

**Note sur les expériences de minage
faites en 1931 au charbonnage
de Monceau-Fontaine.**

par M. LEFEVRE,
Ingénieur du Corps des Mines.

Dans notre rapport de l'année 1930, nous avons indiqué le but de ces expériences. Rappelons sommairement les points du programme fixé.

A. — Tir par mines uniques successives.

a) Comparaison de l'explosif S. G. P. ordinaire et de l'explosif S. G. P. gainé.

b) Comparaison de l'explosif S. G. P. chargé de la façon ordinaire et de l'explosif S. G. P. comprimé dans les fourneaux de mines pendant le chargement.

c) Comparaison de l'explosif S. G. P. chargé dans des fourneaux ordinaires d'un diamètre légèrement supérieur au diamètre des cartouches et de l'explosif S. G. P. chargé dans des fourneaux d'un diamètre sensiblement supérieur au diamètre des cartouches de façon à laisser autour de celles-ci un vide périphérique assez important.

d) Comparaison de l'explosif S. G. P. chargé de la façon ordinaire et de l'explosif S. G. P. chargé en interposant des matières inertes ou du vide entre les cartouches contiguës.

B. — Tir simultané par volée de mines.

Comparaison du tir par mines uniques successives et du tir simultané.

Comparaison des résultats obtenus en utilisant le procédé B et en reprenant les points a, b, c et d du procédé A.

Ainsi qu'il est dit dans le rapport de l'année 1930, les essais ont eu lieu dans une galerie creusée en ferme, en suivant un veiniat directeur dans lequel on pratiquait le havage à l'outil, préalablement au minage dans les terrains voisins. Trois agents, boute-feux d'élite, étaient chargés du minage et de l'enregistrement des résultats obtenus.

En 1930, les essais ont porté sur le point *a* du programme A indiqué ci-avant, c'est-à-dire sur l'examen de l'influence de la gaine de sûreté sur l'effet utile de l'explosif et, partant, sur sa consommation et sur l'avancement journalier.

Les différents essais comparatifs qui ont porté sur une longueur de creusement d'environ 60 mètres dans chaque cas, ont montré qu'il n'y a, pratiquement, aucune différence entre les explosifs gainés et les explosifs non gainés, dans les terrains de dureté moyenne, au point de vue consommation.

Une première série d'essais relatifs à la compression modérée des explosifs lors du chargement a également eu lieu en 1930. Les considérations de notre rapport de cette année 1930 indiquent que l'effet utile de l'explosif est légèrement amélioré par la compression. Cette amélioration est de l'ordre de 5 à 8 p. c.

En 1931, nous avons poursuivi les réalisations des points restants du programme indiqué. Nous avons d'abord poursuivi notre examen comparatif sur l'influence de la compression modérée des explosifs pendant le chargement.

A. — *b*) **Compression des explosifs
dans les fourneaux de mines pendant le chargement.**

Les essais ont porté sur une longueur de creusement de 28^m65 avec l'explosif ordinaire et de 31^m05 avec l'explosif comprimé. Les terrains rencontrés étaient ou moyennement durs, ou tendres. Le veiniat directeur dans lequel on pratiquait le havage lors de l'essai *a* ayant disparu, on a creusé entièrement en roche, sauf pour les derniers tours de chaque espèce où le veiniat étant réapparu on a repris le havage préalable dans le charbon.

Pour obtenir une comparaison impeccable, j'ai procédé en faisant creuser chaque tour de mine complet alternativement en comprimant les explosifs, puis en posant les cartouches simplement bout à bout, sans compression.

Les résultats de ces essais sont consignés dans les tableaux n^{os} 1 et 2 ci-joints.

DISCUSSION DES RESULTATS.

1^o Effet utile.

a) **Consommation de cartouches par mètre courant.**

L'examen des deux tableaux précités montre que l'on a consommé, par mètre courant, 20,5 cartouches dans le procédé ordinaire et 18,6 seulement lorsqu'on procédait à la compression. Il y a ainsi une économie de 10 p. c. en faveur de l'explosif comprimé, ce qui confirme entièrement les résultats donnés par la première série d'essais de 1930.

Le nombre de détonateurs par mètre courant a été de 5 pour l'explosif non comprimé contre 4,2 dans le cas de la compression. Comme on place un seul détonateur par mine, ce fait indique que l'avancement dans le cas d'emploi d'explosifs comprimés a été obtenu avec un moins grand nombre de mines.

Ces dernières avaient de plus, une longueur totale, par mètre courant d'avancement, inférieure à la longueur totale, par mètre courant, des mines non comprimées (6^m27 de forage par mètre courant contre 7 m.).

b) **Nombre de chariots de terres abattues par cartouche.**

Au total, on a eu 1,90 chariot de 5 Hl. par cartouche avec l'explosif non comprimé et 2,04 chariot par cartouche avec l'explosif comprimé.

L'examen des résultats partiels, par tour de mines, montre que cette différence en faveur des explosifs comprimés n'est pas la somme algébrique de différences, tantôt positives, tantôt négatives, mais que cette différence, favorable aux explosifs comprimés, existe pour chaque tour de mines, sauf pour les cinq derniers tours où, à cause de la mauvaise qualité et de l'irrégularité des terrains rencontrés, on n'a pu établir une

comparaison exacte d'un tour comprimé au tour suivant non comprimé.

En tenant compte de tous les résultats obtenus, on arrive à une différence de $2,04 - 1,90 = 0,14$ chariot par cartouche, en faveur de l'explosif comprimé, soit 7 p. c.

Il est à noter que le nombre de chariots par mètre courant d'avancement a été avec l'explosif non comprimé de 39, alors qu'il n'a été que de 38 avec l'explosif comprimé. Ce fait augmente encore la différence en faveur de l'explosif comprimé, car, ramené au taux de 38 chariots par mètre courant au lieu de 39, le nombre de chariots abattus par cartouche non com-

38

primée serait de $1,9 \times \frac{38}{39} = 1,85$. La différence entre explo-

39

sifs comprimés et non comprimés s'établit ainsi à $2,04 - 1,85 = 0,19$, soit 10 p. c.

Ce dernier résultat confirme entièrement celui donné par la comparaison de la consommation de cartouches par mètre courant, à savoir une amélioration de 10 p. c. apportée par la compression.

2° Avancement journalier.

Cet avancement a été de 1^m65 avec l'explosif comprimé contre 1^m54 avec l'explosif non comprimé, soit une différence de 0^m11 ou 7 p. c. en faveur de l'explosif comprimé.

Ce résultat est corroboré par l'examen comparatif de la durée en minutes de 1 mètre de creusement, dans les deux cas. Cette durée a été de 819' pour l'explosif non comprimé contre 751' pour l'explosif comprimé, soit une différence de 68' ou 8 p. c. en faveur de l'explosif comprimé.

Cette différence n'est cependant pas toute entière à retenir à l'avantage de l'explosif comprimé. En effet, il y a eu, dans ce dernier cas, une économie du temps de forage, de minage et de déblocage par mètre courant s'élevant à $86 - 76 + 72 - 61 + 287 - 271 = 37'$. Cette économie est à retenir car elle résulte, pour le forage, de la longueur totale de forage par mètre courant inférieure dans le cas de l'explosif comprimé (6^m27 contre 7 m.) pour le minage du moins grand nombre de mines par mètre courant dans ce cas (4,2 contre 5) et, pour

le déblocage, de l'action plus brisante de l'explosif comprimé. Le reste de la différence favorable à l'explosif comprimé, soit $68 - 37 = 31'$, résulte des économies suivantes :

Sur le havage : $23 - 21 = 2'$;

Sur le chargement de terres : $116 - 112 = 4'$;

Sur la pose des rails, tuyaux, canars, etc. : $55 - 48 = 7'$;

Sur les travaux divers : $84 - 66 = 18'$.

Ce reste de la différence n'est pas à retenir car la durée des travaux ci-dessus est tout à fait indépendante du mode de chargement de mines utilisé. On ne doit donc tenir compte que des 37/68^e de la différence de 7 à 8 p. c. constatée en faveur des explosifs comprimés en ce qui concerne l'avancement journalier, soit 4 p. c.

3° Prix de revient.

L'examen de ce point ne donnerait aucune indication nouvelle. Le prix de revient en main-d'œuvre est, en effet, uniquement fonction de l'avancement journalier et le prix de revient en explosif donnerait les mêmes indications que la consommation de cartouches par mètre courant puisque, dans les deux cas, c'est le même explosif qui a été introduit dans les fourneaux de mines.

En conclusion, on peut dire que, dans les terrains moyennement durs ou tendres, les essais ont montré que la compression modérée des explosifs lors du chargement dans les trous de mines fait réaliser une économie de 10 p. c. dans la consommation d'explosifs et apporte une amélioration de l'ordre de 4 p. c. au point de vue des avancements journaliers.

Nous avons pu nous rendre compte, par de nombreuses constatations, que l'économie apportée par la compression était proportionnelle à la dureté des terrains et augmentait avec celle-ci.

Dans les essais, le taux de compression réalisé était tel que, après avoir rempli la section du fourneau de mines, dont le diamètre était environ 6^m/m plus grand que le diamètre des cartouches, l'explosif était, en outre, réellement comprimé de façon que son volume ne représente que les 80 p. c. environ du volume total des cartouches non comprimées.

A. — a) Vide périphérique laissé autour des cartouches dans les fourneaux de mines.

Ces essais ont porté sur une longueur totale de 27^m40 pour les explosifs utilisés avec vide périphérique et de 31^m45 pour les explosifs chargés dans les trous ordinaires.

Les fourneaux, dans le premier mode de chargement, avaient un diamètre variant de 44 à 50 ^m/_m et, dans le chargement ordinaire, les dits fourneaux avaient un diamètre moyen de 36 ^m/_m.

Le diamètre approximatif des cartouches était de 30 ^m/_m.

Les terrains, en général assez durs et parfois très durs, n'ayant pas été constants dans leurs allures, régularité et dureté, on a exécuté alternativement un tour de mines avec fourneaux ordinaires de 36 ^m/_m de diamètre et un tour de mines avec fourneaux de 44 à 50 ^m/_m de diamètre.

Les résultats des essais sont consignés dans les tableaux 3 et 4 ci-joints.

DISCUSSION DES RESULTATS.

1° Effet utile.

a) Consommation de cartouches par mètre courant.

Ainsi qu'il était logique de le supposer, puisque les essais précédents avec explosifs comprimés se sont révélés plus économiques que ceux avec emploi d'explosif ordinaire, les présents essais ont montré l'infériorité de la méthode avec vide périphérique autour des cartouches, par rapport à l'emploi d'explosifs ordinaires.

La consommation de cartouches par mètre courant a été de 36,3 avec vide périphérique contre 31,6 avec explosif ordinaire, ce qui donne une consommation de 15 p. c. plus élevée dans le cas de la méthode avec vide périphérique.

Le nombre de détonateurs utilisés par mètre courant a été dans ce cas de 8,1 contre 7,4 dans le cas des explosifs ordinaires.

Comme on place un seul détonateur par mine, ce fait indique que l'avancement, dans le cas de l'explosif ordinaire, a été obtenu avec un moins grand nombre de mines.

La longueur moyenne des mines a été un peu plus grande avec les explosifs ordinaire ($355,85 : 234 = 1,52$ contre $325,25 : 224 = 1,45$).

b) Nombre de chariots de terres par cartouche.

Au total, on a eu 1,01 chariot par cartouche lors de l'emploi de la méthode avec vide périphérique et 1,16 chariot par cartouche avec les explosifs ordinaires.

Ces chiffres font apparaître une diminution de puissance, due au vide périphérique, de l'ordre de

$$\frac{1,16 - 1,01}{1,00} = 15 \text{ p. c.}$$

Le nombre de chariots chargés par mètre courant a été le même dans les deux cas (36,8 et 36,7). Ce résultat confirme entièrement celui donné par l'examen de la consommation de cartouches par mètre courant.

Ainsi qu'on peut s'en rendre compte par l'examen détaillé des tableaux 3 et 4 susdits, cette déficience des explosifs utilisés avec vide périphérique n'est pas la somme algébrique de différences, tantôt positives, tantôt négatives, mais existe pour la grande majorité des tours de mines. Seuls 5 tours de mines sur 19, sont en faveur de l'explosif employé avec vide périphérique.

2° Avancement journalier.

Cet avancement a été de 1^m39 lors de l'utilisation d'un vide périphérique autour des cartouches et de 1^m60 lors de l'emploi des cartouches avec fourneaux ordinaires, sans vide appréciable autour d'elles.

On constate donc une différence de $1^{\text{m}}60 - 1^{\text{m}}30 = 0^{\text{m}}21$, soit 15 p. c. en défaveur du vide périphérique.

Ce résultat est corroboré par l'examen comparatif de la durée en minutes d'un mètre de creusement dans les deux cas.

Cette durée a été de 855 minutes avec vide périphérique et de 747 minutes avec fourneaux ordinaires, soit une différence de 108 minute ou $108 : 747 = 14$ p. c. en défaveur du vide périphérique.

Cette différence en défaveur du vide périphérique n'est pas entièrement à retenir. En effet, il y a eu dans ce dernier cas,

une durée plus grande des temps de forage, minage et déblocage, s'élevant à $164 - 138 + 119 - 109 + 262 - 207 = 91$ minutes. Cet excédent est à retenir car il résulte, pour le forage, de la durée plus longue de creusement des trous de mines, d'un diamètre variant de 44 à 50 m/m, contre un diamètre moyen de 36 m/m pour les fourneaux ordinaires; pour le minage, du nombre plus grand de mines à faire exploser (8,1 par mètre courant contre 7,4) et, pour le déblocage, de l'action moins brisante et moins puissante de l'explosif utilisé avec vide périphérique.

Le reste de l'excédent de durée par mètre courant, dans le cas de l'emploi de vides périphériques, soit $108 - 91 = 17$ minutes provient de la somme algébrique suivante :

Havage : $27 - 22 = + 5$;

Chargement : $111 - 99 = + 12$;

Boisage : $69 - 73 = -4$;

Rails, etc. : $31 - 36 = -5$;

Divers : $72 - 63 = + 9$;

Total : $5 + 12 - 4 - 5 + 9 = 17$ minutes.

Ce reste d'excédent de durée n'est pas à retenir car la durée des différentst ravaux ci-dessus désignés est tout à fait indépendante du mode de chargement de mines utilisé.

On ne doit donc tenir compte que des 91/108° de l'excédent de durée de travail de 14 ou 15 p. c. constaté en défaveur du vide périphérique, en ce qui concerne l'avancement journalier. Cet avancement journalier s'avère ainsi inférieur de 12 p. c. dans le cas du vide périphérique.

3° Prix de revient.

Pas plus que dans les essais précédents, nous n'avons envisagé la question du prix de revient dans les présents essais. Son examen ne donnerait aucune indication nouvelle. Le prix de revient en main-d'œuvre est, en effet, uniquement fonction de l'avancement journalier et le prix de revient en explosifs donnerait les mêmes indications que la consommation de cartouches par mètre courant, puisque, dans les deux cas, c'est le même explosif qui a été introduit dans les fourneaux de mines.

La conclusion que l'on peut tirer des essais qui nous occupent est la suivante :

Lorsqu'on laisse un vide autour des cartouches dans les fourneaux de mines, c'est-à-dire lorsqu'on charge des cartouches d'environ 30 m/m de diamètre dans des trous de 44 à 50 m/m de diamètre au lieu d'utiliser à cet effet, des trous ordinaires de 36 m/m de diamètre moyen, on constate une augmentation de consommation d'explosifs de 15 p. c. et une diminution d'avancement journalier de 12 p. c.

La pratique a montré également que le tir laissait des culots de mines sans explosifs plus importants et ce, d'une façon plus fréquente lors de l'emploi des fourneaux de grand diamètre.

B. — Comparaison du tir par mines uniques successives et du tir simultané.

Les essais avaient pour but de comparer au point de vue effet utile de l'explosif et avancement journalier, le tir par mines uniques successives et le tir simultané.

Les terrains étant réguliers dans la passe de galerie où l'on se trouvait et le veiniat directeur étant normalement au milieu de la section et sensiblement suivant une diagonale, dans celle-ci, nous avons fait creuser neuf tours de mines consécutifs avec emploi du tir par mines uniques successives. Les résultats de ces tirs sont consignés au tableau n° 5 ci-joint. L'avancement par tour de mines était de 2^m20 à 2^m50.

Nous avons alors fait creuser sept tours de mines consécutifs, l'avancement étant toujours de 2^m20 à 2^m50 par tour, avec emploi du tir simultané.

Les mines étaient tirées en 2 volées, chaque volée comprenant généralement 3 mines. Les résultats des tirs de ces 7 tours sont consignés dans le tableau n° 7 ci-joint.

Nous nous sommes rapidement aperçus que, pour ces avancements par tour de 2^m20 à 2^m50, les résultats du tir simultané étaient nettement inférieurs à ceux du tir par mines uniques. En outre, on constatait à chaque tour, pour la plupart des mines la production d'un culot sans explosif de 20 à 30 cm. de longueur, dans le cas du tir simultané. Enfin, dans ce

cas, les blocs soulevés par l'explosion étaient très gros et prenaient beaucoup de temps pour leur déblocage.

Nous avons, dans le but de supprimer ces inconvénients, diminué la longueur des fourneaux de mines et réduit à 1^m50 ou 1^m80 l'avancement par tour. Nous avons ainsi fait creuser 6 tours de mines avec tir simultané. Les résultats de ces tours sont notés dans le rapport n° 8 ci-joint.

Nous avons, ce faisant, obtenu un résultat entièrement satisfaisant: les culots de mines disparurent et les blocs se morcellèrent selon leur grosseur normale habituelle. De plus, les résultats de consommation d'explosifs et d'avancement journalier étaient cette fois supérieurs à ceux donnés par le tir à mines uniques à grands avancements; comme des différences existaient dans le mode opératoire suivi (avancements longs pour le tir à mines uniques et avancements réduits pour le tir simultané) nous ne pouvions affirmer que l'amélioration des résultats obtenue par le tir simultané avec avancements réduits était une conséquence de ce mode de tir. Cette amélioration pouvait provenir de la réduction des avancements par tour. Pour éliminer l'incertitude apportée par le facteur avancement, nous avons fait creuser 6 tours avec tirs par mines uniques successives et avancements réduits de 1^m50 à 1^m80 par tour, ce pour permettre une comparaison exacte avec le tir simultané pour ces mêmes avancements réduits.

Les résultats de ces tours sont repris au tableau n° 6 ci-joint. Il sont plus favorables que ceux obtenus avec le même mode de tir et grands avancements, mais moins favorables que ceux donnés par le tir simultané avec avancements réduits.

DISCUSSION DES RESULTATS.

I. — *Comparaison des résultats du tir à mines uniques et du tir simultané pour des avancements par tour de mines de 2^m20 à 2^m50.*

1° Effet utile.

a) Consommation de cartouches par mètre courant.

L'examen comparatif des tableaux n°s 5 et 7 montre que la consommation d'explosifs est plus grande dans le cas du tir simultané. Elle est, en effet, de 20,5 cartouches par mètre

courant dans ce dernier cas, alors qu'elle ne s'élève qu'à 19,1 cartouches par mètre courant dans le cas du tir par mines uniques. L'augmentation provoquée par le tir simultané est ainsi de l'ordre de 7 p. c.

Le nombre de détonateurs utilisés par mètre courant, c'est-à-dire le nombre de mines par mètre courant a été de 2,8 pour le tir à mines uniques et de 2,1 pour le tir simultané. L'avancement a donc été obtenu avec moins de mines dans le cas du tir simultané.

La longueur de mines par mètre courant a été de 6^m05 pour le tir à mines uniques et de 6^m43 pour le tir simultané.

b) Nombre de chariots de terres par cartouche.

Le nombre de chariots de terre obtenu par cartouche a été de 1,47 pour le tir à mines uniques et de 1,35 pour le tir simultané, soit une différence de 8 p. c. en faveur du tir par mines uniques. Ce résultat confirme celui donné par l'examen de la consommation d'explosifs par mètre courant, lequel accusait une diminution de consommation de 7 p. c. en faveur de ce même mode de tir.

2° Avancement journalier.

Cet avancement a été de 2^m27 dans le cas du tir par mines uniques et de 2^m17 dans le cas du tir simultané. On constate donc une différence de $2^m27 - 2^m17 = 0^m10$, soit 4 p. c. en faveur du tir par mines uniques.

Ce résultat est corroboré par l'examen comparatif de la durée en minutes de 1 mètre de creusement dans les deux cas envisagés. Cette durée a été de 527' pour le tir par mines uniques et de 547' pour le tir simultané, soit une différence de 20' ou 4 p. c. en faveur du tir par mines uniques.

Cette différence en faveur du tir à mines uniques n'est pas entièrement à retenir. En effet, il y a eu, dans ce cas, une durée plus grande du temps de minage s'élevant à $41 - 27 = 14$ minutes. Cette durée plus grande provient évidemment de ce que les préparatifs de tir ne sont pas trois fois plus longs pour une volée de trois mines que pour trois mines tirées successivement. L'inspection au grisou, la mise en place des outils, la retraite des ouvriers, etc. sont d'une durée constante, quelque soit le nombre de mines tirées en un coup.

Il y a donc forcément une réduction de la durée de minage dans le cas du tir simultané. Par contre, la durée du temps de déblocage dans ce dernier cas est plus élevée, car les blocs étaient plus gros et demandaient plus de temps pour être morcellés. Ce temps s'est élevé à 155' contre 134' dans le cas du tir à mines uniques, soit une différence de 21' en faveur de ce dernier. Si nous ajoutons algébriquement les deux différences ci-dessus, nous trouvons une différence de $21 - 14 = 7$ minutes en faveur du tir par mines uniques. Le reste de l'excédent de durée de creusement par mètre courant dans le cas du tir simultané, soit $20 - 7 = 13'$ provient de la somme algébrique suivante :

Havage : $75 - 70 = + 5$;

Forage : $73 - 68 = + 5$;

Chargement : $75 - 70 = + 5$;

Boisage : $77 - 74 = + 3$;

Pose rails, etc. : $24 - 32 = - 8$;

Divers : $41 - 38 = + 3$;

Total : $5 + 5 + 5 + 3 - 8 + 3 = 13'$.

