> novembre et 29 novembre 1907.
83. Traitement à chaud des fils pour câbles.  
Brunton. Iron and Coal Trades Review, 11 mai 1906.
- 83a. Câbles métalliques d'extraction.  
Collection de Mémoires publiés par l'Institution Sud-Africaine des Ingénieurs.

*Communications au Comité des Câbles.*

84. Poulies pour câbles métalliques. W. E. Hogg.
85. Correspondance avec Harrison Roe.
86. Mémoire sur la vie des câbles. C. G. Major.
87. Communication de A. E. Williams.
88. Mémoire n° 1 sur les expériences faites avec la machine d'essais de fatigue de Vaughan-Eston.

*Comité de Recherches sur les Câbles métalliques.*

- D<sup>r</sup> H. S. Hele Shaw, F. R. S., Membre du Conseil,  
*Président.*
- Daniel Adamson, Membre du Conseil.
- John H. Anderson.
- C. G. Couradi.
- Percy. S. Cradock.
- H. C. Else.
- P. N. Haggie,  
George L. Hunter.
- H. C. King.
- Professeur Henry Louis.
- L. B. Newall.
- J. B. Maclean, C. B. E.
- W. C. Mountain.
- Walter Pitt.
- G. H. Roberts, C. B. E.
- D<sup>r</sup> Walter A. Scobble, *Rapporteur.*
- Christopher H. Selby.
- Sir William E. Smith, C. B.
- C. Humphrey Wingfield.

## Considérations sur les résistances liquides

DESTINÉES AUX ESSAIS DE CONSOMMATION DES

# Groupes électrogènes triphasés

PAR

J. YERNAUX

Professeur à l'Ecole des Mines et de Métallurgie  
(Faculté technique du Hainaut), à Mons.

---

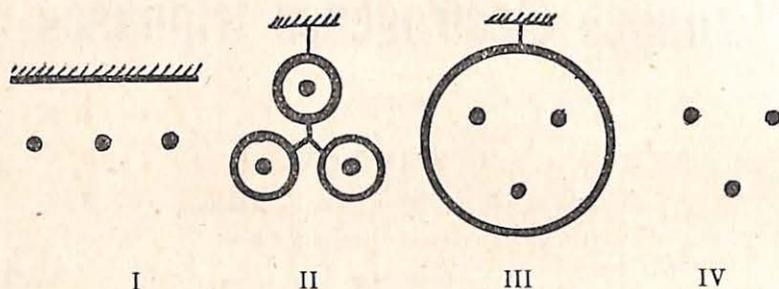
Dans le cas particulier où les consommations d'un groupe électrogène à courants triphasés sont garanties pour un facteur de puissance égal à l'unité, on procède en général à leur contrôle en faisant débiter l'alternateur sur une résistance liquide appropriée. Cette dernière porte trois électrodes (le plus souvent des tubes cylindriques parallèles) plongeant soit dans l'eau d'une rivière ou d'un grand bassin, soit dans une cuve où on entretient une circulation continue d'eau froide.

Comme les garanties stipulées au contrat de vente se rapportent à plusieurs régimes de charge ( $1/2$ ,  $3/4$ ,  $4/4$  et  $5/4$  charge) et comme chaque essai particulier exige une durée minimum d'une heure, la résistance liquide doit pouvoir absorber les diverses puissances d'une manière permanente : en outre, pour assurer la précision des mesures, il convient que, pour chaque puissance exigée, le régime d'échauffement de l'eau s'établisse très rapidement afin de réduire au minimum les nécessités de réglage au cours de l'essai.

Les résistances liquides pourvues d'une circulation intense satisfont aisément à cette dernière condition. Pour répondre aux exigences de la première condition il faut, ainsi qu'il sera montré par la suite, approprier les dimensions des électrodes, leur écartement et leur longueur d'immersion, à la nature des eaux, au débit de leur circulation, à la grandeur de la tension triphasée d'alimentation et à l'intensité du courant débité par électrode.

Les dispositions adoptées le plus couramment sont schématisées ci-dessous : on supposera les électrodes plongeant dans l'eau sur une certaine longueur.

### Vues en plan.



Si dans une première approximation on néglige l'influence des sections terminales des électrodes devant celle de leur surfacelatérale, on peut supposer que les circuits des courants se développent dans des plans perpendiculaires aux axes des électrodes. Ils se trouvent ainsi groupés en parallèle sur les électrodes. Si on appelle  $i$  le courant débité par unité de longueur d'électrode et  $\gamma_T$  la conductivité de l'eau à sa température  $T$  de régime, on aura évidemment :

$$i = k \cdot E \cdot \gamma_T$$

le facteur  $k$  dépendant du type de résistance adoptée ainsi que de ses dimensions à l'exception de la profondeur d'immersion des électrodes.  $L$  désignant cette dernière et  $I$  représentant le courant total par électrode, on aura :

$$I = L \cdot i = k \cdot E \cdot L \cdot \gamma_T$$

On conçoit aisément que, pour une surface donnée d'électrode, on ne puisse pas augmenter indéfiniment l'intensité du courant absorbé. Il existe une limite supérieure au-delà de laquelle il n'est plus permis d'espérer un fonctionnement régulier de la résistance par suite de la formation trop intense de bulles de vapeur à la surface des électrodes. Si on désigne la densité limite permise par  $\delta_0$  on devra donc avoir :

$$\frac{I}{\pi \cdot d \cdot L} \leq \delta_0 \text{ ou encore } \frac{k}{\pi} \cdot \frac{E}{d} \cdot \gamma_T \leq \delta_0 \quad (1)$$

Si cette condition est satisfaite la résistance absorbera une puissance totale :

$$W = E \cdot I \cdot \sqrt{3} = k \cdot \sqrt{3} \cdot E^2 \cdot L \cdot \gamma_T \quad (2)$$

Telles sont les relations qui vont servir de base à l'étude des résistances liquides d'absorption.

Lorsqu'on doit rétablir ces dernières on possède les données suivantes :

1. tension d'alimentation triphasée ;
2. puissance maximum à absorber ;
3. nature de l'eau à utiliser ;
4. débit disponible de cette dernière.

L'eau intervient par sa conductivité qui varie avec sa teneur en électrolyte et avec sa température. Pour la plupart des eaux essayées l'augmentation de conductivité avec la température est très grande : 2,5 à 3,5 % par degré centigrade d'élévation de température. Ainsi dans une cuve dont l'eau subit une élévation de température de 50°, la conductivité augmente en moyenne de 150 %. Or si on se reporte à la relation (1) on voit tout l'intérêt qu'il y a de disposer d'une circulation d'eau intense permettant de réduire la valeur de la conductivité  $\gamma_T$ . Il est aisé de calculer le débit horaire d'eau nécessaire pour maintenir l'élévation de température de l'eau en dessous d'une valeur donnée.

En effet soient :  $Q$  le débit horaire cherché (en m<sup>3</sup>).

$W$  la puissance absorbée (en Kw).

$\theta$  la limite d'élévation de température (en °c).

Sachant que l'équivalent calorifique du Kw/heure est 862 on devra donc avoir :

$$862 W \leq Q 1000 \cdot \theta$$

d'où on tire :

$$Q \geq 0,862 \frac{W}{\theta} \text{ mètre cube/heure.}$$

La valeur minimum possible pour la conductivité  $\gamma_T$  était ainsi connue, la condition (1) fixe la valeur supérieure admissible pour la quantité

$$\frac{k}{\pi} \cdot \frac{E}{d}$$

Le facteur  $k$  dépend du diamètre des électrodes, de leur écartement, de leur disposition, il est indépendant de leur longueur d'immersion.

L'analyse mathématique, contrôlée par l'expérience, montre :

1° que le facteur  $k$  diminue lorsque l'écartement des électrodes augmente et inversement ;

2° que le facteur  $k$  augmente lorsque le diamètre des électrodes augmente et inversement ;

3° que les variations relatives du facteur  $k$  provoquées par les variations du diamètre des électrodes ou par les variations de leur écartement, sont beaucoup plus faibles que les variations relatives des éléments qui les ont engendrées.

Dans ces conditions la quantité

$$\frac{k}{\pi} \cdot \frac{E}{d} = \frac{1}{\pi} \cdot \frac{E}{\left[\frac{d}{k}\right]}$$

sera surtout sensible aux variations du diamètre des électrodes et il est permis de conclure ce qui suit :

Pour une eau de circulation donnée, le diamètre des électrodes doit être proportionné à la tension d'alimentation.

En ce qui concerne l'écartement des électrodes il varie avec la disposition adoptée. Pour les types I, II et IV on n'admet guère moins de 1<sup>m</sup>,50 d'espace entre les électrodes et pour le type III, l'écartement des électrodes et des enveloppes est souvent de l'ordre de 150 à 200 m/m.

Ces éléments étant arrêtés, la longueur d'immersion se calcule à l'aide de l'égalité (2) : pour des raisons de commodité de manœuvre des électrodes il n'est pas recommandé de dépasser la longueur de 1<sup>m</sup>,50.

De l'ensemble des considérations qui précèdent il résulte que les éléments principaux d'une résistance liquide à tubes cylindriques parallèles sont : le diamètre des électrodes, leur profondeur d'immersion, la nature des eaux et leur intensité de circulation ; l'influence des variations de l'écartement des électrodes est secondaire, comparée à celle des éléments ci-dessus. Il y a lieu de retenir en outre que plus la tension triphasée est élevée plus il y a intérêt à donner la préférence à l'eau la moins conductrice et à en rechercher le débit horaire le plus abondant. Ce dernier, par les grandes variations de régime que l'on pourra lui imposer, constituera en outre un moyen très efficace de réglage de la puissance absorbée.

Juillet 1922.

# LE BASSIN HOULLER

DU NORD DE LA BELGIQUE

SITUATION AU 30 JUIN 1922

PAR

M. J. VRANCKEN

Ingénieur en chef, Directeur des Mines, à Hasselt.

## I. — Travaux de Recherche.

### A. — Recherches en terrain non concédé.

Aucun travail de recherche n'a été effectué au cours du premier semestre de cette année.

### B. — Recherches en terrains concédés.

SONDAGE N° 90. — Comme il a été indiqué dans le rapport précédent, la *Société des Charbonnages de Ressaix, Péronnes, Leval, Sainte-Aldegonde et Genck* a commencé un deuxième sondage d'étude pour la mise à fruit de la concession de Genck-Sutendael. Ce sondage est situé à environ 300 mètres à l'ouest de la route de Bilsen à Asch, au point 3 kilomètres 324.

Cote : + 85,25 mètres

Longitude : 83.887,07 mètres

Latitude : 64.304,13 mètres

des coordonnées de la carte d'Etat-Major belge.

Le travail a débuté au cours des derniers jours de 1921 par le creusement d'un avant-puits de 7<sup>m</sup>,50 de profondeur et de 1 mètre de diamètre. La nappe aquifère supérieure a été atteinte à ce niveau. Le forage proprement dit a commencé le 10 janvier 1922.

De 7<sup>m</sup>,50 à 113 mètres, le travail a été exécuté au moyen de la cloche à soupape, sur un diamètre de 355 millimètres ; de 113 mètres à 289<sup>m</sup>,80, à la couronne d'acier et au double carottier, le diamètre de la couronne d'acier est de 267 millimètres ; de 289<sup>m</sup>,80 à 325<sup>m</sup>,42, à la couronne à diamants de 236 millimètres de diamètre.

Les terrains recoupés sont :

- 0 à 9 mètres . . . du gravier
  - 9 à 96 » . . . des sables
  - 96 à 265 » . . . des argiles, sables et marnes
- à partir de 265 mètres : le tuffeau de Maestricht.

Le 30 juin, le sondage avait atteint la profondeur de 325<sup>m</sup>,42 et n'avait pas encore atteint le terrain sous-jacent au tuffeau.

#### SONDAGE N° 86. — Concession de Zolder. (1)

On a procédé à l'extraction des tubes et au remplissage du trou de sonde. Comme matériaux de comblement, on a utilisé :

- 1° du ciment de 1.912<sup>m</sup>,19 à 461<sup>m</sup>,32 soit donc jusque un peu au-delà de la tête du houiller ;
  - 2° de l'argile de 461<sup>m</sup>,32 à 226<sup>m</sup>,67, c'est-à-dire jusque un peu plus haut que la tête du crétacé.
  - 3° du sable de 226<sup>m</sup>,17 à la surface.
- Un repère marque l'emplacement du sondage.

## II. — Travaux de mise à fruit des concessions.

### 1. — Concession de Beeringen-Coursel.

*Siège de Kleine Heide, à Coursel, en construction.*  
(Houiller à 622 mètres)

#### A. — Fonçage des puits.

PUITS N° 1. — Rappelons qu'à la date du 31 décembre 1921, le déblaiement du puits avait atteint la profondeur de 562<sup>m</sup>,05. Une venue de 27 m<sup>3</sup>/h. qui se livrait encore passage à l'endroit de la brèche à 554 mètres, avait été captée derrière le cuvelage et était amenée au bac d'aspiration de la pompe suspendue par des ajutages placés sur des bouchons de cimentation.

(1) Voir *Annales des Mines de Belgique*, tome XXIII, 2<sup>me</sup> liv. Le sondage n° 86 de Wyvenheide, en Campine, par M. Stainier, professeur à l'Université de Gand.

Le déblaiement du puits fut continué avec pose du cuvelage de 120 millimètres d'épaisseur, placé en descendant au fur et à mesure de l'avancement. Le 18 mars, tout le cuvelage de 120 millimètres était posé jusqu'à la profondeur de 583<sup>m</sup>,05 et il restait à intercaler, à cette cote, un raccord de 66 centimètres de hauteur, entre le cuvelage supérieur et l'anneau de tête du Hervien. Ce raccord n'ayant pu être livré en temps voulu par le fondeur, on pratiqua deux injections consécutives de ciment derrière le cuvelage à 554 mètres, c'est-à-dire en face de la brèche. Ces injections étaient pratiquées par une colonne venant de la surface et quand on eut injecté 28 tonnes de ciment, la venue d'eau était abaissée à 10 m<sup>3</sup>/heure. Cette venue jaillissait par l'endroit du raccord de 583<sup>m</sup>,05 à 583<sup>m</sup>,71.

On commença alors le déblaiement du puits, qui était rempli de sable de 585 à 646 mètres. Le 5 avril le puits était dégagé complètement jusqu'à sa base ; un plancher de travail fut installé à 583<sup>m</sup>,05 et on plaça le raccord de cuvelage. Dès que celui-ci fut posé, on raccorda la colonne d'injection à un bouchon de cimentation situé à 569<sup>m</sup>,70 et on parvint à injecter 30 tonnes de ciment derrière le cuvelage. Cette injection aveugla presque complètement les venues d'eau : après cette opération la venue du cuvelage entre 300 et 646 mètres était réduite à 1 m<sup>3</sup>,500/heure. On installa alors un plancher réservoir en béton au niveau de 640 mètres, la pompe suspendue du fond fut remontée à 300 mètres et on reprit le creusement à 646<sup>m</sup>,70 le 17 avril.

Une première passe fut creusée de 646 à 672 mètres et fut pourvue d'un revêtement en béton armé de 90 centimètres d'épaisseur.

