

MINISTÈRE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL

ADMINISTRATION DES MINES

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

[622.05]

ANNÉE 1914

TOME XIX. — 1^{re} LIVRAISON



BRUXELLES
IMPRIMERIE L. NARCISSE
4, rue du Presbytère, 4
1914

11336

1335

LES
GISEMENTS HOUILLERS
DE LA BELGIQUE

PAR

ARMAND RENIER

Ingénieur au Corps des Mines
Chef du Service Géologique de Belgique
Chargé de cours à l'Université de Liège

(Suite) (1)

CHAPITRE VI. — Caractères lithologiques.

1. Le terrain houiller de la Belgique présente, dans son ensemble, une remarquable uniformité de constitution lithologique.

Toutefois, ce n'est pas sans succès que les chercheurs se sont appliqués à découvrir la localisation de certains types de roches à divers niveaux, ou à élucider les lois de leur répartition.

L'ignorance des caractères paléontologiques influença certes les progrès de la stratigraphie lithologique.

Néanmoins la question présente, dans le présent comme par le passé, un intérêt varié pour l'exploitation minière, encore que, dans le cas d'études détaillées, aucun élément d'observation ne puisse être négligé.

(1) Voir Chapitres I-V, *Annales des Mines de Belgique*, t. XVIII, pp. 755-779.
N. B. — La bibliographie fera l'objet d'une liste générale, placée à la fin de ce travail.

2. Tout comme pour les caractères paléontologiques, nous n'envisagerons ici que les ensembles.

Les indications bibliographiques permettront au lecteur de se renseigner assez rapidement sur les particularités locales.

3. Pour la facilité de la description, nous distinguerons deux catégories lithologiques : les roches stériles et les charbons. Il se rencontre certainement des intermédiaires. Mais la distinction présente une réelle utilité pratique.

La première catégorie comprend surtout des schistes variés, des psammites et des grès, puis, accessoirement, des brèches, des poudingues et des calcaires.

Les charbons sont principalement des houilles variées et, de loin en second rang, des *cannel coal* et *pseudo cannel coal*, voire des sporites.

D'autre part, nous consacrerons un chapitre spécial aux minéraux. Cette distinction est commode, malgré les relations intimes qui existent entre diverses roches et certains minéraux. Elle est d'ailleurs adéquate à la conception courante, car les caractères « minéralogiques », au sens strict du mot, n'ont aucune relation directe avec la stratigraphie.

A. — Roches stériles.

4. La connaissance des roches de cette catégorie résulte exclusivement d'études macroscopiques.

Deux cas d'étude en lames minces, relatifs à des types aberrants, ont seuls fait l'objet de publications sommaires. (LOHEST, 1894a ; CESARO, 1894. — TÉTIAEFF, 1912a).

5. De même, les analyses chimiques de roches sont rares et souvent limitées à la détermination d'un seul ou de quelques éléments : calcaire (FOURMARIER, 1901d, p. 287); fer (DUMONT, 1832, p. 193 ; DAVREUX, 1833, p. 106; FRANQUOY, 1869, p. 56 ; SMEYSTERS, 1900, p. 389; LAMBERT, 1904 ; KARAPÉTIAN, 1912a ; DELMER, 1913, p. 387;

chrome, vanadium (JORISSEN, 1905). — (Voir aussi SPRING, 1887, p. 145 ; SMEYSTERS, 1903a).

6. Les descriptions d'ensemble se rencontrent surtout dans les traités : d'OMALIUS (1828, p. 82 ; 1842, p. 449 ; 1853a, p. 499 ; 1853b, p. 303, 306) ; BIDAUT (1845, p. 1) ; DEWALQUE (1868, p. 91 ; 1880a, p. 104) ; MOURLON (1873, p. 136 ; 1880, p. 117) ; PURVES (1881) ; DEMANET (1898, p. 131) ; J. CORNET (1903a, p. 125 ; 1909, p. 168), pour ne citer que des auteurs belges.

7. Les données relatives aux divers bassins sont très éparpillées ; on peut signaler les sources ci-après :

Anhée : RENIER (1909e).

Assesse : MOURLON (1876, p. 340 ; 1880, p. 122) ; PURVES (1883a, p. 4).

Vyle-Tharoul : PURVES (1884 p. 7).

Modave : PURVES (1883b, p. 18 ; 1884, p. 4).

Clavier : PURVES (1883b, p. 11 ; 1884, p. 1).

Ocquier : PURVES (1883b, p. 9).

Bende : DUMONT (1832, p. 269) ; PURVES (1883b, p. 1).

Couchant de Mons : DRAPIEZ (1823, p. 25, 84 et 101) ; CHÈVREMONT (1883) ; CORNET ET BRIART (1875) ; BRIART (1875) ; ARNOULD (1877, p. 152) ; FALY (1876, 1886, 1887) ; J. CORNET (1900a, p. 184 ; 1900b ; 1903a, pp. 124-140 ; 1906, p. M 140 ; 1909, chap. XI à XIII) ; DEHASSE (1911, 1912) ; STAINIER (1912a, b) ; CARPENTIER (1913, pp. 289, 290).

Centre : TOLLIEZ (1858) ; CORNET ET BRIART (1875, p. 57) ; DE CUYPER (1870) ; BRIART (1876) ; FALY (1878b, 1886) ; STAINIER (1893) ; FOURMARIER (1910) ; KARAPÉTIAN (1912b, c, d) ; DELTENRE (1912b).

Charleroi : BIDAUT (1845, p. 1) ; TOLLIEZ (1858) ; BRIART ET CORNET in BRIART (1876) ; FALY (1878b) ; PURVES (1881) ; SMEYSTERS (1900, 1903a) ; surtout STAINIER (1901a).

Basse-Sambre : CAUCHY (1825, p. 31) ; PURVES (1881 ; *contra* DE DORLODOT, 1895, p. 360, note 3) ; surtout STAINIER (1892, 1893d, surtout 1894b, 1901) ; DE DORLODOT (1900b, p. 116).

Andenne-Huy : DUMONT (1832 *passim*) ; BRAUN (1847) ; FIRKET (1878 b, c, e) ; HOCK (1878b) ; PURVES (1881) ; surtout STAINIER (1894a) ; KERSTEN ET BOGAERT (1899) ; FOURMARIER (1907e).

Liège-Seraing : DUMONT (1832, p. 186) ; DAVREUX (1833, p. 94) ; DE VAUX (1862, p. 188) ; F. CORNET (1873, p. 231) ; MALHERBE

(1876*d*, 1879*a*, 1882*b*, 1887); VAN SCHERPENZEEL-THIM (1878*b*); FIRKET (1878*f*); HOCK (1879*b*); PURVES (1881); JORISSENNE (1881); KERSTEN ET BOGAERT (1899); surtout STAINIER (1904*a*, 1905); FOURMARIER (1901*c*, *d*, 1903*c*, 1906*d*, 1910*c*, 1912*f*); FORIR ET FOURMARIER (1903); RENIER (1908*c*); V. FIRKET (1910); TÉTIAEFF (1912*a*).

Pays de Herve : DUMONT (1832, p. 186); DAVREUX (1833, p. 94); MALHERBE (1876*c*, 1879*a*, 1882*b*); PURVES (1881); FOURMARIER (1910*b*, *d*, *f*, 1911*d*).

Vallée de la Geule : UBAGHS (1879, p. 180); UHLENBROEK (1905, p. 158).

Theux : DUMONT (1832, p. 271); FOURMARIER (1901*a*, p. M 44; 1913*b*).

Campine : FOURMARIER ET RENIER (1903, p. 1185; 1906, p. 501); *in* FORIR (1905*b*, p. 661); SCHMITZ ET STAINIER (1909*a*, *b*); LEDOUX (1909, p. 132); FOURMARIER (1911*c*); STAINIER (1911*d*).

Il faudrait citer en outre de nombreuses coupes descriptives de sondages exécutés, soit dans le synclinal de Haine-Sambre-Meuse, soit en Campine. Le plus grand nombre de ces descriptions analytiques ont été publiées dans les *Annales des Mines de Belgique*, souvent sous forme anonyme.

8. L'ensemble des faits connus peut être synthétisé comme suit :

Les roches stériles du terrain houiller sont presque exclusivement des sédiments détritiques. *Les calcaires*, et surtout les calcaires organogènes, y sont rares.

La distinction du Dinantien et du Westphalien, base des tracés de la limite inférieure du terrain houiller, est pratiquement fondée sur la disparition du faciès calcaire, auquel succède très rapidement un faciès argileux (H1*a*).

Cette pratique ne laisse pas toutefois d'être criticable.

Les bancs calcaires, souvent riches en crinoïdes, constituent des horizons remarquables de l'assise d'Andenne, tout au moins à l'Ouest de l'anticlinal du Samson, voire à l'Est (PURVES, 1881, p. 532), ainsi que le montre les diagrammes de la planche III (cf. CAUCHY, 1825, n^{os} 52, 178;

CORNET ET BRIART, 1875; STAINIER, 1901, p. 34; RENIER, 1908*a*, p. 80).

On connaît, en outre, des bancs très calcaireux dans l'assise de Charleroi, du bassin de Liège (FOURMARIER, 1901*c*, *d*, 1903*c*; A. FIRKET, 1901; STAINIER, 1904, 1905); mais leur extension géographique est encore mal définie.

Les *poudingues* sont très rares.

Un niveau se rencontre au sommet de l'assise d'Andenne; un second existe vers le sommet de l'assise du Flénu, mais sa position est indéterminée (cf. FALY, 1886; J. CORNET 1900*b*). Le premier a donc seul une importance stratigraphique.

Intercalé dans un complexe gréseux parfois assez épais, ce poudingue (H1*c*), souvent millaire et dont la puissance n'est souvent pas de 1 décimètre, a été reconnu en de très nombreux points du synclinal de Haine-Sambre-Meuse, voire même en Campine (cf. SCHMITZ ET STAINIER, 1909*a*, p. 293; FOURMARIER, 1911*c*, p. 664; STAINIER, 1911*d*). Bien que nettement caractérisé par ses grains de quartz filonien, ses fragments souvent anguleux de phtanite noir et de sidérose (cf. DUMONT, 1832, p. 188; DEWALQUE, 1868, p. 93; 1880*a*, p. 106; PURVES, 1881, p. 521; STAINIER, 1901, p. 33, 1904*d*, p. 429; RENIER, 1908*c*), il est néanmoins sporadique, et se rencontre à des hauteurs variées dans la masse gréseuse (STAINIER, 1904*d*).

Du poudingue se rencontrerait également, quoique de façon locale, dans l'assise de Chokier (FOURMARIER, 1912*f*, 1913*g*, p. 67; cf. GOSSELET, 1871*a*, p. 95; DEWALQUE, 1875*a*, p. 929; surtout PURVES, 1881, p. 526; STAINIER, 1902*a*, p. 105).

Enfin des roches poudingiformes ont été signalées localement dans l'assise de Charleroi du bassin de Liège (cf. A. FIRKET, 1878*f*; MALHERBE, 1879*a*; STAINIER, 1904*d*; V. FIRKET, 1910).

Les grès (ou *quérnelles*) sont assez nombreux, mais leur distinction lithologique est souvent délicate (cf. DE DORLODOT, 1895, p. 360, note 3; STAINIER, 1913*a*, p. 281). D'autre part, ils présentent des allures lenticulaires nettes (GOSSELET, 1871*a*, p. 101; DELTENRE, 1912*b*), quoique variables en étalement. Certains d'entre ces niveaux n'en sont pas moins considérés comme horizons locaux (ARNOULD, 1877, p. 152; MALHERBE, 1878; STAINIER, 1904*d*, p. 439). L'intérêt qu'ils présentent pour le mineur, tant au point de vue du creusement des puits et galeries, qu'en ce qui concerne l'épuisement, justifie à certains égards cette pratique.

Ainsi que l'a rappelé M. Deltenre (1912*b*, p. 502, pl. XIX), l'accentuation du caractère gréseux d'une stampe est accompagnée d'une augmentation de sa puissance.

Les *brèches* de schiste et de sidérose, décrites à une date assez récente (FOURMARIER, 1909, 1910*g*, 1912*d*), n'ont pas jusqu'ici été signalées comme localisées, avec quelque constance, à des niveaux déterminés.

Généralement subordonnées à des grès, elles paraissent être assez fréquentes (cf. J. CORNET, 1910*a*; RENIER, 1909*f*, 1910*g*; SCHMITZ, 1911*b*; CARPENTIER, 1913, p. 289; ? A. FIRKET, 1878*f*).

Parmi les nombreuses variétés de *schistes* (ou *rocs*), une seule semble avoir une importance stratigraphique : les schistes siliceux ou phtanites n'ont été signalés jusqu'ici que dans l'assise de Chokier (H1*a*).

Les schistes bitumineux et pyriteux, de caractère ampélitique, sont fréquents et caractérisent souvent des niveaux à faune marine.

9. Synthétisant ces données sous une forme de phrase de la planche III, on peut dire :

L'assise de Chokier est principalement schisteuse. Localement ces roches sont silicifiées et passent au phtanite (cf. STAINIER, 1893*d*; non RENARD, 1878, p. 474; cf.

DUPONT, 1865, p. 624; surtout PURVES, 1881, p. 529; *contra*: FRECH, 1899, p. 268, pl. XXI).

Par endroits, il y existe des bancs de calcaire à faune marine.

L'assise d'Andenne est un ensemble de schistes et de grès, particulièrement bien développés au voisinage de l'anticlinal transversal du Samson (cf. STAINIER, 1904*c*, p. 198*d*). Les horizons de calcaire à crinoïdes y sont nombreux à l'Ouest de ce relèvement. L'assise est couronnée par un horizon gréseux, qui renferme fréquemment un banc de poudingue.

L'assise de Châtelet, de même que celles de Charleroi et du Flénu, est constituée de schistes, psammites et grès.

Les « murs » de l'assise de Châtelet sont fréquemment des grès d'un type spécial dénommé « *gannister* ». (STAINIER, 1901, p. 55).

Dans les trois assises, il existe des horizons gréseux, plus ou moins locaux.

10. Comme fait exceptionnel, il y a lieu de noter la découverte en pleine masse de schistes d'un caillou roulé rapporté à un tuf silurien (CORNET, 1908*a*).

11. L'altération de ces roches, et plus spécialement des schistes, qui se transforment en argile plastique, a donné lieu à diverses remarques (FIRKET, 1874*a*; MOURLON, 1876, p. 340; 1880, p. 122; SMEYSTERS, 1903*a*).

Certains grès s'effritent complètement, même en profondeur (cf. DAVREUX, 1833, p. 95).

B. — Charbons.

12. La pétrographie des charbons est, elle aussi, des plus rudimentaires. Les houilles semblent être restées jusqu'ici réfractaires à la taille en lame mince. Quelques essais ont cependant été faits avec plein succès sur des cannel coal et schistes bitumineux (C. EG. BERTRAND, 1905, p. 360; 1906).

13. — L'étude chimique des charbons est au contraire courante en raison de son utilité industrielle.

Toutefois, y a-t-il lieu de noter que, dans la plupart des cas, on a recours, non pas à des analyses proprement dites, mais à des essais dont les résultats dépendent beaucoup du mode opératoire (cf. V. FIRKET, 1896), ou encore de facteurs d'importance souvent indéterminée par suite du manque de certaines données : teneur en soufre, intervention de cannel coal, de pseudo cannel coal ou plus souvent de stérile. Le procédé d'échantillonnage peut d'ailleurs introduire des éléments étrangers, dont le rôle perturbateur est manifeste. Ainsi en est-il fréquemment dans le cas de sondages (cf. DENOËL ET MEURICE, 1903, p. 1220).

Les publications relatant des résultats d'essais pour teneur en matières volatiles et pour cendres sont extrêmement nombreuses. La plupart sont d'ordre commercial. Beaucoup sont inutilisables faute de données précises sur l'origine des matériaux (cf. MALHERBE, 1876b). Les travaux détaillant les résultats d'analyses élémentaires sont beaucoup plus rares. Ces recherches sont d'ailleurs tenues pour moins intéressantes et moins utiles. Outre un mémoire synthétique de M. STAINIER (1900), au sujet duquel je reviendrai souvent à propos des détails, je pourrais citer ici de nombreux essais fragmentaires. Je crois préférable de les englober dans la liste générale des références (n° 15).

L'étude des suies résultant de la condensation dans les cheminées des fumées produites par la combustion des houilles a donné lieu, en ce qui concerne les métaux rares, à toute une série de recherches de la part de M. Jorissen (1896, 1903, 1905, 1913). — (Voir aussi SMEYSTERS, 1904a).

14. Une description générale des combustibles des bassins houillers se rencontre dans D'OMALIUS (1828, p. 80; 1853b, p. 305, etc.); CHÈVREMONT (1833, p. 60); surtout BOUHY (1855); DE VAUX (1862, p. 187); DEWALQUE (1868, p. 95; 1880a, p. 108); GOSSELET (1871a, p. 97); surtout F. CORNET (1873, p. 211; 1878b); id. in MOURLON (1880, p. 131; voir aussi p. 123); ARNOULD (1877, p. 156); DEMANET (1898, p. 128); J. CORNET (1903; 1909, p. 174).

15. Pour ce qui est des divers bassins, mentionnons les travaux suivants :

Anhée : CAUCHY (1825, p. 92, n° 143); RENIER (1909e).

Assesse : CAUCHY (1825, p. 97, n° 148).

Modave : DUMONT (1832, p. 272); DAVREUX (1833, p. 120); PURVES (1884, p. 6).

Clavier : BOUËSNEL (1809); DUMONT (1832, p. 269); DAVREUX (1833, p. 120); PURVES (1883b, p. 13).

Bende : BOUËSNEL (1809); DUMONT (1832, p. 269); DAVREUX (1833, p. 121); PURVES, 1883b, p. 6).

Couchant de Mons : BOUËSNEL (1814, p. 423); DRAPIEZ (1823, p. 29); CHEVALIER (1832, p. 208); GLÉPIN (1871); surtout BOUHY (1855) et ARNOULD (1877, p. 156); CORNET (1878b); MONFORT (1878); FALY (1884); STAINIER (1900 *passim*); CORNET (1903a, p. 130; 1909a, p. 174); DANNENBERG (1911, p. 304); DEMEURE (1913).

Centre : DRAPIEZ (1823, p. 30); DE CUYPER (1870, p. 64); GENDEBIEN (1876); CORNET (1878b); QUINET (1878); DUBAR (1880); PERNET (1883); FIRKET (1893b); BRIART (1894, p. 185; 1897, p. 250); SMEYSTERS (1897e, p. 553; 1900); STAINIER (1900 *passim*); DANNENBERG (1911, p. 304); DELTENRE (1912b, p. 498); DEMEURE (1913, p. 313).

Charleroi : DRAPIEZ (1823, p. 30); BIDAUT (1845, p. 2); CORNET (1878b); E. STAINIER (1878b); SMEYSTERS (1883; 1897e, p. 553; 1900, chap. V); STAINIER (1900; surtout 1901, pp. 3-38); DANNENBERG (1911, p. 298).

Basse - Sambre : BOUËSNEL (1809); CAUCHY (1825, pp. 29, 118); BIDAUT (1837; 1845, p. 4); E. STAINIER (1878a); surtout STAINIER (1883, 1894b); SMEYSTERS (1900, p. 378).

Andenne-Huy : BOUËSNEL (1809); CAUCHY (1825, p. 126); COURTOIS (1828, p. 205); DUMONT (1832, p. 210); DAVREUX (1833, p. 119); BRAUN (1847); FIRKET (1878c); HOCK (1878b, p. 113); PURVES (1881); STAINIER (1894); KERSTEN ET BOGAERT (1899).

Liège-Seraing : COURTOIS (1828, p. 202); DUMONT (1832, pp. 212-245); DAVREUX (1833, p. 117); GODIN (1861); JACQUES (1867); DE MACAR (1876; 1877a, b; 1878; 1879; 1881); MALHERBE (1876d; 1877; 1881a, d; 1880; 1883); CORNET (1878b); VAN SCHERPENZEEL-THIM (1878a); DE KAYSER (1878); FIRKET (1893b); KERSTEN ET BOGAERT (1899); STAINIER (1900; surtout 1905); LEDOUBLE (1906); FOURMARIER (1906b, d, 1910c); DANNENBERG (1911, p. 280).

Pays de Herve : COURTOIS (1828, p. 201); DUMONT (1832, pp. 245-260); DAVREUX (1833); DE MACAR (1876; 1877a, b; 1878; 1879; 1881); MALHERBE (1876c; 1877; 1879c; 1880; 1881a); VAN SCHERPEN-

ZEEL-THIM (1878a, p. 427); BUSTIN (1879a, b); STAINIER (1900, pp. 402-403); LEDOUBLE (1906); FOURMARIER (1906b, 1910d, 1911d); DANNENBERG (1911, p. 286).

Theux: DUMONT (1832, p. 273); DAVREUX (1833, p. 121); DEWALQUE (1875a, p. 908); FOURMARIER (1913b).

Campine: STAINIER (1902b, p. 574; 1911d); KERSTEN (1903); FOURMARIER ET RENIER (1903; 1906); surtout DENOËL ET MEURICE (1903); DENOËL (1904a, b); P. ET M. HABETS (1903); P. HABETS (1904a, b, c; 1910); FORIR (1905, p. 614); FORIR, HABETS ET LOHEST (1906); LEDOUX (1909); DANNENBERG (1911, p. 309).

Nous condenserons ci-après les faits les plus importants.

16. Les charbons que renferment les gisements belges sont de trois types : houille et t roulle, cannel coal et pseudo cannel coal. Le seul cas de sporite qui ait  t  signal  se rattache   la cat gorie des schistes, comme n' tant qu'une vari t  (cf. CORNET, 1913a, p. 92, n  1127). Le combustible r ellement int ressant est la houille. Cannel coal et pseudo cannel coal n'ont, en effet, au point de vue industriel, qu'un r le insignifiant ou m me nul.

17. La *houille*, charbon constitu  de lames ternes et brillantes assez r guli rement empil es, souvent avec intervention de fusain ou houille daloide, constitue des couches interstratifi es d'une continuit  remarquable. Certaines d'entre elles sont sens ment connues d'une extr mit    l'autre du bassin, bien que, par endroits, elles ne soient repr sent es que par une « pass e de veine », ou joint d limitant le sommet de leur « mur », directement recouvert par leur « toit », sans intercalation de charbon. C'est pourquoi l'on pr f re, au point de vue stratigraphique, consid rer les « murs », ainsi qu'il a d j   t  signal  ci-dessus (ch. V, n  10).

La *t roulle* (terre-houille) est une houille terreuse et sulfureuse qui se rencontre dans les assises inf rieures, notamment dans l'assise d'Andenne (cf. BOU SNEL, 1809; BIDAUT, 1845, p. 3; non ? BERTHOUT ET STRUVE, 1795, p. 60.)

Le *cannel coal*, improprement appel  *gayet* ou *jayet* (cf. WATTEYNE, 1884a; DEWALQUE, 1893a; DE DORLODOT, 1911b, p. 79; CORNET, 1913a, p. 22, n  1070), est un charbon compact de teinte noir brun tre. Rare dans l'assise de Charleroi (FIRKET, 1893b), fr quent dans l'assise du Fl nu, il affecte des allures nettement lenticulaires. Il intervient dans la constitution de certaines couches de houille : Horpe, Jausquette, Br ze, etc. (cf. SCHMITZ, 1912a, p. 380; FOURMARIER ET RENIER, 1903).

Le *pseudo cannel coal*, dit aussi « anthracite », charbon compact   cassure conchoide, d'un noir fonc , se rencontre de pr f rence dans la partie inf rieure de l'assise de Charleroi (MALHERBE, 1883; A. FIRKET, 1893b; STAINIER, 1901a, p. 19; 1905, p. 106; cf. DUMONT, 1832, p. 196). Associ    de v ritables murs (RENIER, 1906a), il para t former des couches parfois ind pendantes, parfois avec combinaison de houille, le passage d'une vari t  de combustible   l'autre  tant brusque.

18. Les couches de houille, compliqu es ou non de cannel coal et de pseudo cannel coal, pr sentent des variations profondes, tant en ce qui concerne leur composition que leur qualit . Ces variations se trouvent encore accentu es du fait des ph nom nes tectoniques, ainsi qu'il sera dit dans la suite.

19. La notion de « composition » r sulte du fait que les couches de houille ne sont g n ralement pas d'une seule mise. Le plus souvent, on consid re comme constituant une seule « couche » de houille, souvent, mais improprement appel e « veine », un ensemble de mises, sillons ou *laies*. Elles ne peuvent parfois et sur de vastes surfaces,  tre d limit es que gr ce   un joint l g rement terreur, sans  paisseur appr ciable, quoique tr s distinct sous le feu de la lampe. Ailleurs et fr quemment, elles sont au con-

traire séparées par des roches stériles, dénommées localement « cailloux ».

Aussi distingue-t-on épaisseur et puissance de la « couche », la puissance étant l'épaisseur totale des laies de houille.

Non seulement les diverses laies présentent des variations d'épaisseur, mais les intercalations stériles varient aussi d'importance. Il en résulte une certaine élasticité de la notion de « couche de houille » qui est, avant tout, pratique, c'est-à-dire dépend des conditions d'exploitation (cf. BRIART, 1894*b*; SMEYSTERS, 1900, p. 371).