Ce reste d'excédent de durée pour le tir simultané n'est pas à retenir car la durée des différents travaux ci-dessus désignés est tout à fait indépendante du mode de tir employé.

On ne doit donc tenir compte que de 7/20^e de l'amélioration de durée de travail de 4 p. c. constatée en faveur du tir par mines uniques, soit 1,5 p. c.

L'avancement journalier est donc dans le cas de tir par mines uniques de 1,5 p. c. supérieur à celui obtenu par tir simultané.

II. — *Comparaison des résultats du tir à mines uniques pour des avancements respectifs de 2^m20/2^m50 et 1^m50/1^m80.*

1 Effet utile.

a) **Consommation de cartouches par mètre courant.**

L'examen des tableaux nos 5 et 6 montre que la consommation d'explosifs est plus grande dans le cas des grands avancements. Elle est, en effet, de 19,1 cartouches par mètre courant dans ce dernier cas, alors qu'elle ne s'élève qu'à 17,3 cartouches par mètre courant dans le cas des avance-

ments réduits. La diminution de consommation obtenue en réduisant les avancements de 2^m20/2^m50 à 1^m50/1^m80 est de 11 p. c.

b) **Nombre de chariots de terres par cartouche.**

Le nombre de chariots de terres obtenu par cartouche a été de 1,47 pour les grands avancements et de 1,65 pour les avancements réduits, soit une différence de 11 p. c. en faveur de ces derniers. Le nombre de chariots chargés par mètre courant ayant été le même dans les deux cas (28,2 et 28,6) ce résultat confirme entièrement celui donné par l'examen précédent de la consommation d'explosifs par mètre courant.

2^e **Avancement journalier.**

Cet avancement a été de 2^m27 dans le cas des grands avancements et de 2^m36 dans le cas des avancements réduits. Il y a donc une différence de $2^m36 - 2^m27 = 0^m09$, soit 4 p. c. en faveur des avancements réduits.

Ce résultat est corroboré par l'examen comparatif de la durée en minutes de 1 mètre de creusement dans les deux cas envisagés. Cette durée a été de 527' pour les grands avancements et de 511' pour les avancements réduits, soit une différence de 16' ou 3 p. c. en faveur de ceux-ci. Cette différence se décompose comme suit :

	Havage	Forage	Minage	Déblocage	Chargé	Boisage	Rails, etc.	Divers	Total
Grands avancements	70	68	41	134	70	74	32	38	527
Avancements réduits	82	60	42	120	72	74	24	37	511
	-12	+8	-1	+14	-2	0	+8	+1	+16

Parmi les éléments qui composent cette différence, les facteurs forage et déblocage sont à prendre en considération; le forage parce que la réduction des avancements a fait réaliser une économie sur la longueur totale forée par mètre courant (5 mètres contre 6^m05) et le déblocage parce que cette même réduction des avancements a permis d'obtenir des blocs plus morcelés et moins gros, nécessitant moins de temps pour leur déblocage. Les autres termes de la différence de durée de creusement de 1 mètre de galerie ne sont pas à retenir, car ils concernent des travaux sur lesquels

Le mode opératoire n'a pas d'influence. Il faut donc retenir, en faveur des avancements réduits, une amélioration de 4 p. c. en ce qui concerne l'avancement journalier.

III. — *Comparaison du tir simultané pour des avancements respectifs de 2^m20/2^m50 et 1^m50/1^m80.*

1° **Effet utile.**

a) **Consommation de cartouches par mètre courant.**

Si nous comparons les tableaux nos 7 et 8, nous voyons que la consommation d'explosifs est plus grande dans le cas des grands avancements. Elle est, en effet, dans ce cas de 20,5 cartouche par mètre courant, alors qu'elle ne s'élève qu'à 16,3 cartouches par mètre courant dans le cas des avancements réduits.

La diminution de consommation obtenue en réduisant les avancements de 2^m20/2^m50 à 1^m50/1^m80 est ainsi de 20 p. c.

b) **Nombre de chariots de terres par cartouche.**

Le nombre de chariots de terre obtenu par cartouche a été de 1,35 dans le cas des grands avancements et de 1,70 pour les avancements réduits, soit une différence de 20 p. c. en faveur de ces derniers.

Le nombre de chariots chargés par mètre courant ayant été le même dans les deux cas (27,6 et 27,8) ce résultat confirme entièrement celui donné par le relevé des consommations d'explosifs par mètre courant.

2° **Avancement journalier.**

Cet avancement a été de 2^m17 dans le cas des grands avancements et de 2^m48 dans le cas des avancements réduits, soit une différence de 0^m31 ou 12 p. c. en faveur des avancements réduits.

Ce résultat est confirmé par l'examen comparatif de la durée de 1 mètre de creusement dans les deux cas.

Cette durée a été de 547' pour les grands avancements et de 482' pour les avancements réduits, soit une différence de 65' ou 12 p. c. en faveur de ces derniers.

Cette différence se décompose comme suit :

	Havage	Forage	Minage	Débloccage	Chargé	Boisage	Divers	Rails, etc.	Total
Grands avancements	75	73	27	155	75	77	41	24	547
Avancements réduits	71	62	23	113	85	64	38	26	482
	+4	+11	+4	+42	-10	+13	+3	-2	+65

Pour les raisons que nous avons signalées dans le précédent paragraphe comportant la comparaison des tirs par mines uniques avec grands avancements et avancements réduits, les facteurs forage et déblocage sont seuls à prendre en considération dans l'estimation de l'amélioration globale de 12 p. c. pour les avancements réduits. La différence apportée par ces deux facteurs, soit 42 + 11 = 53', rapportée à la différence

53

totale de 65', ramène à — de 12 p. c., soit 10 p. c., l'amélio-

65

ration réelle apportée par la réduction des avancements au point de vue de l'avancement journalier.

IV. — *Comparaison du tir par mines uniques et du tir simultané pour des avancements de 1^m50 à 1^m80.*

1° **Effet utile.**

a) **Consommation de cartouches par mètre courant.**

La consommation d'explosifs par mètre courant a été de 16,3 pour le tir simultané et de 17,3 pour le tir à mines uniques, ainsi qu'il ressort de l'examen des tableaux nos 6 et 8. La diminution de consommation en faveur du tir simultané est de l'ordre de 6 p. c.

Le nombre de détonateurs et, par conséquent, le nombre de mines par mètre courant a été sensiblement le même dans les deux cas (3,07 et 3). De même, la longueur totale de mines forées par mètre courant a été approximativement pareille pour les deux séries d'essais (5 mètres et 5^m22).

b) **Nombre de chariots de terres par cartouche.**

Si nous envisageons la quantité de terres abattue par cartouche, nous voyons qu'elle est de 1,65 chariot pour le tir à

mines uniques et de 1,70 pour le tir simultané. Il y a donc une légère différence, de l'ordre de 3 p. c., en faveur du tir simultané. Le nombre de chariots chargés par mètre courant a été sensiblement le même dans les deux cas (28,6 et 27,8).

L'amélioration d'effet utile constatée quand on prend en considération la quantité de terres obtenue par cartouche ne correspond pas exactement à l'amélioration de 6 p. c. de ce même effet utile constaté quand on envisage la consommation proprement dite d'explosif. Cette discordance n'a pu être expliquée et doit être sans doute attribuée au résidu d'imprécision que l'on ne peut malgré tout éliminer complètement des essais effectués au fond dans les conditions du travail pratique de creusement. Néanmoins, c'est la seule discordance que nous ayons relevée au cours des différentes expériences. Son importance n'est du reste que de l'ordre de 3 p. c. et elle ne peut, en rien, infirmer les constatations générales faites et les conclusions qui en découlent.

2° Avancement journalier.

L'avancement journalier a été de 2^m48 pour le tir simultané et de 2^m36 pour le tir par mines uniques. On constate donc une différence de 0^m12, soit 5 p. c. en faveur du tir simultané.

Cette même différence en faveur de ce mode de tir se retrouve si l'on compare la durée du creusement de 1 mètre de galerie dans les deux cas. Cette durée a été de 511' pour le tir par mines uniques et de 482' pour le tir simultané, soit une différence de 29' ou 5 p. c. en faveur de ce dernier mode de tir.

L'économie sur la durée des travaux de minage et de déblocage, les seuls sur lesquels influe le mode de tir utilisé, est de $19 + 7 = 26'$. Les trois minutes restantes de l'économie de temps constatée proviennent de la somme algébrique suivante : $11 - 2 - 13 + 10 - 2 - 1 = + 3'$. Elles ne sont pas dues au changement adopté dans la méthode de tir; par conséquent, il n'y a lieu de retenir que les 26/39^e des 5 p. c. constatés en faveur du tir simultané, soit 4,5 p. c.

V. — Conclusions.

Si l'on compare le tir des mines uniques successives au tir simultané, pour des longueurs de mines variant de 2^m20 à 2^m50, on constate un excédent de consommation d'explosifs de 7 à 8 p. c. et une réduction d'avancement journalier de 1,5 p. c. en ce qui concerne le tir simultané. De plus, il y a production, dans ce mode de tir de culots sans explosifs de 20 à 30 cm. de longueur et les blocs soulevés sont très gros et doivent être morcelés.

Si l'on réduit la longueur des mines à 1^m50/1^m80, on constate dans les deux cas, une amélioration d'effet utile de l'explosif et de l'avancement journalier. Cette amélioration est de l'ordre de 11 p. c. pour l'effet utile et de 4 p. c. pour l'avancement journalier dans le cas du tir par mines uniques. Elle est de l'ordre de 20 p. c. pour l'effet utile et de 10 p. c. pour l'avancement journalier dans le cas du tir simultané.

L'amélioration apportée par la réduction de longueur des mines se fait donc sentir davantage dans le cas du tir simultané que dans le cas du tir par mines uniques. Il en résulte que, si nous comparons, ces deux modes de tir pour des longueurs de mines réduites de 1^m50/1^m80, la différence favorable au tir à mines uniques pour des longueurs de mines de 2^m20/2^m50, change de sens et devient cette fois légèrement favorable au tir simultané. On relève, pour ce mode de tir, une augmentation d'effet utile de 3 à 6 p. c. et d'avancement journalier de 4,5 p. c. De plus, il y a disparition des culots de mines constatés lors du tir simultané avec mines de 2^m20 à 2^m50 de longueur et morcellement convenable des blocs de roche abattus.

B. — a) Comparaison de l'explosif S. G. P. ordinaire et de l'explosif S. P. G. gainé dans le cas d'emploi de tir simultané.

Les essais comparatifs se sont effectués sur une longueur de 11^m70 pour l'explosif gainé et de 12^m20 pour l'explosif ordinaire. Les terrains étaient moyennement durs. Le veinat directeur, dans lequel on pratiquait le havage préalable au tir, était bien réglé en diagonale dans la section de la galerie. Le tir des mines se faisait par volées de deux, trois et parfois quatre mines.

Les tableaux n^{os} 9 et 10 ci-joints donnent les résultats de ces essais.

1^o Effet utile.

a) Consommation de cartouches par mètre courant.

La consommation d'explosif est à peu près la même dans les deux cas. Elle est de 19,7 cartouches par mètre courant pour l'explosif gainé et de 19 cartouches pour l'explosifs sans gainé. La différence est de l'ordre de 3 p. c. seulement en faveur de l'explosif non gainé.

b) Nombre de chariots de terres par cartouche.

Ce nombre est de 1,55 pour l'explosif gainé et de 1,63 pour l'explosif ordinaire. La différence est de l'ordre de 5 p. c. en faveur du non gainé.

Le nombre de chariots chargés par mètre courant a été le même dans les deux cas (30,7 et 31).

2^o Avancement journalier.

Les avancements journaliers sont 2^m05 pour l'ordinaire et 2^m03 pour le gainé. Ils sont donc sensiblement les mêmes à 1 p. c. près.

Le même résultat se retrouve lorsqu'on compare la durée du creusement de 1 mètre de galerie dans les deux cas. Cette durée est, dans chaque cas, de 586'. La différence du temps de forage constatée doit être retenue en faveur du non gainé, dont les fourneaux ont un diamètre un peu inférieur (environ 10^{m/m}) à ceux de l'explosif gainé. Cette différence est très faible; elle est égale à 10' par mètre courant et si on la rapporte au temps total de 586', elle représente un avantage de 1,8 p. c. en faveur du non gainé, ce qui corrobore les constatations faites à propos de l'avancement journalier en mètres.

CONCLUSIONS

Il résulte des considérations précédentes que, lorsqu'on utilise le tir simultané, l'emploi de l'explosif gainé donne à peu près le même résultat que l'explosif ordinaire. On relève une faible diminution d'effet utile, de l'ordre de

3 à 5 p. c. lors de l'emploi d'explosifs gainés et une diminution plus faible encore, de l'ordre de 1 à 2 p. c., de l'avancement journalier dans ce cas.

Quant au prix de revient, il est majoré, dans le cas de l'explosif gainé, du fait de la consommation plus grande et du coût de la gainé. Cette majoration est de l'ordre de fr. 3,25 par mètre courant, ce qui représente moins de 1 p. c. du prix de revient total payé pour le creusement d'un mètre de galerie.

AUTRES ESSAIS.

La galerie d'expérience est arrivée dans la méridienne extrême-couchant où elle devait être poussée avant que tous nos essais n'aient pu être terminés. La cause en est aux nombreux changements d'allure et dérangements dont le veiniat directeur et les terrains voisins ont été atteints au cours du creusement. Pour obtenir des comparaisons qui ne pouvaient prêter à confusion ni à interprétation erronée, nous avons dû évidemment éliminer de nos essais les passes irrégulières et dérangées.

Néanmoins, tous les points les plus importants du programme tracé primitivement ont pu être étudiés : comparaison des explosifs gainés et non gainés pour le tir par mines uniques et pour le tir simultané, comparaison du tir à mines uniques séparées et du tir simultané; étude, pour ce qui concerne le tir par mines uniques, de l'influence de la compression des explosifs pendant le chargement et de l'influence d'un vide laissé autour des cartouches dans le fourneau de mines.

Nous avons dû abandonner l'étude de ces dites influences de la compression et du vide périphérique dans le cas d'emploi du tir simultané. Nous avons toutefois les résultats des essais analogues avec le tir par mines uniques successives et il y a peu de chances que les résultats soient différents avec le tir simultané.

Nous avons dû également laisser de côté l'étude du travail des explosifs lorsqu'on interpose des matières inertes rigides, ou simplement le vide, entre les différentes cartouches d'une même mine.

Il est évident que ce mode d'utilisation des explosifs doit donner, pour des longueurs égales de fourneau et de charge, des résultats moins bons, au point de vue puissance que la méthode ordinaire, car la matière inerte, qui tient la place des cartouches, n'a évidemment aucun effet mécanique direct.

Néanmoins, il est intéressant de l'étudier, au point de vue avancement et consommation, dans le cas d'utilisation de mines très longues ayant à soulever un banc de faible épaisseur (cas de reprise au sol ou « rabassenage » d'une galerie, par exemple).

Pour ces sortes de mines, qui doivent être modérément chargées, l'emploi de la méthode ordinaire oblige à concentrer toute la charge au fond d'un trou profond. Il en résulte souvent la production de pont ou partie de banc non sculevée entre l'orifice du fourneau et le fond de celui-ci, ce qui proscrit généralement l'emploi de ces mines.

Grâce à l'interposition de matières inertes entre les cartouches, on peut répartir la charge sur toute la longueur du fourneau et éviter ainsi la production des ponts susdits.

Au point de vue expérimental, il est aussi intéressant d'étudier la question d'interposition de matières inertes en ce qui concerne l'influence, sur les résultats du tir, de la longueur, de la nature et de la dureté de ces interpositions inertes.

Nous nous proposons donc, dans l'avenir, d'étudier les différents points ci-dessus en prenant comme champ d'expérience le « rabassenage » d'une galerie, lorsque ce travail se présentera de façon à pouvoir être étudié en détail.

RAPPEL GENERAL DES EXPERIENCES ET CONCLUSIONS.

Ainsi qu'il est dit ci-avant, les essais ont eu pour siège une galerie de niveau creusée en ferme au niveau de 845 mètres du siège n° 14 du Charbonnage de Monceau-Fontaine. Le creusement suivait un veiniat dans lequel on pratiquait le havage. Le creusement par minage se faisait dans les terrains voisins du mur et du toit.

Le travail était surveillé par trois agents d'élite qui étaient chargés du minage et de l'enregistrement des résultats obtenus. Le mode d'enregistrement par croquis et chro-

nométrage standardisé était tel qu'il pouvait difficilement laisser place à l'introduction d'une erreur importante.

Les expériences ont porté sur une longueur totale de creusement de 343^m80. Elles se répartissent comme suit :

1° Etude de l'influence de la gaine de sûreté sur la puissance de l'explosif, sa consommation, l'avancement journalier et le prix de revient. Les observations ont été relevées sur une longueur de creusement de 119^m95 en tirant les mines successivement et sur une longueur de creusement de 23^m90 en tirant plusieurs mines à la fois. Le total de creusement relatif à cet essai est de 143^m85.

2° Etude de l'influence sur l'effet utile de l'explosif et sur l'avancement journalier d'une compression modérée des explosifs pendant leur chargement dans les fourneaux de mines : les constatations ont été relevées sur un total de 85 mètres de creusement.

3° Etude de l'influence, sur l'effet utile de l'explosif et sur l'avancement journalier d'un vide laissé autour des cartouches dans les fourneaux de mines : 58^m85 de creusement ont été consacrés à ces essais.

4° Comparaison au point de vue effet utile de l'explosif et avancement journalier, de la méthode de tir par mines uniques successives et du tir simultané : différents essais, sur une longueur total de 56^m10, ont été effectués.

L'explosifs utilisé, au cours de tous les essais, a été l'S. G. P. Flammivore Vbis.

Les différents essais ont permis de tirer les conclusions générales suivantes :

1° Influence de la gaine de sûreté.

La gaine de sûreté n'influe pratiquement pas sur la consommation d'explosifs pour le tir par mines uniques. Tout au plus peut-on retenir, à sa charge, une diminution de l'effet utile de l'explosif, de l'ordre de 1 à 2 p. c., due à la gaine.

L'avancement journalier est également à peu près indépendant de l'explosif utilisé. S.P.G. ordinaire et S.G.P. gainé. On ne peut qu'accuser la gaine, tant dans le mode de tir par mines successives que pour le tir simultané, d'apporter une déficience anodine due aux explosifs, de l'ordre de 1 à 3 p. c.

Cette légère diminution d'avancement journalier s'explique par le fait que les fourneaux destinés à recevoir des explosifs gainés doivent être creusés à plus grand diamètre que ceux dans lesquels on loge l'explosif ordinaire. Leur forage nécessite donc un temps un peu plus large.

Le prix de revient, dans le cas d'emploi de la gaine, est en légère augmentation par rapport au prix de revient relevé par l'explosif ordinaire. Cette faible augmentation est due, pour une part minime, à la diminution d'effet utile et d'avancement journalier dont il est question ci-avant et, pour une part plus importante, au coût de la gaine elle-même.

Elle est de l'ordre de 3 francs par mètre courant, ce qui représente moins de 1 p. c. du prix de revient total payé pour le creusement de 1 mètre de galerie.

Cette faible majoration est largement compensée par l'augmentation de sécurité apportée par la gaine.

2° Influence de la compression des explosifs.

Les résultats des essais ont montré qu'une compression modérée des explosifs dans les fourneaux de mines était favorable à l'effet utile de l'explosif et à l'avancement journalier. L'amélioration constatée en faveur de ce mode de chargement est de l'ordre de 5 à 10 p. c. en ce qui concerne la consommation des explosifs et de l'ordre de 4 p. c. pour ce qui a trait à l'avancement journalier.

Le prix de revient, qui est fonction de l'avancement journalier et de la consommation d'explosifs est évidemment amélioré par la compression des explosifs.

Cette amélioration est de l'ordre de 15 francs par mètre courant, soit environ 3 p. c. en envisageant le prix de revient complet, cadres de boisage et voies ferrées y compris.

3° Influence d'un vide autour des cartouches dans les trous de mines.

Le vide maximum, au-dessus de la génératrice supérieure de la cartouche, était de l'ordre de 14 à 20 m/m.

On a constaté que ce vide diminuait l'effet utile de l'explosif dans la proportion de 15 p. c. et l'avancement journalier dans la proportion de 12 p. c.

Le prix de revient, fonction des facteurs ci-avant, est donc défavorablement influencé par la présence d'un vide autour des cartouches lors du tir. Ce vide provoque une augmentation de 50 francs par mètre courant, soit environ 10 p. c. du prix de revient total.

4° Comparaison du tir par mines uniques et du tir simultané.

L'expérience a montré dans ce cas, que l'influence de la longueur des mines était prépondérante sur les résultats obtenus.

Pour des mines de 2^m20 à 2^m50 de longueur, on constate une infériorité nette du tir simultané par rapport au tir par mines uniques. Il y a, pour le premier, excédent de consommation d'explosifs de 7 à 8 p. c. et réduction d'avancement journalier de 1,5 p. c. De plus, on constate dans ce cas, la production fréquente de culots de mines sans explosifs et les blocs soulevés par l'explosion sont très gros et peu fragmentés.

Lorsqu'on réduit la longueur des mines à 1^m50 ou 1^m80 on constate, tant dans le cas du tir à mines uniques que du tir simultané, une amélioration d'effet utile de l'explosif et de l'avancement journalier.

Cette amélioration est de l'ordre de 11 p. c. pour l'effet utile et de 4 p. c. pour l'avancement journalier dans le cas du tir par mines uniques. Elle est de l'ordre de 20 p. c. pour l'effet utile et de 10 p. c. pour l'avancement journalier dans le cas du tir simultané.