Le 22 mai le creusement d'une seconde passe fut repris et poussé jusqu'à 698<sup>m</sup>,50. Le revêtement de maçonnerie était terminé le 22 juin.

Le creusement d'une troisième passe, qui doit conduire cette fois jusqu'au niveau du retour d'air à 727 mètres, était repris le 23 courant, et avait atteint le 30 juin la profondeur de 707 mètres.

*Remarque :* Aussitôt après avoir aveuglé les venues d'eau par des injections de ciment derrière le cuvelage, on put constater que le niveau piézométrique du sondage de Kleine Heide s'élevait graduellement. Ce niveau s'est rétabli assez rapidement à la cote + 47<sup>m</sup>,70 qui était sensiblement celle qu'il occupait avant l'accident de mars 1920.

PUITS N° 2. — A la date du 31 décembre 1921, ce puits était creusé jusqu'à la profondeur de 808 mètres.

Dès le début de janvier 1922, au niveau de l'accrochage de base de 789 mètres, on installa un plancher en béton en vue de commencer le creusement des travers-bans à ce niveau.

Un plancher semblable fut installé au niveau de 802 mètres, afin de donner accès aux deux galeries creusées en direction dans la couche n° 70 de 3<sup>m</sup>,20 de puissance. Ces deux galeries ont été poussées au Nord et au Sud jusqu'à 70 mètres de l'axe du puits; elles ont été munies ensuite d'un revêtement en béton de 60 centimètres d'épaisseur et constituent un réservoir pour les eaux, d'une capacité de 700 mètres cubes environ.

Au niveau de 789 mètres, futur niveau d'exploitation, deux bouveaux, partant du puits n° 2 et destinés à se raccorder au travers-banc principal, ont été creusés, l'un à l'Ouest, sur une longueur de 71 mètres et l'autre à l'Est, sur une longueur de 110 mètres (voir planche n° 1). On est en ce moment occupé à munir ces bouveaux d'un revêtement composé de voussoirs en béton armé de 50 centimètres d'épaisseur. La section utile des galeries est de 5<sup>m</sup>,50 x 3<sup>m</sup>,10. La largeur est suffisante pour l'établissement de quatre voies de transport,

Au niveau de 727 mètres (niveau retour d'air), une communication a été creusée entre les deux puits. De l'axe du puits n° 1, des travers-bans ont été entrepris à l'Ouest et à l'Est. Le premier, poussé à 145 mètres de l'axe du puits a recoupé les couches n° 63 (veiniat de 0<sup>m</sup>,45) et n° 64 (ouverture : 1<sup>m</sup>,05). Le second, poussé à 30 mètres du puits et momentanément arrêté, a recoupé la couche n° 62 de 1 mètre de puissance. A partir du bouveau Ouest, deux voies en direction ont été amorcées dans la couche n° 64; elles seront chassées jusqu'à la limite du stot de protection, où deux balances doivent être creusées dans le but de mettre en communication les niveaux de 727 mètres et de 789 mètres; les deux voies en direction ont atteint 15 mètres de longueur chacune.

Au même niveau, une voie en direction dans la couche n° 62 a été entreprise. Cette voie a actuellement 125 mètres de longueur. Elle doit être poussée jusqu'à la limite du stot de protection, soit jusqu'à 225 mètres du puit n° 1. A l'extrémité de cette voie un burquin sera creusé jusqu'à la recoupe de la couche n° 64.

Dans mon précédent rapport semestriel, j'avais signalé un fait remarquable, observé lors de l'approche d'une couche : le soulève-

ment du terrain au fond du puits, et dans le cas d'un sondage précédant le creusement, le jaillissement d'eau salée par le trou de sonde.

Voici quelques détails complémentaires sur les faits constatés à l'approche de la couche de 3<sup>m</sup>,20 au puits n° 2, couche qui fut rencontrée à la profondeur de 802<sup>m</sup>,24.

### Travaux préparatoires à 727 et à 789 mètres.

ECHELLE  $\frac{1}{10.000}$

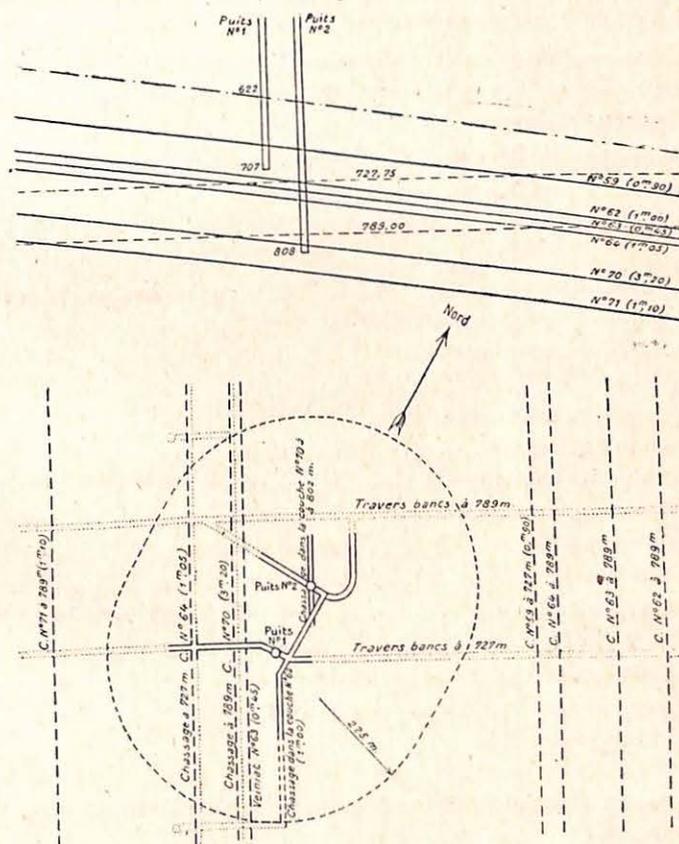


PLANCHE 1.

Avant la recoupe, un trou de sonde de 70 millimètres de diamètre fut foré de 790 mètres et pénétra de 25 centimètres dans la couche.

A ce moment la sonde fut expulsée par une trombe d'eau, de charbon et de pierres. La pression était telle que le charbon et les pierres atteignirent le plancher de 727<sup>m</sup>,50. Le trou de sonde s'est bouché aussitôt, et chaque fois que l'on essaya de le déboucher au souffleur, celui-ci était lancé avec violence hors du trou avec de nouvelles projections d'eau, de charbon et de pierres. Après de nombreux essais de ce genre (environ 70) le trou a commencé à débiter de l'eau salée et la venue maxima atteinte fut de 25 à 30 m<sup>3</sup>/heure, le 3 novembre 1921.

Pendant un mois (du 3 novembre au 2 décembre) le trou a débité environ 7.500 mètres cubes d'eau salée.

Le 3 décembre le débit a diminué brusquement et est tombé à 1 mètre cube à l'heure environ. La couche découverte continue à donner cette même quantité d'eau.

L'eau apparaît à la base de l'intercalation schisteuse de 0,34 centimètres. La pression n'a pas été mesurée.

Analyse de l'eau :

Résidu fixe . . . . .	32, 33	grammes	par	litre.
Matières en suspension . . . . .	0,17	»	»	
Matières organiques. . . . .	0,06	»	»	
Silice . . . . .	0,023	»	»	
Oxyde de fer et alumine . . . . .	0,012	»	»	
Chaux combinée . . . . .	1,12	»	»	
Magnésie combinée . . . . .	0,62	»	»	
So <sup>2</sup> combiné . . . . .	0,006	»	»	
Co <sup>2</sup> combiné . . . . .	0,11	»	»	
Nitrates . . . . .	Néant	»	»	
Ammoniaque . . . . .	0,005	»	»	
Cl et Na Cl . . . . .	30, 40	»	»	
Brome et KBr . . . . .	0,14	»	»	
Iode. . . . .	Néant	»	»	
Dureté totale 165.				

Cette eau donne un résidu composé presque exclusivement par des chlorures.

Chauffé, le liquide dégage en abondance de l'acide chlorhydrique par suite de la décomposition du chlorure de magnésie.

### B. — Installations de surface.

Ont été terminés, le montage de la machine d'extraction sud du puits n° 2, ainsi qu'un bâtiment devant recevoir un ventilateur Rateau de 7.000 mètres cubes minimum, Le ventilateur est monté et en ordre de marche.

On a commencé dans l'avant-puits n° 1 le battage des pieux en béton armé devant servir d'assise aux maçonneries nécessaires pour l'établissement du sas à air de la galerie du ventilateur et du chevallement, ainsi que la construction d'un bâtiment de 105 mètres sur 30 mètres, comportant vestiaire pour ouvriers, bains-douches et lampisterie. Ce bâtiment ne constituera d'ailleurs que la moitié de la construction définitive. On pourra y installer 2.400 armoires pour ouvriers et 160 douches. La lampisterie est prévue pour 5,800 lampes. Le bâtiment comprendra en outre des bureaux pour ingénieurs, chefs-porions, porions.

On a commencé le montage, dans la centrale, d'un turbo-compresseur de 10.000 mètres cubes-heure.

### C. — Cité ouvrière.

Dans la cité ouvrière on a terminé les travaux d'aménagement du groupe scolaire comprenant six classes pour filles et six classes pour garçons.

Une salle a été aménagée comme chapelle, une autre pour l'économat.

### D. — Personnel.

Il se décompose comme suit :

<i>Fond</i> :	Mineurs . . . . .	234
<i>Surface</i> :	Manœuvres . . . . .	322
	Chauffeurs. . . . .	12
	Machinistes . . . . .	35
	Ouvriers de bâtiment . . . . .	61
	Ouvriers d'atelier . . . . .	97
	<b>Total. . . . .</b>	<b>761</b>

## 2. — Concession de Helchteren.

Siège de Voort, à Zolder (Houiller à 603 mètres)

## A. — Fonçage des puits.

Puits n° 1. — Au cours du semestre, la profondeur du puits a été portée à 330<sup>m</sup>,50 ce qui correspond à un avancement total de 178<sup>m</sup>,50 soit un avancement journalier moyen d'environ 1 mètre.

Les terrains traversés sont :

- de 145,00 à 152<sup>m</sup>,70. — argile très sableuse.
- 152,70 à 152<sup>m</sup>,80. — argile foncée, feuilletée, à odeur de pétrole
- 152,80 à 155<sup>m</sup>,50. — argile noir-brun, peu sableuse.
- 155,50 à 157<sup>m</sup>,50. — argile noir verdâtre, peu sableuse, fossilifère.
- 157,50 à 162<sup>m</sup>,50. — argile noir-brun sableuse, alternant avec des bancs d'argile feuilletée.
- 162,50 à 167<sup>m</sup>,25. — argile brune avec bancs grumeleux.
- 167,25 à 172<sup>m</sup>,50. — argile gris-verdâtre, sableuse.
- 172,50 à 176<sup>m</sup>,20. — argile gris-verdâtre, plus foncée, sableuse
- 176,20 à 176<sup>m</sup>,70. — marne compacte gris-clair à septaria.
- 176,70 à 177<sup>m</sup>,20. — argile grise.
- 177,20 à 196<sup>m</sup>,50. — sable gris-verdâtre.
- 196,50 à 198<sup>m</sup>,50. — gravier.
- 198,50 à 200<sup>m</sup>,80. — sable gris-verdâtre.
- 200,80 à 202<sup>m</sup>,00. — sable gris-verdâtre clair.
- 202,00 à 203<sup>m</sup>,80. — sable gris-verdâtre foncé.
- 203,80 à 206<sup>m</sup>,50. — sable gris-verdâtre.
- 206,50 à 207<sup>m</sup>,80. — sable vert foncé, blocs de lignite.
- 207,80 à 210<sup>m</sup>,00. — argile sableuse grise.
- 210,00 à 210<sup>m</sup>,50. — argile ligniteuse noire.
- 210,50 à 212<sup>m</sup>,50. — sable gris clair.
- 212,50 à 217<sup>m</sup>,50. — sable argileux gris-brunâtre.
- 217,50 à 258<sup>m</sup>,00. — sable argileux gris-verdâtre.
- 258,00 à 262<sup>m</sup>,50. — sable très argileux avec lits d'argile.
- 262,50 à 264<sup>m</sup>,25. — alternance de sable et d'argile
- 264,25 à 265<sup>m</sup>,75. — psammite tendre.
- 265,75 à 267<sup>m</sup>,75. — argile grise sableuse.
- 267,75 à 268<sup>m</sup>,50. — grès argileux, dur, sonore, glauconifère.
- 268,50 à 274<sup>m</sup>,00. — argile grise sableuse.
- 274,00 à 275<sup>m</sup>,30. — grès argileux glauconifère.

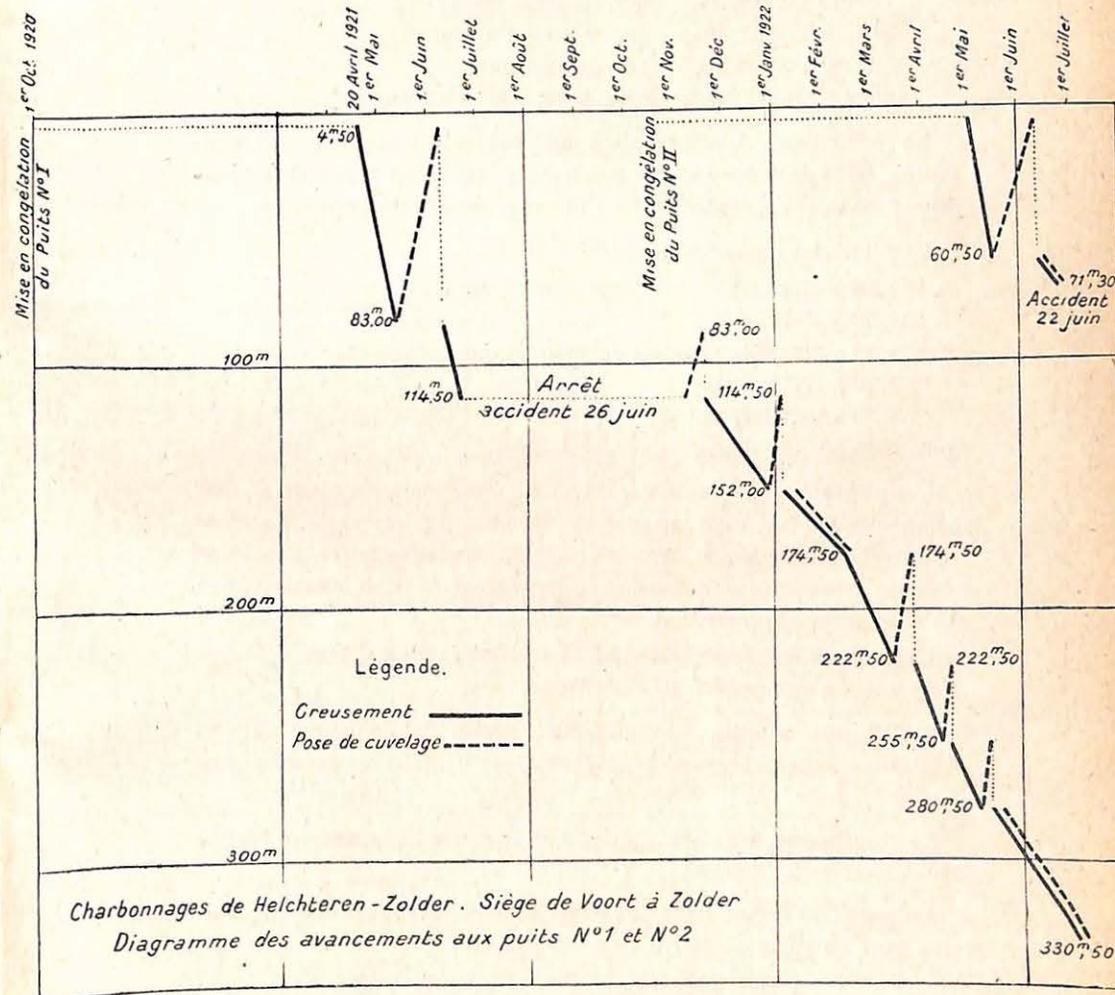


PLANCHE 2.