Aussi, à la dénomination « épaisseur » substitue-t-on celle d'« ouverture », épaisseur effectivement exploitée, et à celle de « puissance totale », celle de « puissance utile », qui exclut les laies ou parties de laies constituant un refus. Enfin on ne donne en général, pour toutes ces grandeurs, que des valeurs moyennes.

D'autre part, on ne dénomme souvent que les couches exploitables. Les autres sont simplement qualifiées de « veinettes » *veiniats* ou *layettes*. Les appellations varient toutefois d'un champ d'exploitation à l'autre. Lorsqu'une « couche » est constituée par la réunion de plusieurs laies, qui, ailleurs, forment des couches indépendantes, ces laies peuvent conserver leur dénomination distincte, l'ensemble étant désigné par un terme spécial.

La planche III ne pouvait, en raison de son échelle très réduite, tenir compte de ces détails. Les dénominations adoptées sont, en général, celles de la série typique utilisée pour la construction des diagrammes. Pour les synonymies, on s'en référera aux travaux signalés ci-dessus (ch. IV, n° 2).

Dans le tableau synoptique qu'est la planche III, j'ai également tenté d'introduire la notion d'exploitabilité relative, sans cependant me dissimuler le caractère essentiellement subjectif du résultat.

La même remarque s'applique évidemment au tableau *C* qui résume globalement la puissance des couches de houille exploitées du synclinal de Haine-Sambre-Meuse. Ce tableau a été établi à l'aide de documents personnels et des diverses publications signalées ci-dessus, notamment celles du Service de la Carte des Mines et de M. STAINIER (1901*a*, 1905).

Bien qu'ayant subi diverses retouches depuis sa première publication (RENIER, 1913*d*), le tableau *C* n'en doit pas moins être considéré comme approximatif, car la stratigraphie détaillée des gisements et leur raccord à l'échelle d'ensemble sont encore obscurs en de très nombreux points.

Quant au bassin de la Campine, je crois pouvoir me borner à reproduire ici (tableau *D*) le relevé dressé par M. DENOËL (1904*a*). J'estime, en effet, que semblable recherche présente trop d'aléas pour mériter d'être reprise actuellement.

D'ailleurs, les chiffres publiés par M. P. Habets (1904*b*, p. 248; *c*, p. 648) concordent bien avec ceux de M. DENOËL. Il n'est toutefois pas improbable que la richesse de ce bassin soit plus grande que ne semblent l'indiquer ces chiffres.

Comme couches exploitables, l'auteur (DENOËL, 1904*a*, p. 207) a considéré celles ayant une puissance réelle d'au moins 0^m40 d'après les constatations faites en sondage (cf. RENIER, 1903).

TABLEAU C.

Répartition des couches de houille dans

N nombre et *P* total, en mètres, des puissances moyennes des couches exploitées.

		Couchant de Mons		Centre		Charleroi	
		<i>N</i>	<i>P</i>	<i>N</i>	<i>P</i>	<i>N</i>	<i>P</i>
Assise du Flénu	<i>R</i>	45	27.20	manque	
	<i>L</i>	23	9.00		
	<i>T</i>	68	36.20	(24)	?		
	<i>E</i>	1,060 mètres		350 mètres ?			
Assise de Charleroi	<i>R</i>	19	10.70	20	16.55
	<i>L</i>	31 ?	16.85	16	8.80
	<i>T</i>	50 ?	27.55	50 (?)	36	25.35
	<i>E</i>	1,270 mètres		1,270 mètres ?		780 mètres	
Assise de Châtelet	<i>R</i>	0 ?	0	0
	<i>L</i>	1	0.40	1	0.40 ?	2	1.00
	<i>T</i>	1	0.40	1	0.40 ?	2	1.00
	<i>E</i>	280 mètres		300 mètres ?		320 mètres	
Assise d'Andenne	<i>R</i>	0	0	0
	<i>L</i>	1 (4 ?)	0.35	?	2 ?	0.70
	<i>T</i>	1 (4 ?)	0.35	?	2 ?	0.70
	<i>E</i>	340 mètres		200 + ? mètres		320 mètres	

le synclinal de Haine-Sambre-Meuse.

R régionalement et *L* localement, *T* au total, *E* épaisseur moyennée de l'assise.

		Basse-Sambre		Andenne-Huy		Liège-Seraing		Herve	
		<i>N</i>	<i>P</i>	<i>N</i>	<i>P</i>	<i>N</i>	<i>P</i>	<i>N</i>	<i>P</i>
		manque		manque		manque		manque	
	<i>R</i>	3	1.60	1	0.50	23	17.45	7	5.55
	<i>L</i>	2 ?	1.55	4	1.40	17	9.10	2	1.10
	<i>T</i>	5 ?	3.15	5	1.90	40	26.55	9	6.65
	<i>E</i>	180 mètres		210 mètres ?		970 mètres		290 mètres	
	<i>R</i>	0	0	1	0.40	2	1.10
	<i>L</i>	2	1.00	1 ?	0.30	3	1.50	3 ?	1.20
	<i>T</i>	2	1.00	1 ?	0.30	4	1.90	5 ?	2.30
	<i>E</i>	290 mètres		280 mètres ?		360 mètres		450 mètres ?	
	<i>R</i>	2 ?	1.10	0	0	0
	<i>L</i>	2	0.70	3	1.10	3 ?	0.80	2 ?	0.80
	<i>T</i>	4	1.80	3	1.10	3 ?	0.80	2 ?	0.80
	<i>E</i>	340 mètres		170 mètres		200 mètres		?	

TABLEAU D.

Répartition des couches du Bassin de la Campine

(d'après L. DENOËL, 1904).

Faisceau	Epaisseur	Nombre de couches exploitables	Puissance totale (moyenne) en charbon des couches exploitables	Proportion % de charbon exploitable	Teneur % en matières volatiles
	mètres		mètres	%	%
I	500	10	8.00	1.60	35 à 40
II	280	10 à 14	9.00	3.20	32 à 47
III	240	11 à 18	11.60	4.80	22 à 38
IV	160	4 à 5	3.40	2.10	18 à 30
V	160—200	—	stérile	—	—
Houiller productif exploré	380	5 à 7	4.00	1.05	12 à 26
	1,760	46	36.00	2.00	12 à 47
II+III+IV	700	30	24.00	3.40	18 à 47

Ainsi qu'il résulte déjà de l'examen des tableaux C et D, les couches de houille des gisements belges sont minces ou moyennes. Ce n'est que localement que leur puissance atteint 1^m50 ou 2 mètres, rarement davantage. Les laies les plus épaisses n'ont guère plus de 1 mètre d'épaisseur.

On exploite régulièrement des couches dont la puissance ne dépasse pas 0^m30, voire moins encore, mais seulement dans des gisements réguliers, présentant des conditions particulièrement favorables, tant par la résistance des strates encaissantes qu'en ce qui concerne la pente.

Dans l'ensemble [du bassin de Haine-Sambre-Meuse, la puissance géométrique des couches exploitées, rapport de

la production statistique à la surface déhouillée, est d'environ 0^m66 (0^m64 à 0^m68) (cf. DENOËL, 1908, p. 9).

20. Les caractéristiques de composition d'une couche de houille sont, d'après ce qui précède, assez variables. Répétons qu'elles le sont plus encore, dans de nombreuses régions, en raison des perturbations tectoniques.

Ce n'est donc que localement, et parfois sous toutes réserves, qu'il est possible d'utiliser les caractères propres d'une couche de houille en vue de son identification stratigraphique.

Toutes les couches sont d'ailleurs loin de présenter à tous les égards la même constance. Les plus remarquables sont qualifiées de directrices (cf. SMEYSTERS, 1900, p. 374).

Il faut ajouter que, malgré le nombre encore trop restreint de données recueillies dans ce but, il semblerait exister une loi générale régissant, dans l'ensemble, les variations de puissance d'une couche de houille : la puissance augmenterait en raison inverse de la teneur en matières volatiles (cf. ci-après nos 27 et 28, non 29) (cf. STAINIER, 1904d, p. 448 ; DEMEURE, 1913, p. 315).

21. La répartition des couches de houille est très variable.

Le fait résulte clairement tant des tableaux B, C et D, que des tracés de la planche III, bien que, par suite du manque de données satisfaisantes, il n'ait pas été possible de figurer sur cette planche toutes les « veinettes ». Certaines d'entre elles seraient d'ailleurs locales (cf. SMEYSTERS, 1900, p. 373).

La distance entre couches, ou « stampe », est sujette à des variations considérables (cf. LEDOUBLE, 1906, p. 7) ; parfois elle s'annule même complètement (JOASSART, 1899). Le rôle des grès dans l'accentuation des stamper est manifeste (ARNOULD, 1877, p. 153 ; DELTENRE, 1912b, p. 502, pl. XIX). La variation peut alors être très rapide.

Dans l'ensemble, on constate toutefois un balancement, qui a pour résultat de maintenir assez constante la distance entre deux couches directrices assez écartées l'une de l'autre (cf. DE MACAR, *in* BRIART, 1875, p. 959; SMEYSTERS, 1897e, p. 554; 1900, p. 374; STAINIER, 1904d, p. 449).

Il se pourrait toutefois qu'il existât une loi générale de la variation d'épaisseur des stampes. D'après M. Stainier (1904d, p. 448), cette variation se ferait en sens inverse de celle de la puissance des couches de houille (cf. ci-dessus n° 20).

Les diagrammes de la planche III ne peuvent évidemment être considérés que comme donnant des moyennes. Pour fournir une idée exacte des principales variations, ils devraient être multipliés et dressés par concessions ou champs d'exploitation. Semblable entreprise, déjà réalisée pour le bassin houiller de la Westphalie, par exemple, dépasserait de beaucoup le cadre du présent travail. En ce qui concerne les bassins de Liège et de Herve, on consultera avec profit les données de M. Ledouble (1906, pl. V et VI).

22. La notion des stampes a souvent été utilisée en stratigraphie, mais de façons diverses.

Un procédé de portée générale ne tient compte que de l'épaisseur des stampes. Il est d'application assez rare, quoiqu'admissible, dans une certaine mesure, lorsqu'il s'agit d'épaisseurs assez grandes (cf. STAINIER, 1912b, p. 206). Il conduit à une première approximation du raccord cherché.

Un second procédé, plus en vogue dans le cas d'étude de sondages, est celui dit « des grandes stampes stériles » (P. ET M. HABETS, 1903, p. 292; DENOËL, 1904a, b; FORIR, 1905b, p. 647; FOURMARIER ET STAINIER, 1911, p. 329). Il comporte deux variantes suivant que par « stampe stérile » on entend un complexe dépourvu, au sens strict, de

toute couche, veinette ou passée de veine, ou bien, au sens large, de toute couche suffisamment puissante pour être exploitable.

L'examen des diagrammes de la planche III permet de constater que, là où l'étude a pu être poussée dans un détail suffisant, des stampes réellement stériles, d'une certaine importance et d'assez grande constance, ont pu être nettement définies. Leur épaisseur atteint souvent 50 mètres, mais ne dépasse jamais 100 mètres.

Des stampes industriellement stériles et beaucoup plus importantes se rencontrent également. Mais leur importance et leurs limites sont variables de région à région, certains faisceaux de couches n'existant localement qu'à l'état de veinettes ou de passées, alors qu'ailleurs, ils sont particulièrement riches.

Le procédé des stampes réellement stériles peut donc être utilisé en vue d'un raccord absolu par définition d'un horizon commun aux deux coupes comparées, lorsque, par d'autres moyens, on a préalablement acquis la conviction que les zones comparées étaient les mêmes. Encore dans le cas de sondage, faut-il établir la stérilité absolue de la stampe considérée, en démontrant, par un débitage soigné de la série sensiblement continue des témoins, que cette stampe ne renferme pas de « mur ». Cette dernière condition non seulement n'est fréquemment pas remplie, mais est même souvent irréalisable.

Quant au procédé des stampes relativement stériles, il ne peut être considéré que comme fournissant une toute première approximation, d'autant plus grossière que le champ des recherches est plus vaste.

23. Au total, la richesse des diverses assises est très variable.

Les notes suivantes résument et complètent à cet égard

les données déjà signalées de la planche III, du tableau *B* et surtout du tableau *C*.

L'assise de Chokier est absolument stérile. Les bassins où elle se trouve seule représentée (cf. tableau *B*), quoique dits houillers, sont donc sans intérêt industriel.

L'assise d'Andenne est très pauvre. Les couches exploitées sont partout irrégulières et affectent des allures en chapelet. Elles se trouvent vers la base de l'assise. Des travaux actifs n'existent plus actuellement que sur les flancs de l'anticlinal du Samson, aux environs d'Andenne et dans la Basse-Sambre. Les tentatives d'exploitation faites dans les bassins de Modave-Linchet, de Clavier, de Bende, dans le massif de Theux, ainsi que sur le bord septentrional du bassin du Couchant de Mons, ou encore dans la partie orientale des plateaux de Herve, sont depuis longtemps abandonnées.

L'assise de Chatelet est, elle aussi, pauvre. Les couches présentent cependant plus de régularité que celles de l'assise d'Andenne, surtout à l'Est de Charleroi et principalement dans les bassins de Seraing et de Herve, où elles sont déhouillées intensivement. Elles sont situées vers la moitié inférieure de l'assise, en dessous d'une stampe stérile très constante. Dans la région orientale du bassin de Liège et dans la partie septentrionale des Plateaux de Herve, on exploite tout au moins deux couches inférieures au faisceau ordinaire, mais la base de l'assise est ici mal définie.

Avec l'assise de Charleroi débute le Houiller exploité de façon régulière. Cette assise est très riche, au moins localement, car il existe souvent une importante stampe stérile vers le sommet du tiers inférieur, qui, ailleurs, renferme un faisceau très productif (cf. pour commentaire de la planche III, SMEYSTERS, 1900, p. 373; STAINIER, 1905, p. 116; 1912*b*, p. 204). Les renseignements relatifs

à la partie supérieure de l'assise manquent encore de précision dans le bassin du Centre. Ainsi s'explique la lacune du diagramme de la planche III. La couche de base, quoique remarquable et reconnue aujourd'hui de façon satisfaisante d'un bout à l'autre du synclinal de Haine-Sambre-Meuse, tout au moins dans les coupes typiques, est inexploitable sur de vastes espaces.

Enfin l'assise du Flénu est très riche, mais aussi très localisée.

Elle n'est complète qu'aux environs de St-Ghislain (Hornu), mais plus typique, par sa flore, au Flénu. On ne la connaît pas à l'Est du Méridien de Binche.

Quant au bassin de la Campine, les études exécutées jusqu'à ce jour démontrent qu'il comprend une série parallèle à celle du Couchant de Mons depuis l'assise d'Andenne jusque vers le sommet de l'assise du Flénu.

24. Les houilles des gisements belges sont de toutes qualités.

La teneur en matières volatiles varie de 6 à 37 %, voire 40 % et davantage, comme l'indiquent les tableaux *D* et *E*.

Depuis 1903, la statistique classe ainsi les houilles des gisements belges :

Flénus	plus de 25 % de matières volatiles ;		
Gras	de 25 à 16 %	»	»
Demi-gras	de 16 à 11 %	»	»
Maigres	moins de 11 %	»	»

La teneur en cendres est parfois très basse. Elle se trouve souvent renforcée dans les résultats d'analyse par suite du mélange de stérile à la prise d'essai. Certaines houilles sont cependant cendreuses, parce qu'elles renferment des concrétions ou encore sont mélangées intimement de bancs schisteux, « barres » (charbons barrés). Par l'intermédiaire de ces variétés (*bézi*ers ou *bezy*, *chaïsses*, *xhaveries* ou *haveries*, *scaille* ou *escaillage*,

mojet, faux-mur, faux toit), elles passent aux schistes (cf. SPRING, 1887, pp. 141-142).

Au *cannel coal* se rattachent, d'autre part, les variétés de schiste bitumineux connus sous le nom de *galet* ou *crocha* (croha).

La teneur en soufre atteint parfois 4 ou 5 %, mais elle est en général faible. Son exagération ne se rencontre que dans les couches dont le toit renferme une faune marine (STAINIER, 1912f; CORNET, 1913a, p. 72, n° 1106).

Le seul élément intéressant, au point de vue stratigraphique, est la teneur en matières volatiles.

25. Bien que les diverses laies d'une même couche présentent fréquemment des divergences importantes dans leur constitution chimique (cf. DUBAR, 1880, p. 211; STAINIER, 1900, p. 429; 1905, p. 106), il est cependant possible de saisir, dans les gisements belges, des lois de variation de la teneur en matières volatiles suivant les trois dimensions stratigraphiques, c'est-à-dire, d'une part, suivant l'ordre de superposition des couches, et d'autre part, dans le plan d'une même couche, suivant la direction générale du bassin, et encore suivant une normale à cette direction. Les complications tectoniques rendent cependant assez délicat l'examen de ce troisième côté de la question.

Ces lois ne sont pas d'une rigueur absolue parce qu'en général, on se borne à des résultats d'essais sommaires. Aussi ne se traduisent-elles en courbes régulières, que pour autant :

a) Que l'on ait affaire à des charbons de même qualité : la houille étant sans mélange ou intercalation de *cannel coal* qui relève la teneur en matières volatiles (cf. ? MONTFORT, 1878, p. 417; A. FIRKET, 1893b; FOURMARIER et RENIER, 1903, p. 1187) ou de *pseudo cannel coal* qui l'abaisse (cf. FIRKET, 1893b; SMEYSTERS, 1900, p. 384);

b) Que les houilles soient relativement pures; un excès de pyrite ou la présence de nodules carbonatés augmentent, de façon anormale, la teneur en matières volatiles. C'est pourquoi le tableau E renseigne entre parenthèses les chiffres relatifs à la couche Petit

Buisson, base de l'assise du Flénu, qui, à raison de son toit marin, est particulièrement sulfureuse (cf. STAINIER, 1912f);

c) Que l'essai soit fait sur gaillette. Industriellement, les essais étant faits sur charbon brut, il y a part d'intervention des roches stériles, notamment de schistes charbonneux ou bitumineux, ce qui modifie, non seulement la proportion de cendres, mais aussi la teneur en matières volatiles, souvent très différente dans les schistes et dans la houille;

d) Que les essais soient faits dans des conditions identiques.

Nous ne disposons malheureusement dans l'ensemble que d'essais industriels souvent sommaires et exécutés d'après des procédés variés.

C'est donc à l'aide de matériaux de fortune que j'ai dressé le tableau E qui représente, sous une forme assez expressive, l'ensemble des résultats, encore que la désignation des positions géographiques y soit assez élastique.

Depuis sa première publication (RENIER, 1913d, p. 811), ce tableau a été cependant retouché et complété.

TABLEAU E.

Variations de la teneur en matières volatiles des couches

Ce tableau condense quelques données remarquables sur les variations suivant l'ordre

Région : *O* occidentale, *E* orientale, *S* méridionale,

Bassins	Couchant de Mons			Centre			Charleroi		
	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>
RÉGIONS									
Assise du Flénu		<i>C</i> 35							
	<i>C</i> 29	<i>C</i> 32	<i>C</i> 35						
				<i>C</i> 35					
	<i>C</i> 25 (<i>C</i> 26)	(<i>C</i> 29)	<i>C</i> 30 (<i>C</i> 32)	<i>C</i> 32 (<i>C</i> 32)					
Assise de Charleroi								<i>C</i> 18	
			<i>S</i> 17		<i>N</i> 18	<i>N</i> 17			
	{ <i>N</i> 17 { <i>S</i> 20								
Assise de Châtelet	<i>N</i> 11	<i>S</i> 17	{ <i>N</i> 15 { <i>S</i> 15	<i>N</i> 16	<i>N</i> 14	{ <i>N</i> 12 { <i>S</i> 18	<i>N</i> 12	{ <i>N</i> 11 { <i>S</i> 17	{ <i>N</i> 10 { <i>S</i> 14
	<i>N</i> 10					<i>S</i> 12?		<i>N</i> 8	
Assise d'Andenne							<i>N</i> 10		
		<i>N</i> 7	<i>S</i> . 8?						

de houille du synclinal de Haine-Sambre-Meuse.

stratigraphique et l'extension géographique. — Les abréviations sont les suivantes :

N septentrionale, *C* centrale.

Basse-Sambre	Andenne-Huy			Liège-Seraing			Herve		
	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>	<i>O</i>	<i>C</i>	<i>E</i>
							<i>C</i> 24		
							{ <i>C</i> 20 { <i>S</i> 24	<i>C</i> 18	<i>N</i> 8
<i>S</i> 13									<i>C</i> 17
<i>S</i> 11.5							{ <i>C</i> 15 { <i>S</i> 17	{ <i>N</i> 6.5 { <i>S</i> 12	{ <i>N</i> 14 { <i>S</i> 17.5
				<i>C</i> 13	<i>N</i> 7.5	<i>S</i> 19			<i>C</i> 11
	<i>C</i> 11			<i>C</i> 11.5		{ <i>N</i> 12 { <i>S</i> 18.5		<i>N</i> 6.0	<i>N</i> 13
									<i>C</i> 8
								(<i>S</i> 12)	
		<i>S</i> 8	(<i>S</i> 11)?	(<i>C</i> 12?)		<i>S</i> 15.5			

26. Suivant l'ordre de stratification, sur une même verticale, la teneur en matières volatiles croît progressivement de la base au sommet de la série. La teneur en carbone décroît symétriquement.

Cette loi, dite de Hilt (1873), a été reconnue comme étant pratiquement applicable aux gisements belges (CORNET, 1873, p. 203; DE VAUX, 1874; ARNOULD, 1877, p. 164; DUBAR, 1880; STAINIER, 1900, p. 410; CORNET, 1913*a*, p. 82; *contra* DE MACAR, 1876).

La variation est parfois très lente, surtout dans les zones inférieures (STAINIER, 1902*a*, p. 107).

Les applications de la loi de Hilt sont courantes et fréquentes, surtout dans le cas de sondages. Mais comme elle n'est vraie que dans l'ensemble, elle ne peut servir qu'à des raccords stratigraphiques assez grossiers, d'autant que d'autres variations interviennent comme éléments perturbateurs.

Parmi les exemples classiques d'application de ce principe, on peut citer: BRIART (1894*b*, 1897, p. 245); P. ET M. HABETS (1903, p. 289); DENOËL (1904*a*, p. 194); H. FORIR (1905*b*); FORIR, HABETS ET LOHEST (1906); DEMEURE (1913).

27. Suivant la direction générale du synclinal de Haine-Sambre-Meuse, on constate des nœuds ou régions nodales dans lesquelles la teneur en matières volatiles d'une même couche passe par un maximum ou un minimum (STAINIER, 1900, p. 435; CORNET, 1913*a*, p. 83, n° 1116; cf. F. CORNET, 1873, p. 214; SMEYSTERS, 1900, p. 379).

A partir de ces nœuds, la teneur décroît ou croît régulièrement. La gradation est variable; dans des cas cités, la différence des teneurs est de 2.6 à 0.5 % par kilomètre (cf. STAINIER, 1900, p. 438; DELTENRE, 1912*b*; BERTIAUX, 1913*a*, p. 360).

Un de ces nœuds de maximum se trouve dans la région occidentale du bassin du Centre, à l'Ouest de Binche, et

non au Flénu, comme je l'ai écrit erronément (cf. STAINIER, 1904*d*, p. 437); un second existe peu à l'Ouest de Seraing (DE MACAR, 1876, 1878, p. 72; CORNET, 1878*b*, p. 23; STAINIER, 1900, p. 437). Ce dernier serait même double (cf. STAINIER, 1905, p. 103).

Un nœud de minimum coïncide avec la région anticlinale du Samson.

En Campine, la position des nœuds n'a pas encore été définie. La teneur en matières volatiles augmenterait de l'Est vers l'Ouest (P. ET M. HABETS, 1903, p. 293; FOURMARIER ET RENIER, 1903, 1906, DENOËL, 1904*a*, p. 195; P. HABETS, 1904*b*, *c*, 1910, p. 17).

28. Suivant la direction normale à l'allongement du synclinal de Haine-Sambre-Meuse, la teneur croît du Nord vers le Sud de façon assez régulière; mais on constate des sauts brusques à la traversée des failles longitudinales (STAINIER, 1900, p. 452, 1905, p. 104; CORNET, 1913*a*, p. 84, n° 1116; cf. SMEYSTERS, 1900, p. 379).

L'opinion des divers auteurs (STAINIER, 1900, pp. 453, 574; *contra* BERTIAUX, 1913, p. 357; cf. BERTHOUT ET STRUVE, 1795, p. 60) est que cet accroissement du Nord vers le Sud ne doit se poursuivre que jusqu'à l'axe du géo-synclinal; par delà il y aurait symétriquement diminution du Nord vers les régions plus méridionales du bassin.

Certains faits constatés dans le Hainaut et qui constituent des exceptions à la règle générale, trouveraient ainsi une explication.

29. En outre, et enfin, la teneur en matières volatiles diminuerait régulièrement à partir des affleurements vers les régions de plus en plus profondes d'une même couche, dans le cas de plateaux (cf. PERNET, 1883, p. 125; DEMEURE, 1913, p. 314; cf. SMEYSTERS, 1900, p. 380; STAINIER, 1900, p. 418; CORNET, 1913*a*, p. 84, n° 1117).