L'amélioration due à la réduction de la longueur des mines croît donc davantage avec le tir simultané qu'avec le tir par mines uniques, à un point tel que les résultats défavorables au tir simultané pour les longues mines de 2^m20 à 2^m50 s'avèrent favorables à ce mode de tir pour des mines de longueur moyenne, de 1^m50 à 1^m80. On relève cette fois, à l'avantage du tir simultané, une augmentation d'effet utile de 3 à 6 p. c. et d'avancement journalier de 4,5 p. c. De plus, il y a disparition des culots de mines signalés et morcellement convenable des blocs abattus.

L'achèvement du travail, qui a mis fin aux essais, ne m'a malheureusement pas permis de poursuivre la comparaison en

utilisant des mines plus courtes encore, de 1 mètre à 1^m30 de longueur.

Transposés sur le plan du prix de revient, les résultats précédents indiquent que, pour des mines de 2^m20/2^m50, le tir simultané produit une augmentation d'environ 4 francs par mètre courant, soit environ 1 p. c. du prix de revient total.

La réduction de la longueur des mines à 1^m50/1^m80 provoque pour le tir par mines uniques, une diminution de 12 francs par mètre courant, soit de l'ordre de 3 p. c. du prix de revient total. Pour le tir simultané, cette diminution est plus sensible et atteint 32 francs par mètre courant, soit environ 8 p. c. du prix de revient total. Ce rythme plus rapide de la diminution de prix de revient par réduction de la longueur des mines, dans le cas du tir simultané amène le dit prix de revient à être, dans ce cas, inférieur de 16 francs, soit environ de 4 p. c., à celui obtenu par le tir à mines uniques.

Avantage de l'emploi d'une surveillance d'élite dans le creusement des galeries.

Le chassage-couchant qui a servi de champ aux essais a été comme il est dit ci-avant, surveillé constamment par trois agents d'élite, ayant une instruction théorique convenable et une bonne connaissance pratique du métier de bouveleur. Ces agents étaient chargés du tir des mines et du chronométrage, poussé dans ses moindres détails, des différents travaux que comporte le creusement d'une galerie.

Un chassage analogue, dans le même veinat directeur et au même niveau, mais orienté vers levant, ayant été creusé précédemment sans chronométrage et avec des boute-feux ordinaires, il nous a paru intéressant de comparer, au point de vue prix de revient, ces deux galeries dans lesquelles les conditions de travail ne différaient que par le choix et la qualité de la surveillance.

J'ai pu recueillir et coordonner des éléments de comparaison sur une passe de 54 mètres de longueur pour le chassage à surveillance ordinaire et sur une passe de 99^m50 pour le chassage à surveillance d'élite.

Le relevé des avancements et de la consommation d'explosifs pour ces deux passes est le suivant :

I. — Surveillance ordinaire :

Avancement total : 54 mètres.

Nombre de postes utilisés : 99.

$$54 \times 3$$

Avancement par poste : $\frac{\quad}{99} = 1^m63.$

$$99$$

Consommation d'explosifs : 2109 cartouches - 310 détonateurs.

Prix de revient en explosif par mètre courant :

$$2109 \times 1,16 + 310 \times 1,07$$

$$\frac{\quad}{54} = 51 \text{ fr. } 45.$$

$$54$$

II. — Surveillance d'élite :

Avancement total : 99^m50.

Nombre de postes utilisés : 149.

$$99,5 \times 3$$

Avancement par poste : $\frac{\quad}{49} = 2 \text{ mètres.}$

$$49$$

Consommation d'explosifs : 2611 cartouches - 411 détonateurs.

Prix de revient en explosifs par mètre courant :

$$2611 \times 1,16 + 411 \times 1,07$$

$$\frac{\quad}{99,50} = 34 \text{ fr. } 86.$$

$$99,50$$

Comparaison du prix de revient par mètre courant.

1. — Explosifs.

Le gain en explosifs réalisé au chassage à surveillance d'élite est, par mètre courant, de 51,45 — 34,86 = 16 fr. 59.

2. — Avancement.

a) Personnel non intéressé à l'avancement :

Avec une surveillance d'élite, on a creusé 1 mètre de galerie

$$1$$

en $\frac{\quad}{1,63} \times 3 = 1,84$ poste de travail.

$$1,63$$

Avec la surveillance ordinaire, on a creusé 1 mètre de galerie

$$1$$

en $\frac{\quad}{2} \times 3 = 1,50$ poste de travail.

$$2$$

La surveillance d'élite fait donc gagner, par mètre courant, 1,84 — 1,50 = 0,34 journée de boute-feux et 0,34 jour-

née de hiercheurs, soit, en comptant le salaire journalier des premiers à 45 francs et celui des seconds à 35 francs : $0,34 (45 + 35) = 27 \text{ fr. } 20$.

b) Personnel intéressé à l'avancement :

On peut, lorsque l'avancement est plus grand, diminuer le prix, par mètre courant conclu avec les ouvriers, tout en conservant à ceux-ci un salaire fixe. Si nous tablons sur un salaire journalier de bouveleur de 60 francs, comme on a, avec la surveillance ordinaire, un avancement journalier de 1^m63, cet avancement coûtera, en envisageant trois postes de travail à raison de deux ouvriers par poste, $3 \times 2 \times 60 = 360 \text{ fr.}$ Le prix du mètre courant s'établit ainsi à $360 : 1,63 = 220 \text{ fr. } 85$.

Dans les mêmes conditions, avec la surveillance d'élite, l'avancement journalier, qui est dans ce cas de 2 mètres, coûtera : $3 \times 2 \times 60 = 360 \text{ francs}$ et le prix du mètre s'établira à $360 : 2 = 180 \text{ francs}$, soit un gain de $220,85 - 180 = 40 \text{ fr. } 85$ réalisé grâce à la surveillance d'élite.

En conclusion, dans le cas qui nous occupe, la surveillance d'élite a pu faire gagner, par mètre courant :

Sur les explosifs	16,59
Sur le personnel non intéressé à l'avancement	27,20
Sur les ouvriers intéressés à l'avancement	40,85
Total par mètre . . . fr.	84,64

L'exemple ci-dessus montre à quel point il peut être intéressant indépendamment de la question d'amélioration de sécurité du travail, d'utiliser une surveillance bien qualifiée, à la hauteur de sa tâche, pour le creusement des galeries. La marge de bénéfice laissée par une telle surveillance permettrait une grande facilité dans son recrutement car on pourrait lui offrir des salaires élevés en maintenant un prix de revient de creusement nettement inférieur à ce qu'il serait en employant une surveillance ordinaire, généralement peu qualifiée. Dans le cas présent, en payant les boute-feux d'élite à 65 francs par jour au lieu de 45 francs, l'augmentation de prix par mètre courant qui en résulterait ne serait que de $20 \times 1,5 = 30 \text{ francs}$. Il y aurait donc encore, par rapport au cas d'emploi de surveillance de qualité inférieure, un bénéfice de $84,64 - 30 = 54 \text{ fr. } 64$ par mètre creusé.

Tableau n° 1. — Explosifs S. G. P. ordinaires, non comprimés.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes							Nombre de wagons de charges	Explosifs consommés		Nombre par cartouche	Avancement en m.		Forage			
	Havage	Forage	Minage	Déblai.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, câbles, planches		Divers	Total		Cartouches	décos	Total	jour-nalier	Nombre forés	Durée en minutes exacte
1	—	210	165	345	105	1:30	115	175	1245	58	11	1	1,45	1,45	17,05	148	8'42"
2	—	175	175	465	160	1:35	110	340	1560	69	12	1,35	1,55	1,26	16,10	145	9'
3	—	200	150	435	115	1:55	100	175	1330	63	10	1,34	1,55	1,45	17,40	160	8'48"
4	—	205	155	365	145	1:10	90	75	1145	55	11	1,17	1,55	1,70	17,05	151	8'54"
5	—	155	120	425	115	1:15	165	120	1215	48	8	1,37	1,40	1,40	11,75	107	9'
6	—	145	105	455	110	2:15	110	90	1230	59	7	1,59	1,55	1,55	11,40	117	10'12"
7	—	110	120	550	185	2:50	60	105	1380	66	8	2,27	1,60	1,44	9,10	72	8'
8	—	195	190	375	85	1:55	50	60	910	44	6	2,44	1,15	1,57	6,30	57	9'
9	—	125	185	490	190	2:45	60	230	1425	69	6	2,15	1,60	1,38	9,30	104	11'12"
10	—	55	45	690	285	2:55	115	160	1615	84	3	4,42	1,60	1,20	5,20	53	10'12"
11	—	130	135	860	300	3:70	80	225	2100	83	9	3,46	2,00	1,20	10,35	109	10'30"
12	—	285	230	465	65	2:35	50	105	1435	67	17	1,04	1,80	1,54	22,75	263	11'30"
13	—	150	125	405	180	1:45	115	90	1210	55	9	2,11	1,35	1,35	9,40	113	11'24"
14	105	120	100	295	100	1:55	75	75	1025	57	7	2,11	1,40	1,68	10,30	87	8'24"
15	140	85	85	540	220	2:35	70	105	1480	72	6	3,6	2,10	1,72	7,25	69	9'36"
16	185	50	45	345	80	85	30	45	865	49	13	3,8	1,50	2,00	5,25	44	8'30"
17	115	75	50	360	185	1:25	75	90	1075	52	4	3,05	1,60	1,92	5,80	57	9'48"
18	125	95	70	350	135	1:85	90	140	1190	63	5	2,73	1,90	1,90	8,60	77	9'
Total	675	2465	2050	8215	2760	3310	1560	2405	23435	1113	142	1,90	28,65	1,54	200,35	1923	9'36"
Par m. ct	23	86	72	287	96	116	55	84	819	39	20,5	—	—	—	7	67	—

Tableau n° 2. — Explosifs S. G. P. comprimés.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes										Explosifs consommés			Avancement en m.		Forage			Longr des mines		Rapport b/a en %	Degré de compression volumétrique en %
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canars, planches	Divers	Total	Nombre de wagonnets chargés	Explosifs consommés		Nombre de chariots par cartouche	Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1m de forage	a) non comprimées	b) comprimées		
											Cartouches	détos										
2	—	140	130	370	110	65	95	190	1100	65	48	9	1,35	1,60	1,80	15,70	122	8'	624	321	51	28
4	—	190	175	400	205	200	80	150	1400	68	56	12	1,21	1,70	1,53	16,60	140	8'24"	728	383	52	27
6	—	195	145	340	180	170	55	115	1200	65	48	10	1,35	1,70	1,70	16,10	155	9'36"	624	338	54	24
8	—	180	135	370	170	195	85	90	1225	65	46	9	1,41	1,75	1,75	15,65	140	9'	598	322	54	24
10	—	145	120	625	150	100	25	75	1240	54	38	8	1,42	1,60	1,60	12,60	111	9'	494	251	51	29
12	—	115	85	355	190	210	165	90	1210	60	29	6	2,06	1,60	1,66	9	85	9'30"	377	213	56	22
14	—	100	85	430	105	195	80	75	1070	63	26	6	2,42	1,50	1,68	7,80	76	9'42"	338	197	58	19
16	—	145	115	435	205	255	65	195	1415	77	31	8	2,48	1,85	1,58	11,20	104	9'18"	403	256	63	12
18	—	140	105	320	95	175	95	75	1005	60	30	7	2	1,50	1,80	10,6	106	10'	390	225	57	20
20	—	85	45	395	185	305	115	90	1220	70	16	3	4,40	1,70	1,70	6,20	75	12'06"	208	156	72	—
22	—	125	135	860	270	355	130	150	2025	95	26	9	3,65	2,20	1,32	9,10	90	9'54"	338	188	55	23
24	—	285	240	660	235	320	105	160	2005	92	55	16	1,67	2,30	1,38	18,95	196	10'18"	715	379	53	26
26	—	65	75	555	140	115	100	30	1080	48	22	5	2,18	1,20	1,44	5,70	64	11'12"	286	163	57	20
28	180	125	75	430	145	165	—	135	1255	62	29	5	2,14	1,95	1,90	9,90	97	9'48"	377	190	50	30
30	190	95	65	330	170	130	90	90	1160	60	22	5	2,73	1,80	1,95	8,60	79	9'12"	286	165	57	20
32	105	100	75	515	75	170	45	110	1195	63	25	5	2,52	1,90	1,90	9,70	87	9'	325	180	55	23
34	75	65	45	405	210	235	135	155	1325	59	16	3	3,69	1,60	1,46	5,40	49	9'04"	208	120	57	20
36	105	60	45	595	150	165	15	90	1165	53	14	3	3,78	1,60	1,60	5,40	48	9'	182	95	52	27
Total	655	2355	1895	8390	2990	3465	1480	2065	23295	1179	577	129	2,04	31,05	1,65	194,20	1824	9'24"	7501	4136	55	23
Par m. ct	21	76	61	271	96	112	48	66	751	38	18,6	4,2	—	—	—	6,27	59	—	—	—	—	—

Tableau n° 3. — Explosifs S. G. P. chargés normalement.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes										Explosifs consommés			Avancement en m.		Forage		
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canars, planches	Divers	Total	Nombre de wagonnets chargés	Explosifs consommés		Nombre de chariots par cartouche	Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1m de forage
											Cartouches	détos						
2	95	160	100	405	100	165	55	75	1155	69	35	7	1,97	2	2	14,60	138	9'24"
4	100	150	95	340	95	215	75	125	1195	57	33	7	1,72	1,70	1,70	13	118	9'06"
6	—	195	125	445	85	155	80	105	1190	49	37	9	1,32	1,40	1,40	13,50	141	10'24"
8	—	200	150	375	150	165	45	105	1190	58	35	11	1,65	1,50	1,50	14,80	148	10'
10	—	205	150	430	140	160	25	90	1200	58	38	10	1,52	1,60	1,60	14,90	167	11'12"
12	—	220	180	375	110	125	80	110	1200	48	47	12	1,02	1,30	1,30	16,55	168	10'12"
14	—	310	235	330	160	45	20	100	1200	48	57	15	0,84	1,25	1,25	21,20	228	10'42"
16	90	330	240	395	160	225	80	150	1610	65	75	16	0,87	1,60	1,20	26,30	258	9'48"
18	110	195	150	345	100	180	30	105	1215	74	50	10	1,48	2,00	2	17,40	158	9'06"
20	105	195	145	325	95	160	85	100	1210	63	51	10	1,23	1,80	1,80	16,60	145	8'42"
22	100	185	130	330	150	150	55	90	1190	71	49	9	1,45	1,90	1,90	15,10	139	9'12"
24	90	150	105	310	200	320	45	105	1325	78	43	8	1,81	2,10	1,93	13,65	143	10'24"
26	—	215	175	325	150	175	70	90	1200	59	48	12	1,23	1,60	1,60	15,90	162	10'12"
28	—	215	190	370	90	165	70	90	1190	62	57	13	1,08	1,70	1,70	19,30	178	9'12"
30	—	305	265	270	90	140	30	90	1190	59	66	18	0,89	1,60	1,60	25,80	245	9'30"
32	—	300	250	260	105	130	40	95	1180	53	63	17	0,84	1,50	1,50	24,30	239	9'54"
34	—	295	210	380	165	185	85	130	1450	82	67	14	1,22	2,20	1,80	25,30	245	9'42"
36	—	255	245	250	85	140	60	140	1175	51	67	17	0,76	1,40	1,40	22,70	206	9'05"
38	—	270	280	230	110	100	110	90	1190	49	74	19	0,66	1,30	1,30	24,95	227	9'
Total	690	4350	3420	6490	3100	2280	1140	1980	23450	1153	992	234	1,16	31,45	30,48	355,85	3453	9'42"
Par m. ct	22	138	109	207	99	73	36	63	747	36,7	31,6	7,4	—	—	1,60	11,33	110	—

Tableau n° 4. — Explosifs S. G. P. chargés avec vide périphérique.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes									Nombre de wagons chargés	Explosifs consommés		Nombre de chariots par cartouche	Avancement en m.		Forage		
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canaux, planches	Divers	Total		Cartouches	détos		Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1m de forage
1	120	165	95	385	95	175	65	95	1195	55	34	7	1,61	1,60	1,60	11,40	117	10'12"
3	105	120	80	390	170	180	20	125	1190	54	28	6	1,92	1,55	1,55	9,50	102	10'42"
5	—	175	120	455	50	85	100	110	1095	38	31	8	1,22	1,10	1,20	10,10	141	14'
7	—	145	105	445	60	285	55	100	1195	57	29	7	2,00	1,40	1,40	9,50	109	11'24"
9	—	115	120	485	120	200	60	100	1200	49	28	8	1,75	1,40	1,40	10,30	97	9'24"
11	—	135	100	280	75	90	25	95	800	31	25	7	1,24	0,90	1,35	8,50	102	12'
13	—	280	180	395	85	105	30	130	1205	44	53	13	0,83	1,20	1,20	18,30	211	11'30"
15	85	385	245	385	100	115	80	125	1520	58	79	18	0,73	1,50	1,20	26,50	316	12'
17	105	280	160	415	225	150	45	120	1500	66	63	11	1,04	1,60	1,28	18,90	230	12'12"
19	95	295	175	405	135	190	25	125	1445	63	59	12	1,06	1,80	1,54	20,40	243	11'54"
21	100	280	180	300	85	130	30	90	1195	64	55	12	1,16	1,80	1,80	19,65	221	11'12"
23	105	155	120	370	110	185	55	75	1175	55	41	8	1,34	1,45	1,45	12,70	130	10'12"
25	—	280	210	470	95	265	50	100	1470	71	71	14	1,00	1,90	1,52	19,40	225	11'36"
27	—	350	195	410	85	185	55	130	1410	57	64	13	0,89	1,50	1,23	20,90	273	13'
29	—	315	255	295	80	120	30	85	1180	53	69	17	0,76	1,40	1,40	24,40	246	10'
31	—	280	225	310	105	120	50	75	1165	43	63	15	0,68	1,20	1,20	19,70	221	11'12"
33	—	245	210	370	105	125	45	100	1200	53	61	14	0,87	1,50	1,50	19,50	210	10'48"
35	—	240	180	335	65	215	10	85	1130	52	63	13	0,82	1,40	1,40	18,90	215	11'18"
37	—	350	305	280	40	100	20	85	1180	44	80	21	0,55	1,20	1,20	26,70	300	11'12"
Total	715	4590	3260	7180	1885	3020	850	1950	23450	1007	996	224	1,01	27,40	26,42	325,25	3709	11'24"
Par m. ct	27	164	119	262	69	111	31	72	855	36,8	36,3	8,1	—	—	1,39	11,87	135	—

Tableau n° 5. — Tir par mines uniques successives, grands avancements.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes									Nombre de wagons chargés	Explosifs consommés		Nombre de chariots par cartouche	Avancement en m.		Forage		
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canaux, planches	Divers	Total		Cartouches	détos		Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1m de forage
1	145	135	90	360	190	105	50	85	1160	56	37	6	1,51	1,90	1,90	11,40	119	10'24"
2	155	145	105	285	115	115	165	85	1170	52	36	7	1,44	1,90	1,90	13,30	130	9'48"
3	155	120	75	330	185	155	70	90	1180	61	33	5	1,84	2,10	2,10	10,50	101	9'36"
4	150	165	90	255	180	170	70	90	1170	63	46	6	1,37	2,30	2,30	14,20	136	9'36"
5	165	180	100	280	115	175	115	90	1200	64	48	7	1,34	2,40	2,40	14,30	138	9'42"
6	170	210	105	280	170	160	50	90	1235	66	51	7	1,30	2,40	2,40	16	156	9'42"
7	160	130	90	275	185	160	60	80	1140	70	43	7	1,62	2,40	2,40	14,80	139	9'18"
8	160	150	90	330	185	165	35	85	1200	73	49	6	1,49	2,50	2,50	14,40	137	9'30"
9	175	155	90	330	175	225	30	90	1270	70	47	6	1,49	2,50	2,50	14,60	137	9'24"
Total	1435	1390	835	2725	1500	1430	645	785	10745	575	390	57	1,47	20,40	2,27	123,50	1193	9'40"
Par m. ct.	70	68	41	134	74	7	32	38	527	28,2	19,1	2,8	—	—	—	6,05	58,4	—

Tableau n° 6. — Tir par mines uniques successives, avancements moyens.

10	140	105	75	200	120	170	50	60	920	49	31	5	1,58	1,70	2,25	8,30	81	9'42"
11	135	100	70	210	135	95	45	60	850	46	30	5	1,53	1,60	2,40	8,30	83	10'
12	115	95	70	160	70	80	25	40	655	42	28	5	1,50	1,50	2,55	7,70	78	10'06"
13	150	110	75	215	130	140	35	75	930	52	28	5	1,85	1,80	2,31	8,50	82	9'36"
14	140	100	75	215	145	160	35	60	930	51	30	6	1,70	1,80	2,31	9,00	87	9'36"
15	145	95	65	210	130	105	55	75	880	49	28	5	1,75	1,70	2,35	8,30	84	10'06"
Total	825	605	430	1210	730	750	245	370	5165	289	175	31	1,65	10,10	2,36	50,10	495	9'48"
Par m. ct.	82	60	42	120	72	74	24	37	511	28,6	17,3	3,07	—	—	—	5	49	—

Tableau n° 7. — Tir simultané, grands avancements.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes									Nombre de wagonnets chargés	Explosifs consommés		Avancement en m.		Forage			
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canaux, planches	Divers	Total		Cartouches	détos	Nombre de chariots par cartouche	Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1 ^m de forage
1	165	160	60	290	165	175	70	90	1175	64	43	6	1,48	2,30	2,30	14,80	146	9'48"
2	150	165	55	330	155	200	45	95	1195	62	47	6	1,32	2,20	2,20	14,20	136	9'36"
3	165	155	65	330	155	185	45	90	1190	64	42	6	1,52	2,20	2,20	14,10	139	9'48"
4	165	165	60	345	160	170	50	90	1205	53	46	6	1,15	2,20	2,20	14,30	144	10'
5	170	175	65	335	200	140	30	85	1200	62	47	6	1,32	2,20	2,20	13,90	144	10'18"
6	160	145	50	385	150	130	70	90	1180	58	46	6	1,26	2,00	2,00	13,70	138	10'06"
7	165	150	60	340	180	135	50	90	1170	57	40	6	1,42	2,10	2,10	12,70	129	10'06"
Totaux	1140	1115	415	2355	1165	1135	360	630	8315	420	311	42	1,35	15,20	2,17	97,70	976	10'
Par m. ct.	75	73	27	155	77	75	24	41	547	27,6	20,5	2,1	—	—	—	6,43	64	—

Tableau n° 8. — Tir simultané, avancements moyens.