275,30 à 277<sup>m</sup>,50. — argile gris-verdâtre avec amas de sable.  
 277,50 à 285<sup>m</sup>,60. — argile grise sableuse.  
 285,60 à 299<sup>m</sup>,00. — argile marneuse grise.  
 299,00 à 318<sup>m</sup>,70. — marne argileuse grise.  
 318,70 à 326<sup>m</sup>,40. — argile gris-brun foncé.  
 326,40 à 329<sup>m</sup>,50. — marne argileuse.  
 Sous 339<sup>m</sup>,50 marne grise dure, très calcareuse.

Le revêtement (cuvelage) a été posé généralement par passes montantes. Dans certaines assises poussantes (argiles et marnes) le cuvelage a été posé en descendant au fur et à mesure du creusement.

Le détail des passes est indiqué ci-après :

de 114,50 à 152<sup>m</sup>,00 — cuvelage posé en montant.  
 152,00 à 174<sup>m</sup>,50 — » descendant.  
 174,50 à 222<sup>m</sup>,50 — passe cuvelée en montant.  
 222,50 à 255<sup>m</sup>,50 — id.  
 255,50 à 280<sup>m</sup>,50 — id.  
 sous 280<sup>m</sup>,50 passe cuvelée en descendant.

Les passes dans lesquelles le cuvelage a été placé en montant sont bétonnées au fur et à mesure de la pose du cuvelage. La passe 152/174<sup>m</sup>,50, cuvelée en descendant, a été cimentée après pose d'une série de 3 anneaux. Le mortier est composé de 65 % de ciment et 35 % de sable blanc de Moll.

La passe sous 280<sup>m</sup>,50 est cimentée anneau par anneau. L'espace à cimenter a environ 0<sup>m</sup>,10 de largeur.

Au 30 juin, le puits n° 1 était donc creusé et cuvelé jusque 330<sup>m</sup>,50 sauf que 4 anneaux raccords restent à placer dans les passes précédentes.

Le diagramme ci-annexé (planche n° 2) donne l'avancement réalisé dans chacune des passes.

Au cours du creusement, les températures suivantes ont été relevées dans les parois du puits (mur de glace).

à 152 mètres . . . . .	2°,0
à 190 » . . . . .	5°,9
à 324 » . . . . .	3°,0

On a également repris les déviations du sondage central pour les comparer aux mesures faites au téléclinographe Denis; les écarts obtenus sont 0<sup>m</sup>,15 à 150 mètres et 0<sup>m</sup>,19 à 200 mètres.

PUITS N° 2. — La congélation à ce puits a été commencée le 28 octobre 1921.

Le diagramme (planche n° 3) ci-annexé montre l'abaissement des températures des terrains aux différents moments de la formation du mur de glace. Ces températures ont été relevées au thermomètre bombe, au sondage central.

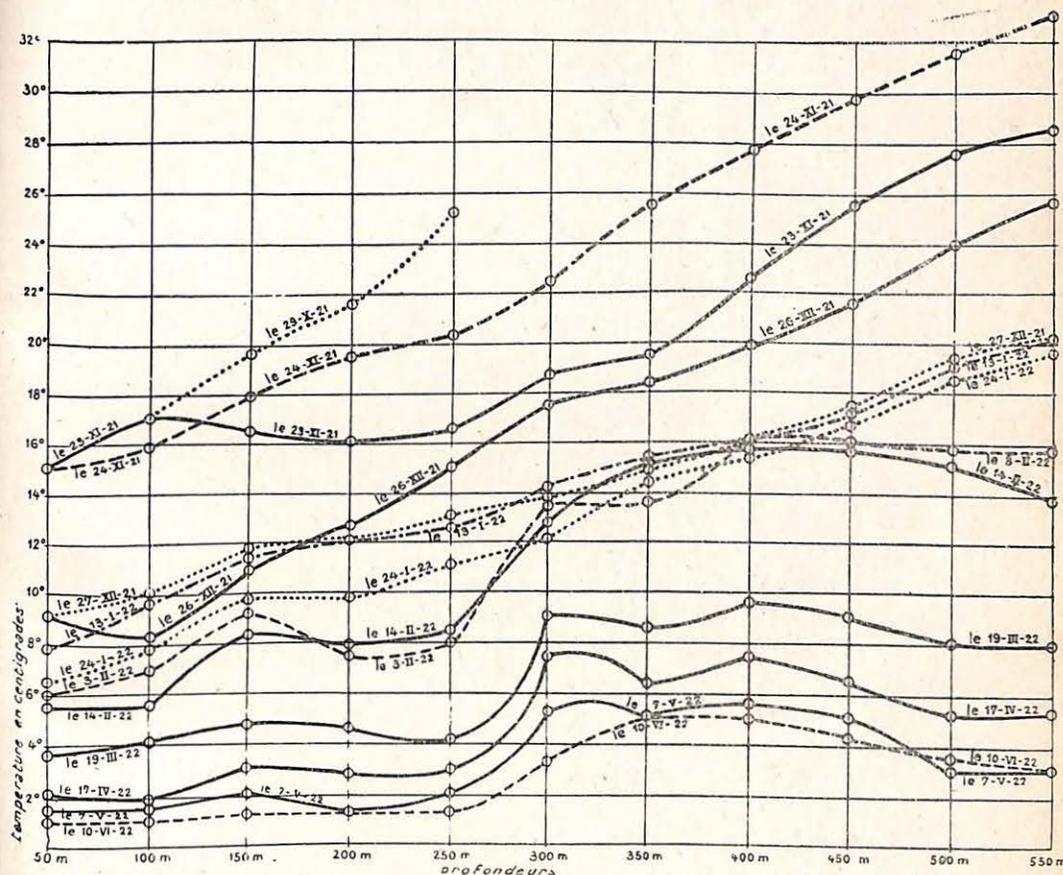


PLANCHE 3.

Au sondage central la fermeture des différentes nappes aquifères a été constatée aux époques suivantes :

1<sup>re</sup> nappe aquifère (0-102) ; 15 mars 1922. Cette constatation est la plus difficile, l'exutoire se faisant dans l'avant-puits.

2<sup>me</sup> nappe aquifère (179-291) : 2 mars.

3<sup>me</sup> nappe aquifère (350-465) : non fermée au 30 juin.

4<sup>me</sup> nappe aquifère (570-602) : 8 mai.

Sans attendre la fermeture des nappes inférieures, il a été décidé de commencer le creusement le 1<sup>er</sup> mai.

Le tubage du sondage central étant à maintenir en parfait état, la tête du sondage fut assujettie au plancher de la recette au moyen de chaînes. La première passe se limitait à 60<sup>m</sup>,50 A cette profondeur, on posa la première trousse, mais on plaça les anneaux de cuvelage en montant. Le diamètre du noyau non congelé était en moyenne de 8<sup>m</sup>25. Le diamètre utile du puits étant de 6 mètres, tout l'espace libre laissé entre le cuvelage et le mur de glace était comblé par un béton damé dont la composition est 2/3 plaquettes 0/30, 1/3 sable blanc et 300 kilogrammes de ciment au mètre cube. Tout alla bien jusqu'à la profondeur de 60<sup>m</sup>,50.

A la reprise, donc après l'arrêt correspondant à la pose du cuvelage de la première passe, on constata la présence d'une certaine quantité d'eau au fond du puits. Au début, on attribuait la présence de cette eau à la progression de la congélation dans la première nappe aquifère. On chercha des précisions par de nombreuses expériences. La venue fut jaugée et reconnue être d'environ 450 litres-heure; on se rendit compte alors que la progression de la congélation ne pouvait expliquer cette venue.

D'autre part, on estima que les autres nappes aquifères devaient être étrangères à cette venue d'eau attendu que les 2<sup>me</sup> et 4<sup>me</sup> nappes étaient fermées et que la troisième maintenait bien son niveau (indications du sondage central).

La venue devait donc provenir de la 1<sup>re</sup> nappe. On décida néanmoins de reprendre le creusement sous 60<sup>m</sup>,50 en observant soigneusement cette venue et en faisant précéder le fond du puits d'un trou de sonde protecteur.

De plus, il fut décidé de placer le cuvelage en descendant, afin d'avoir le puits entièrement protégé en cas de venue importante. Le puits fut ainsi amené à la profondeur de 71<sup>m</sup>,30. De 60<sup>m</sup>,50 à 71<sup>m</sup>,30, la venue d'eau n'avait guère augmenté et on ne décelait aucune trace de saumure. Le 22 juin, le puits étant cuvelé jusqu'à 71 mètres, on poussa un trou de sonde à 75<sup>m</sup>,30. La venue d'eau augmenta tout à coup en remuant le fond du puits. En une heure, la venue s'était élevée à environ 245m<sup>3</sup>/heure.

On décida de remplir sur le champ le puits de sable et d'eau. La venue est supposée provenir de la 1<sup>re</sup> nappe par une brèche à l'Est du puits où il existe un point faible à la coupe des sondages à 100 mètres.

Le niveau hydrostatique dans le puits fut atteint le 24 juin.

Il y a lieu de noter que pendant l'irruption des eaux dans le puits, il n'a été constaté aucune perturbation aux niveaux des nappes aquifères du sondage central. On est occupé à renforcer la congélation de ce puits et on fait des préparatifs pour forer un sondage supplémentaire dans la brèche présumée jusqu'à la profondeur de 130 mètres. De plus, on vérifié, sondage par sondage, le circuit de la saumure.

#### B. — Installations de surface.

Les entrepreneurs ont complété leurs installations de surface. Entre autres, ils ont monté pour la :

- Tour n° 1. — 1° Un treuil à commande électrique pour les échelles ;  
 » 2° Un ventilateur à commande électrique.
- Tour n° 2. — 1° L'aménagement des recettes ;  
 » 2° Une machine d'extraction à bobines; diamètre des cylindres 700 millim., course 1.400 millimètres ;  
 » 3° Un treuil à vapeur à simple tambour pour les échelles.

La société concessionnaire a complété l'installation des voies de garage à écartement normal pour desservir le chantier.

#### C. — Cité ouvrière.

Rien de spécial à signaler. On s'est occupé de projets pour maisons d'ingénieurs.

#### D. — Personnel.

La société Franco-Belge comptait au 30 juin 367 ouvriers et le charbonnage 40 ouvriers.

## 3. — Concession de Winterslag.

Siège de Winterslag en (exploitation.)

## FOND

## A. — Travaux de premier établissement.

AMÉNAGEMENT DU Puits n° 1 : Au cours du premier semestre, l'aménagement du compartiment Est du puits n° 1 a été terminé pour permettre la circulation des cages 3 et 4 devant desservir l'étage de 660 mètres. Deux cages à quatre étages sont en service.

Les deux puits ont été pourvus de la signalisation électrique installée par la société « Electricité et Electromécanique » à Bruxelles. Elle comporte des signaux optiques et acoustiques.

Signaux optiques : Les étages souterrains, la recette et la salle de machines possèdent des lampes indicatrices d'étage. Est seule allumée celle de l'étage en service de translation.

Pour la transmission de signaux en vue de la translation du personnel et de manœuvres spéciales, l'étage ou la recette peuvent allumer les lampes rouges « personnel » ou vertes « manœuvres spéciales » en actionnant un interrupteur à deux directions : sur la première les sonneries tembleuses tintent à la recette et à la machine d'extraction, sur la seconde, les lampes rouges ou vertes s'allument en même temps à l'étage inférieur, à la recette et à la machine.

Signaux acoustiques : L'étage en communication transmet les signaux à la recette par sonnerie à un coup. La sonnerie tinte au fond et à la surface en même temps. La recette transmet les signaux à la machine.

La recette peut réciproquement transmettre un signal par sonnerie à un coup à l'étage du fond en agissant sur un interrupteur. Les sonneries tintent à la recette et à l'étage inférieur en même temps.

La surface et le fond sont en outre reliés par communication téléphonique.

*Pompes d'exhaure* : Deux grosses pompes électriques centrifuges capables de 115 mètres cubes à l'heure assurent le service d'exhaure et sont installées dans la nouvelle salle de pompes, dans la galerie Est-Ouest entre les puits à l'étage de 660 mètres. Les pompes aspirent toutefois encore provisoirement dans le bougnou du puits n° 2 en attendant l'achèvement, du reste imminent, de la tenue des eaux.

Quantité totale d'eau exhaurée au cours du 1<sup>er</sup> semestre 1922 : 80.000 mètres cubes.

Venue moyenne à l'heure : 18<sup>m</sup>3,500.

## B. — Travaux préparatoires.

Le tableau ci-après renseigne les avancements réalisés pendant le semestre pour chacun des travaux effectués.

Étage	Désignation des travaux	Longueur à fin décembre 1921	Avancement semestriel	Longueur à fin juin 1922	Observations
<b>600 mètres — Midi</b>					
600 m.	Bouveau Levant . . . . .	740,00	78,00	818,00	terminé
600	Bouveau retour d'air veine 13 . . . . .	110,00	40,00	150,00	
600	Montage veine 13 couchant . . . . .	0,00	84,00	84,00	
600	Chassage veine 13 vers puits n° 2 . . . . .	0,00	242,00	242,00	
<b>600 mètres — Nord</b>					
540	Bouveau Nord. . . . .	320,00	87,00	407,00	terminé
600	Bouveau Nord. . . . .	500,00	118,00	618,00	
600	Veine 5 entrée d'air . . . . .	70,00	80,00	150,00	
600	Veine 5 retour d'air . . . . .	70,00	50,00	120,00	
<b>Étage de 660 mètres</b>					
660	Bouveau Nord. . . . .	237,00	138,00	375,00	terminé
660	Bouveau Nord puits n° 2. . . . .	203,00	57,00	260,00	
660	Bouveau Midi . . . . .	102,00	142,00	244,00	
660	Bouveau Midi puits n° 2. . . . .	15,00	74,00	89,00	
660	Bouveau Midi puits n° 1. . . . .	40,00	70,00	110,00	
660	Bouveau descendant vers 690 . . . . .	25,00	54,00	80,00	
690	Communication entre puits . . . . .	0,00	40,00	40,00	

Le nouveau Nord à l'étage de 540 mètres qui a pénétré dans la zone failleuse du Nord a été arrêté en attendant que la reconnaissance en cours d'exécution au niveau de 600 mètres ait permis d'établir avec certitude les plans de l'exploitation future de cette région de la concession.