La teneur varierait de 1 à 2 % par 100 mètres de verticale.

Dans les couches en dressant, on ne remarquerait aucune variation nette (STAINIER, 1900, p. 422).

30. Il résulte de ce qui précède (n° 27-29), qu'on ne peut définir de façon générale les zones stratigraphiques par la spécification de la qualité des charbons qu'elles renferment. Cette qualité varie latéralement en tous sens.

Aussi les auteurs belges ont-ils, dès le début (DUMONT, 1832), évité un errement longtemps suivi à l'étranger.

31. Dans certaines régions du pays, l'étude de l'aspect physique des cendres de la houille est utilisée pour la caractérisation individuelle des diverses couches.

Jusqu'ici aucune étude systématique n'a été publiée en vue d'établir le bien fondé de cette méthode (cf. CHEVALIER, 1832; BOUHY, 1855, *passim*).

32. Des cailloux roulés ont été rencontrés dans la masse de certaines couches de houille.

Ces découvertes n'ont fait jusqu'ici l'objet que de publications assez restreintes (STAINIER, 1893*f*, 1896, 1904*d*, p. 423; LOHEST, 1894*a*, *b*; FIRKET, 1894; SCHMITZ, 1894, 1897*a*, p. 35; LAMBIOTTE, 1894; DELTENRE, 1908*a*, 1912*b*, p. 505; cf. SMEYSTERS, 1900, p. 388). Encore certains d'entre les cas décrits sont-ils des plus douteux : il s'agirait plutôt de concrétions (DELTENRE, 1908*a*, p. 171; cf. STAINIER, 1896, XI, XII, XIV).

Quoi qu'il en soit, l'intérêt de ces découvertes, pour le stratigraphe, est jusqu'ici des plus obscurs. Les couches de houille avec cailloux roulés appartiennent aux assises de Châtelet et de Charleroi, tant à Liège que dans les bassins hennuyers de Charleroi et du Centre.

33. L'altération naturelle des combustibles ne se remarque nettement qu'aux affleurements. Elle n'a donné lieu qu'épisodiquement à des remarques d'ailleurs sans grand intérêt (cf. BOUHY, 1855, p. 397).

CHAPITRE VII. -- Les minéraux.

1. Les minéraux ne jouent, dans nos gisements houillers, qu'un rôle très accessoire.

Mais, afin d'épuiser le sujet, j'en dirai ici quelques mots.

2. L'étude systématique de ces minéraux a donné lieu à diverses publications de M. Cesàro (1886, 1890*b*, 1898, 1910), ainsi qu'à une note de M. Abraham (1908) et à une remarque de M. Ledoux (1913, p. 44).

3. L'intérêt des minéraux des gisements houillers est toutefois assez relatif. C'est pourquoi rares sont les auteurs qui ont fait un exposé général de la question.

On peut cependant citer entre autres : d'Omalus (1853*b*, p. 307); Dewalque (1868, p. 94; 1880*a*, p. 107); Mourlon (1873, p. 136; 1880, p. 124).

4. Les minéraux peuvent, d'après leur mode de gisement, être répartis en trois groupes :

1° les concrétions, dont l'étude pourrait à divers égards être rattachée à celle des caractères lithologiques des sédiments;

2° les minéraux filoniens et géodiques;

3° les minéraux d'altération.

5. Les concrétions sont constituées de pyrites ou, — plus souvent et, — de carbonates divers : calcique, magnésique, ferreux.

Généralement, cette imprégnation en masse est de formation hâtive. Les concrétions manifestent en effet un tassement moindre que les sédiments encaissants. Souvent même leur tassement a été nul (cf. RENIER, 1908*a*, p. 298; 1909*b*, p. 152).

Les concrétions sont localisées dans des roches qui présentaient originellement une consistance sirupeuse ou

colloïdale : schistes, souvent bitumineux ou tout au moins argileux ; houilles.

Elles sont particulièrement abondantes dans les formations marines. C'est tout au moins le cas pour la pyrite (cf. J. CORNET, 1913*a*, p. 72, n° 1106).

Parfois, le minéral imprègne la masse. Ainsi en est-il surtout des carbonates et en particulier de la sidérose. Plus souvent, les concrétions sont discontinues. Dans certains cas, la concentration a eu lieu autour d'un débris organique. Ainsi se sont constitués les échantillons à structure conservée (cf. RENIER, 1910*j*).

La forme des nodules (*moïes, clous*) peut être sensiblement géométrique. C'est le cas des nodules de « toit » (BRIART, 1883, p. 130 ; RENIER, 1908*a*, fig. 56). Dans les « murs », ils sont irréguliers. Dans la houille, les formes sont celles des végétaux fixés par les minéralisateurs. Comme ces débris sont souvent étalés par affaissement, les concrétions forment des *barres*, parfois même constituent un lit continu, très caractéristique. Aucun cas net de minéralisation en masse d'une couche de houille ne semble avoir jusqu'ici été découvert en Belgique (? cf. SMEYSTERS, 1900, p. 385).

Tantôt la concrétion est homogène, soit compacte, soit granuleuse (charbon ferré) ; tantôt elle présente une répartition nette, la croûte étant plus sulfureuse.

Une place à part peut être faite aux nodules présentant la structure de cornets emboîtés ou styliolithes (*dünnenstein, cone in cone*), considérés, non sans quelque hésitation, par les auteurs anciens, comme présentant une structure organique. Ce type est surtout fréquent dans l'assise de Chokier (cf. DUMONT, 1832, p. 190 ; DAVREUX, 1833, p. 25, pl. VI ; VAN SCHERPENZEEL - THIM, 1875, p. 159 ; DEWALQUE, 1875*a*, p. 915 ; 1878*b* ; 1880*a*, p. 105 ; PURVES, 1881, p. 532 et 554 ; FORIR, 1883 ; STAINIER, 1891*a*, 1893*e*, p. 179 ; J. CORNET, 1906*b*).

Consolidées hâtivement, les concrétions se sont fissurées, soit par suite de la déshydratation, soit sous l'influence des déformations tectoniques (cf. DUMONT, 1832, p. 190 ; LOHEST, 1912*a*, pl.). Certains vides naturels de ces concrétions, notamment des débris organiques, y constituent des géodes.

C'est pourquoi les minéraux du second groupe se rencontrent souvent dans les concrétions.

6. Les minéraux filoniens et géodiques sont nombreux et variés : quartz, pyrite, chalcoppyrite, millérite, galène, blende, calcite, dolomie, sidérose, aragonite, barytine, wavellite ; et encore anthracite et hatchettite, voire pétrole ; enfin pholélite.

Je fais évidemment abstraction ici des gîtes filoniens situés au contact du houiller et du calcaire dinantien.

L'étude de ces gisements sort du cadre du présent travail.

Les minéraux de ce genre sont d'âges divers. Ils ont en général pris naissance après la consolidation et le tassement des sédiments.

Les premiers d'entre eux se rencontrent dans les fissures des grès, des schistes et des houilles, ou encore dans les craquelures et géodes des concrétions.

La wavellite semble spéciale aux schistes siliceux de l'assise de Chokier.

Les hydrocarbures sont propres aux concrétions des schistes bitumineux.

La pholélite (*whitte d'aguesse*) est considérée comme localisée dans les régions intensivement plissées, et est, pour cette raison, tenue par les mineurs comme le signe d'un dérangement de la couche de houille (cf. BERTHOUT ET STRUVE, 1795, p. 58 ; DEMANET, 1898, p. 17). Certains géologues la considèrent en conséquence comme d'origine dynamométamorphique. Mais elle se rencontre également dans les concrétions (CESARO in LOHEST, 1903).

D'ailleurs, l'examen des surfaces ondulées des schistes dérangés, démontre que la pholérite ne se trouve pas sur les versants présentant des miroirs de glissement, mais seulement dans les régions de pente inverse, c'est-à-dire là où les lèvres ont une tendance à s'écarter dans leur déplacement relatif (RENIER, 1907 *c*).

Pour ce qui est des particularités de gisement, je m'en tiendrai à la citation de quelques sources :

Quartz : DUMONT (1832, p. 186); DAVREUX (1833, p. 109); DEWALQUE (1885, 1888); MALHERBE (1876*b*); MALAISE (1873, p. 208); DESTINEZ (1882, 1899); FIRKET (1882); BRIART (1888); CESARO (1890*b*); FOURMARIER et RENIER (1903, p. 1088; 1906, p. 521); FOURMARIER (1903*c*); MATHIEU (1910*c*); RENIER (1909*b*, p. 156); DELTENRE (1912 *b*, p. 504); LEDOUX (1913, p. 44).

Pyrite : LE HARDY (1857, p. 157); MALAISE (1873, p. 177); SCHMITZ (1897*a*, p. 41); DEWALQUE (1897); FOURMARIER et RENIER (1903, p. 1087; 1906, p. 521); FOURMARIER (1903*c*); DELTENRE (1912*b*, p. 504); CORNET (1913 *a*, p. 72, n° 1106).

Chalcopyrite : FIRKET (1879*b*); DE KONINCK (1881); CESARO (1898, p. 97); STAINIER (1904*b*); BERTIAUX (1909).

Millérite : FIRKET (1878*a*); LOHEST (1902*a*); SCHMITZ et STAINIER (1908).

Galène : SMEYSTERS (1903*b*, 1904*b*, *c*); DELACUVELLERIE (1904*a*); STAINIER (1904*b*).

Blende : DE KONINCK (1881); BERTIAUX (1898); STAINIER (1904*b*); SCHMITZ et STAINIER (1908).

Calcite : Cf. SWEDENBORG (1722); CAUCHY (1825, p. 30); DUMONT (1832, p. 190); LE HARDY (1857, p. 151); G. DEWALQUE (1875, p. 927); FIRKET (1882); FORIR (1887); BRIART (1888); CESARO (1886, 1890 *a*); FOURMARIER et RENIER (1903, p. 1087; 1906, p. 521); FOURMARIER (1903*c*); DELTENRE (1912 *b*, p. 504).

Dolomie : DAVREUX (1833, p. 109); FIRKET (1878*a*); DE KONINCK (1881); CESARO (1898, p. 97); FOURMARIER et RENIER (1903, p. 1088; 1906, p. 521); FOURMARIER (1903*c*); MATHIEU (1910*c*).

Sidérose : LE HARDY (1857, p. 171); MALAISE (1873, p. 301); BERTIAUX (1898). [Voir ci-après n° 8].

Aragonite : MALAISE (1873, p. 301); DEWALQUE (1885); FOURNIER (1898); BUTTGENBACH (1902).

Barytine : LE HARDY (1859, p. 144); FIRKET (1877); MONTFORT (1878, p. 426); WATTEYNE (1884*b*); CESARO (1898, p. 50; 1910); STAINIER (1904*b*).

Wavellite : FOURNIER (1897); J. CORNET (1909*a*, p. 182).

Pholérite : GUILLEMIN (1825); DUMONT (1832, p. 188, 191); DAVREUX (1833, p. 109); DE KONINCK (1877); WATTEYNE (1884*a*); CESARO *in* LOHEST (1903); FOURMARIER et RENIER (1903, p. 1088; 1906, p. 52); ABRAHAM (1908); DELTENRE (1912*b*, p. 505).

« Anthracite » [= gayet ? cf. DEWALQUE (1892)] : LOHEST (1909*a*); COSYNS (1909); RENIER (1909*b*).

Hatchettite : CHANDELON (1838); MALAISE (1873, p. 148); LOHEST (1883*a*), DEWALQUE (1883, 1893*b*); MALHERBE (1883*b*).

« Pétrole » : BRIART (1888); DEWALQUE (1888); LOHEST et STAINIER (1892); LOHEST (1903, 1912*a*); SMEYSTERS (1903*c*); ABRAHAM (1908), STAINIER (1912*d*) [cf. CHANDELON, 1838, p. 675, note].

7. Les minéraux d'altération sont surtout le gypse (DRAPIEZ, 1823, p. 12; DUMONT, 1832, p. 189; MALAISE, 1873, p. 80; SCHMITZ, 1890*b*; FIRKET, 1902), produit de la réaction sur les calcaires des produits d'altération des pyrites, et la limonite (BOUHY, 1856, p. 227; DE KONINCK, 1879*b*) résultant de l'oxydation et de l'hydratation des minéraux ferri-fères. On a également signalé la malachite (BERTIAUX, 1909, p. 68). M. Stainier (1909, cf. A. FIRKET, 1880) range encore dans cette catégorie : Halloysite, Delvauxine, Koninckite et Richellite et surtout la Destinézite (diadochite).

Certaines houilles sulfureuses, abandonnées en massif, sont fréquemment couvertes d'efflorescences sulfatées, voire d'un exsudat d'acide sulfurique.

Enfin on peut rattacher à ce groupe la Halite, qui, par suite de l'évaporation de l'eau salée circulant dans les grès, cristallise sur les parois des galeries (cf. MALAISE, 1873, p. 313; LOHEST, 1894*c*; RACHENEUR, 1912).

8. Les minéraux des gisements houillers de la Belgique n'offrent pas d'intérêt industriel. La sidérose ne forme pas de gisements d'une

importance suffisante pour être susceptible d'exploitation (cf. DRAPIEZ, 1823, p. 54; DUMONT, 1832, p. 194; CHÈVREMONT, 1833, p. 102; BOUHY, 1846, p. 227; MALHERBE, 1873a, p. 31; CORNET, 1873, p. 227; MOURLON, 1880, p. 124; DUFRANE-DEMANET, 1898, p. 16; FOURMARIER ET RENIER, 1903, p. 1187, 1906, p. 520; LESPINEUX, 1910; DELMER, 1913, p. 328; *contra* G. LAMBERT, 1904). Les données les plus importantes sur sa répartition ont été fournies par M. Karapétian (1912a).

(A suivre).

Ministère de l'Industrie et du Travail

ADMINISTRATION DES MINES

SERVICE DES ACCIDENTS MINIERS ET DU GRISOU

Siège d'expériences de Frameries

Étude sur les Explosifs S. G. P.

ASPECT DES FLAMMES

AU

TIR AU MORTIER

PAR

Emmanuel LEMAIRE

Ingénieur Principal au Corps des Mines,
Attaché au Service des Accidents miniers et du grisou
(Siège d'expériences à Frameries)
Professeur à l'Université de Louvain.

INTRODUCTION (1).

Bien qu'il ne s'agisse, dans cette « étude », ou plutôt, dans cette partie d'étude, que de recherches préalables, encore incomplètes, nous croyons qu'il s'y trouve dès à présent assez d'éléments utiles pour que la publication en soit justifiée.

Nous l'avons dit et répété maintes fois : le problème des explosifs de sûreté est des plus complexes; mais, s'il y a

(1) Par V. WATTEYNE, Inspecteur général des Mines, Chef du Service des accidents miniers et du grisou.

lieu, d'une part, quand on n'envisage qu'un des éléments du dit problème, de se défier de conclusions trop promptes et trop catégoriques qui peuvent induire en erreur et conduire à des agissements qui compromettraient, au lieu de la sauvegarder, la sécurité des ouvriers mineurs, il importe, au contraire, de ne rien négliger pour jeter quelque lumière nouvelle sur la question.

Parmi les manifestations du phénomène de la détonation des explosifs, un rang de première importance est tenu par les manifestations lumineuses.

Ces manifestations ont déjà fait l'objet de très intéressantes recherches par divers expérimentateurs (Bichel et Mettegang, Hess, Will, Taffanel, etc.). Notre collaborateur, M. l'Ingénieur principal Emmanuel Lemaire, a entrepris de les surprendre sous un autre aspect en plaçant l'appareil photographique vis-à-vis du fourneau dans la galerie d'essais.

On verra, par ce qui va suivre et par l'examen attentif des photographies obtenues, que cette façon d'opérer permet des constatations intéressantes.

Nous les livrons à la publicité, estimant qu'elles constituent une collaboration utile à l'étude de ce grand problème d'intérêt international, de la sécurité dans l'emploi des explosifs, dont la solution complète aurait pour conséquence la conservation de nombreuses vies humaines.

Ce n'est pas trop, pour chercher cette solution si désirable, de toutes les bonnes volontés, non seulement de ceux qui s'adonnent spécialement à ces recherches dans divers pays miniers, mais aussi des exploitants eux-mêmes qui pourraient, comme le suggère M. Lemaire dans ses conclusions, faire dans leurs travaux, dans les opérations de la pratique, d'utiles constatations.

On remarquera que, parmi les explosifs essayés, il en est qui, bien que placés sur la liste des explosifs S. G. P.,

c'est-à-dire de ceux auxquels les essais ont fait reconnaître un haut degré de sûreté vis-à-vis du grisou et des poussières, donnent lieu à des manifestations lumineuses inquiétantes. Ce sont des échantillons que les essais de contrôle ont fait reconnaître comme étant défectueux.

Ces essais de contrôle, qu'il convient de multiplier, devraient, s'ils donnaient fréquemment de ces mécomptes, entraîner non seulement la réduction de la charge-limite, mais même la radiation de certains explosifs de la liste des S. G. P.

La sécurité des mines est à ce prix.

Cette liste n'est d'ailleurs pas adoptée *ne varietur*; elle pourrait même être révisée très largement si nos expériences, poussées plus loin, nous amenaient à faire une sélection nouvelle, plus rigoureuse que les précédentes.

Disons toutefois que, jusqu'ici, il n'y a pas encore eu, dans la pratique, de mécompte véritable, vu qu'aucune inflammation de grisou ou de poussières n'a encore eu lieu, dans les mines belges, du fait de l'emploi des explosifs S. G. P.

Il n'en est pas moins vrai que le danger, si réduit qu'il puisse être, subsiste toujours; aussi, importe-t-il non seulement de rester en éveil sur la bonne fabrication des explosifs (les essais de contrôle sont faits dans ce but), mais aussi de rechercher les moyens de parer aux imperfections inévitables, en employant des procédés de tir qui superposent d'autres précautions à la précaution fondamentale de l'emploi des explosifs de sûreté.

C'est dans cet ordre d'idées que nous avons introduit le procédé du *bourrage extérieur*, d'emploi aisé et économique, et que nous étudions la *schistification extérieure*, qui est aussi susceptible, croyons-nous, de recevoir une application pratique.

Bruxelles, décembre 1913.

V. WATTEYNE.

I. — Préambule

La détermination du degré de sûreté des explosifs au moyen de charges tirées au mortier d'acier sans bourrage, dans des atmosphères chargées de grisou ou de poussières de charbon, a mis en évidence les faits suivants :

1° Tous les explosifs quels qu'ils soient, présentent un certain degré de sûreté qui peut être faible pour certains d'entre eux et très notable pour d'autres.

La charge-limite de sûreté peut varier de quelques grammes à 900 grammes et plus.

En augmentant convenablement la charge, on peut arriver à allumer le grisou et les poussières de charbon avec tous les explosifs ;

2° En général, la charge-limite de sûreté varie avec la section de la galerie dans laquelle on la détermine. Elle augmente avec la section de la galerie, mais pas proportionnellement à celle-ci (1) ;

3° Pour certains explosifs la charge-limite varie avec la densité de chargement dans un sens ou dans l'autre ;

4° Pour certains explosifs la charge-limite varie avec le diamètre du mortier dans lequel on la détermine (2) ;

5° Certains explosifs allument plus facilement le grisou que les poussières de charbon et réciproquement.

En vue de rechercher une orientation dans la discussion des causes de ces variations, nous avons eu recours à la

(1) WATTEYNE et BOLLE. — Expér. sur les variations des charges-limites des explosifs suivant les sections des galeries. *Annales des Mines de Belgique*, t. XVI (1911).

(2) *Op. cit.* et WATTEYNE et STASSART. Communication au Congrès de chimie appliquée à Rome en 1906.

photographie pour nous rendre compte de ce qui se passe dans la galerie d'essais quand on tire des charges au mortier d'acier.

Nous reproduisons dans la présente note la première série de photographies obtenues, c'est-à-dire la série relative aux recherches préalables.

Ces photographies ont été prises dans la galerie de 2 mètres carrés de section en plaçant l'appareil face au canon à 10 mètres de celui-ci. Les flammes sont donc représentées en projection sur un plan vertical perpendiculaire à l'axe du mortier.

Pour tous les essais, l'appareil photographique a été placé à la même distance de l'axe du mortier, de manière à obtenir toutes les photographies à la même échelle.

Les charges d'explosif ont été tirées dans un canon de 55 millimètres de diamètre.

Un certain nombre d'essais ont été faits en plaçant le canon au centre d'un tube en tôle de 1 mètre carré de section de manière à pouvoir se rendre compte de l'influence que pouvait avoir la réduction de la section de la galerie.

II. — Examen général des photographies.

L'examen des photographies montre que la plupart des explosifs expérimentés donnent une *flamme centrale* brillante, environnée, immédiatement ou non, *d'autres flammes* plus ou moins lumineuses continues ou discontinues. Certaines photographies ne montrent qu'une flamme centrale plus ou moins développée; d'autres laissent apercevoir nettement l'orifice du canon. Dans certaines conditions de tir, un des explosifs expérimentés n'a guère donné de flamme centrale.

Flammes centrales (première et deuxième phases).

Dans certaines photographies, l'orifice du fourneau se

détache en noir au milieu de la flamme centrale. La région la plus incandescente ne correspond donc pas toujours au point occupé par les cartouches, fait qui a déjà été observé en faisant détoner des cartouches à air libre.

D'autre part, en regardant face au canon, la flamme qui s'échappe de celui-ci, on observe parfois qu'elle est rougeâtre au centre et c'est pour ce motif qu'elle n'impressionne pas toujours la plaque photographique.

D'autre part encore, les mesures de durée de flammes d'explosions ont toujours donné une durée supérieure à celle qui correspond à la propagation de l'onde explosive dans les cartouches.

On peut déduire de ces constatations que les réactions qui se font à l'intérieur du canon avec la vitesse de l'onde explosive sont généralement incomplètes et qu'elles s'achèvent à l'extérieur du fourneau en produisant la flamme centrale brillante observée.

Il semble donc que dans une explosion, il y ait lieu de distinguer *deux phases* et même *trois phases* comme nous le verrons plus loin.

Une première phase correspond à des réactions incomplètes qui se font avec la vitesse de l'onde explosive.

Une deuxième phase correspond à des réactions qui se passent dans les gaz sortant du mortier, sans intervention nécessaire de l'oxygène de l'air.

De l'importance et de la durée de ces réactions de deuxième phase dépendraient principalement la grandeur et la durée de la flamme centrale observée à l'extérieur du fourneau.

Flammes de troisième phase. — Au delà de la flamme centrale et parfois séparées de celle-ci par des intervalles obscurs, on observe souvent d'autres flammes dans la production desquelles il ne paraît pas douteux que l'oxygène de l'air intervienne. C'est à la production de ces flammes

que correspond la troisième phase envisagée ci-dessus dans la détonation des explosifs tirés au mortier d'acier.

Parmi ces flammes de troisième phase, une catégorie spécialement intéressante comprend celles qui se manifestent au contact de la paroi de la galerie d'essai. Sur un grand nombre de photographies ces flammes sont nettement séparées de la flamme centrale par une bande obscure. Les photographies 34, 39, 41, 46 en donnent de bons exemples.

Immédiatement au delà de la flamme centrale, les gaz de l'explosion peuvent renfermer encore des gaz combustibles, mais être trop pauvres en oxygène ou mêlés à trop de produits de combustion pour être encore susceptibles de brûler sans intervention de l'oxygène de l'air. S'ils sont encore chauds quand leur mélange avec l'air devient suffisant, ils peuvent se rallumer à une distance plus ou moins grande de la flamme centrale.

Dans la galerie d'essai, la paroi inférieure, qui est la plus rapprochée de l'axe du canon, joue un rôle important dans la production des flammes de troisième phase. Les gaz projetés sont arrêtés par cette paroi et se réchauffent en perdant leur force vive; s'ils sont alors suffisamment mêlés à l'oxygène de l'air et renferment des gaz combustibles, ils peuvent se rallumer alors qu'ils ne le feraient pas s'ils ne rencontraient pas une paroi aussi rapprochée. Il ne semble pas que l'incandescence qui se manifeste dans beaucoup de cas au voisinage de la paroi en question, soit due à un phénomène de compression, car la galerie n'est pas en état de résister à la pression que cette incandescence supposerait.

L'examen des photographies montre que parmi les flammes de troisième phase, il existe des flammes peu développées qui ont parfois une forme circulaire parfaite, et dont le centre est moins éclairé que la périphérie.

Il est intéressant de rapprocher de ces constatations l'expérience suivante de Schloesing et Demonplaisir sur l'inflammation des mélanges détonants à la limite d'inflammabilité :

« Dans une grande cloche ouverte à sa partie inférieure on fait arriver par un tube vertical un courant d'air qu'on peut additionner à volonté d'une certaine quantité d'hydrogène. Une succession d'étincelles électriques allume ce mélange à la sortie du tube, mais elles ne réussissent pas à produire une flamme. Il se forme une série de bulles enflammées tout-à-fait isolées, qui sont entraînées par le courant d'air et volent dans la cloche. »

Il est probable que les flammes de troisième phase localisées que l'on aperçoit sur la plupart des photographies, sont dues à des inflammations qui se produisent dans les gaz de l'explosion pendant leur mélange avec l'air. Ces inflammations se produisent vraisemblablement quand le mélange atteint en certains points la limite supérieure d'inflammabilité ou s'approche de cette limite.