8	110	125	50	190	70	145	50	60	800	44	30	6	1,46	1,60	2,40	9,80	94	9'36"
9	110	110	40	190	100	140	30	60	780	47	28	5	1,68	1,70	2,55	8,45	84	10'
10	130	105	40	250	165	185	75	90	1040	57	30	5	1,90	2,00	2,25	9,30	96	10'18"
11	130	85	35	190	105	140	30	65	780	47	24	5	1,95	1,70	2,55	8,70	76	9'
12	140	110	40	200	150	145	40	60	885	50	30	5	1,66	1,80	2,40	9,20	93	10'06"
13	120	105	40	160	75	125	45	55	725	44	28	5	1,57	1,60	2,74	8,90	84	9'24"
Totaux	740	640	245	1180	665	880	270	390	5010	289	170	31	1,76	10,40	2,48	54,35	527	9'42"
Par m. ct.	71	62	23	113	64	85	26	38	482	27,8	16,3	3	—	—	—	5,22	50	—

Tableau n° 9. — Tir simultané, explosifs gainés.

Tours de mines	Durée des travaux en minutes									Nombre de wagonnets chargés	Explosifs consommés		Avancement en m.		Forage			
	Havage	Forage	Minage	Débloc.	Boisage	Chargem. terres	Pose rails, tuyaux, canaux, planches	Divers	Total		Cartouches	détos	Nombre de chariots par cartouche	Total	journalier	Nombre de m. forés	Durée exacte en minutes	Durée en minutes de 1 ^m de forage
1	160	195	60	330	150	180	55	90	1220	69	47	7	1,46	2,25	2,25	15,85	165	10'24"
3	170	180	65	320	155	170	55	75	1190	67	44	7	1,52	2,20	2,20	15,40	158	10'18"
5	200	170	50	415	245	215	65	105	1465	74	48	6	1,54	2,50	2,04	14,70	155	10'30"
7	130	135	50	260	155	145	65	100	1040	48	32	6	1,53	1,60	1,80	10,80	117	10'48"
9	145	150	45	275	140	100	60	70	985	51	31	6	1,64	1,60	1,92	9,40	114	12'06"
11	145	105	40	290	140	105	65	70	960	49	29	5	1,70	1,55	1,99	7,30	88	12'
Totaux	950	935	310	1890	985	915	365	510	6860	359	231	37	1,55	11,70	2,03	73,45	797	10'54"
Par m. ct.	81	80	26	162	84	78	31	44	586	30,7	19,7	3,1	—	—	—	6,28	68	—

Tableau n° 10. — Tir simultané, explosifs ordinaires.

2	165	175	65	315	150	175	75	90	1210	72	45	7	1,60	2,30	2,30	16,70	153	9'06"
4	190	170	70	320	130	120	75	125	1200	67	43	7	1,56	2,20	2,20	14,80	146	9'48"
6	195	140	55	405	270	210	85	120	1480	73	41	6	1,78	2,40	1,96	14,20	127	9'
8	160	130	55	330	180	210	50	90	1205	59	39	6	1,51	1,90	1,90	10,60	105	9'54"
10	180	145	55	255	130	105	50	70	990	52	35	7	1,50	1,60	1,92	11,20	117	10'24"
12	165	95	45	320	145	185	35	75	1065	56	29	5	1,93	1,80	2,02	7,90	81	10'12"
Totaux	1055	855	345	1945	1005	1005	370	570	7150	379	232	38	1,63	12,20	2,05	75,40	729	9'42"
Par m. ct.	87	70	28	159	82	82	30	47	586	31	19	3,1	—	—	—	6,18	60	—

INSTITUT NATIONAL DES MINES
A FRAMERIES-PATURAGES.
RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1931.

ANNEXE 2.

**Note sur le grisoumètre interférentiel
de Zeiss**

PAR

F. VAN OUDENHOVE,

Ingénieur-chimiste

ET

G. NENQUIN,

Chimiste assistant.

Nous avons cherché à établir d'abord les courbes des déviations interférométriques pour des mélanges obtenus à partir de gaz purs, en prenant comme gaz étalon l'air atmosphérique.

Nous avons tracé ainsi une première courbe des mélanges CH_4 -air, à teneurs en CH_4 variant de 0,89 p. c. à 22,33 p. c.

En portant en abscisse les p. c. en CH_4 et en ordonnée les lectures de l'interféromètre, on obtient une courbe qui est presque une droite pour des teneurs en CH_4 de 0 à 17 p. c. environ et semble prendre ensuite une forme parabolique.

Mode opératoire. — Disposant de CH_4 pur à 99 p. c. au moins obtenu du service de M. Coppens par extraction des grisous vierges, nous en prenons une quantité exactement calculée, pour chaque teneur en méthane à obtenir, dans une burette à deux robinets exactement jaugée à 532 centimètres cubes. Nous remplissons ensuite d'air jusqu'à concurrence du volume total de la burette. Après agitation énergique, on passe le gaz dans l'appareil. On ferme

et on attend 5 minutes (1) avant de faire la lecture pour permettre au gaz de s'établir à la pression et à la température du laboratoire.

Le gaz de comparaison étant l'air atmosphérique, il suffit de renouveler celui-ci de temps en temps par aspiration dans la chambre de comparaison.

(1) Le gaz est introduit sous pression dans la chambre. Pour faire une lecture exacte, il faut que ce gaz soit à la pression atmosphérique et à la température de l'air atmosphérique qui remplit la chambre de comparaison.

La déviation interférométrique est une fonction de la « concentration du gaz » et de la température.

Comme il est impossible de ramener le gaz étudié, à la pression normale, par les méthodes habituelles (flacons de niveau) nous avons, après étude, adopté un intervalle « standard » de 5 minutes pour faire les lectures.

Ramener la coïncidence des franges d'interférence des deux bandes spectrales demande en moyenne une minute et peut-être davantage, pour un opérateur non exercé.

Toutes les données interférométriques figurant à notre rapport sont les moyennes des lectures faites par MM. V. O. et N.

Il aurait été difficile d'établir ces « moyennes » endéans la minute.

Nous avons recommencé 3 essais du tableau I (ci-dessous les résultats).

GAZ DE COMPARAISON : AIR ATMOSPHERIQUE.

No	Mélange grisouteux		Déviations interférométriques après							Remarques
	% CH ₄ pur	% air atmos.	1 min.	2 min.	3 min.	4 min.	5 min.	8 min.	10'	
1	8	92	82,5	81,5	81,25	81	81	81	80,5	Lectures faites par N
2	8	92	80,0	79,75	79,5	79,25	79,25	79,0	78,5	Lectures faites par V. O.
3	9,4	90,6	95,0	94,5	94,5	94,25	94,25	94,25	93,5	Lectures moyennes faites par N et V. O.

Les résultats ci-dessus, en accord avec nos prévisions antérieures, indiquent que les déviations interférométriques jouissent d'une stabilité relative entre la quatrième et la sixième minute.

Pour l'obtention de résultats comparables, la cinquième minute semble donc être justifiée.

La décroissance interférométrique constatée à partir de la dixième minute est due à la dilution par l'air ambiant.

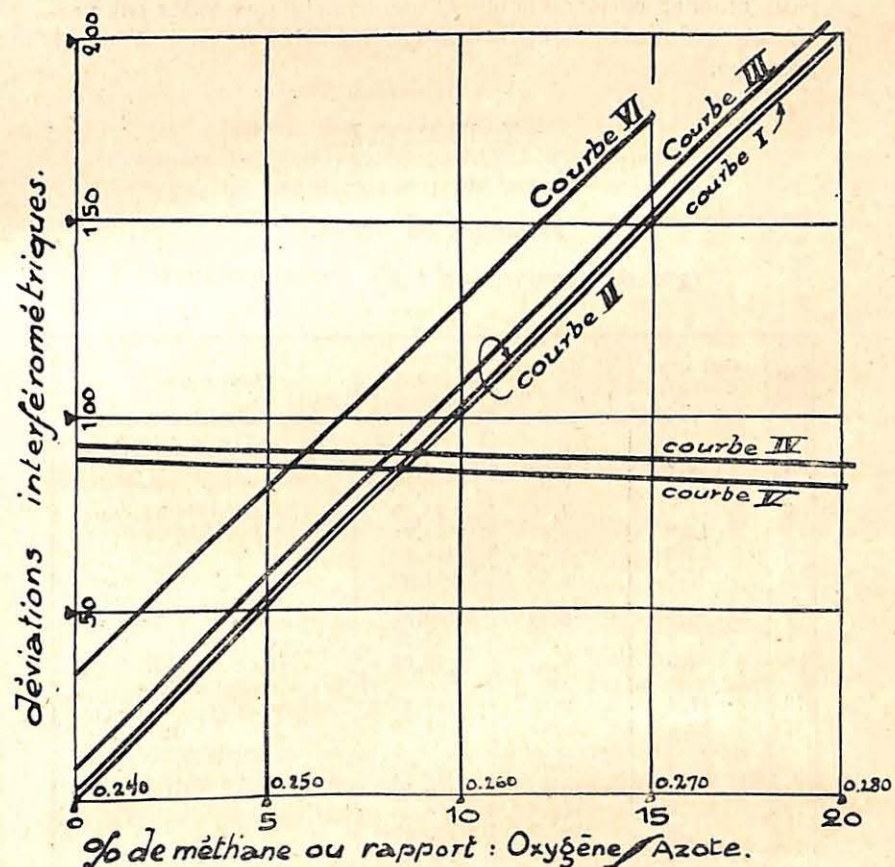


Fig. 28. — La façon dont se comporte l'interféromètre.

L'appareil étant réglé au zéro avec de l'air dans les deux chambres, on constate, après remplissage de la chambre à gaz par le mélange à l'étude, une déviation de l'un des spectres d'interférence par rapport à l'autre.

En modifiant la position d'un compensateur optique au moyen d'une vis graduée actionnant un bras de levier, on ramène les deux spectres exactement en face l'un de l'autre.

Le nombre de graduations dont il faut mouvoir cette vis pour amener cette coïncidence de bandes spectrales est portée en ordonnée; le pourcentage en CH_4 du mélange, en abscisse.

TABLEAU I.

Mélanges de CH_4 -air
(gaz de comparaison : air atmosphérique)

N°	CCM 3 de méthane	% de CH_4 du mélange	Déviat. interféro- métrique	Remarques	
1	4,8	0,89	8,75	Lecture après 5 minutes	
2	10,2	1,90	18,00		
3	14,5	2,70	26,75		
4	19,2	3,57	34,25		
5	25,8	4,80	46,50		
6	32,8	6,10	61,00		
7	33,0	6,14	59,50	Lecture après 12 minutes (piles épuisées) (1)	
8	37,8	7,03	67,25		Lecture après 5 minutes
9	42,9	7,98	75,50		»
10	47,4	8,82	87,25	Lecture après 12 minutes (piles épuisées)	
11	50,5	9,40	91,50		Lecture après 5 minutes
12	52,2	9,71	95,00	» 12 » (piles épuisées)	
13	55,2	10,27	100,50		Lecture après 5 minutes
14	62,6	11,65	114,50	Lecture après 5 minutes	
15	68,6	12,77	126,00		
16	75,2	14,00	139,75		
17	90,0	16,75	166,25		
18	99,6	18,53	183,25		
19	120,0	22,33	242,00		
20	43,0	8,00	80,25		
21	19,8	3,68	37,25		

(1) Les résultats indiqués au tableau I avec la remarque « piles épuisées » ont été obtenus avec la même pile qui était épuisée (voltage tombé à 3 volts). Des différences de 30 points peuvent être enregistrées par l'emploi d'une source lumineuse insuffisante.

Zeiss recommande de ne mettre les lampes en circuit que le minimum de temps compatible avec une lecture exacte, ces piles s'épuisant très rapidement.

Les données du tableau I sont reportées au graphique de la figure 28 où elles forment la courbe I.

TABLEAU II.

Courbe des mélanges grisouteux
à rapport oxygène/azote constant et égal à 0,260
(gaz de comparaison : air atmosphérique)

No essai	CCM 3 de CH_4	% de CH_4	CCM 30 nécessaire pour obtenir 0,260 à 0,260	Dévia. interf.	Remarques
1	5	0,92	6,54	8,5	Lecture après 5 minutes
2	10	1,85	6,43	19,0	
3	25	4,62	6,0	46,5	
4	60	11,09	4,8	111,2	

Cette courbe II (fig. 28) se différencie très peu de la première. Elle est un peu au-dessus et passe presque par l'origine des axes. L'appareil ne semble pas fort sensible aux variations du rapport oxygène/azote des mélanges grisouteux.

Pour contrôler ce fait, nous avons fait une courbe des mélanges grisouteux à rapport oxygène/azote constant et égal à 0,200.

L'azote dont nous nous servons dans nos expériences provient de l'air dont nous avons enlevé l'oxygène par agitation avec du pyrogallol.

TABLEAU III.

Mélange grisouteux à rapport oxygène/azote = 0,200
(gaz de comparaison : air atmosphérique)

No essai	CC de CH_4	% de CH_4	CC d'azote pour O/N = 0,200	Déviat. interf.	Remarques
1	10	1,85	105,7	26	Lecture après 5 minutes
2	40	7,39	99,7	74,75	
3	45	8,31	99,5	90,50	
4	70	12,93	93,6	136,0	
5	100	18,48	87,5	190,0	

Comme on peut le voir sur l'épure, cette courbe III est légèrement décalée au-dessus des courbes obtenues pour oxygène/azote = 0,264 et 0,260.

Il nous est impossible de délimiter des « plages » où, pour une déviation interférométrique donnée, nous pourrions classer le rapport oxygène/azote entre deux limites assez rapprochées.

L'interféromètre n'est pas sensible aux variations des teneurs relatives d'oxygène et azote.

Ses propriétés optiques ne semblent être appropriées qu'au CH_4 à l'exclusion des autres gaz.

Ce grisomètre interférentiel étant un appareil portatif de mine n'est d'ailleurs appelé à indiquer, en ordre principal, que le grisou. Pour contrôler ce manque à déceler les gaz autres que le méthane, nous avons fait une courbe des déviations interférométriques en fonction du rapport O_2/N_2 pour une teneur en CH_4 constante et égale à 9 p. c. et une autre courbe des déviations en fonction de O_2/N_2 pour CH_4 constant et égal à 8,5 p. c.

TABLEAU IV.

Courbe des rapports O_2/N_2 pour $\text{CH}_4 = 9$ p. c.
(gaz de comparaison : air atmosphérique)

N° essai	O_2/N_2	CH_4		Azote C C	Déviat. interf.	Remarques
		C C	o/o			
1	0,240	48,4	9	35,8	93,0	Lecture après 5 minutes
2	0,246	»	»	26,7	92,25	
3	0,252	»	»	17,6	91,25	
4	0,258	»	»	9,0	90,50	
5	0,264	»	»	—	90,0	
6	0,400	»	»	oxyg : 50	77,0	

TABLEAU V.
Courbe des rapports O_2/N_2 pour $\text{CH}_4 = 8,5$ p. c.

N° essai	O_2/N_2	CH_4		Azote ajouté en C C	Déviat. interf.	Remarques
		C C	o/o			
1	0,240	45,7	8,5	36,1	89,0	Lecture après 5 minutes
2	0,246	»	»	27,0	86,0	
3	0,258	»	»	9,3	85,50	
4	0,264	»	»	—	85,00	
5	0,270	»	»	oxyg : 2,4	84,75	

Comme il ressort des tableaux IV et V, les courbes (voir fig. 28) des rapport O_2/N_2 pour $\text{CH}_4 = 9$ et 8,5 p. c., sont des droites à peu près parallèles à l'axe des « x ». De grandes différences dans le rapport O_2/N_2 sont à peine marquées dans la lecture correspondante de l'interféromètre. Nous avons essayé d'augmenter « la sensibilité » de l'appareil pour les rapports O_2/N_2 en prenant comme gaz de comparaison non pas l'air atmosphérique, mais de l'oxygène.

Ci-dessous les résultats :

TABLEAU VI.
Gaz de comparaison : Oxygène.

Essai no	O_2/N_2	CH_4		Azote ajouté en C C	Déviat. interf.	Remarques
		C C	o/o			
1	0,240	48,4	9 o/o	35,8	211	Lecture après 5 minutes
2	0,246	»	»	26,7	204	
3	0,252	»	»	17,6	202	
4	0,264	»	»	—	200	

Comme on le voit, la courbe serait encore une droite presque parallèle à l'axe des « x ». Pour ne pas compliquer le graphique de la figure 28, on n'y a pas porté cette droite. Pour de grandes différences en O_2/N_2 , on n'enregistre que de faibles variations dans les lectures interférométriques.

Nous avons pris ensuite comme gaz de comparaison, un mélange grisouteux à peu près semblable à ceux faits pour les tirs à la galerie de Pâturages.

Ci-dessous les résultats :

TABLEAU VII.

Gaz de comparaison : mélange grisouteux.

Essai n°	O ₂ N ₂	CH ⁴		Azote ajouté en C C	Déviat. interf.	Remarques
		C C	o/o.			
1	0,240	48,7	8,5	36,9	28,5	} Lecture après 5 minutes
2	0,258	»	»	9,2	19,5	
3	0,2705	»	»	oxygène 2,5	19,25	

Ici également, les variations des déviations interférométriques sont très petites pour des accroissements notables dans le rapport O²/N² et la courbe est encore presque parallèle à l'axe des x. Pour ne pas compliquer le graphique de la figure 28, et vu le peu d'intérêt de cette courbe, nous ne l'avons pas figurée.

Le CO² ne donne lieu à aucune déviation en comparaison avec l'air atmosphérique. L'azote a été employé aussi, sans succès d'ailleurs, comme gaz de comparaison.

Nous sommes donc amenés à conclure que le grisoumètre interférentiel que nous avons examiné convient pour l'appréciation des teneurs en CH⁴, à l'exclusion des autres gaz présents.

Les variations relatives dans la teneur des gaz présents autres que le CH⁴, ne semblent pas influencer beaucoup la lecture pour le CH⁴.

En vue de la simplification des analyses de gaz, nous avons étudié la courbe des variations des déviations interférométriques pour les mélanges binaires de méthane et d'azote.

TABLEAU VIII.
Courbe des mélanges CH⁴ - N²

Essai n°	CH ⁴		Déviat. interf.	Remarques
	C C	o/o		
1	10	1,85	50,0	} lecture après 5 minutes
2	20	3,70	67,0	
3	30	5,54	84,5	
4	40	7,39	102,0	
5	50	9,24	119,5	
6	60	11,09	136,0	
7	70	12,93	153,5	
8	100	18,48	202,0	

En reportant ces données à notre graphique, on obtient la courbe VI qui est sensiblement une droite à peu près parallèle à la bissectrice de l'angle des axes.

Après absorption du CO² et de l'O² par leurs réactifs respectifs, cet appareil pourrait donc servir à caractériser la teneur en CH⁴ d'un gaz, sans devoir opérer de combustion; ceci permettrait de réduire le temps nécessaire à l'analyse complète sans nuire à l'exactitude.

INSTITUT NATIONAL DES MINES
A FRAMERIES-PATURAGES.
RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1931.

ANNEXE 3.

**La sécurité des empilages de lamelles
vis-à-vis des flammes d'hydrogène**

**Les gaz dégagés
par les batteries d'accumulateurs**

NOTES

DE

J. FRUPIAT,

Ingénieur au Corps des Mines.
Attaché à l'Institut National des Mines.

I.

Cette recherche a été entreprise en vue de l'application des empilages de lamelles aux coffrets d'accumulateurs entrant dans l'équipement de locomotives électriques pour mines grisouteuses.

On sait que tous les accumulateurs, d'une manière générale, sont, à certaines périodes de leur fonctionnement, le siège de dégagements gazeux constitués en ordre principal d'hydrogène et d'oxygène. L'importance de ces dégagements varie évidemment avec la nature de l'électrolyte et avec celle des plaques et, pour un même type d'appareil, elle est fonction notamment de l'intensité du courant de charge et de la capacité d'absorption des plaques.

La mesure des volumes de gaz libérés a fait l'objet de recherches dont les résultats sont généralement peu connus.

M. Delmas, directeur-adjoint de la Station Française de Montluçon, au cours d'une des conférences éducatives organisées en mai 1931 par le Comité Central des Houillères de France (stages d'instruction pour ingénieurs), a donné à ce sujet des renseignements que nous résumons dans les lignes qui vont suivre :

1° Dans un accumulateur au plomb (type Ironclad) le dégagement d'hydrogène et d'oxygène vers la fin de la charge est de 83 centimètres cubes environ par ampère-heure de capacité.

Après la charge, il subsiste un très faible dégagement provenant de la libération de gaz occlus et de certaines réactions parasites.

2° Dans un accumulateur alcalin (cadmium-nickel ou fer-nickel), les opérations de chargement libèrent 345 centimètres cubes de mélange tonant (hydrogène + oxygène) par ampère-heure de capacité.

Après la charge, le volume des gaz mis en liberté, très réduit dans l'accumulateur cadmium-nickel, atteint au contraire une valeur importante dans le type au fer-nickel.

A titre d'exemple, une batterie fer-nickel de 20 K. W. H. est capable de dégager 72 litres d'hydrogène pendant la première heure qui suit la charge et 36 litres pendant la seconde.

Il est à noter que ce dégagement cesse dès que l'appareil est mis en décharge.

En résumé, tous les accumulateurs sont susceptibles de rendre inflammable l'atmosphère dans laquelle ils sont confinés.

Il est à noter, d'autre part, que les causes d'inflammation ne manquent pas à l'intérieur même des coffrets car on doit toujours envisager des éventualités telles que le desserrage de connexions par suite de trépidations, ou la mise en contact de conducteurs se trouvant à des potentiels différents.