La nouvelle voie de retour d'air de la veine n° 13 atteignant directement le burquin, sans emprunter le nouveau Midi, ayant été mise

en service vers le début d'avril, on a pu supprimer les portes obturatrices qui étaient placées dans ce bouveau et installer dans celui-ci deux transports par câble, l'un pour les wagonnets vides, l'autre pour les wagonnets pleins.

Les chantiers sont en préparation au couchant dans la veine n° 12.

A l'étage de 660 mètres, on a entrepris le creusement de deux bouveaux midi qui serviront à la mise en exploitation de la couche n° 20, laquelle est formée d'une laie de 0<sup>m</sup>,97.

A ce niveau on a également effectué divers travaux en vue de la réalisation des installations définitive d'exhaure : creusement du bouveau vers 690 mètres, creusement de la communication entre puits à ce niveau et placement de pompes nourricières dans une petite salle aménagée à 687 mètres.

#### C. — Travaux d'exploitation.

Le développement des chantiers permet actuellement une extraction totale de 1.340 tonnes. Sont en exploitation : à l'étage de 600 mètres, les couches n° 5, n° 7, n° 12 et n° 13 et à l'étage de 660 mètres la couche n° 13.

Les déhouillements déjà largement pratiqués dans cette dernière veine, qui se présente en un seul sillon de 1<sup>m</sup>,20 de puissance, permettent de déterminer l'allure du gisement et le mode d'exploitation qui peut le mieux s'y adapter.

Il a été reconnu que la couche n° 13 offre non seulement une faible inclinaison générale vers le nord, mais que dans la direction est-ouest elle est affectée d'ondulations d'assez grand développement.

Il se fait ainsi que les voies de transport tracées dans la couche suivant la direction invariable est-ouest, pour éviter les sinuosités trop nombreuses, donnent parfois lieu à des pentes exagérées et deviennent de véritables plans inclinés avec tous leurs inconvénients, que n'atténue qu'en partie l'emploi de treuils mécaniques.

Aussi pour l'avenir et notamment pour la veine n° 9 de 0<sup>m</sup>,70 d'ouverture, mise en exploitation au début du semestre, s'est on décidé à adopter le système suivant : Faisant suite à deux bouveaux poussés parallèlement et au même niveau jusqu'à la couche, on creuse dans celle-ci à peu près suivant la pente, c'est-à-dire vers le sud-est, mais de façon que l'inclinaison ne dépasse pas 3 degrés, deux voies de base entre lesquelles avance une longue taille. Une des deux voies de base sert à l'entrée de l'air et au transport des produits,

l'autre pour le retour de l'air. Sur la voie principale de transport viennent se brancher vers nord-est des voies latérales établies suivant les courbes de niveau de la couche et laissant entre elles l'espace voulu pour des tailles de 80 à 100 mètres. On obtient ainsi dans les tailles une inclinaison favorable à la descente des produits par des bacs oscillants.

Là où l'ouverture de la veine le permettra, les wagonnets feront, par les voies et le long des tailles, un circuit de manière que l'on puisse faire directement le chargement des produits à front.

#### D. — Travaux de bétonnage.

1° Réfection de l'envoyage du puits n° 1 à l'étage de 660 mètres. — Comme il a été mentionné dans le rapport semestriel précédent, la largeur de l'envoyage a été réduite de 5<sup>m</sup>,20 à 3 mètres. Cet envoyage est bétonné de part et d'autre du puits sur 10 mètres de longueur ; il est composé de deux recettes de 2<sup>m</sup>,50 de haut.

2° Envoyage du puits n° 1 à l'étage de 540 mètres : Cet envoyage a été supprimé en tant que voie de transport et afin d'éviter tout mouvement de terrain nuisible à la conservation du puits, la section a été réduite à 1<sup>m</sup>,20 de large par un remplissage en béton.

3° Réfection de l'envoyage du puits n° 2 à l'étage de 660 mètres. On a procédé au bétonnage de deux passes de 5 mètres, l'une au Nord l'autre au Sud de l'envoyage ; la section utile est réduite à 2<sup>m</sup>,50 de large sur 2<sup>m</sup>,75 de haut avec voûte en plein cintre.

4° Réfection du puits n° 2. — Le travail de réfection de ce puits au niveau de 600 mètres, où la maçonnerie avait fortement cédé, est en voie d'achèvement. Le puits a été pourvu, à l'envoyage, d'un revêtement en béton de 2 mètres d'épaisseur.

5° Salle de pompes et tenue des eaux au niveau de 660 mètres. La salle de pompes, de 3 mètres de large sur 2<sup>m</sup>,75 de haut, a été bétonnée sur place sur une épaisseur de 0,80 centimètres. Le revêtement de la tenue des eaux formé de cadres jointifs en chêne a été injecté de ciment par le procédé « cement gun » de sorte que tout le boisage est recouvert d'une couche de ciment.

#### E. — Installations de surface.

1° Lavoir et triage. — Le lavoir est monté et sera mis en service avant la fin du mois de juillet. Les bassins de décantation et de séchage des schlamms sont entièrement achevés. L'installation est capable de 100 tonnes à l'heure.

La partie mécanique du second triage est montée ; celui-ci permet le traitement de 150 tonnes à l'heure.

2° Bains-douches. — Une seconde installation de bains-douches est en cours de construction. Elle comportera, comme la première, 160 cabines et 2.800 armoires. Toute la maçonnerie est terminée.

3° Chaudières. — Une seconde batterie de six chaudières est terminée et en service. Elle est complétée par l'installation de six économiseurs.

4° Réfrigérant II. — Un second réfrigérant, système HAMON, d'une capacité de 1000 m<sup>3</sup> a été construit.

L'extraction du siège a été arrêtée pendant cinq jours, du 15 au 19 juin, par suite de la rupture de la passerelle de communication entre les puits et le triage.

Cette passerelle de 380 mètres de longueur totale se compose d'une poutre « Cantilever » de 70 mètres de longueur entre appuis, l'un de ces appuis étant fixe, tandis que l'autre est sur rouleau.

Deux becs en porte à faux de 18 mètres de long prolongent la poutre, ce qui fait que le cantilever a une longueur totale de 106 mètres.

Aux deux becs sont suspendues deux parties indépendantes de 14 mètres. Le reste de la passerelle est formé de poutres continues avec appui tous les 28 mètres.

Cette passerelle, construite à 9<sup>m</sup>,50 de hauteur, a une largeur de 6<sup>m</sup>,30 et comporte un double trainage par chaîne flottante.

Le 15 juin, la poutre cantilever fléchit puis s'écroula ainsi que les deux sections de 14 mètres qui la prolongeaient, soit une longueur totale de 134 mètres.

La cause exacte de la rupture n'a pas encore été déterminée. La partie détruite a été provisoirement remplacée par une passerelle en bois.

#### F. — Dépendances.

Usine à briques de schiste. — L'installation est actuellement en service régulier. On a procédé à la mise à feu du four Hofmann. La production journalière est en moyenne de 10.000 briques cuites.

#### G. — Cité ouvrière.

Au cours du semestre, 48 maisons ouvrières, par groupes de deux et de quatre, ont été terminées et sont pour la plupart habitées.

Les travaux en cours intéressent 24 habitations.

Les maisons occupées, au nombre de 435, abritent une population de 1840 habitants.

#### H. — Habitations à bon marché.

Le charbonnage de Winterslag a été déclaré adjudicataire de la construction de 150 maisons ouvrières, en groupes de deux et de quatre, pour le compte de la Société des habitations à bon marché de Genck-Winterslag.

Les travaux sont activement poussés et intéressent actuellement 50 habitations.

#### I. — Personnel.

La situation du personnel du charbonnage de Winterslag à la date du 30 juin 1922 était la suivante :

Nombre d'ouvriers inscrits :

<i>Fond</i> . . . . .	2.623
<i>Surface</i> : Service de l'exploitation . . .	970
Service des installations . . .	145
Service de la cité . . . . .	196
	1.311
	3.934

#### 4. — Concession charbonnière des Liégeois en Campine.

*Siège du Zwartberg, à Genck (en construction)*

*Houiller à 560 mètres.*

#### A. — Fonçage des puits.

PUITS N° 1. — Au 30 juin, la profondeur atteinte par le creusement en terrain houiller était de 765 mètres. Le puits était maçonné sur une épaisseur de trois briques jusque 694 mètres et la maçonnerie de la dernière passe creusée était en voie d'achèvement.

Après le dernier matage, qui n'est pas définitif, la venue horaire pour tout le puits est de 4<sup>m</sup>,300 environ. Le creusement sera continué jusque 820 mètres. Les accrochages de retour et d'entrée d'air doivent s'établir respectivement aux environs de 700 et de 760 mètres de profondeur.

Les terrains recoupés sont des alternances de schiste et de grès.

A la profondeur de 730 mètres, on a rencontré dans le puits une faille dont la direction est S.E.-N.O. et qui est restée sensiblement diamétrale jusqu'à la profondeur de 765 mètres, où elle s'incline et disparaît rapidement au N.-O. du puits. Le rejet est d'environ 1 m. L'écartement des lèvres varie de 10 à 30 centimètres avec remplissage de schiste altéré.

Les recoupes charbonneuses faites au cours du creusement des 75 derniers mètres ont été les suivantes :

Profondeur	Ouverture	Puissance en charbon
690,15 mètres	2,05 mètres	1,24 mètres
699,50 »	0,20 »	0,20 »
706,00 »	1,00 »	0,53 »
708,00 »	0,08 »	0,08 »
719,05 »	1,40 »	1,02 »
729,40 »	0,90 »	0,88 »

La couche recoupée à 729<sup>m</sup>,40 a donné une faible quantité d'eau salée ; cette venue a été tarie très rapidement.

Puits n° 2. — Le creusement en terrain congelé fut poursuivi au moyen de six unités frigorifiques.

Les températures de saumure sont : au départ : — 22°,9  
au retour : — 19°,2

Dans la nuit du 8 au 9 mai vers minuit, les travaux de fonçage furent interrompus à la profondeur de 318 mètres, par suite d'une venue d'eau par l'intérieur du tubage de 180 millimètres d'un trou de sonde rencontré par le puits sensiblement à la cote de 300 mètres; la profondeur de ce trou de sonde ne dépassait pas 350 mètres. Cette eau provenait donc très probablement de la tête du Crétacé recoupé à 330 mètres; son apparition devait être due à une insuffisance de congélation.

Au début le tube débordait simplement donnant 7 à 8 mètres cubes d'eau à l'heure. On essaya en vain d'obturer le tube à l'aide de ciment. Deux heures après l'eau arrivait en abondance, à raison de 24 mètres cubes à l'heure et il fallut remplir le puits. L'eau s'éleva jusqu'à 29 mètres de la surface.

Le 31 mai, un essai d'épuisement permit de constater que la venue n'avait pas cessé. Le 9 juin on remplit le fond de 10 mètres de sable, espérant que le mélange se congèlerait plus rapidement que l'eau du puits et formerait au fond un bouchon étanche.

Le 22 juin, après épuisement de l'eau jusqu'à 47 mètres de la surface, on constata que la venue était restée stationnaire. On s'est alors décidé à faire deux sondages supplémentaires dans le mur de glace à l'endroit jugé le plus faible, c'est-à-dire dans la section Nord-Est du puits.

L'un de ces sondages, foré à 10 mètres de l'axe du puits sera poussé à 400 mètres de profondeur, l'autre sur toute la hauteur des morts-terrains.

Ce travail est en cours de préparation.

Au moment de l'accident au fond du puits, la température du terrain, au point le moins froid des parois, avait été constatée de — 11°6. Actuellement l'eau dans le puits semble congelée sur une épaisseur de 0<sup>m</sup>,70 aux parois. L'eau monte d'environ 60 à 70 millimètres en 24 heures.

La température de l'eau est de :

0°	au jour.
— 0,5°	à 50 mètres de profondeur.
— 0,7°	100 id.
— 0,8°	200 id.
— 1°	300 id.

#### B. — Installations de surface.

Le bétonnage des fondations du châssis à molettes est en cours d'exécution au puits n° 1.

Sous peu on commencera au même puits les fondations de la machine d'extraction à vapeur, du bâtiment pour cette dernière ainsi que celles du bâtiment des recettes.

#### C. — Cité ouvrière.

Le charbonnage a créé une société d'Habitations ouvrières à bon marché, affiliée à la Société Nationale. Vingt-huit maisons sont en construction.

La cité du charbonnage comprend soixante maisons construites et habitées.

#### D. — Personnel.

Le personnel du siège comprenait au 30 juin 1922 :

Fond . . . . .	210
Surface. . . . .	240
	450

## 6. — Concession André Dumont-sous-Asch.

*Siège de Waterschei, à Genck (en construction)  
(houiller à 505 mètres.)*

## A. — Fonçage des puits.

Puits n° 1 : Au début de janvier, le cuvelage du puits fut terminé par le placement des anneaux de raccord de 450 à 455 mètres. Le cuvelage ayant été établi à mesure du creusement de 522 à 544 mètres il restait à combler aux différents niveaux d'injection, les vides que laisse nécessairement subsister ce mode de cimentation; 2.155 kilogrammes de ciment furent injectés par les anciennes ouvertures d'injection.

Le 20 février le creusement fut repris en dessous de 544<sup>m</sup>,06 base du cuvelage. Il avait atteint le 30 juin 1922 la profondeur de 624 mètres. De 544 à 601 mètres le puits, au diamètre utile de 6<sup>m</sup>,20 est pourvu de son revêtement définitif, en béton monolithe de 0<sup>m</sup>,80 d'épaisseur, damé derrière un coffrage métallique. Comme il est représenté à la planche n° 4, ce coffrage comprend d'abord des

## Coffrage métallique du revêtement bétonné du puits n° 1.

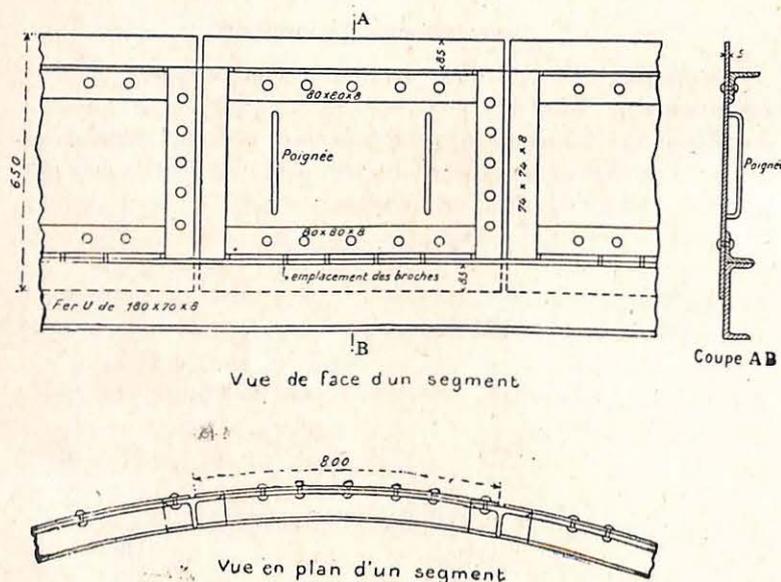


PLANCHE 4.