Il ne semble même pas indispensable que le mélange atteigne en certains points la limite supérieure d'inflammabilité ou s'approche de celle-ci pour que des flammes localisées puissent se produire. Les mélanges d'air et de grisou, par exemple, brûlent au contact d'une source de chaleur en donnant une flamme appréciable, sans que l'inflammation se propage, quand ils sont éloignés des limites d'inflammabilité. L'auréole du grisou dans les lampes de sûreté se produit dans ces conditions. Il suffit donc d'admettre que la chaleur soit inégalement répartie dans le mélange de l'air avec les produits de l'explosion pour expliquer qu'en certains points plus chauds il se puisse produire des flammes, même si le mélange est éloigné des limites d'inflammabilité.

Certaines flammes de troisième phase peuvent être

causées également par la détonation de parcelles d'explosif lancées hors du canon. Il semble qu'on puisse rattacher plus spécialement à cette dernière cause les points brillants que l'on observe sur certaines photographies. Les filaments incandescents qui se montrent sur certaines photographies correspondent peut-être aux trajectoires suivies par des parcelles solides en combustion et qui deviennent plus lumineuses à une certaine distance du fourneau grâce à l'intervention de l'oxygène de l'air.

III. — Examen des flammes produites par divers explosifs.

Colinite antigrisouteuse

(Photographies 1 à 11.)

Cet explosif appartient à la classe des carbonites. Sa composition, identique à celle de la Kohlencarbonite, est la suivante :

Nitroglycérine	25
Nitrate de potassium	34
Nitrate de Baryum	1
Farine de blé	38.5
Farine d'écorce	1
Carbonate de Sodium	0.5
	100.0

Dans la section de 2 mètres carrés, cet explosif tiré au mortier d'acier en disposant les cartouches en une, deux ou trois files, ne donne qu'une flamme centrale avec parfois quelques rares flammes de troisième phase, de forme circulaire.

Dans la section de 1 mètre carré, les flammes de troisième phase sont plus nombreuses, même pour les faibles charges. La photographie n° 9 montre une réinflammation en masse, bien caractérisée, des gaz de l'explosion, pour une charge de 6 cartouches disposées en deux files.

Les gaz de l'explosion de la Colinite renferment une proportion considérable de gaz combustibles. Immédiatement au delà de la flamme centrale, ces gaz sont vraisemblablement trop pauvres en oxygène pour pouvoir brûler.

En grande section, les gaz, pouvant se détendre librement suivant le diamètre, sont vraisemblablement trop froids pour s'enflammer à nouveau quand leur mélange avec l'air devient convenable. C'est ce qui permettrait d'expliquer l'absence presque complète de flammes de troisième phase en grande section.

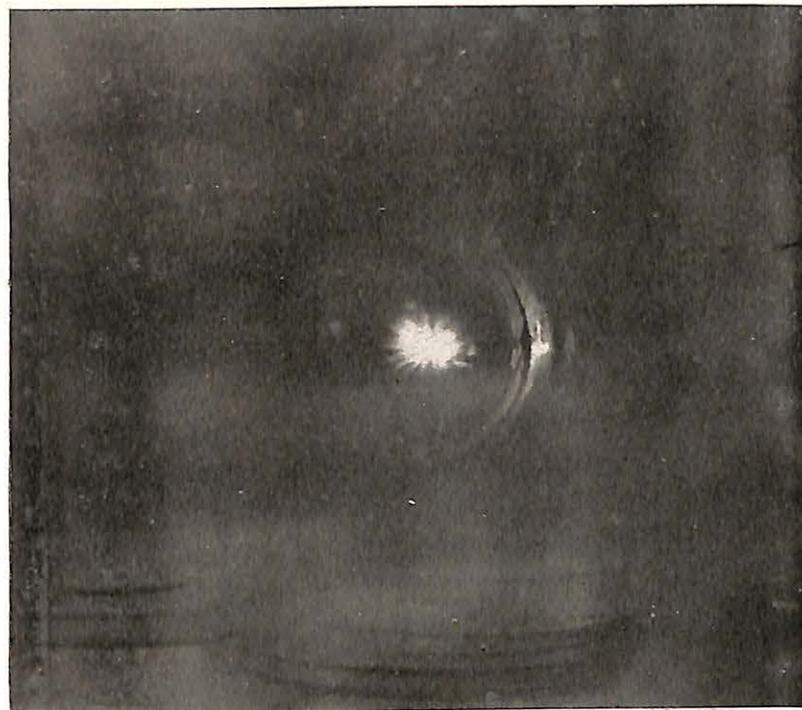
En section réduite, les gaz de l'explosion se refroidissent plus difficilement, car la réduction de la section contrarie leur expansion suivant le diamètre; en outre les gaz chauds frappent les parois ou frottent contre celles-ci alors qu'ils ont encore une grande partie de la force vive qui les animaient à la sortie du canon. Une grande partie de cette force vive est donc transformée en chaleur. On conçoit que dans ces conditions le danger de réinflammation des gaz de l'explosion soit plus grand.

Dans la section de 2 mètres carrés, la charge-limite de la Colinite antigrisouteuse, en présence du grisou ou des poussières de charbon, est de plus de 900 grammes.

Il résulte d'autre part des expériences de M. l'Ingénieur principal des Mines Bolle que dans la section de 1 mètre carré, la charge-limite de la Kohlencarbonite, qui a la même composition que la Colinite, tombe à 250 grammes en présence des poussières de charbon, quand les cartouches sont disposées en deux files, et à 450 grammes quand les cartouches sont disposées en trois files. Cette charge-limite en présence du grisou tombe à 850 grammes quand les cartouches sont disposées en deux files et à 800 grammes quand elles sont disposées en trois files (1).

En moyenne section cet explosif allume donc plus facilement les poussières de charbon que le grisou.

(1) Voir Expériences sur les variations des charges limites des explosifs suivant les sections des galeries, *loc. cit.*

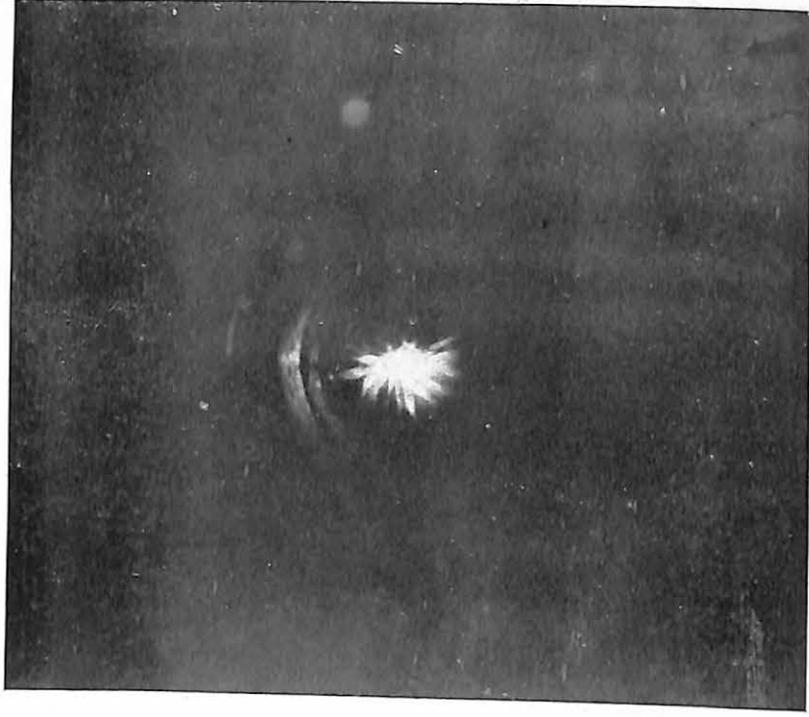


Phot. 2. — Colinite antigrisouteuse.
200 grammes. — 2 cartouches en deux files. — Section de 2 mètres carrés.

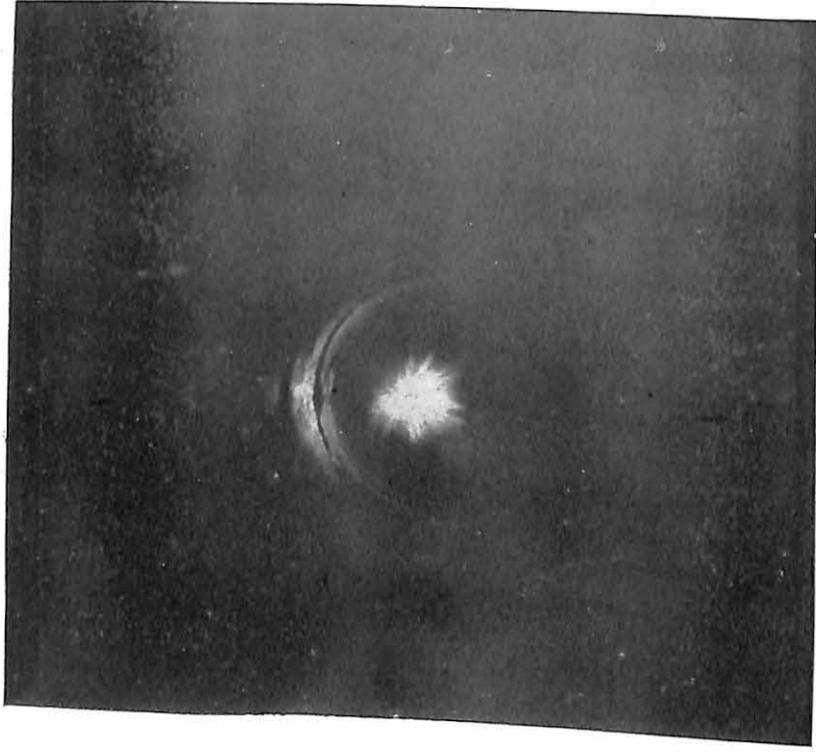


Phot. 1. — Colinite antigrisouteuse.
200 grammes. — 2 cartouches en une file. — Section de 2 mètres carrés.

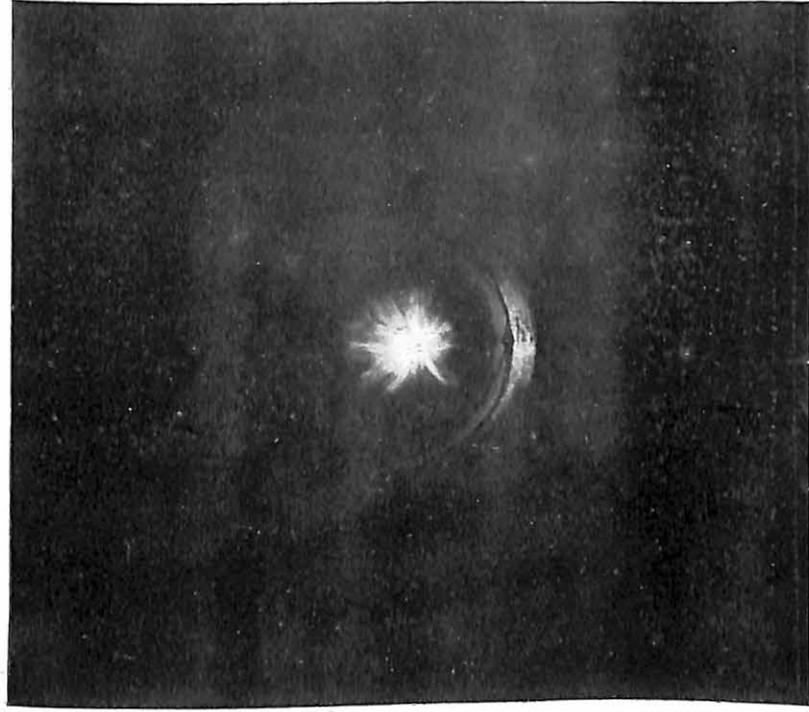
Phot. 3. — **Colinite antigrisoutense.**
600 grammes. — 6 cartouches en deux files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 4. — **Colinite antigrisoutense**
300 grammes. — 3 cartouches en trois files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 5. — **Colinite antigrisoutense.**
600 grammes. — 6 cartouches en trois files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 6. — **Colinite antigrisoutense.**
100 grammes. — 1 cartouche. — Section de 1 mètre carré.



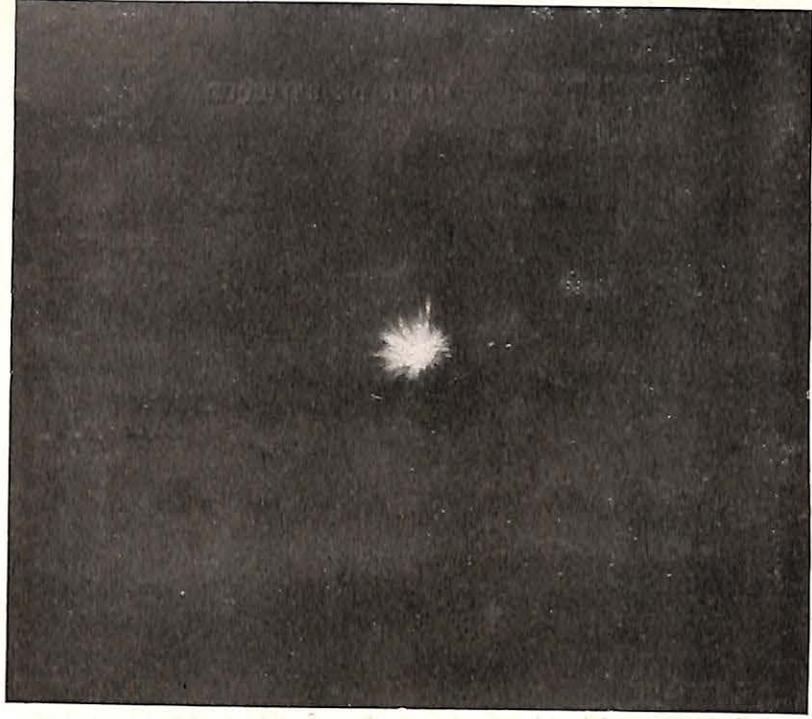
Phot. 7. — *Colinite antigrisoutense*.
200 grammes. — 2 cartouches en deux files. — Section de 1 mètre carré.



Phot. 8. — *Colinite antigrisoutense*.
400 grammes. — 4 cartouches en 2 files. — Section de 1 mètre carré.



Phot. 10. — *Colinite antigrisoutense*.
300 grammes. — 3 cartouches en trois files. — Section de 1 mètre carré.



Phot. 9. — *Colinite antigrisoutense*.
600 grammes. — 6 cartouches en deux files — Section de 1 mètre carré.





Phot. 11. — Colinite antigrisouteuse.
600 grammes. — 6 cartouches en trois files. Section de 1 mètre carré.

Explosif A.

(Photographies 12 à 26.)

Cet explosif, qui figure sur la liste officielle des explosifs S. G. P., appartient à la classe des explosifs au nitrate d'ammoniaque avec addition de dérivés nitrés de la série aromatique.

Les cartouches dont les flammes ont été photographiées proviennent d'échantillons défectueux qui ont accusé une réduction importante de la charge limite officielle.

Ces échantillons ont allumé nettement le grisou et les poussières de charbon pour des charges de 400 grammes.

Sur quatre essais effectués à la charge de 300 grammes, un seul a donné lieu à une inflammation du grisou.

Un essai effectué à la charge de 300 grammes en présence des poussières de charbon n'a pas allumé celles-ci.

L'examen des photographies montre que cet explosif donne une flamme centrale et des flammes de troisième phase dont les unes sont continues sur d'assez grands espaces et les autres très dispersées. On remarque de nombreuses flammes de forme circulaire parfaite ainsi que des points et filaments brillants.

A partir de la charge de 300 grammes et même déjà sur une des photographies de charges de 200 grammes, une flamme bien accusée apparaît contre la partie inférieure de la paroi de la galerie et se marque plus ou moins sur le reste de la paroi. Cette flamme a par place une intensité lumineuse comparable à celle de la flamme centrale.

D'une manière générale, le diamètre de la flamme centrale augmente avec la charge. Il en est de même de l'importance et de l'intensité lumineuse des flammes de troisième phase. Dans la section de 1 mètre carré, l'intensité lumineuse de la flamme centrale paraît augmenter et il semble y avoir moins de flammes de troisième phase.

Les photographies 25 et 26, qui se rapportent toutes deux à des charges de 600 grammes de l'explosif en question, ont été prises le même jour, l'une dans une atmosphère contenant sa proportion normale d'oxygène, l'autre dans une atmosphère dont la teneur en oxygène avait été ramenée à 9.5 % par une addition convenable de grisou.

On constate beaucoup moins de flammes de troisième phase sur cette dernière photographie, ce qui semble indiquer que l'oxygène de l'air intervient dans leur production alors qu'il ne semble pas avoir d'influence sur la production de la flamme centrale.



Phot. 12. — Explosif A.
100 grammes. — 1 cartouche — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 13. — Explosif A.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 14. — Explosif A.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 15. — Explosif A.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 16. — Explosif A.
300 grammes, — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés



Phot. 17. — Explosif A.
300 grammes, — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



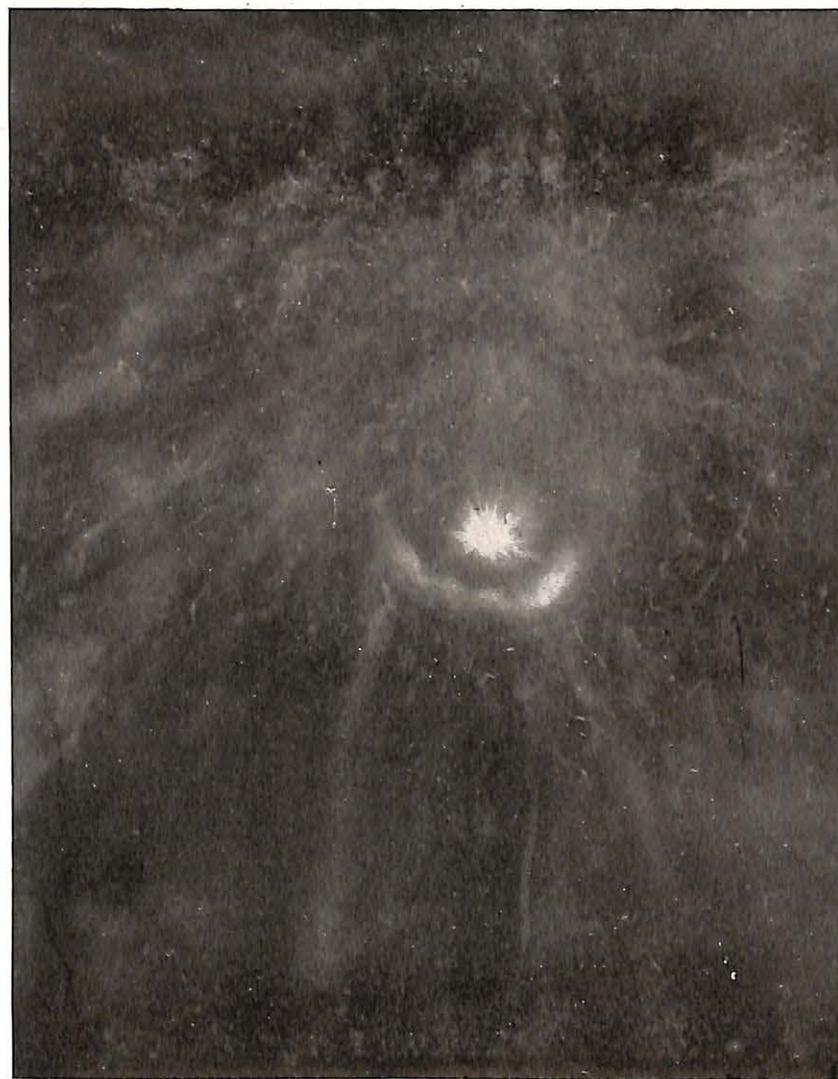
Phot. 18. — Explosif A.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés



Phot. 19. — Explosif A.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1. — Section de 2 mètres carrés.



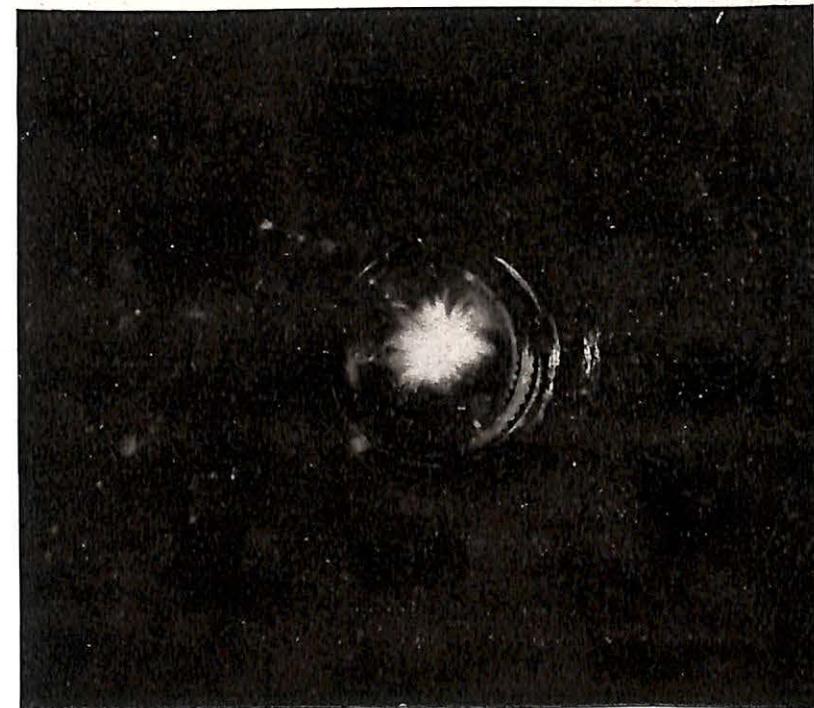
Phot. 20. — Explosif A.
400 grammes. — 4 cartouches. 3 + 1. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 21. — Explosif A.
500 grammes. — 5 cartouches 3 + 2. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 22. — Explosif A.
600 grammes. — 6 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



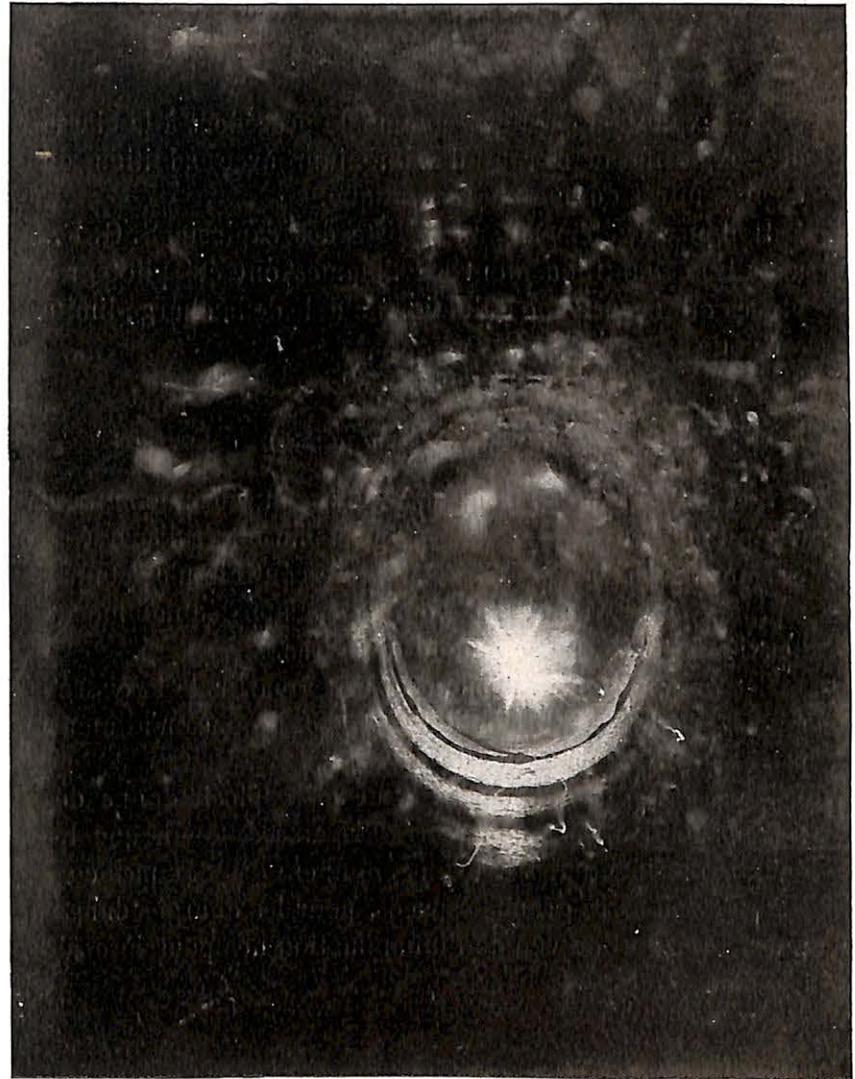
Phot. 23. — Explosif A.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 1 mètre carré.