Les considérations qui précèdent montrent donc que les coffrets d'accumulateurs doivent répondre à des conditions d'établissement au moins aussi sévères que celles réglant la construction des appareils électriques d'autres genres appelés à fonctionner dans une atmosphère grisouteuse.

Pour les seconds, le danger d'une explosion interne réside dans la présence d'un mélange inflammable, résultant d'une infiltration de l'atmosphère ambiante. Pour les premiers, ce risque est augmenté par les dégagements dont les accumulateurs eux-mêmes sont le siège.

En outre, les propriétés explosives des mélanges d'air et d'hydrogène compliquent les moyens à mettre en œuvre pour garantir la sécurité des coffrets d'accumulateurs dans le cas d'une inflammation interne.

La vitesse de propagation de la flamme ou vitesse de réaction dans un mélange d'air et d'hydrogène (30 p. c. d'hydrogène) est de 3^m30 par seconde. A titre de comparaison, cette vitesse n'est que de 0^m42 dans un mélange de 90 volumes d'air et de 10 volumes de méthane.

Comme l'action refroidissante des parois a d'autant moins d'influence que la vitesse de propagation de la flamme est plus grande, il est évident que les efforts exercés sur les parois d'une enceinte renfermant un mélange gazeux en combustion augmentent avec cette vitesse.

Il en est de même de l'aptitude des flammes à traverser les fissures et les joints d'assemblage.

Ces déductions ont été pleinement confirmées par nos premières expériences sur des coffrets d'accumulateurs.

Les deux premiers appareils présentés subirent avec succès les essais prescrits en atmosphère grisouteuse, mais ils se montrèrent inefficaces vis-à-vis des explosions internes d'air et d'hydrogène.

L'un était du type hermétique et le second du type ventilé avec empilages réglementaires (lamelles de 50 millimètres, écartement de 0,5 millimètre).

Le premier était fermé par un couvercle s'assemblant suivant un joint plat de 50 millimètres; il ne devint étanche aux flammes d'hydrogène que lorsque tous les joints rivés le long des arêtes furent minutieusement obturés à l'aide de la soudure autogène.

La mise au point du second coffret n'est pas encore terminée.

En présence des résultats défavorables que nous avons obtenus, le constructeur, voulant conserver les empi-

lages, nous a demandé de rechercher l'écartement maximum à ménager entre les lamelles d'un empilage qui fût apte cependant à empêcher la propagation d'une flamme émise par l'explosion d'un mélange d'air et d'hydrogène.

Ce sont ces expériences que nous nous proposons de rapporter dans les lignes qui vont suivre.

MODE OPERATOIRE

L'appareil utilisé (voir fig. 29) consiste en une cuve cylindrique A en tôle soudée, fermée par un couvercle B. Ce couvercle est fixé par des boulons à une bride dressée sur 30 millimètres de largeur.

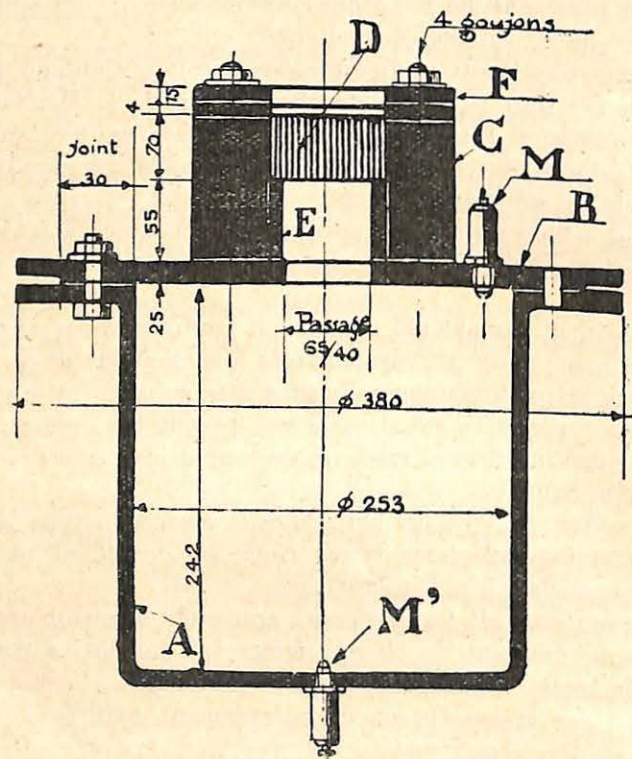


Fig. 29.

Il est percé d'une ouverture rectangulaire donnant accès à un cadre en métal coulé C maintenu par des goujons et

dans lequel on peut introduire par la tranche une pile D de lamelles de bronze.

Un second encadrement de dimensions plus petites E et une plaque F percée d'une ouverture rectangulaire se plaçant l'un en dessous et l'autre au-dessus de l'empilage empêchent tout déplacement dans le sens vertical.

Les lamelles sont maintenues à l'écartement voulu par des pièces intercalaires du même métal.

Les unes et les autres sont découpées suivant les longs

Lamelle.

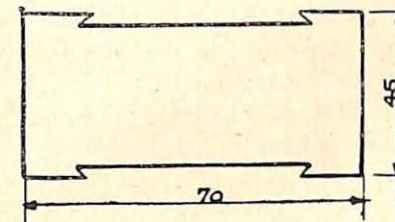


Fig. 30.

Intercalaire.

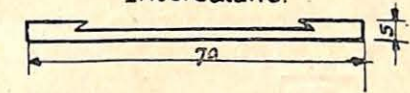


Fig. 31.

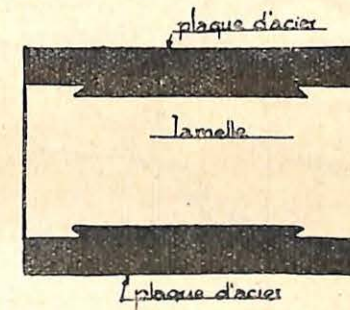


Fig. 32.

côtés, en forme de queue d'aronde comme il est indiqué aux figures 30 et 31.

Chaque empilage est donc constitué par des lamelles et des intercalaires superposées, les premières alternant avec les secondes. Les unes et les autres sont enfilées dans deux plaques d'acier formant tenon comme il est indiqué à la figure 32.

Dans les différents empilages que nous avons étudiés, la distance que la flamme devait parcourir pour atteindre l'atmosphère ambiante était donc invariablement de 70 millimètres.

L'écartement des lamelles variait de 0,1 à 0,5 millimètre.

Quant à l'épaisseur, nous avons utilisé au début des lamelles de 0,7 millimètre, mais nous avons constaté de suite qu'elles fléchissaient sous le choc de l'explosion.

Afin d'assurer la constance de la largeur des joints, nous les avons employées dans la suite en les juxtaposant jointivement deux par deux, puis nous les avons remplacées par des lamelles de 1,5 millimètre.

La largeur de chacun des joints, c'est-à-dire la distance restée libre entre les intercalaires séparant chaque lamelle de la suivante était constamment de 35 millimètres.

L'allumage du mélange interne d'air et d'hydrogène était provoqué par l'une ou l'autre des bougies indiquées en M et en M' à la figure 29.

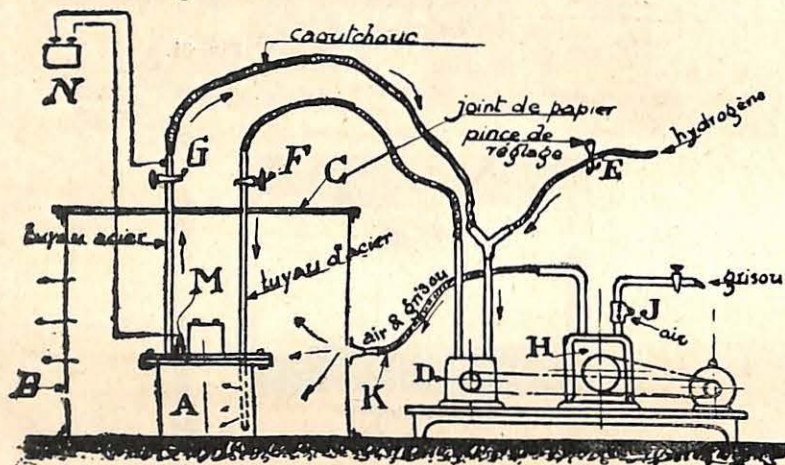


Fig. 33. — Disposition des appareils (1^{re} disposition).

Au cours des premiers essais, la disposition des appareils était celle indiquée à la figure 33.

La cuve cylindrique A surmontée de l'empilage était placée verticalement dans un cylindre en tôle B sans fond, reposant sur le sol et fermé vers le haut par une feuille de papier C.

Un surpresseur volumogène D aspirait d'abord par un tube E en caoutchouc, une quantité déterminée d'hydrogène emmagasiné dans un gazomètre de laboratoire (non représenté) et la refoulait par le tuyau perforé F dans la cuve où elle se mélangeait à l'air.

La circulation du mélange par les conduites F et G et le surpresseur assurait en une minute environ sa parfaite homogénéité.

Un second surpresseur H aspirait du grisou venant, par le tuyau I, du gazomètre de 120 mètres cubes de la Station, ainsi qu'une certaine quantité d'air pénétrant par une série de perforations pratiquées en J dans le tuyau d'arrivée.

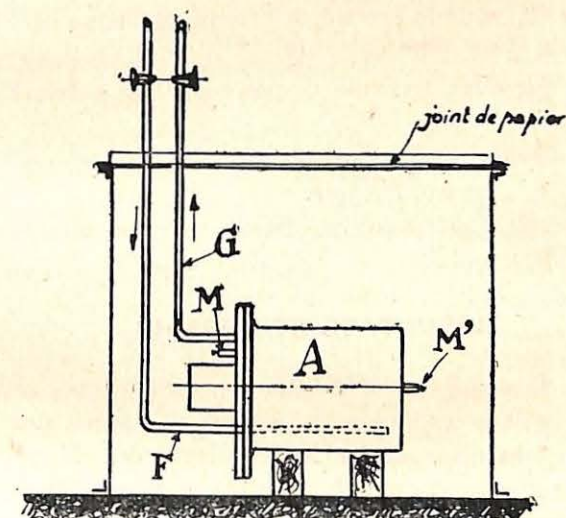


Fig. 34. — Disposition des appareils (2^{me} disposition).

Le même surpresseur refoulait par le tuyau K le mélange ainsi formé. L'inflammation était réalisée à l'aide de la bougie M et d'une bobine d'induction N.

Lorsque nous avons utilisé la deuxième bougie, nous avons disposé les appareils comme il est indiqué à la figure 34. La cuve a été placée horizontalement dans une caisse carrée en tôle, fermée vers le haut par une feuille de papier, mais le mode d'introduction des gaz est resté le même.

Un essai comportait les opérations suivantes :

1° Introduction du mélange grisouteux par le surpresseur pendant un temps suffisant pour assurer le remplissage complet du cylindre ou de la caisse en tôle.

2° Introduction de la quantité voulue d'hydrogène et brassage du mélange. La mesure de la hauteur dont descendait la cloche du gazomètre permettait d'apprécier la quantité introduite. Le brassage durait une minute.

3° Arrêt des deux surpresseurs, fermeture du robinet à grisou et prélèvement simultané du mélange d'air et d'hydrogène et de l'air grisouteux.

La prise d'échantillon se faisait, pour le premier, au tube d'acier G dont on déconnectait momentanément le tuyau de caoutchouc et, pour le second, à proximité même de l'empilage à l'aide d'un tube de verre.

4° Fermeture des robinets disposés sur les tubes F et G et inflammation.

5° Introduction du mélange grisouteux et nettoyage de la cuve par une chasse d'air pur.

L'analyse des mélanges se faisait par la méthode des limites d'inflammabilité.

RESULTATS DES ESSAIS

Nous avons procédé à 243 expériences dont les résultats sont reportés dans les tableaux figurant aux pages suivantes.

Nous n'avons pas retenu les résultats des 41 premiers essais. Ceux-ci appartiennent, en effet, à la période de mise au point pendant laquelle nous avons constaté notamment que les lamelles de 0,7 millimètre employées individuellement fléchissaient sous le choc de l'explosion.

Nos essais sont répartis en trois séries comprenant respectivement :

1° Les essais avec grisou naturel tel qu'il provient de notre captage, le point d'inflammation étant invariablement situé près de l'empilage.

2° Les essais avec le même grisou, mais au cours desquels on a fait varier la position du point d'inflammation.

3° Les essais avec du grisou naturel vivifié par une addition d'oxygène et avec diverses positions du point d'inflammation.

La valeur du rapport $\frac{\text{oxygène O}}{\text{azote N}}$ — figure en tête de chaque tableau.

PREMIERE SERIE D'ESSAIS

Le mélange ambiant est réalisé avec le grisou naturel tel qu'il est fourni par notre captage. Le point d'inflammation est situé à proximité de l'empilage.

Empilage de 0,4 mm.

Lamelles de 0,7 m/m d'épaisseur juxtaposées deux par deux, chaque paire étant séparée de la voisine par des pièces intercalaires de 0,4 m/m : 36 joints.

No de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Résultats :	
			○ non transmission	× transmission
41	8,75	29,80	○	
42	7,50	28,60	○	
43	7,25	29,80	○	
44	8,50	22,—	○	
45	9,—	27,—	○	
46	11,25	28,50	○	
47	11,—	29,80	○	
48	8,75	29,80	○	
49	9,—	28,50	○	
50	9,—	28,50	○	
51	7,50	32,80	○	
52	8,75	35,80	○	
53	8,50	29,20	○	
54	8,75	29,80	○	
55	8,75	35,80	○	
56	11,—	35,80	○	
57	10,—	31,30	○	
58	9,50	32,80	○	
59	9,75	32,80	○	
60	9,75	32,80	○	
61	9,75	32,80	○	

Empilage de 0,5 mm.

Lamelles de 0,7 m/m d'épaisseur juxtaposées deux par deux, chaque paire étant séparée de la voisine par des pièces intercalaires de 0,5 m/m : 34 joints.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Résultats :	
			○ non transmission	× transmission
65	12,—	24,60		×
66	11,50	27,30		×
67	8,75	28,60	○	
68	8,75	49,50	○	
69	10,50	75,30	○	
70	10,50	70,—	○	

Empilage de 0,5 mm.

Lamelles de 1,5 m/m, séparées par des intercalaires de 0,5 m/m : 32 joints.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Résultats :
71	7,75	23,10	○
72	8,75	26,30	×
73	9,—	20,30	×
74	9,—	11,50	○
75	9,25	12,—	×
76	8,75	12,80	×
77	10,75	15,80	×
78	10,50	17,20	×
79	10,75	15,80	×
80	10,75	16,50	×
81	11,—	18,50	×
82	8,75	21,20	×
83	8,50	14,30	○
84	8,50	20,—	×
85	8,50	15,40	○
86	8,50	23,60	○

SECONDE SERIE D'ESSAIS

Le mélange ambiant est réalisé avec le grisou naturel tel qu'il est fourni par notre captage. Le point d'inflammation est situé tantôt à proximité de l'empilage, tantôt au fond de l'appareil.

Empilage de 0,2 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur, séparées par des intercalaires de 0,2 m/m : 37 joints.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
144	8,75	34,45	○	—
145	9,—	31,40	○	—
146	8,75	31,40	—	○

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
147	9,—	34,45	—	○
148	8,50	30,—	—	○
149	9,25	24,40	—	○
150	9,25	28,60	○	—
151	10,50	30,—	○	—

Empilage de 0,3 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur, séparées par des intercalaires de 0,3 m/m : 34 joints.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation
131	8,25	31,40	—
132	8,—	37,50	—
133	8,—	28,60	—
134	8,—	34,40	—
135	9,25	31,40	—
136	8,25	74,80	○
137	9,—	31,40	○
138	9,—	23,10	○
139	8,50	31,40	○
140	8,25	34,40	○
141	9,—	64,40	○
142	8,—	34,40	○
143	8,50	37,40	○

Empilage de 0,4 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur, séparées par des intercalaires de 0,4 m/m : 33 joints.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation
108	7,75	42,10	○
109	7,50	40,5	—
110	7,50	39,—	—
111	7,25	32,90	—
112	7,50	34,40	○
113	7,25	30,70	○
114	7,—	30,—	—
115	7,75	26,50	—
116	7,25	23,—	—
117	7,50	20,50	—
118	8,50	18,20	—
119	8,75	40,60	—
120	9,—	34,40	—
121	8,75	37,40	○
122	8,75	34,40	○
123	9,—	27,20	—
124	9,25	27,20	○
125	9,—	18,20	×
126	8,75	15,—	×

No de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
127	9, —	16,60	—	○
128	9,50	13,40	○	—
129	9,25	20,30	—	○
130	8,75	21,60	×	—

Empilage de 0,5 mm.

Lamelles de 1,5 m/m, séparées par des intercalaires de 0,5 m/m : 32 joints.

87	9,50	31,40	×	—
88	8,75	54, —	○	—
89	8,75	34,50	×	—
90	8,75	37,50	×	—
91	9,25	40,60	○	—
92	7,75	54, —	○	—
93	8,75	54, —	○	—
94	9, —	36,90	×	—
95	8,75	19,20	○	—
96	8,25	18,20	○	—
97	8,25	19, —	○	—
98	8,75	17,50	○	—
99	10,75	43,60	○	—
100	10,50	40,60	—	—
101	11, —	25,80	—	×
102	9, —	22,10	—	○
103	9,50	22,10	—	×
104	9, —	16,60	○	—
105	9,75	37,50	×	—
106	11,50	37,50	×	—
107	10,75	43,60	×	—

TROISIEME SERIE D'ESSAIS

Le mélange ambiant est réalisé avec du grisou naturel vivifié par une addition d'oxygène pour compenser l'apport d'azote. Le point d'inflammation est situé tantôt à proximité de l'empilage, tantôt au fond de l'appareil.

Empilage de 0,2 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur séparées par des intercalaires de 0,2 m/m : 37 joints. — Rapport O²/N² = 0,256.

152	9, —	34,45	○	—
153	8,75	31,40	○	—
154	9,25	31,40	—	○
155	8,25	32,10	—	○
156	9,75	34,45	—	○

No de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
157	9, —	34,45	—	○
158	9, —	34,45	—	○
159	9,50	31,40	○	—
160	7,75	33,40	○	—
161	8,50	31,40	○	—
162	10,25	31,40	○	—
163	7,25	37,50	○	—
164	7,25	33, —	○	—
165	7,25	31,40	—	○
166	6,75	37,50	—	○
167	6,50	34,40	—	○
168	6,25	31,40	—	○
169	8,25	33, —	—	○
170	8,50	34,40	—	○

Empilage de 0,2 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur séparées par des intercalaires de 0,2 m/m : 36 joints. — Rapport O/N = 0,265.

227	8, —	30, —	○	—
228	8, —	31,40	—	○
229	8,25	31,40	—	○
230	8, —	30, —	—	○
231	8,25	32,40	—	○
232	8, —	32,40	○	—
233	8,25	31,40	○	—
234	8,25	30, —	○	—

Empilage de 0,2 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur juxtaposées, deux par deux, chaque paire étant séparée de la voisine par des pièces intercalaires de 0,2 m/m : 20 joints. — Rapport O/N = 0,258.

193	7,50	37,50	—	○
194	8,25	30, —	—	○
195	7,75	30, —	—	○
196	8, —	31,40	—	○
197	8,75	27,20	—	○
198	8,50	25,80	—	○
199	8,25	25,80	○	—
200	8,50	28,80	○	—
201	8,75	25,80	○	—
202	8,50	24,40	○	—
203	9,25	34,40	○	—
204	9,00	31,40	○	—

Empilage de 0,2 mm.

Lamelles de 1,5 m/m d'épaisseur, séparées par des intercalaires de 0,2 m/m : 19 joints.

Rapport O/N = 0,265.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
235	9,25	34,40	○	—
236	9,25	27,20	○	—
237	9,25	30,—	○	—
238	9,25	30,—	—	○
239	8,75	43,60	—	○
240	8,75	37,40	—	○
241	8,25	27,20	—	○
242	9,—	32,40	—	○
243	8,75	30,—	—	○

Empilage de 0,25 mm.

Lamelles de 1,5 m/m séparées par des intercalaires de 0,25 m/m.

36 joints. — Rapport O/N = 0,258.

171	8,—	31,40	—	○
172	8,75	30,—	—	○
173	9,—	31,40	—	○
174	8,75	37,50	—	○
175	9,25	34,40	—	○
176	10,—	34,40	—	○
177	10,—	34,40	—	○
178	9,75	31,40	—	○
179	8,75	30,—	—	○
180	8,50	31,40	—	○
181	8,50	31,40	—	○
182	8,75	30,—	—	○
183	8,75	27,—	—	○
184	9,50	30,—	—	○
185	8,50	30,—	—	○
186	8,75	40,60	—	○
187	8,25	40,60	—	○
188	9,50	40,60	—	○
189	9,75	31,40	—	○
190	9,50	33,—	—	○
191	9,25	33,—	—	○
192	9,—	25,80	—	○

Empilage de 0,25 mm.

Lamelles de 1,5 m/m séparées par des intercalaires de 0,25 m/m.
35 joints. — Rapport O/N = 0,260.

N° de l'essai	Teneur en grisou	Teneur en hydrogène	Position du point d'inflammation	
			Près de l'empilage	Au fond de l'appareil
205	9,25	31,40	○	—
206	8,75	30,—	○	—
207	8,75	30,—	○	—
208	8,75	38,60	—	○
209	8,50	38,60	—	○
210	9,—	31,40	—	○
211	9,—	25,80	—	○
212	9,—	25,80	—	○
213	8,75	31,40	—	○
214	8,50	31,40	—	○
215	8,50	31,40	—	○
216	9,—	38,60	—	○

Empilage de 0,25 mm.

Lamelles de 1,5 m/m juxtaposées deux par deux, chaque paire étant séparée de la voisine par des pièces intercalaires de 0,25 m/m : 19 joints. — Rapport O/N = 0,258.