Echelle 1/20.

cercles en fer U de 180 × 70 × 8 composés de six segments, placés tous les 0<sup>m</sup>,66. Sur ces cercles, sont appliqués et fixés au moyen de broches, vingt-quatre segments en tôle de 5 millimètres, s'emboitant l'un dans l'autre. Chacun de ces segments pèse 39 kilogrammes et est manœuvré par un homme au moyen de deux poignées. Le bétonnage du puits est fait au fur et à mesure du placement d'un anneau de coffrage. L'avancement est de 6 mètres par jour, pose du coffrage comprise, pour une équipe de 20 ouvriers. Après prise du béton, les segments s'enlèvent aisément à raison de 24 mètres en vingt-quatre heures.

Entre 544 et 625 mètres le puits a rencontré les veines suivantes :

Profondeur	Ouverture	Composition	Humidité	Matières volatiles	Cendres	Aspect cendres	Coke	Azote tot.	Fusibilité des cendres	Soufre	Pouvoir calorifique
544,80	0,70	charbon 0,70	1,5 %	29,5 %	1,8 %	jaunes, ocre légères, fines quelques points blancs	léger boursoufflé			1,16 %	8400
550,95	0,50	charbon 0,50	3,15 %	25,25 %	3,1 %	saumon	boursoufflé	1,638 %	1225°	0,261 %	8130
558,40	0,87	escaille 0,07	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		charbon 0,48	1,15 %	28,90 %	4,47 %	rose clair	boursoufflé	1,64 %	1300°	0,389 %	8091
		escaille 0,09	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		charbon 0,23	1,1 %	28,71 %	11,27 %	rose	boursoufflé	1,44 %	1335°	0,986 %	7461
579,00	0,06	laie 0,06	—	—	—	—	—	—	—	—	—
586,20	0,64	charbon 0,38	1,45 %	25,95 %	2,49 %	rose brunâtre	boursoufflé léger brillant	2,075 %	1350°	1,179 %	8156
		escaille 0,08	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		charbon 0,18	1,075 %	26,65 %	5,805 %	blanche, légère teinte rosâtre	boursoufflé léger	1,82 %	Essai effectué jusque 1470° le point de fu- sion ne fut pas atteint	0,792 %	8040

PUITS n° 2 : Comme je l'ai signalé dans le rapport précédent la reprise de congélation fut commencée à ce puits, le 2 novembre 1921, au moyen d'une machine frigorifique. A partir du 3 décembre, une deuxième machine fut mise en service. Au cours du dernier semestre la congélation fut continuée à l'aide de deux unités frigorifiques de 250.000 frigories à  $-20^{\circ}$ , avec des températures de  $-25^{\circ}$  au départ et  $-24^{\circ}$  au retour.

Le 5 décembre dernier, le niveau a commencé à monter dans le sondage central d'équilibre, qui avait débité au 10 mars 27.526 litres d'eau. A cette date on a commencé à vider ce forage par passes de 50 mètres jusqu'à 466 mètres sans incident.

On put alors démonter la colonne d'équilibre. Le fond du puits s'était soulevé pendant la congélation au total de 239 millimètres. Une mesure de température dans les quatre sondages d'écrasement, forés sur des diamètres de 8 mètres, a donné à la profondeur de 493<sup>m</sup>,50 une température moyenne de  $-5,5^{\circ}$ .

Le creusement fut commencé le 4 avril à la profondeur de 466 mètres au marteau piqueur et poursuivi sans revêtement jusque 478<sup>m</sup>,50. A cette profondeur, après avoir établi une trousse, on a posé le cuvelage en remontant jusque 463<sup>m</sup>,50 au diamètre utile de 6 mètres.

Le creusement fut repris en dessous de 478<sup>m</sup>,50; on posa le cuvelage en descendant au fur et à mesure du fonçage, jusque 493<sup>m</sup>,50, niveau où commence le double cuvelage pour le revêtement du terrain hervien. Le cuvelage extérieur est au diamètre de 7<sup>m</sup>,40, l'intérieur au diamètre de 6 mètres. Le cuvelage extérieur sera prolongé jusque 509<sup>m</sup>,50. Le terrain hervien se rencontre à la profondeur de 498 mètres et surmonte le Houiller dont la tête se trouve à 505<sup>m</sup>,50.

Le 7 juin, le puits fut élargi en dessous de 493<sup>m</sup>,50, à 8<sup>m</sup>,20 de diamètre; on établit à 496 mètres la trousse du cuvelage extérieur et sur celle-ci, on monta un anneau de 1<sup>m</sup>,50 de hauteur. Après bétonnage de la trousse et de l'anneau, on a placé devant cet anneau deux autres de 1 mètre de hauteur et 6 mètres de diamètre utile, dont le pied se trouve à 495<sup>m</sup>,50. Le vide entre les deux cuvelages a été cimenté, par moitié ciment et moitié sable.

On a repris le 20 juin le creusement en dessous de 496 mètres avec pose, en descendant, du cuvelage de 7<sup>m</sup>,40 de diamètre.

Le 30 juin, on a atteint 500<sup>m</sup>,50 dans les sables herviens. On se trouve à 5 mètres du Houiller. La vitesse d'avancement du creusement fut de 0<sup>m</sup>50 par jour, pose du cuvelage comprise. La température aux parois, sur 8<sup>m</sup>,20 de diamètre, est de — 10,5°.

#### B. — Installations de surface.

Travaux du siège : Le ventilateur Rateau de 3<sup>m</sup>,40 de diamètre débitant 7,000 mètres cubes sous 300 millimètres de dépression, est installé.

On a poursuivi la construction des bâtiments des bureaux-magasins et installations ouvrières. La partie bétonnée et la maçonnerie sont en voie d'achèvement. Un bâtiment devant servir de lavoir à gravier est bétonné.

*Chaudières* : Un nouveau groupe de deux chaudières est en montage, les économiseurs sont installés.

#### C. — Cité ouvrière.

La cité ouvrière comprend :

- 41 maisons terminées et habitées ;
- 65 maisons dont le gros œuvre est achevé ;
- 87 maisons à divers degrés d'avancement ;

ce qui formera bientôt une cité de 193 habitations.

#### D. — Personnel

Le personnel du siège de Waterschei comprenait au 30 juin 1922 :

Fond . . . . .	211	ouvriers
Surface. . . . .	640	»
Total :	851	»

### 7. — Concession Sainte-Barbe et Guillaume Lambert.

*Siège d'Eysden Sainte-Barbe, à Eysden, en préparation.  
(Houiller à 477 mètres)*

#### A. — Travaux de fonçage.

PUITS N° 2. — La profondeur qui était de 537<sup>m</sup>,10 au 31 décembre 1921, atteint actuellement 599<sup>m</sup>,35.

A 592<sup>m</sup>,50 sera établi l'accrochage de retour d'air ; il débouchera, comme au puits n° 1, dans un élargissement dont le diamètre atteint

6<sup>m</sup>,70. Cet accrochage aura 5<sup>m</sup>,70 de large sur 4<sup>m</sup>,50 de haut. Le creusement du puits est provisoirement arrêté et l'entrepreneur de fonçage a commencé le creusement des galeries de communication vers le puits n° 1. La principale de ces galeries est celle de réfolement du ventilateur souterrain.

Au cours du fonçage, on a, pendant le semestre, fait les recoupes suivantes :

Profondeur	Ouverture
530 <sup>m</sup> ,60	1 <sup>m</sup> ,09 dont 1 <sup>m</sup> ,04 de charbon.
562 <sup>m</sup> ,52	0 <sup>m</sup> ,90 dont 0 <sup>m</sup> ,88 de charbon.
597 <sup>m</sup> ,18	1 <sup>m</sup> ,17 dont 0 <sup>m</sup> ,84 de charbon.

#### B. — Travaux de premier établissement.

*Aménagement du puits n° 1.* — Au 31 décembre 1921, la pose du guidonnage était achevée. Depuis lors, on a placé le treillis de protection du compartiment des échelles ; on a ensuite établi un double plancher métallique à 702<sup>m</sup>,90 et 698<sup>m</sup>,70 pour la protection du bougnou, et à 722<sup>m</sup>,40 les maîtresses-poutrelles d'une plate-cuve à établir à ce niveau.

Au-dessus du niveau de la surface, on a monté le contre-guidonnage dans le châssis à molettes et établi, au compartiment Est, des trappes fermées. Ces trappes sont destinées à recevoir les cages lors de leur mise en service ou hors service ; ouvertes, elles portent sur leur partie intérieure le contre-guidonnage.

Aux accrochages de 600 et de 700 mètres on a monté les plateformes fixes au Nord et au Sud, et construit des planchers fixes en bois, sur le compartiment inactif du puits.

A 600 mètres, on a placé les rails mobiles qui permettent l'encaissement et le décaissement à cet étage.

La machine d'extraction a été mise en service au mois de mars, et deux cages définitives métalliques, à quatre étages, assurent actuellement l'extraction.

#### C. — Travaux préparatoires. (Planche n° 5.)

*A l'étage de 600 mètres : Puits n° 1.* — Partant du puits n° 1, deux boueaux principaux sont poussés l'un vers le Nord, l'autre vers le Sud ; ils présentent une section mesurant 3 mètres de largeur à la base et 2<sup>m</sup>,20 de hauteur. Le boueau Nord a atteint une

longueur de 75 mètres et a recoupé vers son extrémité la couche n° 18 de 1<sup>m</sup>,06 d'ouverture, dont 0<sup>m</sup>,91 de charbon en trois sillons. A 67 mètres du puits il a, en outre, rencontré une faille de direction NO.-SE. d'une inclinaison de 67° et renfonçant toutes les couches de 12 mètres vers le Nord.

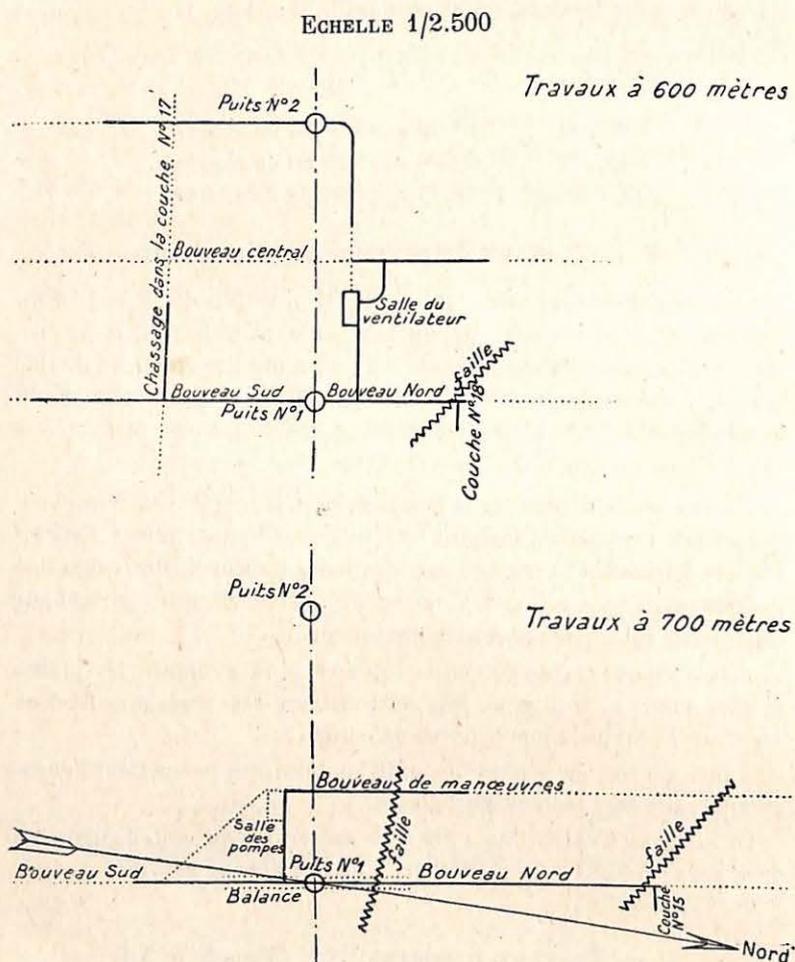


PLANCHE 5.

Le bouveau Sud a atteint 105 mètres de longueur. A 47 mètres du puits a été recoupé la couche n° 17, de direction E. O. et d'une

inclinaison de 10°. L'ouverture en est de 0<sup>m</sup>,92 et la puissance en charbon, de 0<sup>m</sup>,72. Dans cette couche, on chasse vers Ouest en vue d'établir l'aérage. Le chassage a actuellement 30 mètres de longueur.

*Ventilateur souterrain* : Le ventilateur sera placé à l'étage de 600 mètres entre les deux puits. Après avoir creusé la galerie d'arrivée à la salle du ventilateur sur une longueur de 35 mètres, ainsi que la galerie d'aspiration, on a commencé la salle du ventilateur.

La galerie d'aspiration sera pourvue d'un revêtement de blocs en béton armé de 400 × 740 × 165 millimètres et aura une section de 3 mètres de large sur 3<sup>m</sup>,25 de hauteur avec voûte en plein cintre.

La salle du ventilateur qui sera revêtue de clavaux en béton armé de 400 × 780 × 200 millimètres, aura 5 mètres de long, 6 mètres de large et 5<sup>m</sup>,25 de haut.

Au puits n° 2, les bouveaux Nord et Sud, creusés par l'entrepreneur de fonçage à partir du puits, et la galerie de communication vers le puits n° 1 ont atteint respectivement 10<sup>m</sup>,50, 65 et 33 mètres de longueur.

*A l'étage de 700 mètres* : Le stot de protection prévu a un rayon de 400 mètres. Deux bouveaux parallèles l'un partant du puits n° 1, l'autre passant entre les puits, à 30 mètres à l'ouest du premier, seront poussés tant au nord qu'au sud. Au nord, le bouveau partant du puits a atteint 112 mètres et a recoupé à front, la couche n° 15, composée d'un seul sillon de charbon de 1<sup>m</sup>,30 de puissance. A 110 m. du puits, il a recoupé une faille légèrement aquifère. Au sud, l'avancement a été de 56 mètres. Provisoirement les envoyages ne sont creusés que sur la section des bouveaux. La galerie vers la salle de pompes a été creusée à petite section sur une longueur de 31 mètres. Au bout de cette galerie, a été amorcé le second bouveau Nord, dont la longueur a atteint 60 mètres.

#### D. — Installations de surface.

*Travaux du siège* : On a terminé le bâtiment d'extraction par le placement de balustrades métalliques et de plinthes de butée le long des passerelles.

Les voies Decauville à écartement de 600 millimètres ont été posées en vue du déchargement des wagonnets aux niveaux de 11 et 14 mètres.

On a monté un treuil de secours à moteur électrique au nord du puits n° 1, et un treuil pour la pose des câbles au sud du même puits.