Phot. 24. — Explosif A.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1. — Section de 1 mètre carré.



Phot. 25. — Explosif A.
600 grammes. — 6 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés
Atmosphère à 9.5 % d'oxygène.



phot. 26. — Explosif A.
600 grammes. — 6 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés

Explosif B.*(Photographies 27 à 34.)*

Cet explosif appartient comme le précédent à la classe des explosifs au nitrate d'ammonium avec addition de dérivés nitrés de la série aromatique.

Il figure également sur la liste des explosifs S. G. P., mais les échantillons dont les flammes ont été photographiées ont accusé une réduction notable de la charge-limite officielle.

*Echantillon N° 1.**(Photographies 27 à 29.)*

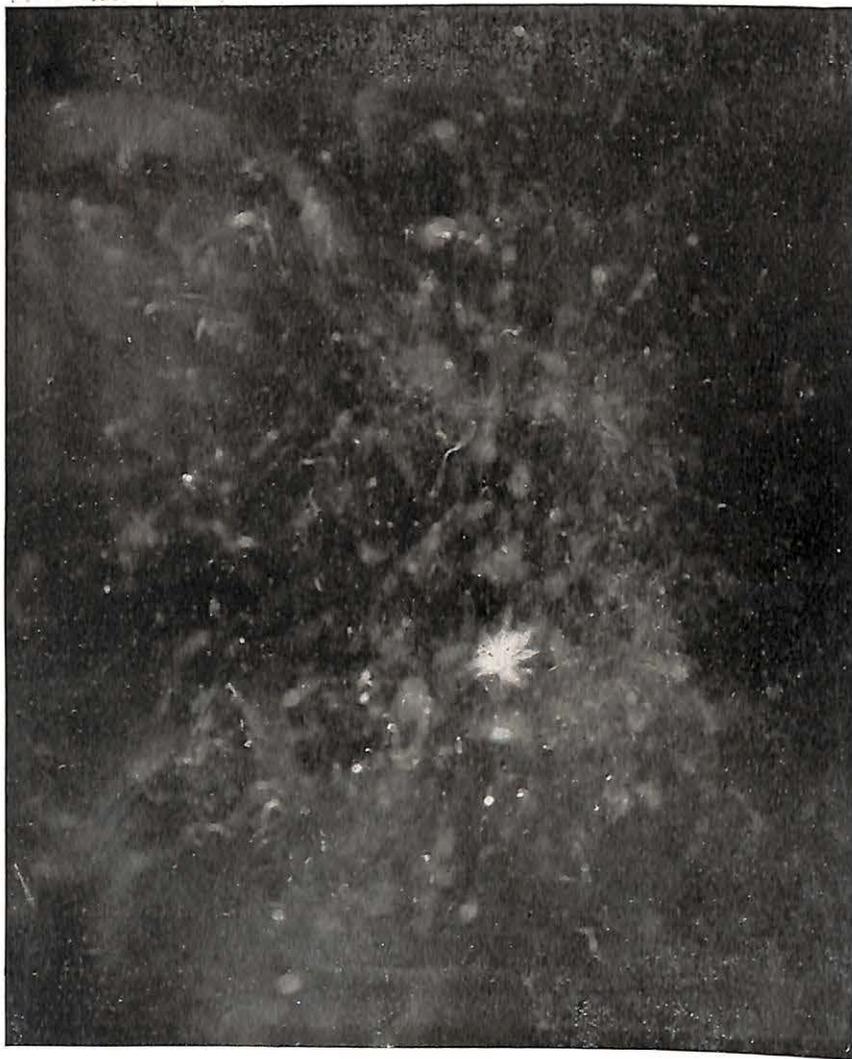
Les photographies montrent le plus souvent une flamme centrale et des flammes de troisième phase très dispersées. Sur une des photographies, la flamme centrale n'existe pas ou guère. La flamme, que nous avons appelée flamme de deuxième phase, ne se produit donc pas.

Cet échantillon a allumé le grisou à partir de la charge de 300 grammes, alors qu'une de 800 grammes n'allumait pas encore les poussières de charbon.

Nous ferons remarquer ici que cet explosif donne des flammes de troisième phase très dispersées, tandis que les deux explosifs étudiés ci-dessus, donnent des flammes continues sur d'assez grands espaces, pour les charges dangereuses au point de vue de l'inflammation des poussières de charbon.



Phot. 27. — Explosif B. — Echantillon n° 1.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 28. — Explosif B. — Echantillon n° 1.
500 grammes. — 5 cartouches 3 + 2. — Section de 2 mètres carrés



Phot. 29. — Explosif B. — Echantillon n° 1.
300 grammes. — 3 cartouches en une file. — Section de 2 mètres carrés

*Echantillon n° 2**(Photographies 30 à 34)*

Cet échantillon diffère beaucoup du précédent au point de vue des flammes de l'explosion.

Les photographies obtenues montrent qu'un explosif peut donner des flammes très différentes suivant que les cartouches sont disposées en une, deux ou trois files.

Quand les cartouches sont placées en une file (photographies 30 et 31), une flamme de troisième phase continue, très développée et très lumineuse, prend naissance dans le voisinage immédiat de la flamme centrale. Cette flamme se sépare par place de la flamme centrale quand les cartouches sont disposées en deux ou trois files.

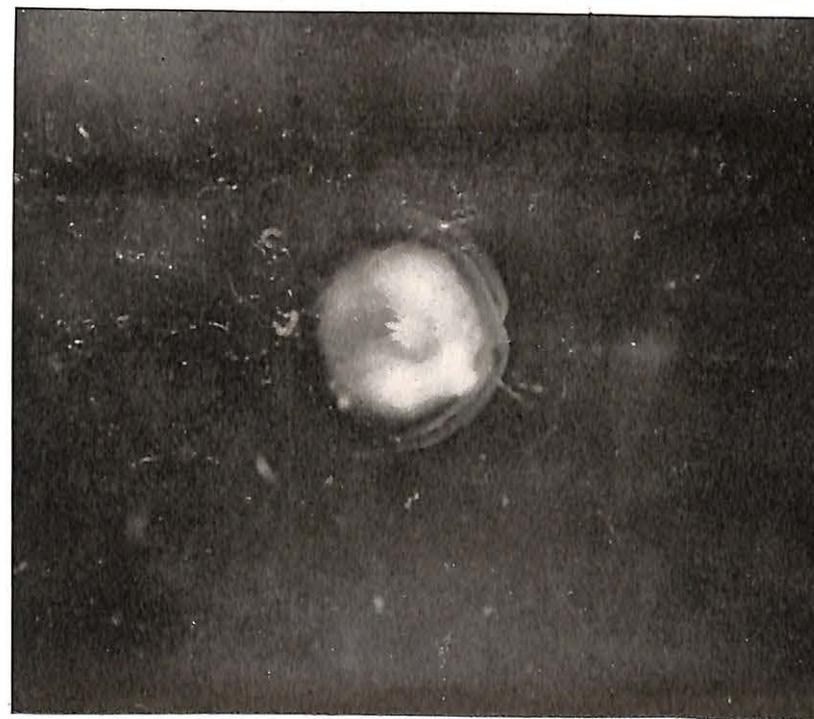
Une charge de 300 grammes en trois cartouches disposées en trois files, a allumé le grisou; une charge de 200 grammes en deux cartouches en deux files n'a pas enflammé ce gaz; une charge de 400 grammes en quatre cartouches en une file a également allumé le grisou.

L'échantillon ne comprenant qu'un petit nombre de cartouches n'a pas permis de faire d'essais d'inflammation de poussières de charbon.

Certaines photographies montrent l'influence du voisinage de la partie inférieure de la paroi de la galerie sur la production des flammes de troisième phase.



Phot. 31. — Explosif B. — Echantillon n° 2.
400 grammes. — 4 cartouches en une file. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 30. — Explosif B. — Echantillon n° 2.
100 grammes. — 1 cartouche. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 34. — Explosif B. — Echantillon no 2.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 32. — Explosif B. — Echantillon no 2.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 33. — Explosif B. — Echantillon no 2.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.

Explosif C.*(Photographies 35 à 39)*

C'est également un explosif au nitrate d'ammonium renfermant un dérivé nitré de la série aromatique.

Les échantillons qui ont servi aux photographies de flammes avaient accusé une réduction notable de la charge-limite officielle.

Echantillon n° 1

La photographie 35 représente la flamme produite par l'explosion d'une cartouche de 100 grammes. Cette charge n'allume pas le grisou. On remarque une flamme centrale et une flamme continue de troisième phase.

Les photographies 36 et 37 correspondent à des charges de 300 et de 400 grammes qui allument nettement le grisou.

La flamme de troisième phase est continue et très développée ; elle occupe la presque totalité de la section de la galerie.

Echantillon n° 2

La photographie 38 correspond à une charge de 300 grammes qui n'allume pas le grisou. Les flammes de troisième phase sont plus dispersées que dans les photographies précédentes ; la photographie 39 représente la flamme d'une charge de 600 grammes qui enflamme le grisou. Cette photographie est spécialement intéressante au point de vue de l'influence du voisinage de la paroi de la galerie sur la production des flammes de troisième phase.



Phot. 35. — Explosif C. — Echantillon n° 1.

100 grammes. — 1 cartouche. — Section de 2 mètres carrés.

Phot. 36. — Explosif C. — Echantillon no 1.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés



Phot. 37. — Explosif C. — Echantillon n 1.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1 — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 39. — Explosif C. — Echantillon no 2.

600 grammes. — 6 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 38. — Explosif C. — Echantillon no 2.

300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Explosifs D.*Photographies 40 à 44.*

C'est un explosif au perchlorate d'ammoniaque.

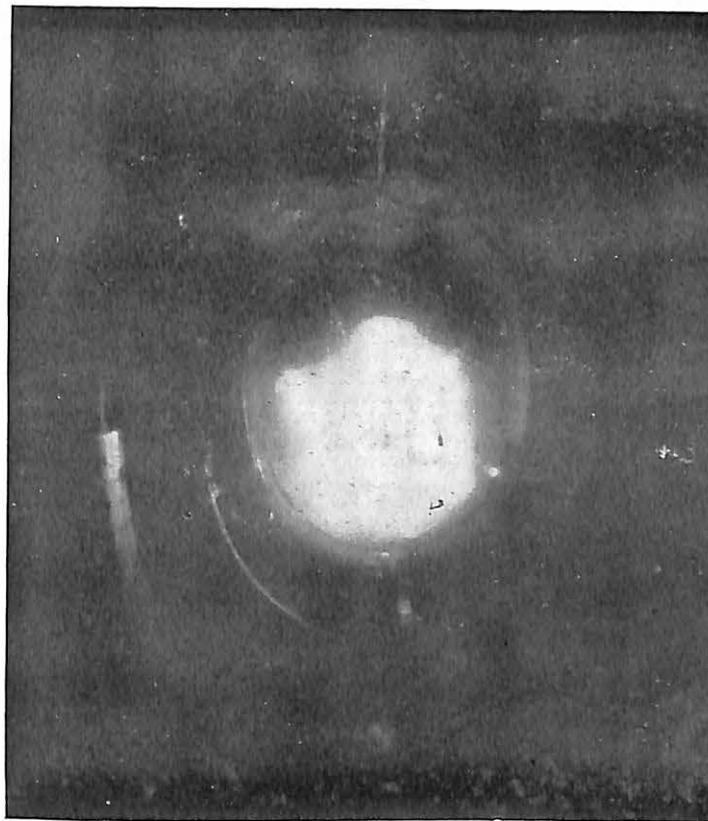
La photographie n° 40, correspond à une charge de 100 grammes en une cartouche. Cette charge n'allume ni le grisou, ni les poussières de charbon, ce qui est remarquable étant donnée la grandeur et l'intensité lumineuse de la flamme.

La photographie n° 41, montre la flamme d'une charge de 200 grammes en deux cartouches disposées en une seule file. On remarque des flammes de troisième phase de forme circulaire parfaite et une réinflammation bien caractérisée des gaz de l'explosion dans le voisinage de la partie inférieure de la paroi de la galerie. L'orifice du fourneau est visible au milieu de la flamme centrale. Cette charge de 200 grammes a allumé le grisou et les poussières de charbon.

La photographie n° 42, correspond à la même charge disposée de la même manière mais tirée avec un cordeau détonant au trinitrotoluène, dont la vitesse de détonation est de 4,900 mètres. On n'aperçoit plus qu'une flamme centrale dans laquelle on aperçoit l'orifice du fourneau et quelques rares flammes de troisième phase.

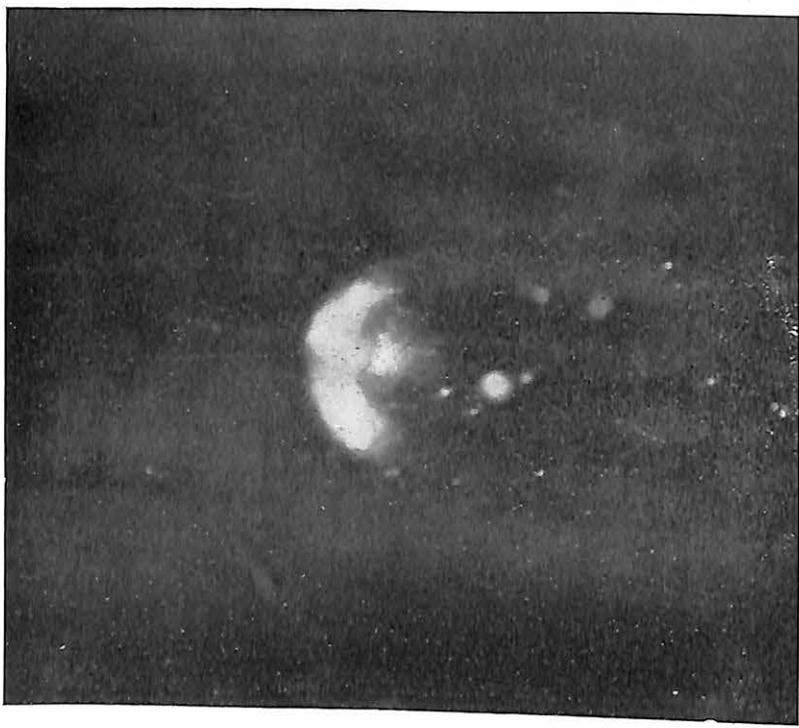
Cette flamme est comparable à celles des explosifs S.G.P. que nous verrons plus loin. Chose remarquable, l'augmentation de la vitesse de détonation par l'emploi d'un cordeau détonant a amélioré la sécurité de l'explosif. Une charge de 200 grammes ainsi tirée, n'a pas allumé les poussières de charbon. Elle n'a pas pu être expérimentée en présence du grisou.

Les photographies 43 et 44 donnent les flammes de charges de 200 grammes en deux cartouches disposées en deux files, et de 400 grammes en quatre cartouches disposées en trois files. Ces flammes, très lumineuses, occupent la plus grande partie de la section de la galerie. Elles allument nettement le grisou et les poussières de charbon.



Phot. 40. — Explosif D.
100 grammes. — 1 cartouche. — Section de 2 mètres carrés.

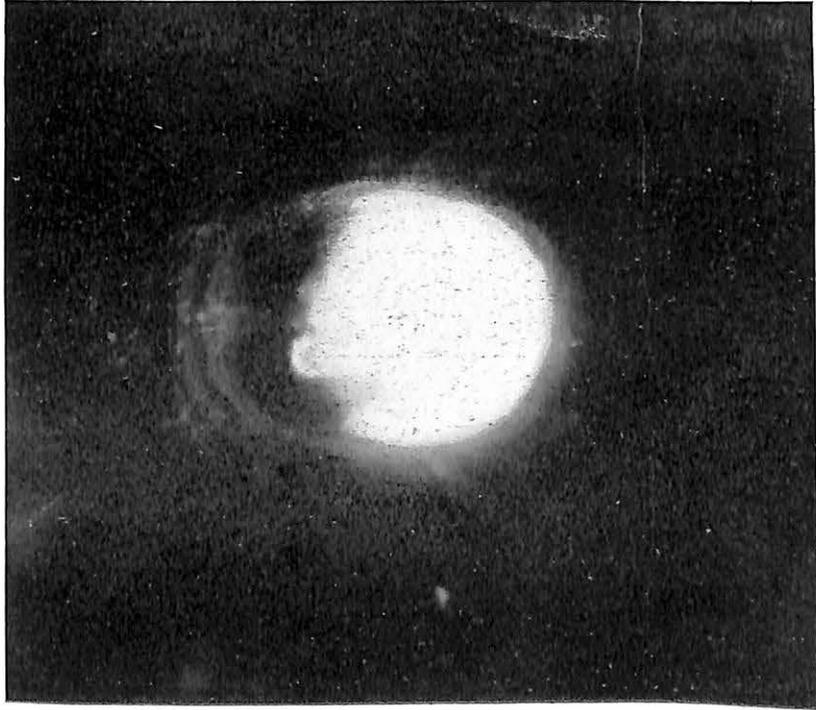
Phot. 41. — Explosif D
200 grammes — 2 cartouches en 1 file — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 42. — Explosif D.
200 grammes. — 2 cartouches en 1 file. — Section de 2 mètres carrés.

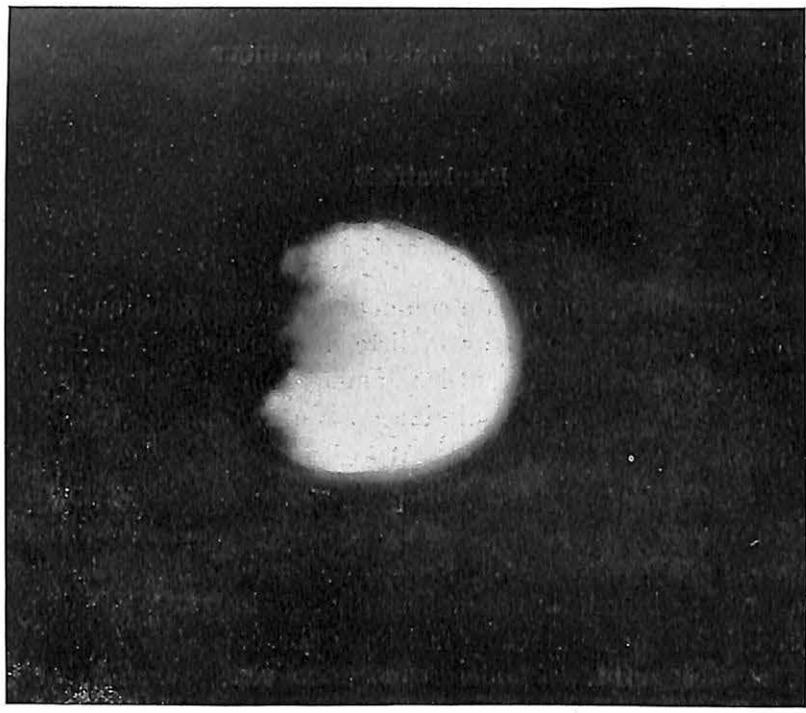


Phot. 43. — Explosif D.



Phot. 43. — Explosif D.
200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.

Phot. 44. — Explosif D.



Phot. 44. — Explosif D.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1. — Section de 2 mètres carrés.

Explosifs E.

(Photographies 45 à 47.)

Cet explosif, au nitrate ammonique avec addition de nitro-glycérine, figure sur la liste des explosifs S. G. P., mais les échantillons dont les flammes ont été photographiées ont accusé une diminution de la charge limite officielle.

La photographie 45 montre la flamme d'une charge de 200 grammes en deux cartouches disposées en deux files, charge qui n'allume pas le grisou. La partie inférieure de la paroi de la galerie fait déjà sentir son influence sur la production des flammes de troisième phase.

La photographie 46 correspond à une charge de 400 gr. qui allume le grisou. On y remarque une réinflammation bien caractérisée des gaz de l'explosion dans la partie inférieure de la galerie.

La photographie 47 donne la flamme d'une charge de 200 grammes en deux cartouches disposées en une file et tirée avec un cordeau détonant au trinitrotoluène. Cette charge, ainsi tirée, allume le grisou.



Phot. 45. — Explosif E.

200 grammes. — 2 cartouches en 2 files. — Section de 2 mètres carrés.

Dynamite Gomme N° 1.*(Photographies 48 à 51.)*

Cet explosif a la composition suivante :

Nitro-glycérine	42.5
Nitro-coton	1.5
Nitrate de soude	45.5
Farine de bois	3.0
Farine de blé	5.0
Binitrotoluène	2.0
Sel de soude	0.5
	<hr/>
	100.0

Une charge 100 grammes de cet explosif allumé le grisou et les poussières de charbon.

Les photographies 48 et 49 correspondent à des charges de 100 et de 300 grammes. On y remarque une flamme centrale entourée d'une auréole, ainsi que des flammes de troisième phase. L'auréole persiste quand on abaisse à 9.5 %, par addition de grisou, la proportion d'oxygène contenue dans l'atmosphère. Par contre les flammes de troisième phase disparaissent dans ce cas (Phot. 50).

La photographie 51 montre ce que devient la flamme d'une charge de 300 grammes de cet explosif quand on schistifie l'intérieur du canon. Tirée dans ces conditions cette charge n'allume ni le grisou ni les poussières de charbon.



Phot. 46. — Explosif E.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 47. — Explosif E.
200 grammes. — 2 cartouches en 1 file. — Section de 2 mètres carrés.

Phot. 48. — Dynamite gomme n° 1.
100 grammes. — 1 cartouche. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 49. — Dynamite gomme n° 1.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 50. — Dynamite gomme n° 1.
300 grammes. — 3 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.
Atmosphère à 9.5 % d'oxygène.



Phot. 51. — Dynamite gomme n° 1.
300 grammes. — 3 cartouches en 1 file. — Schistification intérieure. — Section
de 2 mètres carrés





Phot. 52. — Alsilite.
900 grammes. — 9 cartouches en files. — Section de 2 mètres carrés.

Alsilite S. G. P.

(Photographie 52.)

C'est un explosif S. G. P. classé avec une charge-limite de 900 grammes.

Sa composition est la suivante :

Nitrate d'ammonium	62
Chlorure de sodium	22
Trinitrotoluène	11
Ferro-silicium-aluminium.	5
	100

La photographie 52 montre la flamme qui correspond à la charge de 900 grammes.

On remarque une flamme centrale peu développée et quelques rares flammes de troisième phase.

Yonckite N^o 10 bis.

(Photographies 53 et 54.)

Cet explosif est également classé avec une charge-limite de 900 grammes.

Sa composition est la suivante :

Nitrate d'ammonium	30
Nitrate de sodium	15
Perchlorate d'ammonium.	25
Trinitrotoluène	10
Chlorure de sodium	20
	<hr/>
	100

La flamme qui correspond à la charge de 900 grammes se compose d'une flamme centrale relativement peu développée et de flammes de troisième phase peu lumineuses (photographie 53).

L'emploi d'un cordeau détonant au trinitrotoluène, dont la vitesse de détonation est de 4,900 mètres fait tomber la charge d'inflammation du grisou à 400 grammes. La photographie 54 nous montre la flamme qui correspond à cette charge de 400 grammes tirée dans ces conditions.



Phot. 54. — Yonckite 10 bis.
400 grammes. — 4 cartouches en 1 file. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 53. — Yonckite 10 bis.
900 grammes. — 9 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.

Permonite.*(Photographies 55 et 56.)*

Comme les deux précédents, cet explosif figure sur la liste des explosifs S. G. P. avec une charge-limite de 900 grammes. Cette charge de 900 grammes donne une flamme centrale peu développée et des flammes de troisième phase peu lumineuses.

La comparaison de cette flamme avec celle d'une charge de 400 grammes montre que l'importance de ces flammes de troisième phase augmente avec la charge (photographies 55 et 56).

L'emploi d'un cordeau détonant au trinitrotoluène fait tomber la charge d'inflammation du grisou à 200 grammes.



Phot. 56. — Permonite.
900 grammes. — 9 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés.



Phot. 55. — Permonite.
400 grammes. — 4 cartouches 3 + 1. — Section de 2 mètres carrés.

Antigel de sûreté.*(Photographie 57.)*

Classé comme les précédents avec une charge-limite de 900 grammes, cet explosif a la composition suivante :

Nitroglycérine	25
Nitrate de sodium	20
Binitrotoluène	15
Sulfate d'ammonium	5
Cellulose et farine	35
	<hr/>
	100

La charge de 900 grammes ne donne qu'une flamme centrale très peu développée dans laquelle on aperçoit nettement l'orifice du fourneau.



Phot. 57. — Antigel de sûreté.

900 grammes. — 9 cartouches en 3 files. — Section de 2 mètres carrés

Résumé et conclusions

Comme il a été dit au début de cette étude, la présente note se rapporte uniquement à des essais préalables et il est prématuré d'en tirer des conclusions.

Ces essais attirent l'attention sur la complexité du phénomène de l'explosion. Il semble que les réactions qui se font à l'intérieur du mortier d'acier, avec la vitesse de l'onde explosive, soient souvent, si pas toujours, très incomplètes et s'achèvent à l'extérieur du mortier avec ou sans intervention de l'oxygène de l'air.