217	9,—	31,40	—	○
218	9,—	25,80	—	○
219	9,—	28,60	—	○
220	9,—	37,40	—	○
221	9,25	31,40	—	○
222	8,75	30,—	—	○
223	9,—	30,—	○	—
224	9,—	34,40	○	—
225	9,50	31,40	○	—
226	9,—	31,40	○	—

RESUME ET CONCLUSIONS**Première série d'essais :**

Les mélanges grisouteux mis en œuvre au cours des essais de la première série ont été réalisés avec le grisou naturel tel qu'il provient de notre captage. Comme ce grisou renferme de l'azote, il en résulte que les mélanges sont donc appauvris en oxygène et un peu moins inflammables que ceux composés d'air et de méthane pur.

Les résultats des essais de la première série montrent qu'un empilage de lamelles écartées de 0,4 millimètre empêche une flamme d'hydrogène de se propager à de tels mélanges.

Cette constatation n'a pas été cependant confirmée par les résultats des essais numéros 108 à 130 de la seconde série se rapportant également à un empilage de 0,4 millimètre. Les essais numéros 41 à 61 ont été réalisés avec des lamelles de 0,7 millimètre juxtaposées deux par deux.

Nous supposons que les constatations qui s'y rapportent ont été faussées par la flexibilité des lamelles, celle-ci ayant eu pour effet de diminuer leur écartement.

Lorsque l'écartement est porté à 0,5 millimètre, il y a presque toujours transmission de la flamme à travers l'empilage.

Il est à noter que pour ces essais, le point d'allumage du mélange interne se trouvait à proximité de l'empilage.

Deuxième série :

Les mélanges grisouteux utilisés pour les expériences de la seconde série ont été réalisés comme il est indiqué à propos de la première série.

Au contraire, la position du point d'allumage du mélange d'air et d'hydrogène a varié. Nous avons donc utilisé soit la bougie placée dans le couvercle, soit celle placée dans le fond de l'appareil.

Dans le premier cas, l'inflammation était déclenchée à proximité même de l'empilage, dans le second cas à 320 millimètres environ.

L'empilage de 0,2 millimètre arrête dans les deux cas les flammes d'hydrogène.

Celui de 0,3 millimètre arrête la flamme lorsqu'on utilise la bougie voisine de l'empilage mais laisse passer la flamme lorsqu'on provoque l'inflammation près du fond de l'appareil.

Pour des écartements des lamelles de 0,4 et 0,5 millimètre nous avons enregistré des inflammations du mélange grisouteux quelle que soit la position du point d'allumage.

Troisième série.

Pour les essais de la troisième série, nous avons vivifié les mélanges grisouteux par une addition d'oxygène à l'effet de compenser l'excès d'azote apporté par le grisou naturel. Nous avons, également comme pour les expériences de la deuxième série, fait varier la position du point d'allumage.

L'empilage de 0,2 millimètre est étanche quelle que soit la position du point d'inflammation et la richesse des mélanges grisouteux en oxygène. Le fait de réduire de moitié le nombre de joints de l'empilage (c'est-à-dire de passer de 37 ou 36 joints à 20 ou 19 joints) ne paraît pas affecter son étanchéité.

L'empilage de 0,25 millimètre n'a donné lieu qu'à une seule transmission sur 37 essais réalisés avec l'allumage dans le fond de l'appareil.

La faible probabilité d'une propagation avec l'empilage de 0,25 millimètre est évidemment une garantie de la sécurité que présente celui de 0,2 millimètre. Ce dernier paraît donc être le seul approprié à la protection des événements des bacs d'accumulateurs.

Reste à savoir si pratiquement on peut réaliser ces appareils avec la précision voulue et compter sur leur maintien en parfait état.

Les gaz dégagés par les batteries d'accumulateurs

INTRODUCTION

Le but des recherches exposées dans les pages qui précèdent était de renseigner les constructeurs sur les possibilités d'emploi des empilages dans la construction des bacs antidéflagrants pour accumulateurs.

Logiquement, il eût fallu commencer par l'étude des dégagements gazeux accompagnant les phénomènes de charge et de décharge des batteries, mais voulant parer au plus pressé, M. Breyre nous avait prié de rechercher d'abord si les empilages pouvaient présenter quelque efficacité en cas de dégagement gazeux comprenant de l'hydrogène.

Nous nous étions d'ailleurs autorisé des renseignements fournis par M. l'Ingénieur en chef Delmas, directeur-adjoint de la Station française de Montluçon, renseignements que nous avons résumés au début de notre note sur les empilages.

Néanmoins, étant donné l'importance de la question, M. Breyre fit entreprendre, dans les laboratoires de l'Institut, des recherches qualitatives et quantitatives sur les dégagements gazeux des batteries.

Ce sont les premiers résultats de ces recherches que nous allons exposer dans les lignes qui vont suivre.

ACCUMULATEURS FER-NICKEL

Description des batteries utilisées

Quatre batteries de l'espèce (de 140 ampères-heure environ) furent mises gracieusement à notre disposition par la Société Belge d'Applications Electriques à La Bouverie. Ces batteries provenant d'une firme suédoise se composent chacune de six éléments. Chaque élément renferme un certain nombre d'électrodes positives et négatives, les électrodes de même polarité étant groupées en parallèle.

Les électrodes comportent deux feuillets perforés en acier nickelé entre lesquels est disposée la matière active mélangée à un agglomérant.

Celle-ci est constituée par de l'hydroxyde de nickel pour les électrodes positives, et par des oxydes de fer et de cadmium pour les électrodes négatives. Le récipient est en tôle d'acier. L'électrolyte consiste en une solution d'hydroxyde de potasse et d'eau distillée. D'après le constructeur, l'accumulateur est le siège des réactions électrochimiques suivantes :

Un élément déchargé renferme dans l'électrode positive de l'hydrate de nickel légèrement oxydé, tandis que l'électrode négative renferme principalement de l'oxyde de fer et de cadmium.

Pendant la charge, l'hydrate de nickel des plaques positives s'oxyde à un plus haut degré alors que les oxydes de fer et de cadmium des plaques négatives sont réduits en fer et cadmium chimiquement purs.

Pendant cette opération, l'électrolyte ne prend apparemment aucune part aux réactions et sa densité est la même avant et après la charge. Pendant la décharge, la matière active de l'électrode négative s'oxyde à nouveau alors que celle de l'électrode positive se réduit.

Mode opératoire

Afin de donner à notre installation d'essai, l'allure d'une réalisation industrielle, nous avons imaginé d'abord de placer les quatre batteries dans un bac hermétique en tôle soudée. Celui-ci avait été construit de manière à réduire considérablement l'espace vide régnant entre le couvercle et la partie supérieure des éléments.

L'espace libre restant entre les éléments et entre ceux-ci et la paroi latérale avait été comblé par de minces planchettes en bois et par une coulée de paraffine.

Le couvercle étant pourvu de deux ajutages fermés par des bouchons de caoutchouc, ceux-ci livraient passage à des tubes de verre permettant l'évacuation des gaz.

La cuve était en communication avec deux gazomètres pleins d'eau, d'une capacité de 36,6 litres environ.

Un manomètre à eau branché sur l'un des tubes sortant du couvercle nous permettait de voir s'il y avait ou non un dégagement gazeux. Dès les premières expériences, nous avons constaté, en effet, qu'il y avait mise en liberté de gaz, mais celui-ci renfermait à côté d'hydrogène et d'oxygène, de l'oxyde de carbone et du méthane.

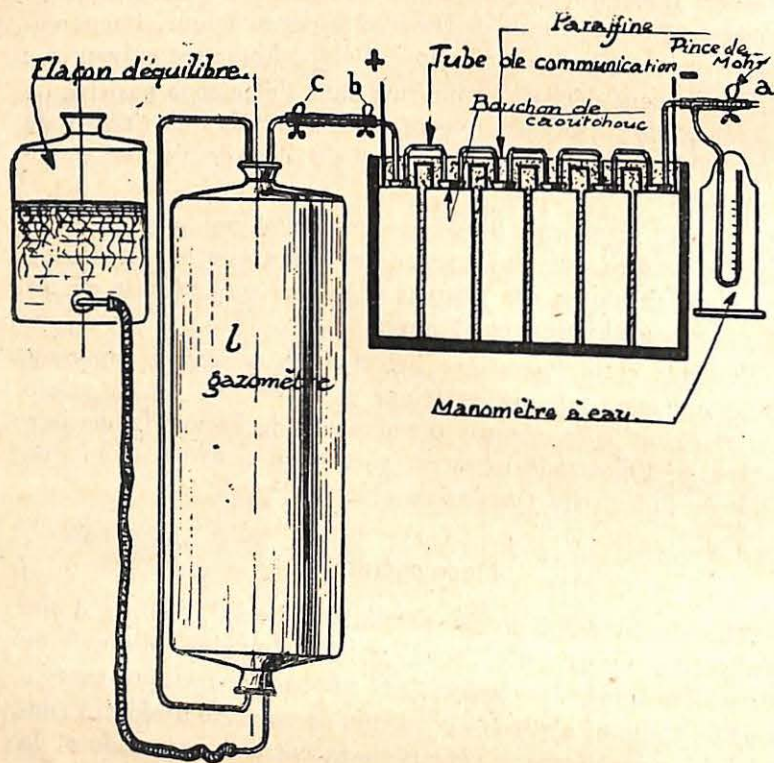


Fig. 35.

Cette composition indiquait qu'il se passait quelque chose d'anormal. Après avoir retiré le couvercle de la caisse, nous avons constaté, en effet, que de l'électrolyte était sorti des éléments.

Le liquide avait vraisemblablement réagi avec le bois entourant les éléments et provoqué la formation d'hydrocarbures.

Nous avons donc renoncé à notre première installation qui ne permettait pas l'inspection des éléments :

Nous avons simplifié en n'utilisant plus qu'une batterie de six éléments, communiquant entre eux par des tubes de verre comme il est indiqué dans la figure 35.

Les éléments sont encore noyés dans la paraffine. Cette précaution est nécessaire si on peut éviter les pertes de gaz soit par les bouchons de caoutchouc fermant les ouvertures d'introduction de l'électrolyte, soit par les traversées des bornes.

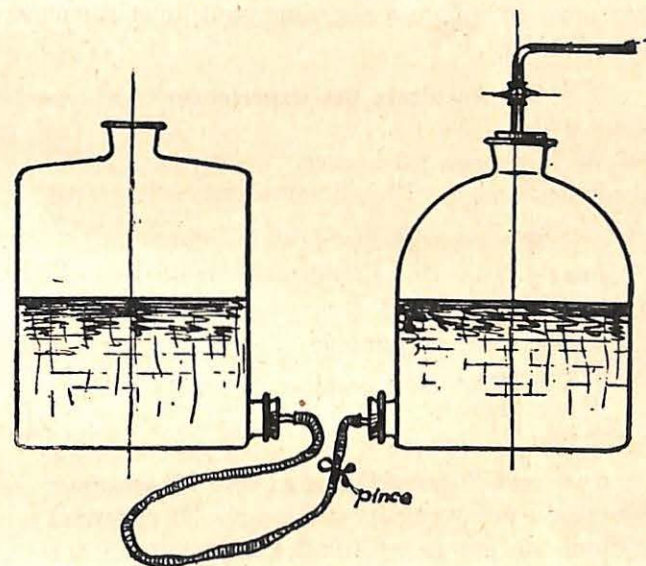


Fig. 36.

L'élément extrême de droite communique avec un manomètre à eau et celui de gauche avec un gazomètre à eau de 36,6 litres pourvu d'un tube de niveau et d'un vase d'équilibre.

Des pinces à vis, *a*, *b* et *c*, serrant les raccords en caoutchouc sont utilisées pour la facilité des manœuvres.

En plus du gazomètre, nous disposons également pour la récolte des gaz d'un flacon avec robinet et vase d'équilibre (voir fig. 36).

Dans toutes nos expériences, nous avons recherché à recueillir séparément les dégagements gazeux accompagnant la charge et ceux se produisant immédiatement après la charge.

Entre les deux prélèvements, nous faisons une chasse d'air dans les éléments pour éviter le mélange des deux gaz qui devaient être apparemment de teneur en hydrogène différente.

Au cours des prélèvements, nous nous sommes efforcés de maintenir à l'intérieur des éléments une pression sensiblement égale à celle de l'atmosphère ambiante. Les volumes de gaz que nous indiquons ci-dessous sont tous ramenés à 0° et 760 millimètres.

Résultats des expériences

Charge n° 1 :

Durée de la charge : 5 heures.

Courant de charge : 19 à 21 ampères.

Gaz recueilli pendant la charge :

a) Volume 27 lit. 470

b) Composition :

Anhydride carbonique	= 0,00 p. c.
Oxygène	= 23,55 p. c.
Hydrogène	= 72,73 p. c.
Azote	= 3,72 p. c.

Gaz recueilli immédiatement après la charge :

a) Durée du prélèvement : 20 heures 30 minutes.

b) Volume de gaz recueilli : 2,4 litres.

c) Composition :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	57,70 p. c.
H ²	5,20 p. c.
N ²	37,10 p. c.

Décharge n° 1 :

Durée de la décharge : 6 heures.

Courant :

20 ampères pendant les trois premières heures diminuant progressivement jusque huit ampères pendant les heures suivantes.

Les éléments étant complètement isolés de l'atmosphère extérieure, nous constatons que le manomètre est de temps en temps en dépression. Nous faisons la même constatation pendant les 24 heures qui ont suivi la décharge. Il n'y a donc pas de dégagement gazeux pendant la décharge mais plutôt une réabsorption.

Charge n° 2 :

Durée de la charge : 4 heures 35 minutes.

Courant de charge : de 27 à 29 ampères.

Le dégagement gazeux commence 1 heure après la mise en charge.

Gaz recueilli pendant la charge :

a) Volume 34 lit. 675

b) Composition :

CO ²	= 0,00 p. c.
O ²	= 56,28 p. c.
H ²	= 42,84 p. c.
N ²	= 0,88 p. c.

Gaz recueilli immédiatement après la charge :

a) Durée du prélèvement : 34 heures.

b) Afin de donner une idée de la marche de ce dégagement nous donnons ci-dessous le volume total recueilli à différents moments :

1 h. 10 après la fin de la charge	0 lit. 909
2 heures idem	1 lit. 150
3 heures idem	1 lit. 340
11 heures idem	1 lit. 820
15 heures idem	1 lit. 915
22 heures idem	1 lit. 930
34 heures idem	1 lit. 940

c) Composition du volume total :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	49,93 p. c.
H ²	10,93 p. c.
N ²	39,14 p. c.

(Ces chiffres sont reportés au graphique figure 37 courbe II.)

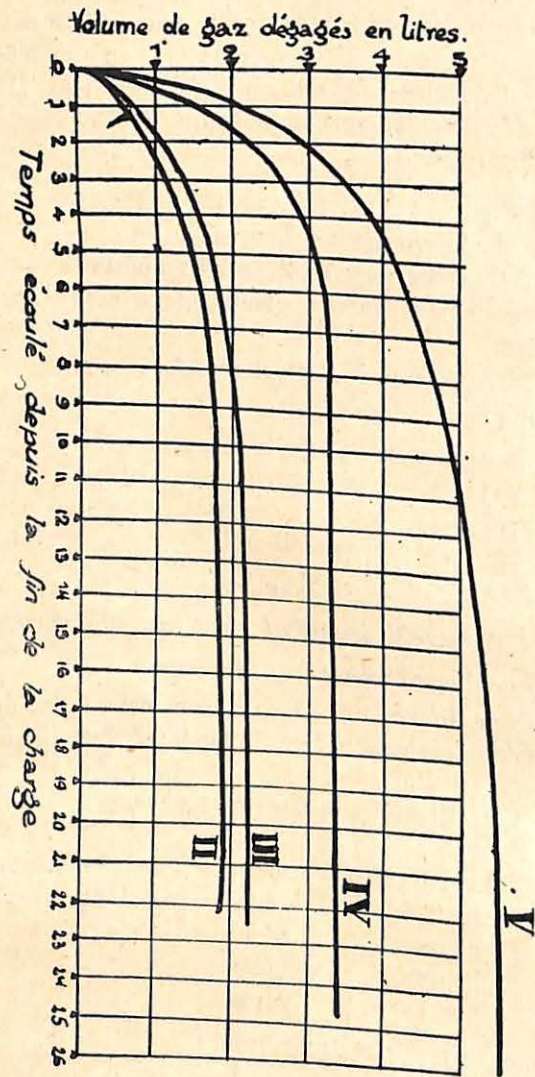


Fig. 37. — Courbes des dégagements gazeux après la charge.

Décharge n° 2 :

Avant la mise en décharge, nous faisons circuler dans les éléments du gaz recueilli pendant la charge n° 2. Puis la pince *a* étant fermée, nous laissons les éléments en communication avec le flacon renfermant un volume déterminé de ce gaz. Dès la mise en décharge, nous constatons au monomètre une dépression. La décharge a duré 5 heures et le débit a oscillé entre 19,4 et 21,4 ampères. Pendant la décharge, les éléments ont absorbé 137 centimètres cubes de gaz. Laisée ensuite en repos pendant 10 jours, la batterie a encore absorbé 708 centimètres cubes du même gaz.

Charge n° 3 :

Durée de la charge : 4 h. 30.

Courant de charge : 27,8 à 29,5 ampères.

Gaz recueilli pendant la charge :

a) Volume 71 lit. 630

Ce gaz n'a pas été analysé.

Gaz recueilli immédiatement après la charge :

a) Durée du prélèvement : 17 h. 50.

b) Allure du dégagement :

Après 1 h. 35	0 lit. 989
Après 3 h. 30	1 lit. 500
Après 5 h. 10	1 lit. 695
Après 17 h. 50	2 lit. 187

(Ces chiffres sont reportés au graphique figure 37 courbe III.)

c) Composition du gaz recueilli :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	50,12 p. c.
H ²	10,61 p. c.
N ²	39,27 p. c.

Décharge n° 3 :

Avant la mise en décharge, nous faisons passer dans les éléments du gaz prélevé immédiatement après la charge 3. La décharge dure 5 h. 20. Il n'y a pas absorption de gaz.

Charge n° 4 :

Durée de la charge : 5 h. 7'.

Courant de charge : de 28,6 à 29,7 ampères.

Pendant les 50 dernières minutes de la charge, nous recueillons 69 lit. 600 d'un gaz à 75,38 p. c. de H².*Gaz recueilli immédiatement après la charge :*

a) Durée du prélèvement : 24 heures.

b) Allure du dégagement :

0 h. 20 après la fin de la charge . . .	1 lit. 140
0 h. 45 idem . . .	1 lit. 715
1 h. 15 idem . . .	2 lit. 135
1 h. 45 idem . . .	2 lit. 367
2 h. 15 idem . . .	2 lit. 600
2 h. 45 idem . . .	2 lit. 690
3 heures idem . . .	2 lit. 840
24 heures idem . . .	3 lit. 520

(Ces chiffres sont reportés au graphique figure 37 courbe IV.)

c) Composition du gaz total :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	56,31 p. c.
H ²	19,00 p. c.
N ²	34,69 p. c.

Décharge n° 4 :

Avant la mise en décharge nous faisons passer dans les éléments du gaz prélevé immédiatement après la charge 4.

La décharge dure 5 heures et le débit varie entre 18,2 et 20 ampères. Les éléments ont absorbé pendant la décharge 131 centimètres cubes de gaz.

Charge n° 5 :

Durée de la charge : 5 h. 45.

Courant de charge : de 26 à 29 ampères.

Pendant la dernière demi-heure de la charge, on recueille 32 lit. 800 de gaz présentant la composition suivante :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	25,34 p. c.
H ²	73,33 p. c.
N ²	1,33 p. c.

Gaz recueilli immédiatement après la charge :

a) Durée du prélèvement : 24 h. 45.

b) Allure du dégagement :

0 h. 25 après la fin de la charge . . .	1 lit. 480
0 h. 45 idem . . .	1 lit. 950
1 heure idem . . .	2 lit. 310
2 h. 12 idem . . .	3 lit. 240
4 h. 45 idem . . .	4 lit. 150
7 h. 45 idem . . .	4 lit. 620
24 h. 45 idem . . .	5 lit. 290

(Ces chiffres sont reportés au graphique figure 37 courbe V.)

c) Composition du volume total :

CO ²	0,00 p. c.
O ²	64,00 p. c.
H ²	12,60 p. c.
N ²	23,40 p. c.

Décharge n° 5 :

Avant la mise en décharge, on fait passer dans les éléments du gaz prélevé immédiatement après la charge 5.

La décharge dure 8 heures, le courant oscille pendant les deux premières heures autour de 20 ampères, puis diminue progressivement jusqu'à 5,6 ampères. Depuis le début de la décharge jusqu'à 4 heures après la décharge, les éléments ont absorbé 370 centimètres cubes de gaz.

Conclusion

L'accumulateur alcalin fer-nickel donne lieu à des dégagements d'hydrogène et d'oxygène pendant la charge et même pendant la période de repos qui s'écoule entre la charge et la décharge.

Les quantités de gaz mises en liberté pendant la charge sont d'autant plus élevées que celle-ci est plus longue et que le courant passant par les accumulateurs est plus intense.

Cette conclusion ressort clairement de la comparaison des chiffres figurant dans le tableau ci-dessous :

No d'ordre de la charge	Energie électrique emmagasinée lors la charge	Volume de gaz recueilli en litres
1	102 ampères-heures	27,47 pendant la charge
2	128 id.	34,675 id.
3	129 id.	71,600 id.
4	145 id.	69,600 pendant les 50 dernières minutes de la charge
5	164 id.	32,800 pendant les 30 dernières minutes de la charge

Il convient de noter que les gaz recueillis pendant la charge présentent tous de fortes teneurs en hydrogène (de 42,84 p. c. à 75,38 p. c.). Les dégagements gazeux se produisant immédiatement après la charge sont beaucoup moins abondants; leurs volumes sont comme les précédents, une fonction croissante de l'énergie électrique mise en jeu lors de la charge.

A part celui recueilli après la charge I, tous les autres renferment une teneur en hydrogène supérieure à la limite inférieure d'inflammabilité et sont par conséquent inflammables.

Cette constatation subsiste même lorsque le prélèvement est prolongé jusqu'à 24 heures après la fin de la charge.