On achève le montage d'un élévateur électrique à l'extrémité Nord-Est des passerelles, ainsi que le montage des cabines pour le mécanisme des chaînes traînantes. On procède également au montage des escaliers et passerelles réunissant les divers étages des recettes.

*Salle des machines* : On a mis en service la machine d'extraction électrique avec groupe tampon « Léonard » actionnant une poulie Koepe de 6 mètres de diamètre, ainsi que le compresseur d'air système Lebrun.

*Installations électriques* : On a commencé les installations destinées à fournir le courant électrique aux différents moteurs en service sur les passerelles, treuils élévateurs, chaînes traînantes, etc.

On a reporté au tableau de la salle des machines toute la haute tension qui se trouvait encore au tableau de la centrale frigorifique.

#### E. — Cité ouvrière.

Huit groupes de quatre maisons ouvrières sont en voie d'achèvement à l'ancienne cité; au Sud-Ouest de celle-ci, on construit onze groupes de quatre maisons.

#### F. — Personnel.

Le personnel du siège d'Eysden comprenait au 30 juin :

	Fond	Surface	Total
a) Société Limbourg-Meuse . . .	192	310	502
b) Société Foraky . . . . .	62	82	144
Totaux :	254	392	642

J. VRANCKEN

## RAPPORTS ADMINISTRATIFS

### EXTRAIT D'UN RAPPORT

DE

M. N. ORBAN

Ingénieur en Chef-Directeur du 5<sup>e</sup> arrondissement, à Charleroi,  
sur les travaux du second semestre 1921.

**Charbonnage Réunis de Roton, Farciennes et Oignies-Aiseau.**  
**Siège Sainte-Catherine à Farciennes.**

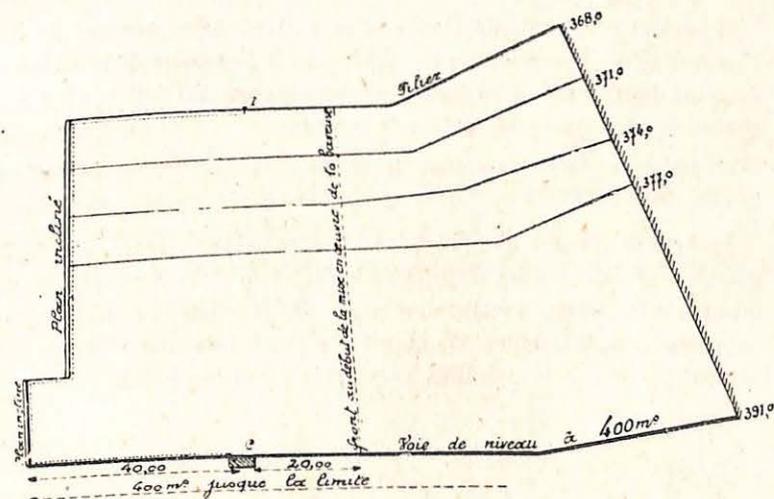
**Emploi de la haveuse « Sullivan » à commande électrique.**

Au siège Sainte-Catherine des Charbonnages de Roton, Farciennes et Oignies-Aiseau, on a effectué une installation de lavage mécanique dans le chantier par lequel est déhouillée la couche Huit Paumes, en plateure, à l'est de l'étage de 400 mètres.

M. l'Ingénieur Paques donne à ce sujet, les renseignements suivants :

« Au cours du dernier semestre 1921, la Société anonyme des Charbonnages de Roton-Farciennes, à Farciennes, a mis en service dans la partie inférieure du chantier de Huit Paumes levant à l'étage de 400 mètres du Puits Sainte-Catherine, une haveuse électrique du type de la « Sullivan Machinery Company », de Chicago.

Cette partie du chantier, figurée au croquis ci-après, a été aménagée en un seul front de 95 mètres de longueur environ, suivant la ligne de plus grande pente. L'inclinaison de la couche est au maximum de 18°.



De la sous-station du siège, le courant est amené, sous 6.600 volts, à la cabine du fond établie en C, par câble armé de  $3 \times 6 \text{ m/m}^2$ , avec garniture en fils d'acier dans le puits de retour d'air, et en fers feuillards dans les galeries. Ce câble pèse environ 3 kil. 200 par mètre courant.

La cabine C consiste essentiellement en une chambre en maçonnerie de  $4.500 \times 2.500$ . Elle renferme le transformateur en étoile de 25 K.V.A. type A.C.E.C., permettant de ramener la tension de 6.500 à 239 ou 247 volts.

Entre la cabine et la haveuse, le câble à basse tension comprend deux parties :

A). — Entre la cabine C et l'interrupteur I, câble mi-souple de  $3 \times 25 \text{ m/m}^2$ , avec gaine en plomb mise à la terre et garniture en fils d'acier.

B). — Entre l'interrupteur I et la haveuse, câble-souple de 200 mètres de longueur de  $3 \times 25 \text{ m/m}^2$ , dont la réserve est enroulée sur un tambour et dont la partie active se place, en boucles, sur des broches fixées aux cadres de la voie.

Quant à la haveuse, elle est identique à celle décrite dans les *Annales des Mines*, Tome XXII Année 1921, 1<sup>re</sup> livraison.

Je me bornerai donc à en rappeler les caractéristiques principales :

Moteur hermétiquement clos, triphasé, 220 vols, 51 périodes, 1000 tours par minute, rotor en cage d'écureuil et stator permettant le groupement en étoile pour le démarrage et en triangle pour la marche normale.

Il permet : 1<sup>o</sup> l'attaque de la chaîne du bras de havage par un jeu d'engrenages avec embrayage à griffes, et 2<sup>o</sup> le halage de la haveuse dans les deux sens au moyen d'un embrayage à friction et d'une chaîne de traction de 15 mètres de longueur.

Ce halage se fait à la vitesse de  $1^{\text{m}},80$  à la descente et de  $0^{\text{m}},53$  à la remonte.

Le bras de havage n'a que 3 positions possibles : dans l'axe de la machine et dans les deux positions perpendiculaires à cet axe. Il est muni d'une chaîne portant une série de 21 couteaux disposés en cinq positions différentes, de manière à constituer une suite de V ; cette disposition a été reconnue préférable à celle en hélice.

#### *Organisation du travail.*

La couche Huit Paumes, dans cette partie du gisement, se présente en une plateure d'allure régulière, avec la composition suivante :

toit : roc résistant ;  
 escaille schisteuse grise : 21 centimètres ;  
 sillon : 72 centimètres ;  
 mur.

Le charbon est de dureté relativement grande ; les clivages ont des directions variables.

Avant l'emploi de la haveuse, l'abatage devait se faire à l'aide d'explosifs, ou au marteau-pic quand la disposition des clivages était favorable.

Le travail au chantier est actuellement organisé comme suit :

Le poste d'après-midi comprend deux équipes : a) un machiniste, un mineur et un gamin ; b) deux boiseurs, des remblayeurs et des hiercheurs.

La haveuse est descendue au bas de la taille pendant que les boiseurs enlèvent les tôles de la havée de front. Cette opération dure environ une heure et quart à une heure et demie.

La machine, après introduction du bras dans la veine, opération qui dure environ 20 minutes, remonte ensuite en effectuant le havage sur 15 mètres sans arrêt.

Le havage dure approximativement 4 h. 1/2 ; il se fait sur  $1^{\text{m}},10$  de profondeur et  $0^{\text{m}},13$  d'ouverture, à la vitesse de  $0^{\text{m}},53$  par minute,

La veine se décolle presque immédiatement du toit et s'affaisse en s'effritant quelque peu.

Les boiseurs suivent la haveuse ; ils déblayent la havée, boisent et replacent les tôles.

Au poste de nuit, deux autres boiseurs achèvent la besogne, de telle façon que les abatteurs de jour n'ont plus à s'occuper du boisage, ce qui porte leur rendement à son maximum.

*Résultats.* — Les tableaux suivants sont dressés d'après les résultats obtenus par les deux méthodes :

Catégorie	Nombre de journées	Salaires payés	Salaire moyen journalier	Observations
<b>Quinzaine du 11 au 24 décembre 1921 (12 journées) sans haveuse</b>				
Surveillants . . .	55	1687,25	30,67	Surface exploitée : totale . . . . . 926,50 m <sup>2</sup> en un jour . . . . . 77,21 m <sup>2</sup> Surface exploitée par abatteur et par jour . . . . . 3,05 m <sup>2</sup> Production totale . . . 1050 tonnes Production journalière . 87,50 ton. Effet utile journalier : par abatteur . . . . . 3,465 tonnes par ouvrier quelconque sans entretien . . . . . 0,902 tonne id. avec entretien . . . 0,835 tonne
Abatteurs . . . . .	303	8011,97	26,44	
Hiercheurs . . . . .	421	7875,76	18,70	
Bosseyeurs . . . . .	143	3477,01	24,30	
Remblayeurs . . . . .	212	3860,75	18,21	
Conduct. de chevaux (Entretien) . . . . .	29 (93)	571,00 (2188,10)	19,69 (23,52)	
Totaux : sans entretien 1163 . . . . . avec entretien (1256) . . . . .		25483,74 (27671,82)	21,92 (22,00)	Prix de revient salaire à la tonne : 24,27 fr. sans entretien 26,35 fr. avec entretien
<b>Quinzaine du 8 au 21 janvier 1922 (12 journées dont 10 avec haveuse)</b>				
Surveillants . . . . .	48	1457,40	30,36	Surface exploitée : totale . . . . . 981,43 m <sup>2</sup> en un jour . . . . . 81,78 m <sup>2</sup> par abatteur et par jour . . 3,72 m <sup>2</sup> Production : totale . . . . . 1059 tonnes journalière . . . . . 88 tonnes Effet utile journalier : par abatteur . . . . . 4,017 tonnes par ouvrier quelconque . 1,554 tonne
Abatteurs . . . . .	239 ½	6746,22	28,16	
Machiniste, aide, bois- seurs . . . . .	24	627,60	26,15	
Bosseyeurs . . . . .	32	843,20	26,25	
Chargeurs, hier- cheurs . . . . .	233	4073,92	17,48	
Foreurs . . . . .	7	192,85	27,65	
Remblayeurs . . . . .	76 ½	1462,37	19,11	Prix de revient : salaire à la tonne . . . . . 14,95 fr. Avancement journalier . . 1,06 mètre
Conduct. de chevaux	22	429,00	19,50	
Totaux et moyennes	682	15832,56	23,21	

Comparaison des deux quinzaines, sans tenir compte de l'entretien.  
Augmentation de l'effet utile :

Par abatteur : 4017 — 3465 = 552 k° ;

Par ouvrier du fond : 1554 — 992 = 652 k° ;

Diminution du prix de revient-salaire à la tonne : fr. 24,27 —  
fr. 14,96 = fr. 9,32.

Frais divers par tonne :

1° Consommation de courant (90 kw-heure par jour) . fr. 0,28

2° Amortissement de l'installation en 4 années . . . . . 0,93

3° Entretien et divers . . . . . 0,25

Ce qui donne un total de . . . . . fr. 1,46

L'amélioration du prix de revient-salaire à la tonne est ramenée  
ainsi à fr. 7,86.

L'augmentation journalière en gros (au-dessus de 80 millimètres)  
s'est accrue de 17,433 tonnes.

**Quinzaine du 22 janvier au 4 février 1922 (12 journées avec haveuse)**

Catégorie	Nombre de journées	Salaires payés	Salaire moyen	Observations
Surveillants . . . . .	49	1541,33	31,45	Surface exploitée : totale . . . . . 1209m <sup>2</sup> ,11 en un jour . . . . . 100m <sup>2</sup> ,76 par abatteur et par jour . . 4m <sup>2</sup> ,14
Abatteurs . . . . .	204	5781,50	28,33	
Machinistes . . . . .	36	1139,39	31,64	Production : totale . . . . . 1257,4 T. journalière . . . . . 104,7 T.
Boiseurs . . . . .	52	1420,00	27,30	
Chargeurs . . . . .	59 ¼	1158,11	19,62	Effet utile journalier : par abatteur . . . . . 4,306 T. par ouvrier q. c. q. . . . 1,312 T.
Hiercheurs . . . . .	111	2017,10	18,18	
Bourreurs . . . . .	137	2105,25	15,36	Prix de revient salaire à la tonne : 17 fr. 37. Avancement journalier : 1m,07.
Foreurs . . . . .	13	358,15	27,55	
Bosseyeurs . . . . .	46	1182,75	25,71	
Remblayeurs . . . . .	163	3132,00	19,21	
Conducteurs de che- vaux . . . . .	24	468,00	19,50	
Entretien : voies secondaires . . . . .	50	1170,40	23,40	
voie de niveau . . . . .	14	367,60	26,25	
Totaux et moyennes	958 ¼	21841,58	22,78	

Comparaison de la quinzaine du 22 janvier au 4 février 1922 avec celle du 11 au 24 décembre 1921, en tenant compte de l'entretien.

Augmentation de l'effet utile :

1° Par abatteur :  $4306 - 3465 = 841$  k°;

2° Par ouvrier du fond :  $1312 - 835 = 477$  k°.

Diminution du prix de revient-salaire à la tonne : fr. 26,35 — fr. 17,37 = fr. 8,98. En défalquant les frais divers de consommation, d'amortissement et d'entretien, soit fr. 1,46, l'amélioration du prix de revient-salaire à la tonne est ramenée à fr. 7,52.

L'augmentation journalière en gros (au-dessus de 80 millimètres) s'est accrue de 14,892 tonnes.

En présence de ces résultats favorables, la direction a décidé l'achat d'une seconde haveuse qui sera utilisée dans la partie supérieure du même chantier.

## DIVERS

---

### Association Belge de Standardisation

(A. B. S.)

---

#### NOTE SUR LA STANDARDISATION DES TUYAUTERIES ET DISTRIBUTIONS D'EAU

---

L'Association belge de Standardisation soumet à l'enquête publique les premiers résultats d'une étude entreprise au sujet de la standardisation des tuyauteries et appareils de distribution d'eau.

Il s'agit pour le moment de la fixation des diamètres-types pour les tuyaux droits en fonte à emboîtement et cordon, ainsi que de l'unification des dimensions de ces organes, de leur poids et des pressions auxquelles ils peuvent être soumis.

La note contenant l'ensemble des propositions de l'A.B.S. sera envoyée gratuitement aux personnes qui justifieraient de l'intérêt qu'elles ont à cette question, sur demande adressée au Secrétariat de l'A. B. S., 33, rue Ducale, à Bruxelles, et les observations éventuelles seront reçues avec empressement à la même adresse jusqu'au 31 octobre prochain.

---

## Un appel de l'Association Belge de Standardisation

L'Association Belge de Standardisation nous prie d'insérer la note suivante :

Les lecteurs de cette revue auront pu constater l'importance du travail accompli cette année par l'Association Belge de Standardisation, qui a réussi à soumettre à l'enquête publique dans ces derniers temps quatre projets portant respectivement sur la standardisation des chaînes, celle des câbles métalliques, celle des tuyaux en fonte droite à emboîtement et, enfin, les prescriptions pour le calcul et la construction des ouvrages en béton armé, ce dernier travail offrant une importance particulièrement grande.