Cette constatation nous a amené à distinguer :

des *flammes de première phase* qui correspondent aux réactions qui se passent à l'intérieur du mortier au passage de l'onde explosive ;

des *flammes de deuxième phase* qui correspondent aux réactions qui se passent dans les gaz sortant du mortier, sans intervention de l'oxygène de l'air ;

des *flammes de troisième phase* qui correspondent à des combustions locales ou parfois plus ou moins généralisées, qui se produisent dans les gaz de l'explosion sous l'influence de l'oxygène de l'air.

Des études ultérieures chercheront à déterminer l'influence que la composition de l'explosif, la densité de chargement, la vitesse de détonation et les conditions spéciales du tir peuvent avoir sur la production de ces flammes, ainsi que le danger que présentent ces flammes au point de vue de l'inflammation du grisou ou des poussières de charbon.

On observe des flammes de troisième phase sur la plupart des photographies, ce qui montre qu'au delà de la flamme centrale les gaz de l'explosion renferment souvent des gaz combustibles.

Les mélanges d'air grisouteux avec des gaz chauds plus ou moins combustibles ont d'autres limites d'inflammabilité, d'autres capacités calorifiques et exigent d'autres conditions de température pour s'enflammer que les mélanges d'air poussiéreux avec les mêmes gaz chauds. De là peut provenir le fait que certains explosifs s'allument plus facilement le grisou que les poussières de charbon et réciproquement.

Il serait du plus haut intérêt de savoir si le phénomène de l'explosion se présente avec la même complexité quand les mines travaillent. Les mines qui ont été tirées jusqu'à présent dans la galerie de Colfontaine, dépendant du Siège d'Expériences de Frameries, n'ont pas donné de flamme quand elles étaient bourrées et disloquaient la roche ; mais il convient de faire observer que jusqu'à présent ces mines n'ont pu être tirées qu'en terrains schisteux tendres et légèrement humides. Il serait à désirer que des photographies soient prises en terrains tout à fait secs et de diverses duretés. La collaboration éclairée des exploitants de mine serait très utile à ce point de vue. Ils sont les premiers intéressés à ce que la question des explosifs S. G. P. soient convenablement élucidée.

Des photographies devraient être prises d'une manière méthodique et suivie, tant dans des galeries à travers-bancs que dans des galeries en veine.

Dans certains essais, on devrait chercher à humidifier artificiellement le terrain, dans le voisinage immédiat du fourneau de mine en foulant de l'eau sous pression dans ce dernier avant le chargement.

Il est probable que ce procédé diminuerait beaucoup le danger du tir des mines. Des photographies des flammes données par les mines tirées dans ces conditions donneraient d'utiles indications à ce sujet.

Les photographies données ci-dessus mettent en évidence un fait nouveau : l'influence du voisinage des parois de la

galerie sur la réinflammation des gaz de l'explosion mêlés à l'air.

Par extension, il y a lieu de se préoccuper de l'influence que pourrait avoir sur la sécurité des explosifs la présence d'un obstacle tel qu'un bois ou une pierre en saillie contre lequel les gaz de l'explosion viendraient frapper. Il n'est pas impossible qu'on puisse attribuer à cette cause les inflammations de grisou ou de poussières de charbon qui ont été causées par de faibles charges d'explosifs qui eussent été inoffensives dans d'autres circonstances.

Les mêmes photographies attirent également l'attention sur l'opportunité éventuelle de modifier les conditions d'essais des explosifs en galerie. C'est ainsi qu'il serait utile d'imposer pour les explosifs S. G. P. un diamètre de cartouche uniforme qui pourrait être fixé à 30 millimètres et d'expérimenter ces explosifs dans un mortier d'un diamètre égal à celui que l'on donne en pratique aux fourneaux de mine destinés à recevoir des cartouches de ce diamètre. Ce diamètre pourrait être fixé à 32 ou 35 millimètres. En déterminant les charges-limites dans ces conditions, il serait permis de croire que les mines qui feraient canon ne donneraient pas de flammes plus dangereuses au point de vue de l'inflammation du grisou et des poussières de charbon que les mines tirées au mortier d'acier. Les mortiers de 55 millimètres de diamètre actuellement en usage, résistent très bien même quand on les remplit complètement d'explosifs. Il y a donc lieu de supposer que des mortiers de 32 ou de 35 millimètres résisteraient de même.

Les photographies attirent également l'attention sur la nécessité de faire de fréquents contrôles des explosifs S. G. P. dans le but d'arriver à l'élimination des explosifs dont la formule serait trop sensible à de légères modifications apportées à la fabrication et de permettre aux fabricants de déterminer les modes de préparation qui assurent la plus grande régularité aux explosifs.

Mons, décembre 1913.

PUBLICATIONS

DU

SERVICE DES ACCIDENTS MINIERES ET DU GRISOU

sous la direction de V. WATTEYNE

I. — Etudes sur les accidents.

- Les accidents survenus dans les puits (WATTEYNE). — *Ann. des Mines de Belg.*, t. III, 1898.
- Les accidents survenus dans les cheminées d'exploitation (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des Mines de Belg.*, t. IV, 1899.
- Les inflammations de grisou dans les exploitations souterraines de terres plastiques (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XII, 1907.
- Courrières et La Boule (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIII, 1908.
- Les accidents dus à l'emploi des explosifs (WATTEYNE et BREYRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIII, 1908 et t. XIV, 1909.
- Les accidents dans les charbonnages belges en 1908 (BREYRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIV, 1909.
- Les accidents de grisou et les explosions de poussières de 1891 à 1909 (WATTEYNE et BREYRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
- Les dégagements instantanés de grisou, de 1891 à 1908. (STASSART et EM. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
- Le procédé de creusement des puits par congélation et la sécurité dans le fonçage des puits (BREYRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.
- Les asphyxies par les gaz des hauts-fourneaux (BREYRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVII, 1912.

II. — Statistiques et études sur les explosifs.

- Expériences récentes sur les Explosifs de sûreté (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. I, 1896.
- Emploi des explosifs. — Statistiques comparatives pour les années 1888, 1893, 1894 et 1895 (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. I, 1896.
- La question des Explosifs de sûreté en Angleterre (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. I, 1896.
- Les dernières expériences allemandes sur les explosifs de sûreté (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. II, 1897.
- Emploi des explosifs. — Statistique comparative pour 1897 et note sur les explosifs de sûreté (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. III, 1898.
- Statistique comparative pour 1898 et note sur quelques procédés pour la mise à feu des mines (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. IV, 1899.
- Les explosifs dans les mines de houille de Belgique (WATTEYNE et DENOEL). — *Publ. du Congrès de Paris*, 1900.
- Emploi des explosifs — Statistique comparative pour 1899 (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, 1900.
- Statistique comparative pour 1901, Notes sur quelques appareils nouveaux pour l'étude des explosifs de sûreté et description du siège d'expériences de Frameries (WATTEYNE, STASSART et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. VII, 1902.

- Emploi des explosifs. — Statistique comparative pour 1903 (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. IX, 1904.
 — Statistique comparative pour 1905 (WATTEYNE et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XII, 1907.
 — Statistique comparative pour 1907 (WATTEYNE et BREYRE). — *Id.*, t. XIII, 1908.
 — Statistique comparative pour 1910 (WATTEYNE et BREYRE). — *Id.*, t. XVI, 1911.

III. — Les travaux du Siège d'expériences de Frameries.

- Emploi des explosifs en 1901 et description du siège d'expériences de Frameries (WATTEYNE, STASSART et DENOEL). — *Ann. des M. de Belg.*, t. VII, 1902.
 La station d'essais des lampes et des explosifs (WATTEYNE et STASSART). — *Revue univ. des M.*, 4^e série, t. IV, 1903.
 Quelques réflexions sur l'étude expérimentale des explosifs de sûreté (WATTEYNE). — *Publ. du Congrès de Chimie appliquée, à Berlin*, 1903.
 La siège d'expériences de l'Administration des mines à Frameries. — Aperçu sommaire (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. IX, 1904.
 The purpose and present state of de the first experiments (WATTEYNE). — *Transaction of the Institution of Mining Engineers*, vol. XXVII.
 Expériences sur les lampes de sûreté (WATTEYNE et STASSART). — *Ann. des M. de Belg.*, t. IX, 1904.
 Nouvelles expériences sur les lampes de sûreté (WATTEYNE et STASSART). — *Ann. des M. de Belg.*, t. X, 1905.
 Les lampes de sûreté et les explosifs au siège d'expériences de Frameries (WATTEYNE et STASSART). — *Publication du Congrès des Mines, Liège 1905*.
 Les explosifs de sûreté au siège d'expériences de Frameries (WATTEYNE et STASSART). — *Ann. des M. de Belg.*, t. X, 1905.
 Examen de quelques types de lampes et recherches nouvelles sur la résistance des verres (WATTEYNE et STASSART). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XI, 1906.
 Divers essais sur les explosifs de sûreté au siège d'expériences de Frameries (WATTEYNE et STASSART). — *Atti del VI Congresso internazionale di chimica applicata, à Rome en 1906*.
 Les appareils respiratoires et la station de sauvetage de Frameries (STASSART et BOLLE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIV, 1909.
 Essais sur le rallumeur au ferro-cérium (WATTEYNE et LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIV.
 Les mines et les explosifs au Congrès de chimie appliquée à Londres en 1909 et quelques résultats récents des expériences de Frameries (WATTEYNE et STASSART). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIV, 1909, et *Pub. du Cong. de Londres*.
 Les lampes de sûreté expérimentées en 1908-1909 au siège d'expériences de l'Etat (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
 La prévention des accidents miniers et le sauvetage (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910, et *Rev. univ. des M.*, 1910.
 Emploi de l'acétylène pour l'éclairage des mines à grisou (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
 Expériences sur les variations des charges-limites suivant les sections des galeries (WATTEYNE et BOLLE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.
 Inflammation du grisou par les filaments incandescents des lampes électriques (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.

- Note sur une lampe de sûreté à incandescence alimentée par la benzine (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.
 Le Bourrage extérieur, en poussières incombustibles (V. WATTEYNE et E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.
 Températures atteintes par les tamis des lampes de sûreté en milieu grisouteux (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 Le Bourrage extérieur en poussières incombustibles (2^e note) (V. WATTEYNE et E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 Etude sur les explosifs S. G. P. — Aspect des flammes au tir au mortier (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XIX, 1914.

IV — Divers.

- Aspect des flammes des diverses lampes dans les atmosphères grisouteuses (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. I, 1896.
 Lampes électriques pour mineurs (V. WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. IX, 1904.
 Emploi des appareils respiratoires. Notes sur quelques accidents (BOLLE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
 Quelques mots sur la question des poussières au Congrès de Dusseldorf (V. WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XV, 1910.
 La première série des expériences anglaises sur la question des poussières (V. WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVI, 1911.
 Deux vies sauvées par l'emploi d'appareils respiratoires (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 Comparaison entre les appareils respiratoires avec ou sans injecteur (E. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 La nouvelle galerie d'essais de Derne (WATTEYNE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 La sécurité des câbles d'extraction, d'après les premiers travaux de la Commission prussienne (G. LEMAIRE). — *Ann. des Mines de Belg.*, t. XVIII, 1913.
 Emploi de vieux câbles métalliques pour renforcer les chapeaux des cadres de boisage (G. LEMAIRE). — *Ann. des M. de Belg.*, t. XVIII, 1913.

RAPPORTS ADMINISTRATIFS

EXTRAIT D'UN RAPPORT

DE

M. LÉON DEMARET

Ingénieur en chef Directeur du 1^{er} arrondissement des Mines, à Mons.

SUR LES TRAVAUX DU 1^{er} SEMESTRE 1913

*Charbonnage de Bonne-Veine. — Revêtement d'une avaleresse
au moyen de béton armé.*

Extrait d'un rapport de M. l'Ingénieur des mines **M. Guérin**.

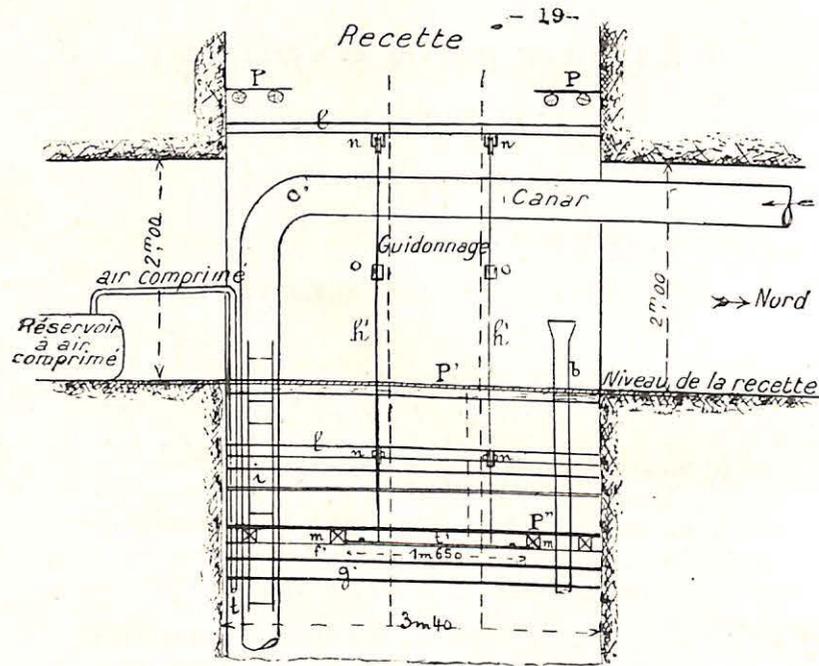
Au cours de ce semestre, le charbonnage de Bonne-Veine a approfondi le puits d'aérage de 500 à 543 mètres. Le dernier niveau d'exploitation est à 487 mètres et l'étage en préparation est à 537 mètres.

Creusement. — Lors du creusement, on disposait contre le terrain des cadres *C* en fer **U** (de 200 millimètres de hauteur et 10 millimètres d'épaisseur) (voir croquis ci-après), distants de 0^m80 d'axe en axe. Chaque cadre était composé de trois pièces et les pièces d'un même cadre étaient assemblées par éclisses plates de 30 millimètres d'épaisseur. Chaque pièce était réunie à l'homologue du cadre voisin par trois porteurs *a*. En outre, quelques pilots de calage *d* concouraient au maintien de l'écartement des cadres entre eux. Derrière ces cadres, on effectuait un léger garnissage au moyen de quelques queues de perches.

Le service des déblais était assuré par une petite cage que l'on attachait à la grande cage, laquelle ne dépassait pas 487 mètres.

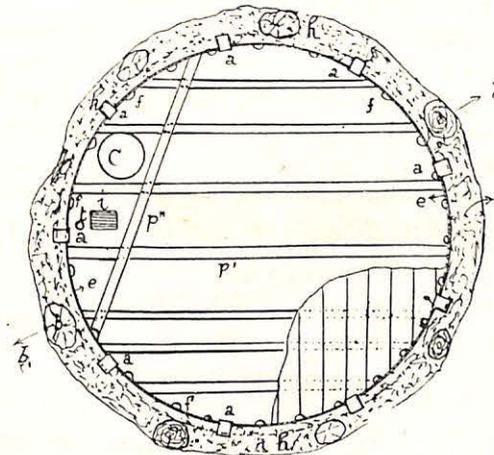
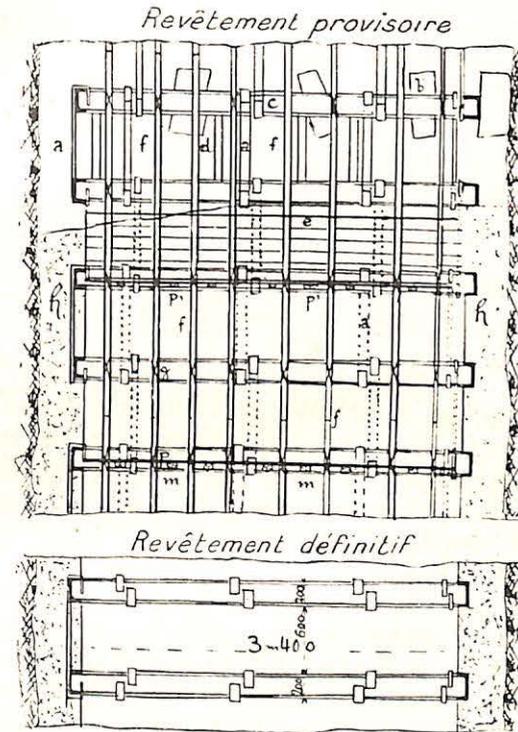
Le personnel d'enfoncement était composé de deux surveillants et seize hommes, répartis sur trois postes (deux pour le creusement et un pour le calage des cadres, la pose des échelles, canars, etc.).

Bétonnage. — Les cadres posés comme revêtement provisoire pendant le creusement, subsistent avec leurs porteurs dans le bétonnage. Pour effectuer le coffrage, on disposait d'abord contre la face interne des cadres des bèles *f* de 0^m10 de diamètre et de 3 à 3^m50



LÉGENDE

- | | |
|-------------------------------------|---|
| a, porteurs | P, plancher de protection |
| b, bois de calage | t, tuyau d'air comprimé |
| c, canar | b', buse pour béton |
| d, pilot de calage | c' canar |
| e, planches de coffrage | f' traverse de guidonnage sur laquelle repose la trappe |
| f, pilots de bétonnage | g' cadre supportant la traverse |
| g, ligature de pilots | h' câbles de manœuvre de la trappe |
| h, revêtement en béton | P', demi-plancher à la recette |
| i, échelle | P'', plancher des trappes |
| l, pilots d'attache des poulies n | p, plancher de bétonnage |
| m, pilots d'assise du plancher p'' | p', pilots de plancher |
| n, poulies de manœuvre de la trappe | p'', pilots d'échelles |
| o, contrepoids | |



25 à 30 cent de béton.

Coupe horizontale du puits. — Coffrage du béton

de longueur, sciées longitudinalement et reliant 4 à 5 cadres. Ces bèles étaient distantes de 0^m50 en moyenne. Elles étaient liées par fil de fer aux U des cadres. Derrière ces bèles, on clouait des dosses *e*. Ces dosses étaient montées au fur et à mesure que le bétonnage progressait. A l'endroit des traverses, on disposait des boîtes pour recevoir ultérieurement les extrémités de ces pièces ; les logements réservés ainsi dans le revêtement du puits laissaient de chaque côté de la traverse un jeu de 3 ou 4 centimètres, jeu qui permet de régler convenablement la position des traverses. Ces traverses sont distantes de 1^m60. (Guidonnage Briart avec rails de 20.5 kilog.)

Plancher de travail. — Pendant le bétonnage, ce plancher se composait de 6 à 8 longrines *p'* parallèles, grossièrement équarries. Ces longrines reposaient à l'intérieur des ailes des U et sur ces longrines, on établissait un plancher *p* en dosses contiguës. A 1^m60 plus bas, un second plancher de retenue était installé. Quand le bétonnage avait progressé suffisamment, on démontait le hourd inférieur et on le remontait 3^m20 plus haut.

Le béton, préparé à la surface, arrivait au niveau de 487 mètres dans des wagonnets dont la paroi d'avant était amovible. A la recette de 487 mètres, des ouvriers jetaient le béton à la pelle dans l'entonnoir terminant le tuyau *b'* de 15 centimètres de diamètre par lequel le béton arrivait sur le plancher de travail. L'épaisseur du béton derrière les cadres était de 25 centimètres en moyenne.

Comme pour le creusement, le personnel du bétonnage, composé de seize hommes, était réparti sur trois postes, de sept heures chacun ; deux postes seulement s'occupaient effectivement du bétonnage, le troisième poste plus irrégulier procédait à certains travaux de préparation et d'entretien.

Le creusement et le bétonnage furent effectués successivement sur trois passes. Le travail a duré 82 jours, se répartissant comme suit :

Creusement : 51 journées, soit	$\frac{43.60}{51}$	soit 0 ^m 855 par jour.
Bétonnage : 23 »	$\frac{43.6}{23}$	soit 1 ^m 90 par jour.
Guidonnage et préparation : 8 »	43.6	soit 5.45 par jour.

Le détail des dépenses est donné dans le tableau suivant :

		Total	Par m. cour.
Frais de premier établissement . . .	fr.	313-60	fr. 7-10
Creusement : Salaires	fr. 6,289-05		
Lampes	» 73-06		
Explosifs	» 472-44		
Cadres	» 8,003-00		
		» 14,837-55	» 340-30
Bétonnage : Salaires	» 2,569-35		
Lampes	» 30-00		
Fournitures	» 323-20		
Bois	» 1,046-10		
Béton	» 2,150-00		
		» 6,119-65	» 140-30
Guidonnage et préparation { Salaires	fr. 847-90		
{ Lampes	» 9-80		
{ Matériel	» 2,592-90		
		» 3,450-60	» 79-30
		» 24,721-40	» 567-00

On peut le résumer comme suit :

	fr.	par mètre courant	
Salaires	9,706-80	soit 39.2 %	soit 222-63
Cadres	8,003-00	32.4 %	183-56
Béton	2,150-00	8.7 %	49-31
Guidonnage	2,592-90	10.5 %	59-47
1 ^{er} établissement et divers	2,268-70	9.2 %	52-03
	24,721-40	100.00 %	567-00

Etude du grisou. — Analyse des courants gazeux.

a) Charbonnages du Grand-Buisson.

Extrait d'un rapport de M. l'Ingénieur des mines **Desenfans**.

Le dosage du grisou dans les courants d'air ventilant les chantiers a commencé à se faire au Charbonnage du Grand-Buisson, depuis le second semestre de 1910, époque à laquelle un arrêté de dérogation de la Députation permanente prescrivit des analyses hebdomadaires dans les chantiers de Grande-Plate Veine et de Deux-Laies. Depuis lors, cette prescription s'est étendue à d'autres chantiers

qui ont bénéficié également de dérogations relatives soit à l'aérage, soit à l'emploi des explosifs.

Le dosage se fait à l'aide de l'appareil Lebreton basé sur les limites d'inflammabilité du grisou.

Cet appareil est bien connu et fonctionne depuis dix ans au moins au Charbonnage de Bonne-Veine.

Au Charbonnage du Buisson, les analyses se sont limitées aux chantiers en dérogation. Les dosages ont été faits régulièrement jusqu'à fin décembre 1912.

A cette date, une pièce, difficilement remplaçable, de l'appareil se brisa; les dosages furent interrompus pour être repris le 8 mars 1913.

Les renseignements ci-après se rapportent au seul chantier qui est actuellement exploité en dérogation (*Petite Plate Veine*, à l'étage de 660 mètres du puits n° 3).

Les dosages ne doivent se faire que tous les huit jours, au sommet de la dernière taille; le pourcentage toléré est de 1 1/2 %.

J'ai demandé que l'on procédât à ces essais tous les jours pendant une semaine entière, de façon à pouvoir suivre la variation de la teneur en grisou. Les prises d'échantillons se firent à 12 heures, pendant la période d'abatage, et vers 15 1/2 heures, c'est-à-dire 1 1/2 h. environ après la cessation du déhouillement.

Journellement, des jaugeages d'air furent exécutés à l'endroit où les prises d'échantillons étaient faites.

Le tableau suivant contient les résultats de ces mesures.

DATES	Nombre d'ouvriers abateurs	Production en tonnes	Volume d'air mesuré au sommet de la dernière taille	Teneur en grisou		Volume d'air par 100 tonnes en 24 heures
				à 12 heures	vers 15 1/2 heures	
7 mars 1913 . .	15	34	2.050	0.2	0.1	m ³
8 mars 1913 . .	15	38	2.057	0.2	0.1	6.0
10 mars 1913 . .	15	39	2.244	0.1	—	5.1
11 mars 1913 . .	15	36	2.150	0.3	0.1	5.7
12 mars 1913 . .	15	35	2.244	0.2	0.1	6.1
13 mars 1913 . .	15	35	2.057	0.1	—	6.4
						5.8

Le chantier a donc été aéré d'une façon assez uniforme; en effet, le même volume d'air par 100 tonnes extraites en 24 heures n'a guère varié. On remarque que le pourcentage en méthane n'est pas, comme il semblerait devoir être, inversement proportionnel au volume d'air par 100 tonnes déhouillées.

Le tableau accuse une diminution très forte de grisou après l'abatage. Certains jours, le pourcentage est tombé à zéro.

Le tableau suivant renseigne les jaugeages qui ont été faits dans deux chantiers en dérogation *Sédixée* et *Petite Plate Veine*, pendant la période du 2 décembre au 27 décembre 1912.

DATES	Chantiers	Puits	Etages	Nombre d'abateurs	Extraction en tonnes	Pourcentage en grisou	Volume d'air en mètres cubes par 100 tonnes extraites en 24 heures
2 décembre 1912.	<i>Sédixée</i> couchant	1	710	10	16	0.4	14.7
12 décembre 1912.		1	710	8	19	0.3	11.8
18 décembre 1912		1	710	10	24	0.3	9.6
24 décembre 1912.		1	710	8	15	0.5	17.3
13 décembre 1912.	<i>Petite Plate Veine</i> levant	3	660	18	37	0.1	6.7
20 décembre 1912.		3	660	19	37	0.2	7.0
27 décembre 1912.		3	660	23	43	0.4	5.9

Ce tableau fait ressortir le caractère franchement plus grisouteux de *Sédixée*. Comparé à ce point de vue, à *Petite Plate Veine*, *Sédixée* accuse toujours un pourcentage plus fort, parfois double, dans des courants d'air plus abondants, pour la même quantité de charbon déhouillée. Cet exemple suffit à démontrer qu'il serait plus rationnel de baser la classification des couches, en non grisouteuses, faiblement ou fortement grisouteuses, sur les résultats des analyses des courants d'air; cette classification ainsi établie n'aurait pas de caractère définitif et les couches passeraient d'une classe à l'autre, suivant les conditions d'aérage où les chantiers se trouveraient.

b) Charbonnage de Bonne Veine

Extrait d'un rapport de M. l'Ingénieur des mines Guérin.