Les réactions qui accompagnent la décharge ne donnent pas lieu à des émissions gazeuses. On constate au contraire une absorption si on a soin de mettre en contact avec l'élec-

trolyte du gaz prélevé soit pendant la charge, soit immédiatement après la charge. Ce phénomène d'absorption continue d'ailleurs même quand la batterie est laissée au repos.

ACCUMULATEURS AU PLOMB

Notre première expérience a porté sur une batterie « Tudor » de démarrage usagée, comportant 6 éléments

Cette batterie a dégagé :

a) Pendant la charge (durée 5 h. 15) 14 lit. 870 de gaz présentant la composition suivante :

CO ²	0,40 p. c.
O ²	46,14 p. c.
H ²	49,88 p. c.
CO	0,82 p. c.
N ²	2,76 p. c.

b) Immédiatement après la charge (pendant les 24 premières heures) 4 litres de gaz répondant à la composition suivante :

CO ²	0,36 p. c.
O ²	2,70 p. c.
H ²	91,60 p. c.
N ²	5,34 p. c.

c) Puis pendant les 17 heures suivantes : 1 litre de gaz renfermant encore 91,6 p. c. d'hydrogène.

Ces teneurs élevées en hydrogène, nous les avons d'abord imputées au mauvais état des plaques (sulfatation) et nous avons recommencé de nouvelles expériences à l'aide d'une petite batterie neuve à trois éléments de 80 ampères-heure environ.

Nous avons obtenu les résultats suivants :

Charge n° 1.

Durée de la charge: 13 h. 15, interrompue par une décharge (le courant du réseau alimentant notre groupe de charge ayant été coupé à notre insu, la batterie s'est déchargée pendant 3 heures dans les enroulements de notre génératrice à courant continu).

Teneur en en hydrogène du gaz recueilli pendant la charge:

73,1 p. c. Immédiatement après la charge, l'accumulateur a continué à dégager un gaz que nous avons recueilli pendant 12 heures et dont la teneur en hydrogène était de 57,7 p. c.

Ayant constaté l'existence de fuites à la traversée des bornes dans le couvercle des éléments, nous avons jugé inutile de mesurer exactement les volumes de gaz dégagés.

Avant de continuer, nous avons remédié aux imperfections de notre première expérience en noyant complètement les éléments dans la paraffine comme nous l'avions fait antérieurement avec les accus alcalins, l'évaluation et la circulation se faisant également par l'intermédiaire de tubes recourbés en verre pénétrant dans des bouchons de caoutchouc.

Charge n° 2.

Durée de la charge : 10 heures.

Courant de charge : de 7,9 à 9,2 ampères.

Pendant la charge, l'accumulateur a dégagé 14 lit. 57 de gaz présentant la composition suivante :

CO ₂	2,83 p. c.
O ₂	28,28 p. c.
H ₂	59,74 p. c.
N ₂	9,15 p. c.

Gaz recueilli immédiatement après la charge :

Premier prélèvement :

a) Durée : 4 h. 40.

b) Volume de gaz recueilli : 0 lit. 786.

c) Composition du gaz :

CO ₂	6,3 p. c.
O ₂	26,09 p. c.
H ₂	57,65 p. c.
N ₂	9,96 p. c.

Second prélèvement :

a) Durée : 19 h. 30.

b) Volume de gaz recueilli : 1 lit. 1.

c) Composition du gaz :

CO ₂	5,12 p. c.
O ₂	8,40 p. c.
H ₂	85,20 p. c.
N ₂	1,28 p. c.

Troisième prélèvement :

a) Durée : 37 h. 30.

b) Volume de gaz recueilli : 1 lit. 40.

c) Composition du gaz :

CO ₂	4,96 p. c.
O ₂	3,59 p. c.
H ₂	90,00 p. c.
N ₂	1,45 p. c.

Quatrième prélèvement :

a) Durée : 68 heures.

b) Volume de gaz recueilli : 2 lit. 08.

c) Composition du gaz :

CO ₂	5,84 p. c.
O ₂	2,01 p. c.
H ₂	91,60 p. c.
N ₂	0,55 p. c.

Au moment de cesser le quatrième prélèvement, c'est-à-dire 130 heures après la fin de la charge, le dégagement gazeux n'avait pas encore pris fin. Nous avons néanmoins procédé à la décharge de l'accumulateur (décharge n° 2).

Décharge n° 2.

Pendant la décharge, l'accumulateur est resté en communication d'une part avec un manomètre à eau et d'autre part avec un flacon renfermant un volume déterminé du gaz recueilli au cours du quatrième prélèvement dont il est fait mention ci-dessus.

La décharge a duré 8 heures et le courant de décharge a varié de 8,6 à 9,5 ampères.

Au lieu d'une absorption de gaz, nous avons constaté un nouveau dégagement gazeux, dont nous avons évalué le volume à 297 centimètres cubes.

INSTITUT NATIONAL DES MINES
A FRAMERIES-PATURAGES.

RAPPORT SUR LES TRAVAUX DE 1931.

ANNEXE 4.

Quelques recherches sur les exploseurs

PAR

J. FRUPIAT,

Ingénieur au Corps des Mines.
Attaché à l'Institut.

Dans les mines grisouteuses, la mise à feu par détonateurs électriques est la seule admissible en présence des dangers d'inflammation que présentent les autres modes d'allumage.

Les seuls détonateurs électriques utilisés en Belgique sont à basse tension, c'est-à-dire munis d'une amorce à pont. Ce sont, en effet, les seuls qui permettent la vérification préalable des résistances ohmiques, prescrite par le règlement sur la matière.

Le courant permanent strictement nécessaire pour provoquer la déflagration de la poudre d'amorce dans les détonateurs utilisés en Belgique varie de 0,3 à 0,4 ampère.

La résistance du fil de platine et des conducteurs d'alimentation étant de l'ordre de 1,5 ohm., on voit que la tension à mettre en jeu est très faible, soit de l'ordre de $1,5 \times 0,4 = 0,6$ volts.

Les détonateurs tels que nous venons de les décrire méritent donc à juste titre le nom de détonateurs à basse tension.

Les phénomènes thermiques se produisant au sein même du détonateur n'ont aucune action sur l'atmosphère extérieure dont ils sont séparés par le bourrage de la mine.

Nous avons d'ailleurs pu vérifier à plusieurs reprises que l'on n'enflamme pas une atmosphère grisouteuse en y faisant

sauter un détonateur tel que ceux utilisés communément en Belgique (1).

Restent maintenant les conducteurs et la source de courant. Les considérations suivantes montrent qu'ils peuvent occasionner l'inflammation d'une atmosphère grisouteuse :

1° Dans tous les explosifs, quel que soit le type auquel ils appartiennent, il existe toujours des pièces de contact (balais, collecteurs, interrupteurs), dont le jeu normal est accompagné d'étincelles ;

2° **Les bouts dénudés des deux conducteurs raccordés aux bornes de l'explosif peuvent entrer momentanément en contact à la faveur d'un mouvement désordonné de l'opérateur lors de la mise à feu ;**

3° Le long de la ligne, des parties des conducteurs dénudées par les projections de pierres lors d'un tir antérieur peuvent se trouver accidentellement en contact ;

4° Enfin, la même coïncidence peut se réaliser avec les ligatures à l'endroit du raccord des conducteurs de la ligne avec les fils du détonateur.

Avant de continuer, nous ferons remarquer que toutes les étincelles électriques ne sont pas également dangereuses.

Celles résultant de la mise en court-circuit de piles ou d'accumulateurs n'enflamment le grisou que lorsque le débit est extrêmement élevé, hors de proportion en tout cas avec les intensités nécessitées par le tir électrique.

Au contraire, les étincelles accompagnant la rupture d'un circuit comportant une self sont très dangereuses même lorsque l'intensité est peu élevée.

La solution idéale au point de vue de la sécurité du tir serait donc de faire usage de piles ou d'accumulateurs pour provoquer le départ des mines.

Malheureusement les piles possèdent une résistance intérieure très élevée qui limite leur capacité et elles ont l'inconvénient de s'épuiser rapidement.

Les accumulateurs de leur côté, ne donnent une tension suffisamment élevée que lorsqu'ils sont composés de plu-

(1) Il en serait autrement notamment de détonateurs à l'azoture de plomb avec douille en aluminium.

sieurs éléments ; de ce fait, ils deviennent tout de suite très lourds.

Il n'y a donc de vraiment pratiques que les explosifs à induction comportant soit une magnéto soit une dynamo électrique ; ils présentent l'avantage d'être suffisamment puissants pour tous les besoins de la mine sans atteindre un poids exagéré.

Tous les explosifs à induction, quels qu'ils soient, présentent un coefficient de self suffisamment élevé pour que l'étincelle accompagnant la rupture ou la mise en court-circuit d'une ligne de tir soit capable d'enflammer le grisou.

Dans le cas d'emploi des explosifs, il conviendra donc d'adopter les précautions suivantes :

1° Les enveloppes d'explosifs seront étanches vis-à-vis d'une explosion de grisou et le vide laissé par le mécanisme sera aussi réduit que possible ;

2° Les bornes seront disposées de telle sorte qu'elles ne puissent être court-circuitées trop aisément par les bouts dénudés des conducteurs. Elles seront ou bien écartées d'une manière suffisante ou bien séparées par un écran en matière isolante ;

3° Les parties dénudées de la ligne de tir seront maintenues à un écartement convenable. Le mieux sera de placer l'un des conducteurs sur la paroi droite de la galerie et l'autre sur la paroi gauche. Cette disposition s'impose d'ailleurs lorsqu'on utilise des fils nus d'acier ou de cuivre ;

4° Pour ce qui concerne les contacts entre les ligatures des fils d'amorce avec la ligne de tir, le plus sûr moyen pour les éviter serait de recouvrir de toile isolante les parties conductrices mises à nu. Cette précaution, qui nous paraît toute indiquée quand il s'agit des installations électriques d'une certaine importance et d'une certaine durée, ne s'est cependant pas répandue dans la mine. Elle aurait d'ailleurs pour inconvénient de surcharger considérablement le service du boute-feu.

Tout ce qu'on peut faire, c'est donc d'écartier autant que possible les conducteurs à la sortie du bourrage pour diminuer les risques de contact entre les ligatures.

Toutes les précautions que nous venons d'indiquer tendent évidemment à la suppression des contacts existants antérieurement à la mise à feu et ont pour effet d'éviter la production d'étincelles au moment même de l'envoi dans la ligne.

Ces précautions sont simples. Il y a cependant d'autres incidents qui surviennent par l'effet même du tir et contre lesquels nous sommes par conséquent désarmés.

Ce sont les contacts qui se produisent immédiatement après l'allumage de la mine et qui sont provoqués par l'ébranlement de l'atmosphère et par les projections de pierres.

Leur existence a été mise en évidence en France par MM. Taffanel, Dautriche, Durr et Perrin, dont les travaux ont été publiés dans les fascicules des premier et deuxième trimestres de l'année 1919 des « Annales des Mines de France ».

Ces expérimentateurs leur ont donné le nom de contacts postérieurs et les ont rangés en deux catégories : les contacts extérieurs et les contacts intérieurs.

Les premiers s'établissent entre les ligatures de fils d'amorce ou entre les parties dénudées des fils de la ligne à proximité du front.

Les seconds se produisent entre les parties des conducteurs situées derrière le bourrage et qui se trouvent subitement dénudées par l'action soit des gaz chauds soit des menus débris repoussés dans le fourneau sous la pression des gaz.

En mesurant à l'aide de chronographes inscripteurs d'abord la vitesse d'abatage des roches, puis le temps s'écoulant entre le lancement du courant dans la ligne et la réalisation des contacts postérieurs, les expérimentateurs ont été conduits aux conclusions suivantes :

1° Les contacts extérieurs ne se produisent généralement qu'après un délai de 0,03 seconde compté à partir du lancement du courant dans la ligne ;

2° Les contacts intérieurs surviennent immédiatement après la détonation de la charge ;

3° La vitesse de déplacement des roches est telle que l'afflux sur les contacts intérieurs d'un mélange grisouteux ambiant n'est possible qu'après un délai de 0,03 seconde

environ compté à partir du lancement du courant dans la ligne.

La conclusion à retenir de ces recherches est qu'un exploseur dans lequel la durée de la tension serait strictement limitée à 0,03 seconde, aurait peu de chance d'enflammer par le jeu de contacts postérieurs (extérieurs ou intérieurs) un mélange grisouteux stagnant à proximité du fourneau.

Le but des recherches dont nous donnons ci-après les résultats a été de voir si cette limitation était réalisée dans quelques appareils de construction récente.

Description des exploseurs étudiés.

Nos expériences ont porté sur quatre exploseurs : deux de la firme Schaffler de Vienne, un de la firme Flébus de Liège et un réalisé par la Station anglaise du « Safety in Mines Research Board ».

ExplosEUR Schaffler, type B. D. K. G.

Il consiste en une génératrice à courant continu. L'induit porte 6 bobines et un collecteur à 6 lames sur lequel s'appuyent deux balais de charbon.

L'inducteur est pourvu d'une excitation compound ; il comporte, en effet, deux enroulements, l'un très résistant (enroulement dérivation) est alimenté directement par les balais, l'autre peu résistant (enroulement série) est connecté entre un des balais et une des bornes de l'appareil. Le second enroulement est parcouru uniquement par le courant qui circule dans la ligne de tir.

On actionne l'induit à l'aide d'une poignée et par l'intermédiaire des organes suivants : un secteur denté R, et trois roues dentées non représentées. Deux roues sont folles sur le même arbre, la première entraînant la seconde grâce à un rochet. L'induit continue donc à tourner par la vitesse acquise lorsque le secteur R est arrêté à fond de course par un buttoir représenté sur le schéma.

Un système de came et de renvoi agit sur le poussoir K_1 et le met en contact avec la lame élastique K_2 lorsque la poignée approche de la fin de sa course.

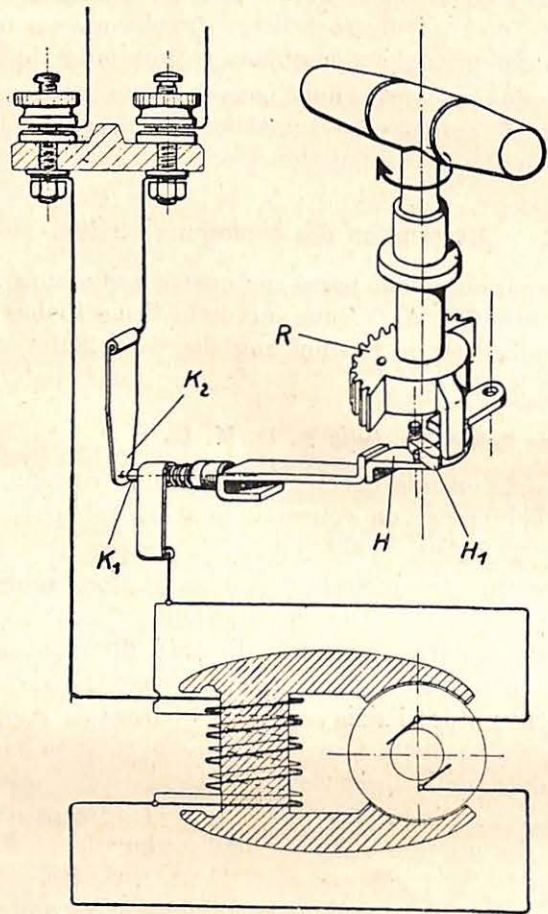


Fig. 38. — Exploseur Schaffler B. D. K. G.

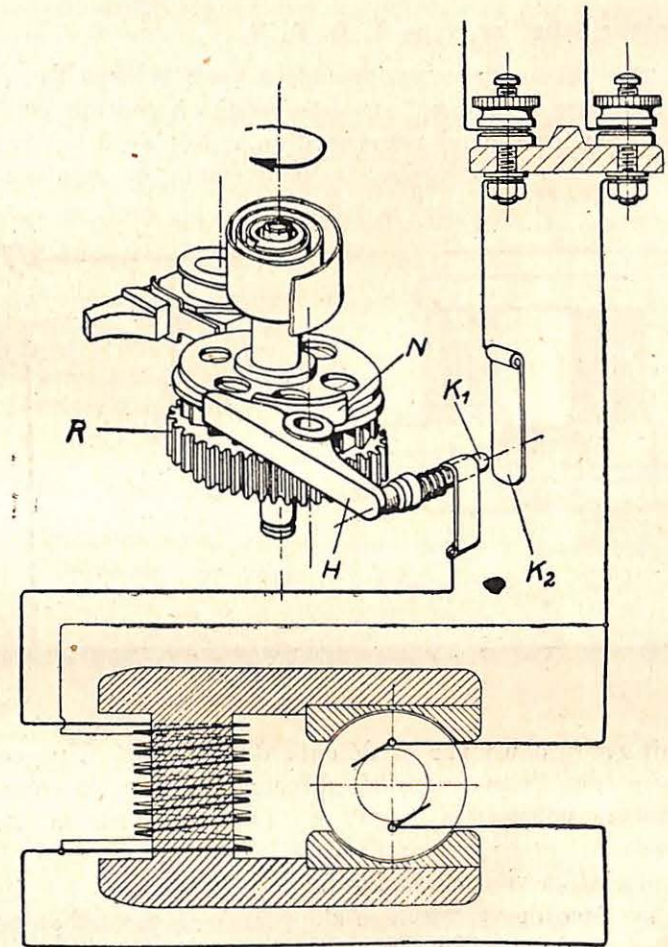


Fig. 39. — Exploseur Schaffler type A. B. F. V.

L'alimentation de la ligne de tir ne se fait donc que lorsque l'induit atteint sa vitesse maximum.

Il convient de noter dès maintenant que le mouvement du poussoir *i* est commandé par celui de la poignée.

Exploseur Schaffler, type A. B. F. V.

Ce type est analogue au précédent (voir schéma fig. 39). Il comporte également une génératrice à courant continu à excitation compound pourvue d'un induit de 6 bobines et d'un collecteur à 6 lames. Le mouvement de rotation de

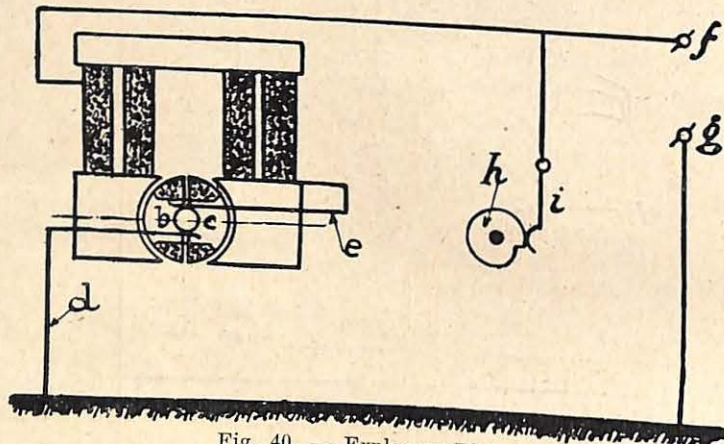


Fig. 40. — Exploseur Flébus.

l'induit est produit par la détente d'un ressort. Une came solidaire de l'axe entraîné directement par le ressort, actionne le poussoir K_1 lequel en s'appuyant sur la lampe élastique K_2 , lance le courant dans la ligne au moment où le rotor atteint sa vitesse maximum.

Un système de verrouillage s'oppose à ce que le boute-feu provoque la détente du ressort tant que celui-ci n'a pas été bandé à fond.

Exploseur Flébus de Liège (fig. 40).

Cet explouseur comporte une dynamo électrique dont l'induit ne comporte qu'une bobine. Le redressement du cou-

rant est assuré grâce à un commutateur en deux coquilles *b* et *c* sur lesquelles s'appuyent deux lames *d* et *e*.

La lame *d* est en contact avec la masse de l'explouseur. La lame *e* est connectée à l'une des extrémités de l'enroulement inducteur. Les deux bornes *f* et *g* de l'appareil sont connectées l'une à la masse, l'autre à l'enroulement inducteur.

Par le jeu d'une lame élastique *i* et d'une came *h* un court-circuit est établi entre la borne *f* et la masse de l'appareil. Ce court-circuit n'est ouvert que lorsque l'induit atteint son maximum de vitesse, c'est-à-dire lorsque la poignée de manœuvre arrive en fin de course.

Exploseur du S. M. R. B.

Cet appareil diffère des précédents en ce que la source de courant est constituée par une pile sèche de 12 éléments.

La tension en circuit ouvert est de 17 volts et le courant maximum (courant de court-circuit) de 6 ampères.

Les batteries sont placées dans une enveloppe de section rectangulaire en aluminium en deux pièces, assemblées par des vis.

Dans le fond de la partie supérieure, se trouve le dispositif de lancement de courant représenté schématiquement ci-dessous (fig. 41):

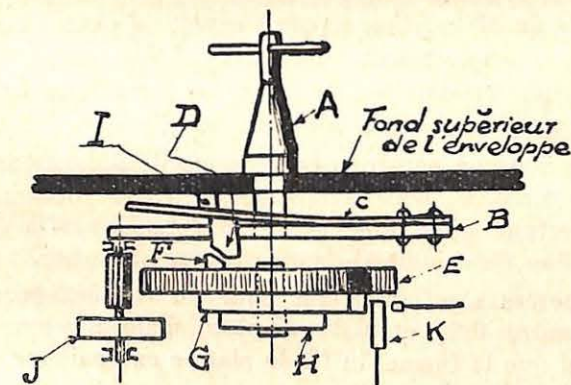


Fig. 41. — Commande de l'explouseur S. M. R. B.

On manœuvre ce dispositif à l'aide d'une manette amovible A. Celle-ci entraîne un disque B sur lequel est fixée une lame élastique C. Cette lame porte un ergot D. En dessous se trouve une roue dentée E portant également un ergot F. Sur la face inférieure de la roue dentée est fixée une came G. A l'axe commun de la roue dentée E et de la came G est attaché un ressort en boudin H.