D'autre part, le rapport sur l'économie de charbon dans le chauffage des chaudières, résultat des études poursuivies depuis deux ans, est en cours d'impression dans les *Annales des Mines de Belgique* et plusieurs commissions nouvelles ont été formées récemment dans le but d'étudier la question des tolérances de fabrication, celle des vannes et celle des brides pour tuyaux.

Les milieux industriels et techniques qui suivent cet effort avec sympathie et qui sont d'ailleurs appelés à en recueillir les fruits, ne paraissent toutefois pas se préoccuper, autant qu'on pourrait le désirer, des bases financières sur lesquelles l'activité de l'Association Belge de Standardisation repose actuellement. Le budget de cet organisme est alimenté exclusivement par les contributions d'un nombre limité d'industriels et par les subsides de certains départements ministériels.

En raison de la compression générale des dépenses publiques, cette dernière source de recettes paraît devoir être réduite plus ou moins notablement dans l'avenir, et le maintien en activité de l'œuvre de progrès que constitue l'Association Belge de Standardisation paraît appelée à reposer de plus en plus complètement entre les mains des industriels et des ingénieurs eux-mêmes.

Nous ne nous adressons cependant pas ici à leur générosité, mais uniquement à leur intérêt, entendant par là non pas évidemment leur intérêt personnel et immédiat, mais leur intérêt en tant que collectivité et à longue échéance, lié comme il l'est, au perfection-

nement des méthodes techniques et à l'organisation meilleure de toutes les forces productives du pays. Chaque souscription qu'on veut bien nous apporter n'est pas réellement une dépense, mais un placement, assuré de fructifier plus tard. Si la standardisation est utile — et elle doit l'être, quand on voit un pays, comme la Hollande, qui ne nous est pas supérieur au point de vue industriel, lui consacrer une somme, traduite en francs belges égale, à 12 fois celle dont nous disposons nous mêmes. — Chaque firme, chaque particulier conscient du rôle que ce principe est appelé à jouer dans le développement économique du monde, doit tenir à honneur d'assumer sa part des charges communes.

Les souscriptions à l'Association Belge de Standardisation, payables annuellement, sont de deux espèces. l'une de 100 francs donnant lieu à l'envoi gratuit de toutes les publications, l'autre de 25 francs permettant de recevoir un bulletin renseignant périodiquement l'apparition des fascicules successifs.

Tous renseignements supplémentaires seront fournis avec empressement en s'adressant au Secrétariat de l'Association, 33, rue Ducale, à Bruxelles, et tous les correspondants qui voudraient se libérer immédiatement sont invités à bien vouloir le faire par versement au compte de chèques postaux n° 21,855 du secrétaire, M. Gustave-L. Gérard.

Septembre 1922.

# DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

## ADMINISTRATION DES MINES

### Loi relative au contrat d'emploi.

ALBERT, Roi des Belges,

A tous, présents et à venir, SALUT.

Les Chambres ont adopté et Nous sanctionnons ce qui suit :

ARTICLE PREMIER. — L'employé ne peut engager ses services qu'à temps ou pour une entreprise déterminée.

ART. 2. — Si l'engagement est fait pour une entreprise déterminée, il doit être constaté par écrit.

L'entreprise peut être délimitée par l'indication de son objet ou par la fixation de sa durée.

ART. 3. — Si l'engagement n'a été contracté qu'à l'essai, il doit être constaté par écrit.

La durée de l'essai convenu ne peut dépasser trois mois.

Elle ne peut être inférieure à un mois.

ART. 4. — A défaut d'écrit constatant que l'engagement a été conclu soit à l'essai, soit pour une entreprise déterminée, il est soumis aux conditions fixées par la présente loi.

ART. 5. — L'objet et la nature de l'emploi, le lieu où il s'exerce, la durée de l'engagement, la rémunération et toutes autres conditions sont, sauf les interdictions prononcées par la présente loi, déterminés par la convention.

L'usage supplée au silence de la convention.

ART. 6. — Le contrat d'emploi peut, nonobstant toute convention contraire, être rescindé lorsqu'il est établi que la rémunération accordée à l'employé est inférieure de plus de moitié à celle qui eût dû normalement lui être allouée suivant les usages de la région.

L'action en rescision doit, à peine de déchéance, être intentée au plus tard dans les six mois de la conclusion de la convention.

En prononçant la rescision, le juge allouera des dommages-intérêts, s'il y a lieu.

ART. 7. — L'appel de l'employé sous les armes ne fait que suspendre l'exécution de la convention. Si celle-ci a été conclue sans terme, la faculté d'y mettre fin moyennant le préavis légal ne peut être exercée par le patron qu'après l'envoi de l'employé en congé illimité.

ART. 8. — L'impossibilité pour l'employé de fournir son travail par suite de maladie ou d'accident suspend l'exécution du contrat.

Pendant les trente premiers jours d'incapacité de travail, l'employé conserve, nonobstant toute convention contraire, le droit à la rémunération prévue par la convention.

La commission à laquelle l'employé a éventuellement droit est calculée sur la base de la moyenne des commissions allouées pendant les trois mois précédant l'incapacité.

Les femmes employées bénéficieront des mêmes avantages à l'occasion de leurs couches.

ART. 9. — Si l'incapacité de travail a une durée de plus d'un mois, le patron peut à tout moment mettre fin au contrat moyennant indemnité. Cette indemnité est égale à la rémunération revenant à l'employé pour trois mois de services, sous déduction des appointements payés depuis le début de l'incapacité de travail.

Toute convention fixant une indemnité moindre est nulle.

ART. 10. — Lorsque l'engagement est fait à l'essai ou pour une entreprise déterminée, l'incapacité de travail permet au patron de mettre fin au contrat sans indemnité si elle a une durée de plus de huit jours.

Pendant la durée de l'incapacité, l'employé n'a pas droit à la rémunération prévue par l'engagement.

ART. 11. — Celui qui supplée l'employé appelé sous les drapeaux ou incapable de travailler peut être engagé dans des conditions qui dérogent aux règles prévues par la présente loi en ce qui concerne la durée des services et le délai de préavis.

Le motif et les conditions de cet engagement doivent être constatés par écrit sous la sanction prévue à l'article 4.

ART. 12. — Lorsque l'engagement est conclu pour une durée indéfinie, chacune des parties a le droit d'y mettre fin par un congé donné à l'autre.

Ce droit ne peut être exercé que moyennant préavis.

Le délai du préavis prend cours à l'expiration du mois pendant lequel il est donné.

Ce délai est fixé ainsi qu'il suit :

A. S'il s'agit d'un congé donné par le patron, le délai du préavis est :

1° D'un mois si les rémunérations ne dépassent pas 250 francs par mois;

2° De trois mois si elles dépassent 250 francs.

Le délai sera de six mois pour les employés qui sont demeurés au service du même patron pendant dix années.

B. Si le congé est donné par l'employé, les délais fixés ainsi qu'il est dit au littéra A sont réduits de moitié.

ART. 13. — Pendant le délai de préavis, l'employé, nonobstant toute convention contraire, peut, en vue de rechercher un nouvel emploi, s'absenter deux fois par semaine, pourvu que la durée des deux absences ne dépasse pas, au total, celle d'une journée de travail.

ART. 14. — Le congé ne peut être donné sans préavis que pour des motifs graves laissés à l'appréciation du juge.

Peuvent seuls être invoqués pour justifier le congé les motifs notifiés par lettre recommandée, expédiée dans les trois jours du congé.

ART. 15. — Si le contrat est conclu sans indication de durée, la partie qui rompt l'engagement sans juste motif, ou sans respecter les délais fixés à l'article 12 est tenue de payer à l'autre partie une indemnité égale au traitement en cours correspondant soit à la durée du délai de préavis, soit à la partie de ce délai restant à courir.

L'indemnité de congé comprend non seulement les appointements, mais aussi les avantages acquis en vertu de la convention.

ART. 16. — Si le contrat a été conclu pour une durée déterminée, sa dénonciation avant terme sans justes motifs donne à la partie lésée le droit à une indemnité égale au montant des appointements et avantages qui restaient à échoir jusqu'à ce terme sans pouvoir excéder le double des appointements et avantages correspondant à la durée du préavis qui aurait dû être respecté si le contrat avait été fait sans terme.

ART. 17. — Sont nulles en ce qui concerne le congé à donner par le patron toutes clauses fixant des délais d'une durée inférieure à celle qui est indiquée à l'article 12 ou prévoyant en cas de rupture de l'engagement des indemnités moindres que celles qui sont déterminées aux articles 15 et 16.

ART. 18. — Lorsque l'engagement prend fin, le patron doit, si l'employé en fait la demande, lui délivrer un certificat constatant uniquement :

1° La date à laquelle les services de l'employé ont commencé et celle à laquelle ils ont pris fin;

2° La nature des fonctions de l'employé.

Toute renonciation au droit reconnu à l'employé par le présent article est sans effet.

ART. 19. — La femme engagée comme employée et recevant le logement chez le chef d'entreprise, a le droit de résilier le contrat si l'épouse du chef d'entreprise ou toute autre femme qui dirigeait la maison à l'époque de la conclusion du contrat vient à mourir ou à se retirer.

ART. 20. — Sont nulles les clauses interdisant à l'employé après la cessation du contrat d'exploiter une entreprise personnelle, de s'associer en vue de l'exploitation d'un commerce, ou de s'engager chez d'autres patrons.

Tant au cours du contrat qu'après sa cessation, l'employé doit s'abstenir de divulguer à un concurrent ou à une autre personne les secrets de fabrication ou d'affaires du chef d'entreprise, et de se livrer ou de coopérer à tout autre acte de concurrence déloyale.

ART. 21. — Le commis-voyageur dont la rémunération comprend une commission établie d'après le montant des affaires traitées, a droit à cette commission même si les ordres sont exécutés ou ne doivent être normalement exécutés qu'après la rupture du contrat.

ART. 22. — La commission est due au commis-voyageur sur tout ordre accepté par le patron. L'inexécution de cet ordre par le fait du patron ne supprime pas le droit à la commission.

ART. 23. — Le commis-voyageur qui, aux termes du contrat, est chargé de visiter une clientèle déterminée, a, sauf stipulation contraire, droit à la commission sur les affaires que le

patron a faites directement ou indirectement avec cette clientèle.

ART. 24. — Sauf le cas de faute lourde ou de dol, toute clause mettant à charge du commis-voyageur une responsabilité du chef de l'insolvabilité du client, ne peut avoir d'effet qu'à concurrence d'une somme égale au double de la commission afférente aux ordres du client insolvable.

ART. 25. — Les articles 29 à 37 de la loi du 10 mars 1900 sur le contrat de travail sont applicables au contrat d'emploi.

ART. 26. — Tout cautionnement destiné à garantir l'exécution des obligations de l'employé doit être déposé à la Banque Nationale ou à la Caisse générale d'Épargne et de Retraite, ou faire l'objet d'une inscription au grand-livre de la dette publique.

Le dépôt ou l'inscription se fait au nom de l'employé, mais avec mention de l'affectation.

Par le seul fait du dépôt ou de l'inscription, le chef d'entreprise acquiert privilège sur le cautionnement pour toute créance résultant de l'inexécution totale ou partielle des obligations de l'employé

Les dispositions de la loi du 18 août 1887, modifiées par celles du 25 mai 1920 et par l'article 30 de la présente loi, sont applicables aux sommes ainsi prélevées, sous réserve du privilège du chef d'entreprise.

Le montant du cautionnement ne peut être restitué à l'employé ou versé au patron que de l'accord commun ou sur la production d'un extrait d'une décision judiciaire passée en force de chose jugée. Cet extrait est délivré gratis et dispensé de la formalité de l'enregistrement.

Toute convention portant dérogation aux dispositions du présent article est nulle.

ART. 27. — Tout patron qui aura reçu le cautionnement et n'en aura pas effectué le dépôt, au plus tard dans le mois, sera puni d'un emprisonnement de huit jours à six mois et d'une amende de 26 à 500 francs ou d'une de ces peines seulement.

ART. 28. — Les actions naissant du contrat d'emploi sont prescrites un an après la cessation du contrat.

ART. 29. — Ne sont pas soumis aux dispositions qui précèdent, à l'exception des articles 7, 26 et 27, les contrats d'emploi dans lesquels la rémunération convenue est supérieure à 12,000 francs par an.

Les commissions et avantages variables sont, pour l'application du présent article, calculés sur le montant de la rémunération de l'année antérieure.

La présente loi n'est pas applicable aux employés de l'Etat, des provinces et des communes.

ART. 30. — La loi du 18 août 1887, modifiée par celle du 25 mai 1920, est modifiée comme suit :

a) L'article 2 est complété par la disposition suivante :

« Aux appointements sont assimilés les remises et commissions acquises dans le cours d'une année.

» Lorsque l'intéressé reçoit à la fois des remises ou commissions et des appointements fixes, les dispositions des deux premiers alinéas du présent article s'appliquent à l'ensemble de la rémunération. »

b) L'article 3 est rédigé en ces termes :

« ART. 3. — Les articles 1<sup>er</sup> et 2 ci-dessus ne concernent ni les cessions ni les saisies qui auraient lieu pour les causes déterminées par les articles 203, 205 et 214 du Code civil. »

c) Un article nouveau est ajouté à la suite de l'article 3 :

« ART. 3bis. — Les pensions attribuées aux employés ou commis des sociétés civiles ou commerciales, des marchands, des particuliers, des hospices civils, bureaux de bienfaisance et autres établissements publics ne peuvent être saisies et ne sont cessibles que jusqu'à concurrence d'un cinquième pour dettes envers le Trésor public et d'un tiers pour les causes énoncées aux articles 203, 205 et 214 du Code civil. »

ART. 31. — L'article 19, n° 4°, de la loi du 16 décembre 1851, complétée par celle du 25 avril 1896, relative aux privilèges et hypothèques, est modifié et complété comme suit :

« 4° Les salaires des gens de service pour l'année échue et ce qui est dû sur l'année courante; les appointements, remises ou commissions des commis pour six mois et le salaire des ouvriers pour un mois; les indemnités dues aux commis ou aux ouvriers pour rupture irrégulière du contrat. Le montant du

privilège en ce qui concerne les commis ne peut excéder 6,000 francs. »

ART. 32. — Les conseils de prud'hommes, le juge de paix, le tribunal de commerce, en toutes contestations relatives au contrat d'emploi qui sont de leur compétence peuvent autoriser la femme mariée à ester en justice et nommer au mineur un tuteur *ad hoc* pour remplacer dans l'instance le tuteur absent ou empêché.

Promulguons la présente loi, ordonnons qu'elle soit revêtue du sceau de l'Etat et publiée par le *Moniteur*.

Donné à Bruxelles, le 7 août 1922.

ALBERT.

Par le Roi :

*Le Ministre de l'Industrie et du Travail,*

R. MOYERSOEN.

*Vu et scellé du sceau de l'Etat:*

*Le Ministre de la Justice,*

F. MASSON.

## MINISTÈRE DES AFFAIRES ÉTRANGÈRES

Loi approuvant la Convention relative à l'application du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs, conclue le 14 février 1921, entre la Belgique et la France.

ALBERT, Roi des Belges,

A tous, présents et à venir, SALUT.