« Au charbonnage de Bonne Veine, un gamin effectue tous les jours des prises d'air dans les troussages des différents chantiers. Les résultats des déterminations à la burette Lebreton sont consignés dans un carnet divisé en colonnes. Ces colonnes renseignent l'endroit de l'expérience, l'heure, la teneur en grisou, le nombre d'ouvriers à veine, le tonnage extrait et le volume d'air passant par le lieu de l'expérience.

Je reproduis ci-dessous une page de ce registre. J'y ai ajouté deux colonnes donnant le cube d'air par seconde et par tonne et le cube de grisou par seconde et par tonne.

Dépression barométrique : 768 millimètres, le 14 mars 1913.

LIEU de la PRISE DE L'ÉCHANTILLON	Heures	Pourcentage de grisou	Nombre d'ouvriers	Tonnes	Volume d'air	Volume d'air par tonne	Volume de grisou par tonne
					m ³	m ³	m ³
Retour général de 340 m.	»	»	»	»	8.000	»	»
Retour général à 400 mètr.	9	1.3	»	»	18.000	»	»
Abbaye, levant à 450 m.	9.30	1.9	abandonné	»	1.930	»	»
Lucquets, id.	9.15	0.7	27	75	2.300	31.1	0.22
Grande Veine, id.	9.20	1.2	13	38	4.200	11.0	1.32
Veine G, levant à 500 m.	10.10	0.7	20	54	2.634	4.9	0.36
G ^d e Garde, levant 450 m.	11	1.8	19	53	2,210	4.2	0.76
P ^t e Garde, id.	11.05	1.8	16	42	1.800	4.3	0.76
Angleuse, id.	11.10	1.7	4	14	1.700	12.1	2.06
G ^d e Garde, couché 500 m.	9.5	1.6	18	63	1.965	3.1	0.50
Petite Garde, id.	9.55	1.7	17	60	1.400	2.3	0.39
Angleuse, id.	10	1.4	13	54	2.720	5.0	0.70

Afin de me rendre compte de l'influence des variations de dépression, j'ai relevé dans une série de tableaux, la teneur en grisou du courant ventilant le chantier de Grande Garde (levant), chantier voisin de l'esponte. Cette teneur suit presque constamment une marche inverse à la pression barométrique, chose que l'on pouvait prévoir et qui est connue de longue date.

Couche Grande Garde, chantier levant à 450 mètres.]

JOUR	Dépression	Teneur % en grisou	JOUR	Dépression	Teneur % en grisou
	m/m			m/m	
3 mars . .	770	1.2	11 mars . .	775	1.6
4 mars . .	771	1.4	12 mars . .	775	1.5
5 mars . .	774	1.4	13 mars . .	768	2.0
6 mars . .	771	1.6	14 mars . .	768	1.8
7 mars . .	769	1.6	15 mars . .	773	1.8
8 mars . .	771	1.5	18 mars . .	760	1.4
10 mars . .	778	1.3	19 mars . .	745	1.8
			20 mars . .	757	1.0

Le tonnage est resté sensiblement constant : 50 tonnes.

Je donne dans un troisième tableau, les teneurs de plusieurs chantiers pendant une période agitée de l'atmosphère. En général, on observe que la teneur en grisou augmente quand la pression atmosphérique baisse. Il y a lieu d'observer que les chantiers couchants de l'étage de 500 mètres sont ouverts depuis peu et que ceux de l'étage de 450 mètres sont presque à la limite, mais que pour ces derniers, à l'exception de celui de la veine *Abbaye*, les prises ne sont pas très éloignées des fronts de troussage, les troussages étant communs à plusieurs couches sur de grandes longueurs.

DATES	Dépression	Grande Garde		Petite Garde		Angleuse	
		Levant 450 mét.	Couchant 500 mét.	Levant 450 mét.	Couchant 500 mét.	Levant 450 mét.	Couchant 500 mét.
	m/m	%	%	%	%	%	%
12 mars.	773	1.5	1.5	1.7	1.3	1.6	1.2
13 mars.	768	2.0	1.6	2.0	1.6	1.7	1.4
14 mars.	768	1.8	»	1.8	1.6	1.7	1.4
15 mars.	773	1.8	1.8	1.9	1.6	1.7	1.8
18 mars.	760	1.4	1.4	»	1.6	»	1.6
19 mars.	745	1.8	1.7	1.9	1.8	1.7	1.3
20 mars.	757	1.0	1.7	1.9	1.3	1.7	1.3

c) Charbonnage de Bonne Veine.

Extrait d'un rapport de M. l'Ingénieur des mines Guérin.

Le grisou contenu dans les courants d'air de retour provient soit du charbon abattu, soit des fronts, soit des terrains encaissants, soit des vieux travaux.

Ces dégagements de grisou sont loin d'être constants et sont au contraire très variables.

Depuis plusieurs années, le charbonnage est effectué tous les jours, pendant le poste d'abatage, à proximité des fronts, une prise d'air qui est ensuite analysée à la burette bien connue de Le Breton.

J'ai reproduit dans le diagramme I ces résultats pour une série de couches. Ces couches sont en droit et n'ont pas traversé pendant le mois de mai, d'allures dérangées dignes d'être signalées. Les tranches exploitées ont environ 65 mètres de relevée. Les expériences ainsi effectuées à 15 ou 20 mètres des fronts du trousseage nous donnent le grisou dégagé par les fronts pendant le poste d'abatage, par le charbon abattu, les terrains encaissant la veine et par le remblai dans le voisinage des fronts. Sur le diagramme I, j'ai figuré en même temps la courbe des variations de la dépression barométrique durant cette période.

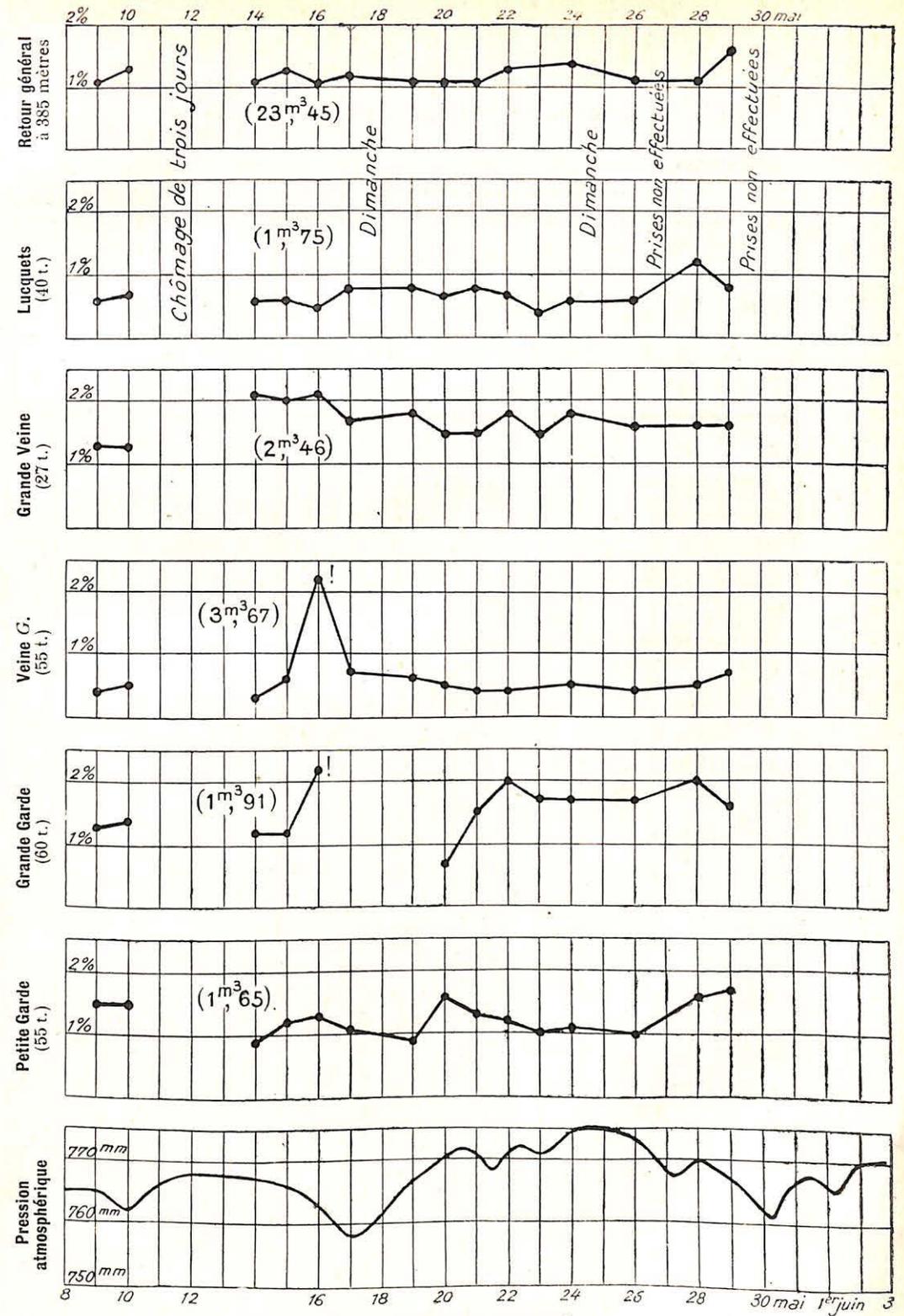


Diagramme I

TABLEAU I.

Analyses de grisou, montrant l'influence de l'abatage sur le

DATES	Heures	Pression atmosphérique	Dépression au ventilateur	Abbaye (levant)			
				Production (du montage)	Volume à l'entrée du troussage	Teneur en % à 15 mètres du rechuquage	Teneur en % au couchant du montage.
		m/m	m/m	tonnes	m ³		
Vendredi 9 mai . . .	8	765	77			0.7	1.5
	12	765	70	12.2	1.35	0.8	1.4
	20	764	80			0.9	1.4
Samedi 10 mai. . . .	8	763	83			0.8	1.4
	12	762	80	15.9	id.	0.8	1.4
	20	759	80			0.7	1.4
3 jours de chômage.							
Mercredi 14 mai . . .	8	768	80			0.9	1.4
	12	767	70	5.3	id.	0.8	1.3
	20	766	70			0.8	1.7
Samedi 17 mai (Grande dépression)	8	758	83			1.0	1.7
	12	759	73	3.5	id.	1.0	1.7
	20	760	76			1.0	1.7
Lundi 19 mai	8	766	87			0.9	1.2
	12	766	80	15.9	id.	0.8	1.2
	20	769	82			0.8	1.3
Samedi 24 mai. . . .	8	774	82			0.8	1.4
	12	775	85	en faille	id.	0.7	0.9
	20	775	77			0.7	1.3
Lundi 26 mai	8	774	82			0.8	1.2
	12	773	80	en faille	id.	0.8	1.3
	20	771	75			0.8	1.3
Samedi 31 mai	8	766	84			1.3	1.7
	12	767	82	en faille	id.	1.4	1.7
	20	768	84			1.3	1.7

même volume d'air

dégagement des fronts, effectuées au niveau de 385 mètres.

Lucquets (levant)				Grande Veine (levant)				Veine G. (couchant) à 485 mètres		
Production	Volume à l'entrée du troussage	Teneur en % à 15 mètres des fronts	Teneur en % à l'entrée du troussage	Production	Volume à l'entrée du troussage	Teneur en % à 15 mètres des fronts	Teneur en % à l'entrée du troussage	Production	Volume d'air	Teneur en % au troussage, à 385 mètres.
tonnes	m ³			tonnes	m ³			tonnes	m ³	
59.8	1.75	0.6	0.6	27.5	2.46	2.0	1.1	55.1	3.67	0.3
		0.6	0.6			2.0	1.2			0.4
		0.5	0.6			2.3	1.0			0.2
61.4	id.	0.5	0.4	25.4	id.	1.9	0.9	57.7	id.	0.4
		0.6	0.7			1.3	0.7			0.5
		0.6	0.6			1.7	0.9			0.3
43.4	id.	0.6	0.6	27.0	id.	2.1	1.1	64.6	id.	0.4
		0.6	0.6			1.8	1.3			0.3
		0.5	0.4			1.8	1.1			0.3
38.6	id.	0.8	0.7	25.9	id.	2.2	1.4	55.6	id.	0.5
		0.8	0.8			2.1	1.6			0.7
		0.7	0.7			1.6	1.2			0.5
39.2	id.	0.7	0.7	30.2	id.	1.5	1.2	58.3	id.	0.5
		0.7	0.7			1.7	1.2			0.5
		0.6	0.7			1.3	1.1			0.4
38.6	id.	0.6	0.6	30.2	id.	1.7	1.2	54.0	id.	0.4
		0.6	0.7			1.8	1.1			0.5
		0.4	0.4			1.6	1.1			0.3
33.9	id.	0.6	0.6	26.5	id.	1.7	1.2	54.0	id.	0.4
		0.6	0.7			1.6	1.1			0.4
		0.6	0.7			1.6	1.2			0.4
35.5	id.	1.1	1.0	20.1	id.	1.6	1.1	56.1	id.	0.7
		1.1	1.1			1.6	1.1			0.7
		1.0	1.1			1.7	1.1			0.7

même volume d'air

0m³800 de différence entre les 2 stations.

Un simple coup d'œil sur ces diagrammes nous montre, quoiqu'ils soient discontinus, qu'il n'y a pas à Bonne-Veine de rapport bien marqué entre le grisou dégagé par les fronts d'abatage et les variations de la pression atmosphérique.

Dans ma note précédente, malgré les chiffres discordants, j'avais cru pouvoir émettre une conclusion contraire; cette conclusion s'appuyant sur de faibles variations (quelques dixièmes) était peu certaine. Le tableau I ci-avant montre de même des variations de 0.3 et 0.4, absolument sans cause apparente. Si des causes fortuites peuvent produire de telles variations, que faut-il penser de toutes les conclusions que j'appuyais sur des variations généralement inférieures à 0.4?

Pour en revenir au dégagement de grisou par les fronts, le raisonnement nous montre que seul le grisou contenu soit dans la tranche superficielle de la veine, soit dans le réseau des fissures que l'exploitation même crée dans les terrains, peut subir l'influence des variations atmosphériques.

Je rappellerai la conclusion de la Commission autrichienne du grisou sur ce point : « Pour les exploitations qui ne contiennent pas de vides étendus (à plus forte raison si l'on opère près des fronts), le retentissement des variations atmosphériques est insensible, si les veines sont très grisouteuses et renferment le méthane à haute pression.

« Ces dépressions sont en effet insignifiantes par rapport à la tension du gaz dans la houille. L'influence paraît plus notable sur les couches peu grisouteuses, dans lesquelles la pression du gaz est faible, mais les inégalités qui en résultent pour la teneur sont généralement inappréciables, au milieu des variations qui se produisent dans le débit même du courant d'air. »

Je rappellerai également que M. Morin, Ingénieur en chef des mines de Liévin, est arrivé à des conclusions tout-à-fait différentes, à la suite d'expériences très complètes faites à ce charbonnage (*Bulletin de l'Industrie minière*, juillet 1910). M. Morin a établi que les variations de pression barométrique agissaient sur le grisou emmagasiné dans l'important réseau de cassures surmontant la couche et causées par l'affaissement du toit accompagnant l'exploitation.

En vue d'étudier l'influence de l'abatage sur le grisou contenu dans le courant d'air, j'ai prié la direction d'effectuer des expériences d'aéragé en dehors du poste d'abatage. Le tableau I donne les résultats des analyses effectuées sur les prises d'essais faites au

début du poste d'abatage, vers 8 heures du matin, en plein poste d'abatage, vers midi, et en dehors du poste d'abatage, vers 20 heures. Pour que l'influence du repos se manifeste davantage, on a spécialement opéré le lundi matin. Les petites variations constatées entre les trois prises faites le même jour, conduisent à des conclusions contradictoires. Il faut donc en déduire que les teneurs en grisou du courant d'air sont sensiblement les mêmes aux différents postes, soit à front du troussage, soit en arrière. Il va de soi, d'ailleurs, qu'on ne peut donner de règle générale à ce sujet, la nature des terrains encaissants influant manifestement sur le mode de dégagement du grisou (1).

INFLUENCE DES VIEUX TRAVAUX. — J'ai dit ci-dessus que les résultats des essais à front des troussages montraient qu'à Bonne-Veine il n'y a pas de rapport bien marqué entre les dégagements de grisou des fronts et les dépressions atmosphériques. Mais en arrière des fronts, dans les troussages, en est-il de même? L'influence des hausses et des baisses barométriques variera évidemment :

1° Avec la nature des terrains encaissant la veine : ces terrains peuvent être perméables et servir ainsi soit à l'emmagasinement du grisou, soit à l'amenée du grisou de layettes non exploitées ou de couches voisines ;

2° Avec le remblai plus ou moins complet : un remblai faible, outre qu'il laisse des vides qui peuvent se remplir de gaz délétères, permet un écrasement plus grand du toit et est par suite favorable à la rupture des roches jusqu'aux couches et layettes voisines ;

3° Avec la position des voies d'entrée et de retour : lorsque ces voies sont situées dans la couche même en exploitation, on conçoit difficilement l'existence d'amas de grisou entre ces voies, les pertes inévitables du courant d'air devant balayer le grisou qui se dégage en arrière des fronts; mais lorsqu'à la costresse par exemple, la couche est rebouvelée près des fronts et que le troussage n'est pas dans le même cas, le remblai situé sous ce troussage en arrière du bouveau de recoupe se remplit de grisou, grisou qui arrivera dans le troussage pendant les chutes de pression barométrique.

Un fait analogue se produit lorsqu'une tranche est reprise au-dessus d'une ancienne exploitation.

(1) Voir ci-avant, p. 111, la note de M. l'Ingénieur Desenfans sur l'analyse des courants au Charbonnage du Buisson.

La situation actuelle des chantiers du Charbonnage de Bonne Veine ne m'a pas permis de vérifier expérimentalement ces différents points. En effet, tous les chantiers, à l'exception de ceux de *Grande Veine* et de *Lucquets*, sont en exploitation depuis cinq à six mois seulement et sont à 100 mètres à peine des boueux de recoupe.

Quant à ces derniers chantiers, ils sont à 200 mètres environ au levant des boueux de recoupe, mais les voies d'entrée et de retour sont situées dans les couches mêmes; en outre, ces chantiers sont remblayés complètement y compris les cheminées et les plates. Des expériences d'aérage effectuées à 20 mètres en arrière des fronts et à 200 mètres de ceux-ci donnent très sensiblement les mêmes volumes.

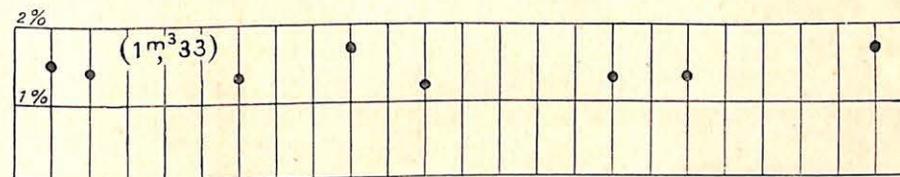
Dans le tableau I, j'ai reporté quelques expériences effectuées dans les chantiers de *Lucquets* et de *Grande Veine*, à l'entrée du troussage.

Dans *Lucquets*, l'influence des remblais est nulle; dans *Grande Veine*, on arrive à la même conclusion, si l'on tient compte de la différence de volume aux stations d'expériences.

En vue d'étudier l'influence des variations de dépressions barométriques sur le grisou des remblais indépendamment de l'abatage, j'ai demandé que des expériences fussent faites dans un chantier abandonné : celui de l'*Abbaye*. Ce chantier est arrêté depuis décembre 1912; les voies étaient maintenues en bon état pour permettre l'exécution d'un montage au-dessus du troussage. La couche *Abbaye* présente au mur géologique qui constitue le toit dans le chantier, à 2 mètres en moyenne sous la veine, une layette de 0^m10. Entre cette couche et la layette, le mur est constitué de roches plutôt tendres. Au toit géologique, qui constitue le mur dans le chantier, se trouve une layette de 0^m25 très grisouteuse qui est séparée de la couche par environ 5 mètres de terrains assez compacts. Le chantier est complètement remblayé et les voies d'entrée et de retour sont situées dans l'*Abbaye* même. La comparaison des résultats du tableau I, avec la courbe des pressions atmosphériques du diagramme I, montre très bien les chutes de pression du 17 et du 30 mai, quoique ces résultats soient isolés. Ces résultats montrent nettement l'influence du montage (celui-ci avait 13 mètres de largeur et fut arrêté le 31 mai, à 64 mètres de hauteur) et montrent que le dégagement de grisou continue bien longtemps après l'arrêt du chantier.

La différence entre les teneurs au levant et au couchant du montage provient du grisou dégagé par les remblais et de celui dégagé dans le montage. A ma demande, des expériences ont été effectuées journalièrement pendant une quinzaine de jours, en juin. Les résultats

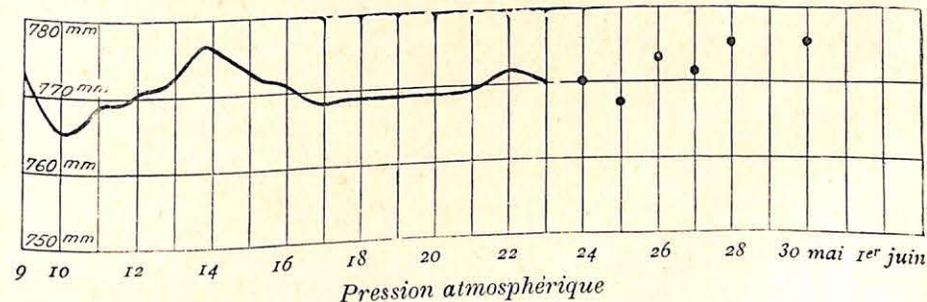
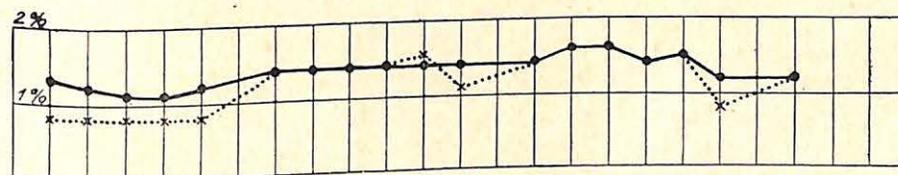
Au levant du montage



Au couchant du montage.

Diagramme II. — Abbaye, levant, à 435 mètres,

En traits pleins — au couchant du montage.
En pointillés — au levant du montage



obtenus sont reportés dans le diagramme II. En juin, les prises d'essais ont été faites par le gamin et non par le sous-ingénieur, comme en mai. Quoique dans le diagramme II, il paraît qu'il y ait quelques erreurs manifestes, l'ensemble semble montrer que la teneur suit une marche inverse à la pression atmosphérique.

C'est d'ailleurs ce qu'ont établi les études récentes faites à l'étranger sur cette question ; je citerai, notamment, les observations qui ont été faites à la mine König, près de Saarbrücken (*Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen*, 1910, p. 237 et suiv.) et à Liévin (*loc. cit.*).

EXTRAIT D'UN RAPPORT

DE

M. LIBOTTE

Ingénieur en chef Directeur du 3^{me} arrondissement des Mines à Charleroi.

SUR LES TRAVAUX DU 1^{er} SEMESTRE 1913

Creusement des puits du nouveau Siège Sainte Elisabeth, des Charbonnages de Ressaix, à travers les terrains aquifères.

A la fin du semestre précédent, deux avant-puits avaient été creusés sur 3^m50 de hauteur et l'on commençait l'enfoncement du puits n° 1, d'aérage, dans le terrain aquifère.

De 3^m50 à 5^m75 on traversa de la marne argileuse mélangée de blocs d'un grès assez dur. On pénétra ensuite dans la marne aquifère et le 30 janvier, à 7^m60 de profondeur on dut arrêter le fonçage et mettre en marche la pompe électrique Sulzer capable de refouler 80 mètres cubes à la hauteur de 110 mètres. On reprit l'enfoncement jusqu'à 10^m60 et l'on dut de nouveau arrêter pour placer une seconde pompe identique à la première. Du 21 au 24 mai, on s'enfonça de nouveau de 2^m70 et la venue augmentant toujours, on dut installer une troisième pompe d'un débit de 20 mètres cubes à 20 mètres, puis une quatrième semblable aux deux premières et enfin une pompe Weiss et Monsky à air comprimé, refoulant 25 mètres cubes à l'heure à 80 mètres de hauteur. On put ainsi pousser l'enfoncement jusqu'à 19^m65. Mais les cinq pompes, dont le débit dépassait 300 mètres cubes à l'heure, ne parvenaient qu'à grand peine à maîtriser la venue. On ne pouvait donc sans danger continuer l'enfoncement dans ces conditions et l'on s'est décidé (en août) à poser d'abord un cuvelage métallique jusqu'à la profondeur atteinte et à employer ensuite un procédé de cimentage très intéressant qui semble devoir parfaitement réussir et dont les détails figureront dans le prochain rapport semestriel.