Lorsqu'on tourne la manette dans le sens des aiguilles d'une montre, l'ergot D entraîne l'ergot F et la roue E et bande le ressort H. Au cours de ce mouvement, la lame élastique C, dont le mouvement vers le haut est modéré par le poussoir I, se relève peu à peu et dégage les deux ergots.

A partir de ce moment, la roue E et la came G retournent en arrière à une vitesse que limite le moulinet J. La came, dans son mouvement de retour, actionne la lame élastique K et ferme momentanément le circuit. Quand on lâche la manette, un ressort en boudin, non représenté, ramène le disque B à sa position de départ.

Pendant le mouvement de mise sous tension du ressort H, la roue dentée du moulinet échappe à l'entraînement par la roue E, grâce à un certain jeu dont jouit le tourillon supérieur de l'axe commun du moulinet et de sa roue dentée.

Mesures de la durée du courant et de la durée de la tension.

Nous avons procédé à ces mesures à l'aide d'un oscillographe mis gracieusement à notre disposition par l'Ecole des Mines de Mons. Cet appareil comporte deux boucles de mesure dont les déviations sont enregistrées sur un tambour de 22 centimètres environ de diamètre portant un film photographique et tournant à la vitesse de 375 tours par minute.

Comme nous ne pouvions faire usage de détonateurs électriques ordinaires, nous avons employé des inflammateurs ne comportant donc que le fil de platine et la poudre inflammable, c'est-à-dire l'amorce proprement dite.

Ces amorces s'enflammaient pour un courant permanent compris entre 0,24 et 0,30 ampère, mais il convient de remarquer que la fusion du fil de platine exigeait un courant de 0,6 ampère environ.

Pour chaque essai, les inflammateurs ou amorces étaient groupés en série à l'extrémité d'une ligne double de 45 mètres environ de longueur composée de deux conducteurs isolés de 0,9 millimètre de diamètre. L'une des boucles de l'oscillographe servait à enregistrer soit le courant soit la tension de l'exploseur; avec l'autre boucle, on relevait ensuite la courbe de tension d'un alternateur tournant à la vitesse qui correspondait à une fréquence de 50 périodes par seconde. Cette façon de procéder permettait d'évaluer la durée des phénomènes enregistrés sans qu'il soit nécessaire de mesurer directement la vitesse du tambour.

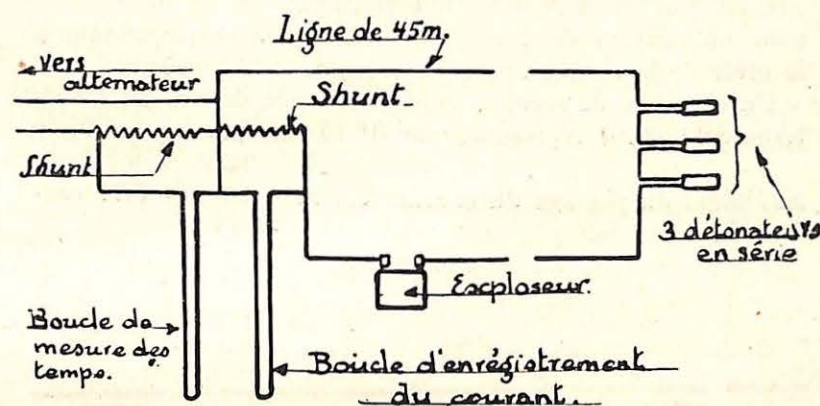


Fig. 42. — Schéma du dispositif utilisé pour l'enregistrement du courant.

Afin de connaître les échelles d'après lesquelles les intensités et les tensions étaient enregistrées, nous procédions à l'étalonnage direct de l'oscillographe en alimentant la boucle d'enregistrement avec un courant connu ou sous une tension connue.

Mesure de la durée du courant.

Le dispositif expérimental est représenté dans la figure 42.

Nous donnons ci-après les oscillogrammes obtenus. Sur chacun d'eux, il existe donc deux courbes, celle du courant débité par l'exploseur et celle de la tension de l'alternateur (sinusoïde).

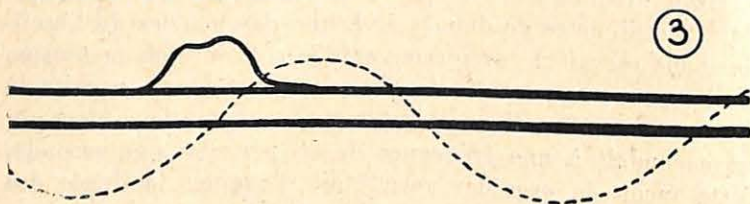
Exploseur Schaffler B. D. K. G.*Essai n° 1 : Une seule amorce.*

Fig. 43.

Si on s'en rapporte à l'étalonnage de la boucle de l'oscillographe, qui avait indiqué une déviation de 13 millimètres pour un courant de 4 ampères, l'intensité correspondant à la crête de la courbe enregistrée est de 2,46 ampères.

Un centième de seconde (une demi-onde de tension à l'alternateur) étant représenté par 31,75 millimètres, la durée maximum du passage du courant est de $\frac{24,5}{31,75} = 0,77$ centième de seconde.

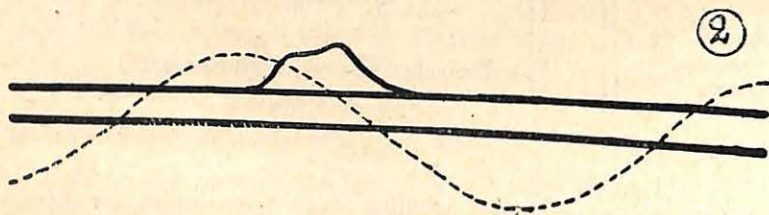
Essai n° 2 : Trois amorces en série.

Fig. 44.

Courant maximum : 1,92 ampère.

Durée maximum du passage du courant : 0,62 centième de seconde.

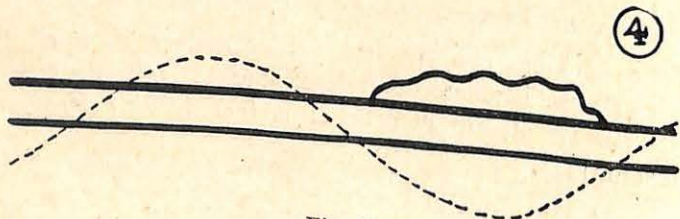
Essai n° 3 : Six amorces en série.

Fig. 45.

Courant maximum : 1,38 ampère.

Durée maximum du passage du courant : 0,85 centième de seconde.

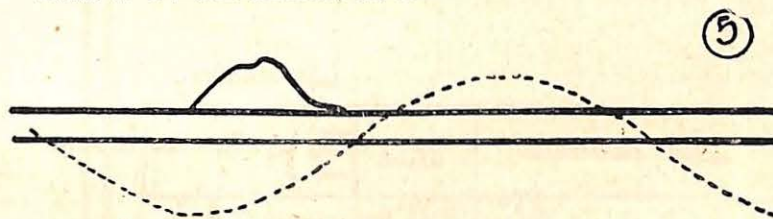
Exploseur Schaffler, type A. B. F. V.*Essai n° 4 : Six amorces en série.*

Fig. 46.

Courant maximum : 2,3 ampères.

Durée maximum du passage du courant : 0,5 centième de seconde.

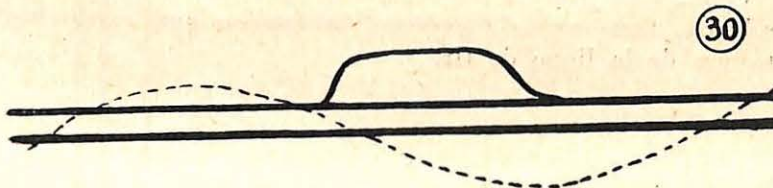
Exploseur du S. M. R. B.*Essai n° 5 : Une seule amorce.*

Fig. 47.

Courant maximum : 1,8 ampère.

Durée maximum du passage du courant : 0,65 centième de seconde.

Une seconde expérience effectuée dans les mêmes conditions a donné la même intensité maximum et la même durée.

Mesure de la durée de la tension.

Le dispositif expérimental est représenté dans la figure 48.

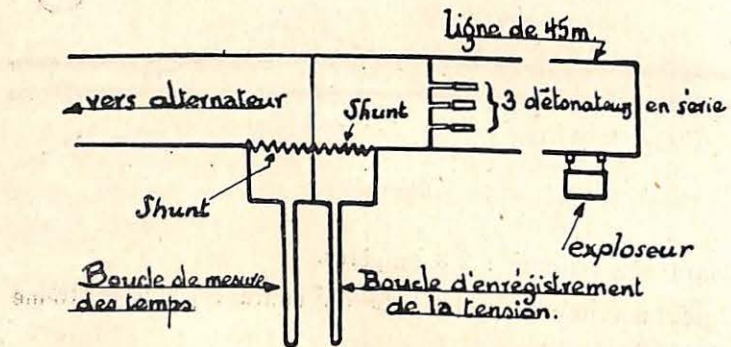


Fig. 48. — Dispositif utilisé pour l'enregistrement des tensions.

Comme on peut s'en rendre compte par l'examen du schéma, nous avons enregistré la tension aux extrémités mêmes de la ligne de tir.

Exploseur Schaffler B. D. K. G.

Essai n° 6 : Trois amorces en série.

Tension maximum : 90,16 volts.

Durée maximum de la tension : 2,78 centièmes de seconde .

Un autre essai n° 7 effectué dans les mêmes conditions a donné 112,7 volts et 2,9 centièmes de seconde.

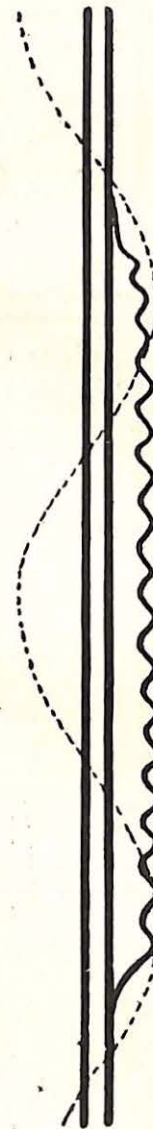


Fig. 49.

Essai n° 8. — Pour cet essai comme pour les deux suivants, nous avons mis hors circuit l'enroulement série.

Une seule amorce.

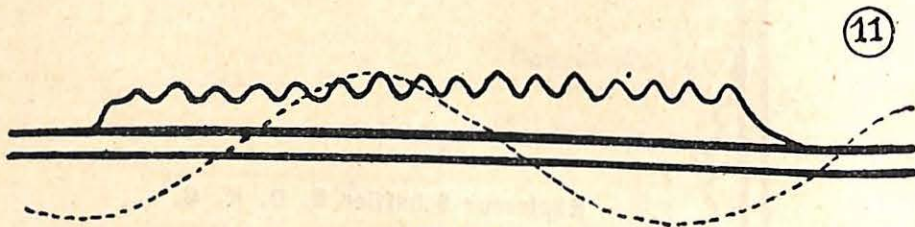


Fig. 50.

Tension maximum : 109,4 volts.

Durée maximum de la tension : 2,56 centièmes de seconde.

Essai n° 9 : Trois amorces en série.

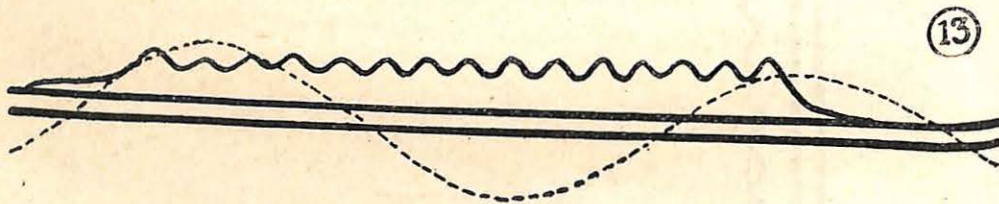


Fig. 51.

Tension maximum : 107 volts.

Durée maximum de la tension : 3,21 centièmes de seconde.

Un autre essai effectué dans les mêmes conditions (n° 10) a donné 101,4 volts et 3,03 centièmes de seconde.

12

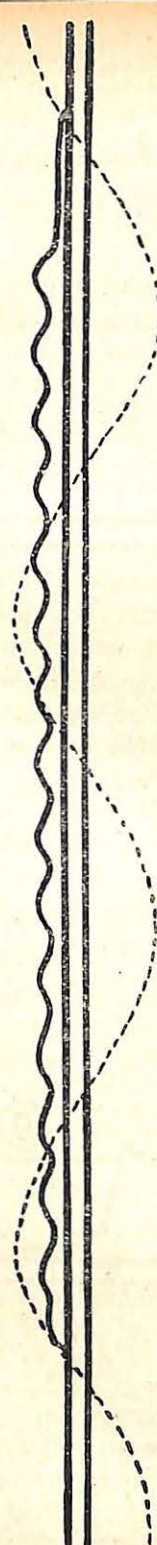


Fig. 52.

Essai n° 11 : Trois amorces en série.

Tension maximum : 56,35 volts.

Durée maximum de la tension : 4,02 centièmes de seconde.

La durée de la tension est d'un tiers plus longue que celles enregistrées au cours des essais précédents avec le même explosifs.

La cause en est dans le fait que la poignée de manœuvre a été actionnée moins énergiquement pour l'essai 11.

Comme nous l'avons dit précédemment, le poussoir qui règle le lancement du courant dans l'explosif B. D. K. G. est sous la dépendance directe de la poignée de manœuvre.

Exploseur Schaffler, type A. B. F. V.

Essai n° 12 : Dix amorces en série.

La tension maximum correspondant au point le plus haut de la courbe est de 222 volts et la durée maximum de la tension est de 1,27 centième de seconde.

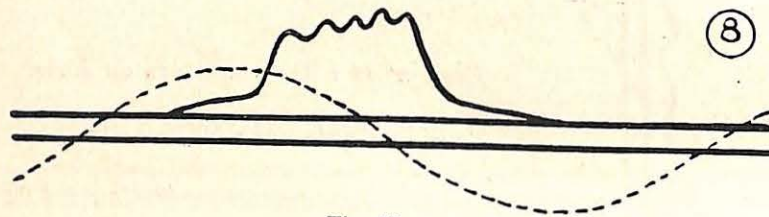


Fig. 53.

On reconnaît aisément à partir de l'origine de la courbe, d'abord une montée lente de la tension correspondant à l'établissement du courant, puis une montée brusque qui succède à la rupture du circuit par suite de l'inflammation des amorces. Au moment de la rupture, la tension est de 41 volts et le temps écoulé depuis l'origine de la courbe de tension est de 0,3 centième de seconde. Ce délai correspond à la durée du passage du courant dans la ligne. L'essai n° 4 avait donné 0,5 centième de seconde comme durée du passage du courant.

Essai n° 13 : Vingt amorces en série.

Tension maximum : 263 volts (crête de la courbe).

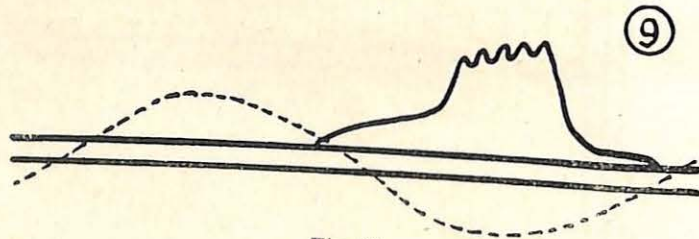


Fig. 54.

Durée maximum de la tension : 1,18 centième de seconde.
Tension au moment de la rupture du circuit : 90,5 volts.
Durée du passage du courant : 0,41 centième de seconde.

Exploseur Flébus.

Essai n° 14 : Dix amorces en série.

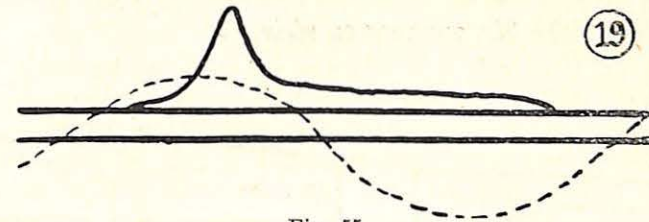


Fig. 55.

Tension maximum : 436 volts.

Durée maximum de la tension : 1,53 centième de seconde.

Un autre essai effectué dans les mêmes conditions (essai n° 15) a donné une tension maximum de 373 volts et une durée de 1,53 centième de seconde.

Nous avons fait également trois essais supplémentaires (essais 15, 16 et 17) au cours desquels nous avons relevé la tension aux bornes sans ligne de tir.

Nous avons obtenu les résultats suivants :

	Tension maximum	Durée maximum de la tension
Essai 15	498 volts	1,26 centième de seconde
Essai 16	327 volts	1,7 centième de seconde
Essai 17	294 volts	1,84 centième de seconde

Exploseur du S. M. R. B.

Essai n° 18 : Une seule amorce.

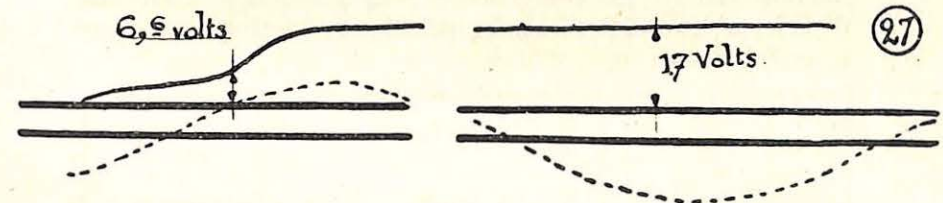


Fig. 56.

Durée maximum de la tension : 9,6 centièmes de seconde.

On constate dans la courbe de tension d'abord une montée lente correspondant à l'établissement du courant (durée 0,48 centième de seconde), puis une montée brusque succédant à la rupture du circuit (la tension correspondant à la rupture étant 6,6 de volts), puis un palier correspondant à la tension à circuit ouvert de l'exploseur, soit encore 17 volts (1).

(1) La longueur du film étant trop grande pour être donnée ici entièrement, nous n'avons fait figurer que les parties intéressantes de l'oscillogramme; à droite de la partie reproduite, la tension dessine une chute brusque.

Essai n° 19 : Six amorces en série.

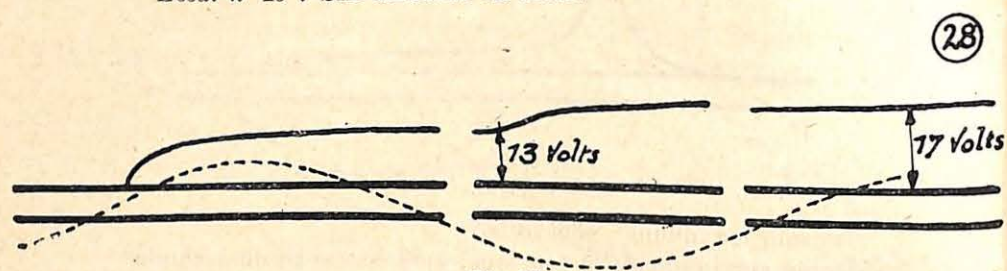


Fig. 57.

Durée maximum de la tension : 9,7 centièmes de seconde.
Tension au moment de la rupture : 13 volts (1).

Conclusions.

Comme nous l'avons rappelé précédemment, MM. Taffanel, Dautriche, Durr et Perrin avaient conclu de leurs recherches que la sécurité d'un exploseur était assurée dès que la durée du passage du courant dans la ligne était inférieure à 3 centièmes de seconde. Les deux exploseurs Schaffler B. D. K. G. et A. B. F. V. répondent à cette condition.

On remarquera cependant que la durée du passage du courant est toujours inférieure à celle pendant laquelle il existe une différence de potentiel aux extrémités de la ligne.

Pour rendre la comparaison plus aisée, nous résumons dans le tableau ci-dessous, les principaux résultats que nous avons obtenus :

Désignation de l'exploseur	Nombre d'amorces	Durée du passage du courant (en centièmes de sec)	Durée de la tension aux extrémités de la ligne (en centièmes de sec)
Exploseur Schaffler type B. D. K. G.	3	0,62	2,84 (moyenne des résultats des essais)
Exploseur Schaffler type A. B. F. V.	6	0,5	
Exploseur Schaffler type A. B. F. V.	10	—	—
Exploseur Schaffler type A. B. F. V.	20	—	1,27
Exploseur du S. M. R. B.	1	—	1,18
Exploseur du S. M. R. B.	1	0,65	—
Exploseur du S. M. R. B.	1	—	9,6

(1) Même remarque qu'à la page 187.

Même pour l'exploseur Schaffler A. B. F. V. où cependant l'induit est toujours animé de la même vitesse, puisqu'il est actionné par ressort, la durée de la tension est toujours supérieure au double de la durée du passage du courant.

Celle-ci dépend d'ailleurs en grande partie de la sensibilité de l'amorce. La durée de la tension, au contraire, dépend du dispositif commandant le lancement du courant dans la ligne.

A notre avis, c'est d'elle que dépend surtout la sécurité de l'exploseur, car le risque d'inflammation par les contacts postérieurs subsiste aussi longtemps qu'il existe une différence de potentiel aux extrémités de la ligne. Ce délai doit donc autant que possible être inférieur à 3 centième de seconde.

Les exploseurs à dynamo que nous avons essayés (Schaffler et Flébus) satisfont à cette condition. Pour ceux dont l'induit est actionné à la main, il faut évidemment que la manœuvre soit suffisamment énergique. La durée de la tension aux bornes de l'exploseur du S. M. R. B. est de l'ordre de 9 centièmes de seconde et par conséquent largement supérieure à la limite indiquée ci-dessus.

Il convient de noter que l'étincelle de cet exploseur est beaucoup moins dangereuse que celle des précédents étant donné l'absence de self-induction.

Signalons que les bornes de l'appareil sont soigneusement isolées; il ne peut être question, dans les exploseurs à batterie, de mettre un pôle à la masse comme cela peut se faire dans les lampes de poche par exemple. Cette remarque peut paraître naïve, mais nous avons connaissance d'un accident survenu de cette manière, par suite de l'utilisation d'un matériel nullement conçu pour les travaux miniers.