Les Chambres ont adopté et Nous sanctionnons ce qui suit :

ARTICLE UNIQUE. — La Convention relative à l'application du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs, conclue le 14 février 1921, entre la Belgique et la France, sortira son plein et entier effet.

Promulguons la présente loi, ordonnons qu'elle soit revêtue du sceau de l'État et publiée par le *Moniteur*.

Donné à Bruxelles, le 19 août 1921.

ALBERT.

Par le Roi :

*Pour le Ministre des Affaires étrangères :*  
Le Premier Ministre, Ministre de l'Intérieur,

H. CARTON DE WIART.

*Vu et scellé du sceau de l'État :*  
Le Ministre de la Justice,

E. VANDERVELDE.

## CONVENTION

entre la Belgique et la France ayant pour objet de garantir à leurs nationaux travaillant dans les mines belges ou françaises le bénéfice du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs en vigueur en chacun des deux pays.

Sa Majesté le Roi des Belges

et

Le Président de la République Française,

également désireux d'établir, dans la plus large mesure, l'égalité de traitement entre les ressortissants des deux États, en ce

qui concerne l'application du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs, ont résolu de conclure une Convention à cet effet et ont nommé pour leurs plénipotentiaires :

Sa Majesté le Roi des Belges :

M. Jean Lebacqz, Directeur général des Mines du Royaume de Belgique,

M. Albert van Raemdonck, Directeur à l'Administration centrale des mines du Royaume de Belgique, Directeur général du « Fonds national de Retraite des Ouvriers mineurs »;

Le Président de la République Française :

M. Maurice Herbette, Ministre plénipotentiaire, Directeur des Affaires administratives et techniques au Ministère des Affaires étrangères,

M. Arthur Fontaine, Inspecteur général des mines, Conseiller d'État en service extraordinaire.

Lesquels, après s'être communiqué leurs pleins pouvoirs, trouvés en bonne et due forme, ont arrêté les dispositions suivantes :

ARTICLE PREMIER. — Les ouvriers belges travaillant en France, qui justifieront, à l'âge de 55 ans, soit de trente années de services dans les mines françaises représentant 7,920 journées effectives de travail, soit de trente ans de travail salarié en France, dont quinze au moins dans les mines, bénéficieront, dans les mêmes conditions que les ouvriers français, des allocations et majorations à la charge tant de l'État français que de la Caisse autonome de retraites des ouvriers mineurs. Il est toutefois spécifié que pour ceux d'entre eux qui, demeurant en Belgique, n'ont pu, de ce fait, se constituer une pension à la Caisse nationale des retraites pour la vieillesse, les majorations de la Caisse autonome sont décomptées en faisant état d'une pension égale à la pension dont ils seraient bénéficiaires si les versements prévus par la loi du 29 juin 1894 avaient été effectués.

Les ouvriers français travaillant dans les mines belges bénéficieront, sans aucune condition de résidence, des primes d'encouragement prévues par la législation belge relative aux

pensions de vieillesse. S'ils justifient de trente années de travail dans les mines belges et s'ils remplissent par ailleurs les autres conditions d'âge et de continuité de services requises par la législation spéciale de retraite des ouvriers mineurs belges, ils auront droit, en outre, aux allocations, tant de l'Etat que des Caisses de prévoyance.

ART. 2. — Les ressortissants des deux Etats qui n'auront pas effectué soit dans les mines belges, soit dans les mines françaises, trente années de service représentant au minimum 7,920 journées de travail effectif, mais dont les services cumulés dans les exploitations minières des deux pays atteindront cette durée, auront droit à une retraite dont le montant — y compris les allocations à charge des deux Etats — sera au moins égale au montant de la retraite minimum fixée par la législation la moins favorable.

Les charges respectives de l'Etat et des Caisses de prévoyance belges, d'une part, de l'Etat et de la Caisse autonome des retraites des ouvriers mineurs français, d'autre part, seront déterminées en tenant compte des années de travail effectuées dans les mines de chacun des deux pays et en prenant pour base la pension majorée comme il est dit ci-dessus.

Toutefois, la majoration à servir par la Caisse autonome aux ouvriers qui justifieront d'au moins quinze ans de service dans les mines françaises ne sera, en aucun cas, inférieure à l'allocation prévue par l'article 4 de la loi du 9 mars 1920.

Il est entendu, d'autre part, que les services miniers effectués dans l'un ou l'autre pays n'entreront en compte pour la détermination du droit à l'allocation ou majoration que s'ils ont une durée minimum de cinq ans, représentant 1,520 journées de travail.

Les demandes de liquidation de rente, d'allocations, de majoration et de bonification seront adressées par les intéressés aux administrations ou organismes chargés de leur examen dans le pays où les intéressés ont travaillé en dernier lieu.

ART. 3. — Le régime de retraite des veuves des ouvriers visés à l'article 1<sup>er</sup> de la présente Convention sera déterminé par la législation du pays qui a liquidé la retraite de leur mari.

Quant aux veuves des ouvriers visés à l'article 2, elles ont droit à une majoration destinée à porter, le cas échéant, leur

retraite au taux minimum prévu par la législation la moins favorable. La part à la charge de l'Etat et des Caisses de prévoyance belges, d'une part, de la Caisse autonome de retraites des ouvriers mineurs français, d'autre part, sera déterminée en tenant compte des années de travail effectuées dans chacun des deux pays. La part à la charge de l'Etat ou des organismes, de l'un ou l'autre pays, ne sera toutefois exigible que si les intéressés remplissent les conditions d'âge ou de durée de mariage prévues par les législations respectives des deux Etats.

Il est toutefois entendu, d'une part, que les pensions dont les veuves visées au deuxième alinéa ci-dessus sont titulaires soit à la Caisse nationale des retraites pour la vieillesse, soit à une caisse patronale ou de liquidation, viendront en déduction de la majoration de la Caisse autonome; d'autre part, que la majoration à la charge de cette dernière institution ne sera, en aucun cas, inférieure à l'allocation à laquelle les intéressés auraient pu prétendre par la seule application de la loi française.

ART. 4. — Les avantages prévus à la présente Convention seront acquis aux ouvriers qui rempliront, après la date de sa mise en vigueur, les conditions d'âge et de durée de services pour pouvoir prétendre à une allocation ou majoration.

Ils seront également acquis aux veuves dont les droits naîtront après cette date.

A titre transitoire et exceptionnel, les ouvriers des deux pays ayant, lors de la mise en vigueur de la présente Convention, leur résidence dans le pays où ils auront cessé le travail à la mine, pourront, s'ils justifient des conditions d'âge et de durée de services prévues à l'article 1<sup>er</sup>, bénéficier des avantages visés au dit article.

Cette disposition transitoire s'applique, au regard du premier paragraphe de l'article 3, aux veuves des ouvriers qui, au moment de leur décès, avaient leur résidence dans le pays où ils ont cessé le travail à la mine.

ART. 5. — Les améliorations qui seraient ultérieurement apportées dans l'un ou l'autre pays au régime de retraites de vieillesse actuellement en vigueur seront étendues de plein droit aux nationaux de l'autre pays.

ART. 6. — Les Administrations compétentes des deux pays arrêteront les mesures de détail et d'ordre nécessaires pour

l'exécution des dispositions de la présente Convention, notamment en ce qui concerne l'examen des demandes présentées par les intéressés et le mode de paiement des rentes, allocations, majorations et bonifications.

ART. 7. — Toutes les difficultés relatives à l'application de la présente Convention qui n'auraient pu être réglées d'un commun accord entre les administrations compétentes des deux pays seront, même sur la demande d'une seule des parties, soumises au jugement d'un ou plusieurs arbitres qui auront pour mission de les résoudre selon les principes fondamentaux et l'esprit de la présente Convention.

ART. 8. — La présente Convention sera ratifiée et les ratifications en seront échangées à Paris aussitôt que possible.

Elle entrera en vigueur dès que les ratifications auront été échangées.

Elle aura une durée d'un an et sera renouvelée tacitement d'année en année, sauf dénonciation.

La dénonciation devra être notifiée trois mois avant l'expiration de chaque terme.

En foi de quoi, les soussignés, dûment autorisés à cet effet, ont signé la présente Convention.

Fait à Paris, en double exemplaire, le 14 février 1921.

(Sig.) MAURICE HERBETTE.

(Sig.) JEAN LEBACQZ.

(Sig.) ARTHUR FONTAINE.

(Sig.) ALB. VAN RAEMDONCK.

L'échange des ratifications a eu lieu à Paris le 15 juin 1922.

*Certifié par le Secrétaire Général  
du Ministère des Affaires étrangères,*

H. COSTERMANS.

## POLICE DES MINES

### Explosifs S. G. P.

*Arrêté Ministériel du 20 septembre 1922, admettant l'explosif  
« Nitro-Baelinite S. G. P. ».*

LE MINISTRE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL,

Vu l'arrêté royal du 24 avril 1920, relatif à l'emploi des explosifs dans les mines, prescrivant que les explosifs S. G. P. seront définis comme tels par arrêtés ministériels ;

Vu la circulaire du 18 octobre 1909 déterminant ce qu'il convient d'entendre par explosifs S. G. P. ;

Vu l'arrêté royal du 29 octobre 1894 portant règlement général sur les fabriques, les dépôts, le débit, le transport, la détention et l'emploi des produits explosifs ;

Vu l'arrêté du 10 août 1922, par lequel l'explosif dénommé « Nitro-Baelenite S. G. P. » a été reconnu officiellement et rangé dans la classe III (Explosifs difficilement inflammables) ;

Vu la demande introduite par la Société anonyme « Poudreries Réunies de Belgique », à Bruxelles ;

Vu les résultats des essais auxquels ont été soumis des échantillons de l'explosif « Nitro-Baelenite S. G. P. », à l'Institut National des Mines, à Frameries ;

ARRETE :

ARTICLE UNIQUE. — L'explosif dénommé « Nitro-Baelenite S. G. P. », présenté par la Société anonyme « Poudreries Réunies de Belgique », à Bruxelles, et dont la composition est la suivante :

Nitroglycérine. . . . .	10
Nitrate d'ammonium . . . . .	50
Nitrate de sodium . . . . .	9
Farine de bois . . . . .	9
Chlorure de sodium . . . . .	16
Chlorure d'ammonium. . . . .	6
	<hr/>
	100

peut être utilisé comme explosif S. G. P., à la charge maximum de 900 grammes, dont l'équivalent en dynamite n° 1 est de 590 grammes.

Expédition du présent arrêté sera adressée, pour information, à la Société anonyme « Poudreries Réunies de Belgique », à Bruxelles, ainsi qu'à MM. les Inspecteurs Généraux des Mines, et, pour exécution, à MM. les Ingénieurs en Chef-Directeurs des dix arrondissements des Mines.

Bruxelles, le 20 septembre 1922.

R. MOYERSOEN.

### SERVICE DES ACCIDENTS MINIERS ET DU GRISOU

Considérations sur les explosifs de sûreté et sur leurs essais en galerie . . .	E. Lemaire	649
---	------------	-----

### MÉMOIRES

Etude sur le chauffage direct. — Rapport sur la recherche de l'économie de charbon dans le chauffage des chaudières et des fours à chauffage direct.		699
Aveuglement d'une voie d'eau dans un puits, à 554 mètres de profondeur, au moyen de la cimentation pratiquée à niveau plein par l'intérieur du puits.	L. Sauvestre	745

### NOTES DIVERSES

Sondages aux eaux . . . . .		767
Note sur la mise à découvert et la recoupe des couches à dégagement instantané de grisou . . . . .	L. Demaret	797
Recherches sur les câbles métalliques . . . . .	E. Dessalle	807
Considérations sur les résistances liquides destinées aux essais de consommation des groupes électrogènes triphasés. . . . .	J. Yernaux	843

### LE BASSIN HOILLER DU NORD DE LA BELGIQUE

Situation au 30 juin 1922 . . . . .	J. Vrancken	847
-------------------------------------	-------------	-----

### EXTRAIT D'UN RAPPORT ADMINISTRATIF

5 <sup>me</sup> arrondissement. — « Charbonnages Réunis de Roton, Farciennes et Oignies-Aiseau »; Siège Sainte-Catherine à Farciennes. Emploi de la haveuse « Sullivan » à commande électrique . . . . .	N. Orban	877
--	----------	-----

### DIVERS

Association belge de Standardisation (A. B. S.) :		
Note sur la standardisation des tuyauteries et appareils de distribution d'eau. . . . .		883
Un appel de l'Association belge de Standardisation. . . . .		884

### DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

Loi du 7 août 1922, relative au contrat d'emploi. . . . .		887
Loi approuvant la convention relative à l'application du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs, conclue le 14 février 1921, entre la Belgique et la France. . . . .		894

### POLICE DES MINES

<i>Explosifs S. G. P.</i>		
Arrêté ministériel du 20 septembre 1922, admettant l'explosif « Nitro-Baelenite S. G. P. » . . . . .		899

# SOMMAIRE DE LA 3<sup>me</sup> LIVRAISON, TOME XXIII

## SERVICE DES ACCIDENTS MINIERS ET DU GRISOU

Considérations sur les explosifs de sûreté et sur leurs essais en galerie . . .	E. Lemaire	649
---	------------	-----

### MÉMOIRES

Etude sur le chauffage direct. — Rapport sur la recherche de l'économie de charbon dans le chauffage des chaudières et des fours à chauffage direct.		699
Aveuglement d'une voie d'eau dans un puits, à 554 mètres de profondeur, au moyen de la cimentation pratiquée à niveau plein par l'intérieur du puits.	L. Sauvestre	745

### NOTES DIVERSES

Sondages aux eaux . . . . .		767
Note sur la mise à découvert et la recoupe des couches à dégagement instantané de grisou . . . . .	L. Demaret	797
Recherches sur les câbles métalliques . . . . .	E. Dessalle	807
Considérations sur les résistances liquides destinées aux essais de consommation des groupes électrogènes triphasés. . . . .	J. Yernaux	843

## LE BASSIN HOULLER DU NORD DE LA BELGIQUE

Situation au 30 juin 1922 . . . . .	J. Vrancken	847
-------------------------------------	-------------	-----

### EXTRAIT D'UN RAPPORT ADMINISTRATIF

5 <sup>me</sup> arrondissement. — « Charbonnages Réunis de Roton, Farciennes et Oignies-Aiseau »; Siège Sainte-Catherine à Farciennes. Emploi de la haveuse « Sullivan » à commande électrique . . . . .	N. Orban	877
--	----------	-----

### DIVERS

Association belge de Standardisation (A. B. S.) :		
Note sur la standardisation des tuyauteries et appareils de distribution d'eau. . . . .		883
Un appel de l'Association belge de Standardisation. . . . .		884

### DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

Loi du 7 août 1922, relative au contrat d'emploi. . . . .		887
Loi approuvant la convention relative à l'application du régime spécial de retraite des ouvriers mineurs, conclue le 14 février 1921, entre la Belgique et la France. . . . .		894

### POLICE DES MINES

<i>Explosifs S. G. P.</i>		
Arrêté ministériel du 20 septembre 1922, admettant l'explosif « Nitro-Baeelite S. G. P. » . . . . .		899