Il va sans dire que l'épuisement considérable réalisé dans le puits a amené l'assèchement complet ou à peu près de tous les puits alimentaires de la région, dans un rayon que l'on a reconnu dépasser

200 mètres. Ces puits, au nombre de six ont des profondeurs variant de 13^m50 à 23^m50 et ce n'est que dans les plus éloignés et les plus profonds que la hauteur d'eau atteignait encore 0^m50 et 0^m60, au lieu des 3 ou 4 mètres qu'elle atteignait avant l'épuisement.

*Emploi des marteaux piqueurs au siège Sainte Barbe des
Charbonnages de Ressaix.*

M. l'Ingénieur **Defalque** me communique les renseignements ci-après au sujet de l'emploi de ces instruments permettant une réduction notable de la main-d'œuvre pour l'abatage de la veine :

« Afin de pouvoir déhouiller des veines très dures donnant de faibles rendements par le travail ordinaire, le Société des Charbonnages de Ressaix a depuis peu essayé les « marteaux piqueurs » à air comprimé pour l'abatage de la houille.

Cette Société ne pouvait guère songer, du moins dans les divisions de Ressaix et de Péronnes, à l'emploi de la haveuse mécanique, vu la nature très dérangée des couches qu'elle exploite.

La veine dans laquelle ont été faits les essais qui nous occupent est la Veine Jeanne, à l'étage de 250 mètres du siège Sainte Barbe.

Cette couche en allure renversée, avec une inclinaison de 58°, est intercalée entre des terrains assez durs et elle a la composition suivante à partir du toit ou mur géologique :

Charbon dur	0 ^m 40	} ouverture	
Terres noires à clous	0 ^m 01		
Charbon	0 ^m 20		} 0 ^m 66
Terres escailleuses (variable).	0 ^m 05		

Deux ou trois marteaux ont d'abord été utilisés dans une taille seulement. Puis leur emploi a été généralisé dans les cinq tailles du chantier. Pendant la première semaine de cet emploi des marteaux dans tout le chantier, l'effet utile de l'ouvrier à veine, qui était auparavant de 2,000 kilogrammes à peine, s'est élevé à 4,470 kilogrammes et pendant la deuxième semaine il a atteint 5,350 kilogrammes.

Les tailles mesurent chacune 10^m00 de longueur et sont toutes divisées en deux gradins, sauf la taille de niveau qui, en plus des deux gradins, comprend la coupure de la voie inférieure du chantier. Auparavant, elles se composaient de quatre gradins de 2^m50. Un ouvrier travaillait par gradin et faisait environ 1^m10 à 1^m20 d'avancement en déhouillant par conséquent une surface de 2^m90 très

approximativement. Actuellement, il n'y a plus que 2 ouvriers par taille, et l'avancement est de 1^m20. Chaque ouvrier déhouille donc 6 mètres carrés par jour. A la taille de niveau, l'ouvrier du gradin inférieur, qui est un fort ouvrier, parvient même à déhouiller la « devanture » en plus de son gradin. Il est évidemment aidé par son compagnon du gradin supérieur. Ces deux ouvriers déhouillent par conséquent par jour environ 15 mètres carrés. Du temps où on travaillait à l'outil ordinaire, le prix payé par mètre carré de surface déhouillée était de fr. 2-50, de sorte que les ouvriers gagnaient environ fr. 7-25. Aujourd'hui, on leur paye fr. 1-50 du mètre carré et ils gagnent en moyenne fr. 9-25.

Les marteaux employés sont du type « Le Liégeois » de MM. Eloi et sont fabriqués par la Société Anonyme des Ateliers Léonard Rocour, à Ans. Ces marteaux, en acier très résistant, coûtent 275 francs. Ils pèsent 7^k800 sans le fleuret et 9^k050 avec le fleuret. Leur longueur totale avec le fleuret est de 0^m61. Ils se composent de trois pièces principales :

1° La poignée, par où se fait l'admission d'air comprimé et qui est analogue à la poignée des marteaux perforateurs utilisé pour le creusement des bouvaux ;

2° Le cylindre dans lequel se trouve le distributeur et le piston ;

3° Le manchon servant à maintenir le fleuret, contre lequel vient battre le piston et qui porte un renflement l'empêchant de s'échapper. La course du piston ou percuteur est de 108 millimètres, tandis que le fleuret, qui se termine par une pointe à quatre pans, ne peut se déplacer que de 18 millimètres. Le diamètre du piston est de 30^{mm}. La pression de l'air comprimé utilisé varie de 4 à 4 1/2 atmosphères.

La Société de Ressaix a également à l'essai un marteau de la firme François, de Selessin-lez-Liège, qui pèse respectivement 8^k400 et 7^k250 avec et sans le fleuret. Ce qui différencie surtout ce marteau du type précédent, c'est que quand il marche à vide, le piston ne frappe pas le fleuret, d'où une usure moindre. Le fleuret, ayant une tête de forme spéciale, est en effet poussé en avant, à fond de course, par l'air comprimé, dès qu'il n'est plus appliqué contre le charbon. Il suffit de l'appuyer contre celui-ci pour qu'il revienne en arrière et reçoive les chocs du piston percuteur.

Les marteaux-piqueurs sont sujets à des arrêts assez nombreux provoqués soit par la rupture de certaines pièces, soit par l'introduction de la poussière à l'intérieur du mécanisme. Il sont donc d'un entretien coûteux et doivent être démontés au moins une fois par

Transformation d'un ancien ventilateur aux Charbonnages d'Anderlues.

M. l'Ingénieur **D'Haenens** me communique quelques détails intéressants à propos de la transformation d'un ancien ventilateur Lambert en un Guibal pourvu de tous les perfectionnements apportés à cet appareil.

Le siège n° 5 des Charbonnages d'Anderlues est, depuis 1906, aéré par un ventilateur Mortier, transformé, qui assure la ventilation d'une façon parfaite, mais produit un bourdonnement qui se perçoit à plus de 5 kilomètres de distance et cause une gêne réelle au voisinage. Ce ventilateur peut à volonté être actionné soit par un moteur électrique, soit par une machine à vapeur, laquelle n'est destinée à être utilisée qu'exceptionnellement en cas d'avarie au moteur électrique ou à la ligne aérienne, exposée à recevoir des décharges atmosphériques. Le cas s'est présenté une seule fois et le changement de moteur n'a pas entraîné plus d'un quart d'heure d'arrêt.

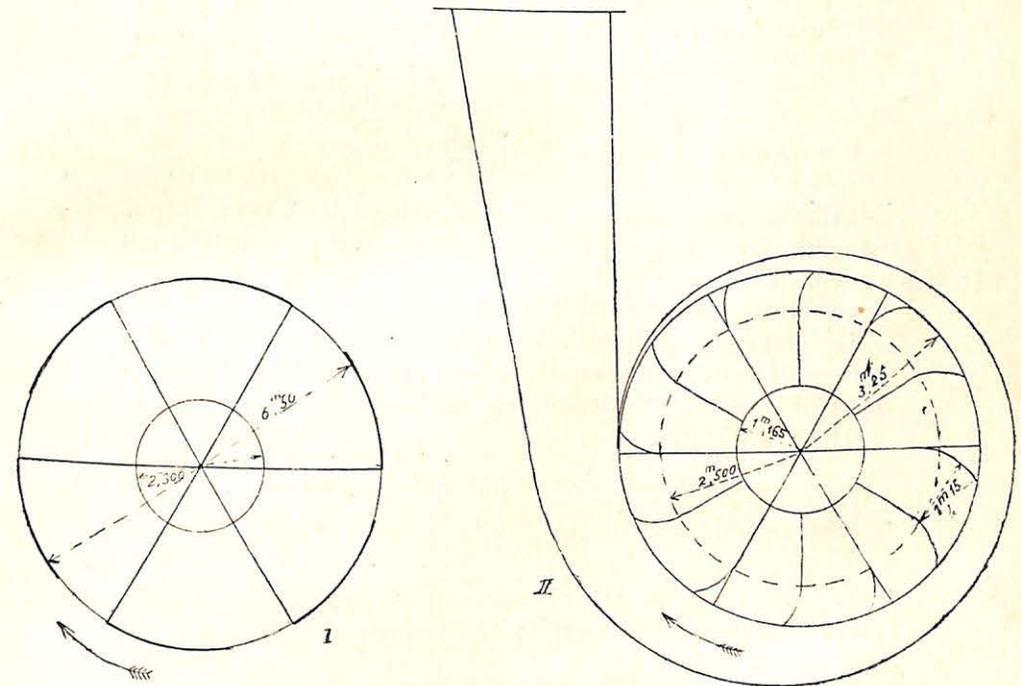
Il importait cependant d'éviter l'inconvénient du bruit. On possédait bien un ventilateur de réserve, de l'ancien système Lambert, mû par une très vieille machine à vapeur et qui, en tournant à toute vitesse, ne parvenait pas à donner plus de 60 millimètres de pression, c'est-à-dire un peu moins de la moitié de celle obtenue à l'aide du précédent, soit 125 millimètres. Pour cette raison on ne pouvait plus guère s'en servir.

Aussi a-t-on transformé de fond en comble ce vieux ventilateur, qui consistait en une turbine entièrement métallique dont la périphérie était partiellement obstruée au moyen de tôles et qui tournait librement dans une chambre ouverte, sans volute ni cheminée.

Le premier croquis ci-après montre schématiquement la roue avant sa transformation ; d'autre part, le deuxième tracé représente le ventilateur transformé.

Voici en quoi a consisté la transformation : La périphérie a été libérée entièrement des tôles qui bouchaient en partie la sortie de l'air. Les six ailes planes ont été conservées, mais des tôles nouvelles ont été rivées sur les anciennes, de manière à donner aux ailes une incurvation dans le sens de la rotation, avec un angle à la sortie de l'air de 40° sur la tangente. Entre ces six ailes ont été rivées six nouvelles tôles, incurvées de la même façon. Ces dernières s'arrêtent à l'ouïe tandis que les anciennes aboutissent à l'arbre sur lequel elles sont boulonnées.

L'ouïe unique n'a pas été modifiée et la paroi qui lui est opposée est restée pleine comme auparavant. L'ancienne poulie de commande a été conservée, mais l'arbre a été déplacé vers celle-ci de manière à permettre le placement de trois paliers, l'un à l'ouïe, les deux autres de part et d'autre de la poulie. La section offerte au passage de l'air avant l'ouïe a été augmentée par l'emploi d'une passerelle à claire voie remplaçant l'ancien plancher donnant accès au palier, et diverses améliorations ont été apportées aux parois de la galerie



d'entrée dans le ventilateur, en vue de réduire les remous qui se produisaient auparavant. Une volute complète a été construite tout autour de la turbine ainsi qu'une cheminée d'évacuation du courant d'air.

Les dimensions sont les suivantes : diamètre extérieur : 6^m50 ; largeur : 1 mètre ; diamètre de l'ouïe : 2^m33 . Après réglage de la vanne placée au bas de la cheminée, les résultats suivants ont été obtenus :

Dépression lue	150 millimètres
Nombre de tours du moteur	363
Nombre de tours du ventilateur	116
Dépression théorique	190 millimètres
Rendement manométrique	79 %
Volume d'air débité par le ventilateur :	34 m ³ 920

$$\text{Orifice équivalent : } 0.38 \times \frac{34.92}{\sqrt{150}} = 1 \text{ m}^2 \text{ 083}$$

Puissance électrique à l'arbre du moteur : 108 HP.

Rendement mécanique (courroie comprise) :

$$\frac{34.92 \times 750}{75 \times 108} = 64.6 \%$$

$$\text{Rendement du ventilateur : } \frac{64.6}{0.95} = 68 \%$$

Avant la transformation, la dépression moyenne à l'ouïe était de 63 millimètres; le rendement ou pouvoir manométrique ne dépassait pas 28.6 %.

Le volume débité était de 22^{m3}600.

Le ventilateur ainsi modifié est absolument silencieux, à tel point qu'on a dû installer un mécanisme pour avertir, à l'aide d'une sonnerie, le machiniste d'extraction en cas d'arrêt accidentel.

Installation d'un groupe turbo-alternateur

à la Centrale électrique des Charbonnages d'Anderlues.

Le même ingénieur décrit comme suit les nouvelles installations faites à la Centrale électrique des Charbonnages d'Anderlues :

La centrale comportait auparavant trois alternateurs volants de 400 KW. chacun à 500 volts triphasés, tournant à la vitesse de 125 tours-minutes et accouplés à des machines à vapeur jumelles compound du système Pirson, construites par les Ateliers du Thiriau.

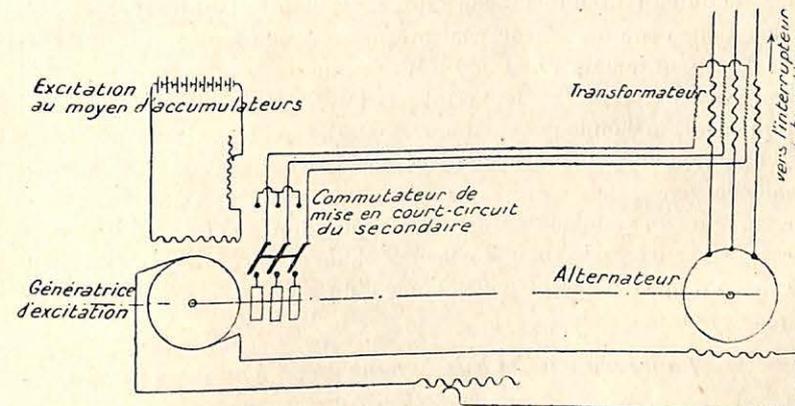
Afin de permettre la réalisation d'un programme de nouvelles installations, un nouveau groupe électrogène a été installé sur l'emplacement prévu pour une quatrième unité semblable aux anciennes. Les caractéristiques du nouveau groupe sont les suivantes :

Puissance normale : 2,000 KW.; surcharge permise : 500 KW.;
voltage : 550 volts triphasés; vitesse : 3,000 tours-minutes; périodi-

ité : 50 périodes; pression de la vapeur : 10 atmosphères; température de la vapeur : 300°.

L'alternateur a été construit par les Ateliers de Constructions électriques de Charleroi, tandis que la turbine, du système Zoelly, a été construite par la firme Escher Wyss de Zurich. La condensation de la vapeur est obtenue par un condenseur par surface desservi au moyen de deux groupes de pompes centrifuges : le premier comporte deux pompes destinées, l'une, à assurer la circulation de l'eau dans les tubes du condenseur, l'autre, la pompe à air, à faire le vide dans ce dernier. Quant au second, il est constitué par la pompe d'extraction des vapeurs condensées. Ces deux groupes sont commandés au moyen de moteurs électriques respectivement de 100 et 7 HP.

Le refroidissement de l'alternateur, qui est entièrement fermé, est obtenu à l'aide d'un courant d'air froid aspiré de l'extérieur de la salle, qui traverse le rotor et le stator pour être ensuite refoulé au dehors au moyen de canalisation en tôles. Etant donné le voisinage des fours à coke et du triage, ce courant d'air est tamisé au travers d'un filtre à air qui le débarrasse des poussières qu'il porte en suspension.



La régularité de la vitesse est obtenue au moyen d'un régulateur très sensible qui assure un maximum de variations de 1/2 % en charge uniforme, 1 1/2 % en cas de variation subite de la charge de 25 %, 5 % en cas de variation subite de la charge de 0 à 100 %.

Quant au voltage, il est maintenu constant grâce au système de compoundage adopté. Voici en quoi ce dernier consiste :

L'alternateur actionne en bout d'arbre une génératrice de construction spéciale dont le bobinage de l'induit est raccordé d'une part à un collecteur ordinaire de dynamo à courant continu et d'autre part à trois bagues comme s'il s'agissait d'une commutatrice. (On sait en effet qu'une dynamo peut fournir du courant continu et du courant alternatif.) Le courant continu d'excitation de l'alternateur est envoyé à ce dernier en passant par les appareils de contrôle du tableau. Quant aux bagues, elles reçoivent du courant de l'enroulement secondaire d'un transformateur d'intensité, dont l'enroulement primaire est traversé par tout le courant débité par l'alternateur. L'excitation de la génératrice d'excitation est indépendante et est produite par une batterie d'accumulateurs qui est d'ailleurs également utilisée pour l'alimentation des relais des appareils de distribution (interrupteurs automatiques, etc.)

Grâce à un calage relatif bien établi des deux rotors, le voltage aux bornes de l'alternateur reste constant, quelles que soient les variations de la charge et partant du courant, et ce, pour autant qu'il n'en résulte pas une modification permanente de la vitesse. Mais comme il existe une différence de vitesse d'environ 5 % entre la marche à vide et la marche à pleine charge, le voltage ne peut pas être maintenu absolument constant. Cependant, étant donné que les variations instantanées de charge qui se produisent ordinairement ne dépassent jamais 400 à 500 KW. et que celles-ci correspondent à des écarts de vitesse ne dépassant pas 1 1/2 %, on peut dire que pratiquement, le compoundage donne des résultats très satisfaisants.

La surchauffe de la vapeur (les anciennes machines étaient alimentées par de la vapeur saturée) est obtenue à l'aide de deux surchauffeurs du système Degrémont, à circulation rapide, de 100 mètres carrés de surface de chauffe chacun, chauffés soit par un foyer au charbon, mais généralement à l'aide d'un foyer spécial, brûlant des gaz des fours à coke.

Imprégnation des bois de mine aux Charbonnages de Courcelles-Nord.

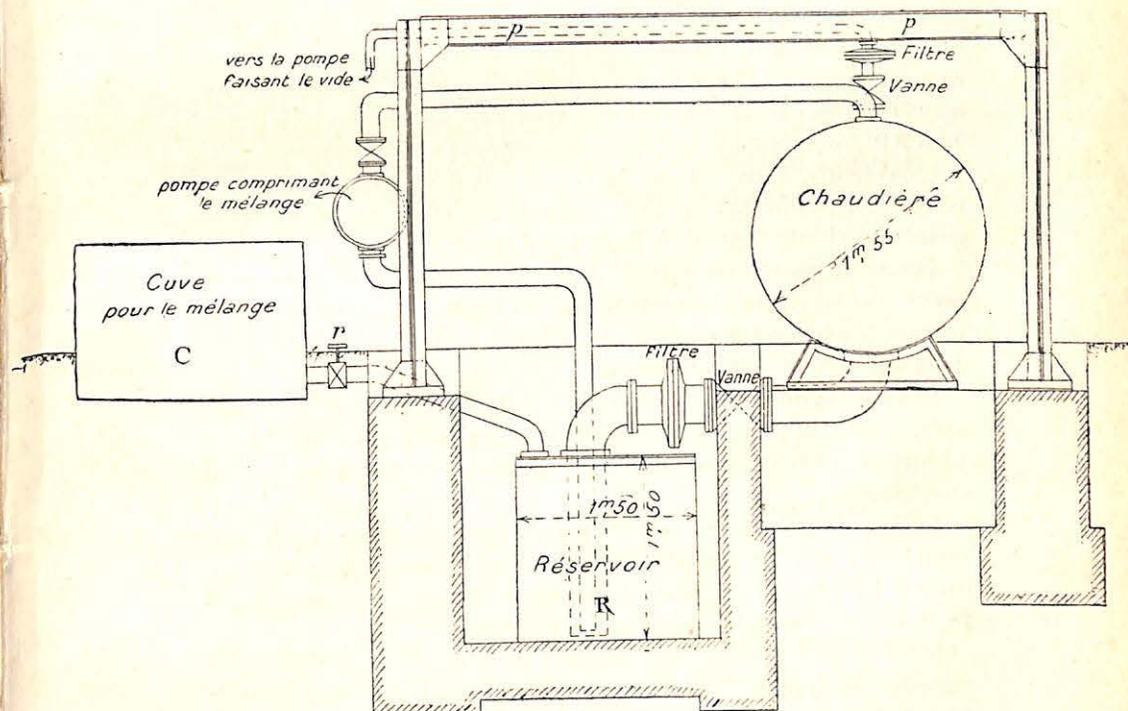
Une installation d'imprégnation de bois au moyen d'un liquide appelé « axol » vient d'être montée au siège n° 8. Cette installation est décrite comme suit par M. l'Ingénieur Thonnart :

L'axol est une dissolution d'oxydes de cuivre et de zinc dans l'ammoniaque additionnée de benzol. Les bois à imprégner sont introduits dans un réservoir cylindrique autoclave, dans lequel on

fait d'abord le vide pour faire sortir des bois l'air et les liquides qu'ils contiennent. On introduit ensuite l'axol dans la chaudière, qui est alors soumise à une pression de 10 atmosphères.

La chaudière a 5^m10 de longueur et un diamètre intérieur de 1^m55; les tôles ont 15 millimètres d'épaisseur. Lors de sa réception, cette chaudière a subi une épreuve à la pression de 18 atmosphères.

Le fond avant est amovible pour permettre d'introduire et de retirer les wagonnets chargés de bois; ce fond est fixé au corps cylindrique par vingt-quatre tirants serrés au moyen d'écrous et il



peut se déplacer latéralement, étant suspendu à un galet roulant sur une poutrelle *p*.

La chaudière est munie d'une soupape de sûreté à ressort et de deux manomètres, l'un pour l'indication du degré de vide, l'autre renseignant la pression pendant la deuxième phase de l'opération. En contrebas se trouve un réservoir rectangulaire d'axol d'une capacité de 12 mètres cubes.

Sur les différents conduits amenant l'axol à la chaudière sont disposés des filtres destinés à retenir les impuretés.

Voici comment on procède pour l'imprégnation : à l'intérieur de la chaudière sont introduits à la file deux wagonnets chargés de bois à imprégner de 2 mètres à 2^m20 de long; ces bois représentent un volume de 4 mètres cubes environ. On fait le vide dans la chaudière au moyen d'une petite pompe mue par un moteur électrique de 4 HP., jusqu'à 65 centimètres de mercure; cette première opération dure vingt minutes environ.

On met ensuite la chaudière en communication avec le réservoir à axol situé en contrebas et le liquide est aspiré sous l'effet du vide, jusqu'à une certaine hauteur dans la chaudière. On remplit celle-ci complètement et on la soumet à une pression de 10 atmosphères au moyen d'une pompe différentielle mue par un moteur électrique de 6 HP.; on maintient cette pression pendant vingt minutes.

L'ouverture d'une vanne permet à l'axol de s'écouler dans le réservoir en contrebas et les wagonnets de bois sont retirés de la chaudière. Toute l'opération dure 1 1/2 heure environ.

Lorsque la quantité de liquide dans le réservoir *R* n'est plus suffisante, on en introduit à nouveau par un tuyau, en manœuvrant le robinet *r*, amenant le contenu de la cuve *C* où l'on a dilué l'axol dans une certaine quantité d'eau.

Deux vieux ouvriers sont occupés à cette installation et font trois opérations par jour, ce qui donne une production journalière de 12 mètres cubes de bois imprégnés, suffisante pour les besoins du charbonnage.

Le prix de revient par mètre cube de bois est de fr. 1-50, sans compter le coût du liquide d'imprégnation; dans cette somme on compte 1 franc pour dépense d'électricité, d'huile, salaires, etc., et fr. 0.50 pour l'amortissement de l'installation.

Le sapin est très bien imprégné par ce procédé et les bûches sont remplies de liquide jusqu'au centre; il en est de même pour le hêtre. Certaines essences, comme l'épicéa, résistent totalement à toute imprégnation.

Les bois axolés ne répandent pas d'odeur et ne tachent pas les doigts; ils résistent très bien dans les endroits humides et chauds.

Charbonnages de Mariemont et de Bascoup.
Epuration des eaux d'épuisement destinées à l'alimentation
des bains-douches.

M. l'Ingénieur **Molinghen** a recueilli les renseignements ci-après sur une installation destinée à rendre les eaux d'épuisement propres à l'alimentation des bains-douches :

« Les Sociétés des Charbonnages de Mariemont et de Bascoup ont installé à leurs sièges du Placard, à Carnières et n° 7, à Chapelle-lez-Herlaimont, des épurateurs de la firme Victor Lamy et C^{ie}, à Lille, dans le but d'y traiter leurs eaux d'exhaure et de rendre celles-ci propres à l'alimentation des bains-douches pour ouvriers imposés par l'arrêté royal du 9 août 1911. Ces épurateurs fonctionnent maintenant depuis plus de six mois et donnent des résultats satisfaisants, bien que les eaux y soient des plus difficiles à épurer.

La nature de celles-ci est caractérisée comme suit par les installateurs :

Titre hydrotimétrique total.	19°
Id. après ébullition	7°
Id. après oxalate	5°
Id. après ébullition et oxalate	4°
Titre alcalimétrique	62°
Chlore par litre	0 ^{sr} 019

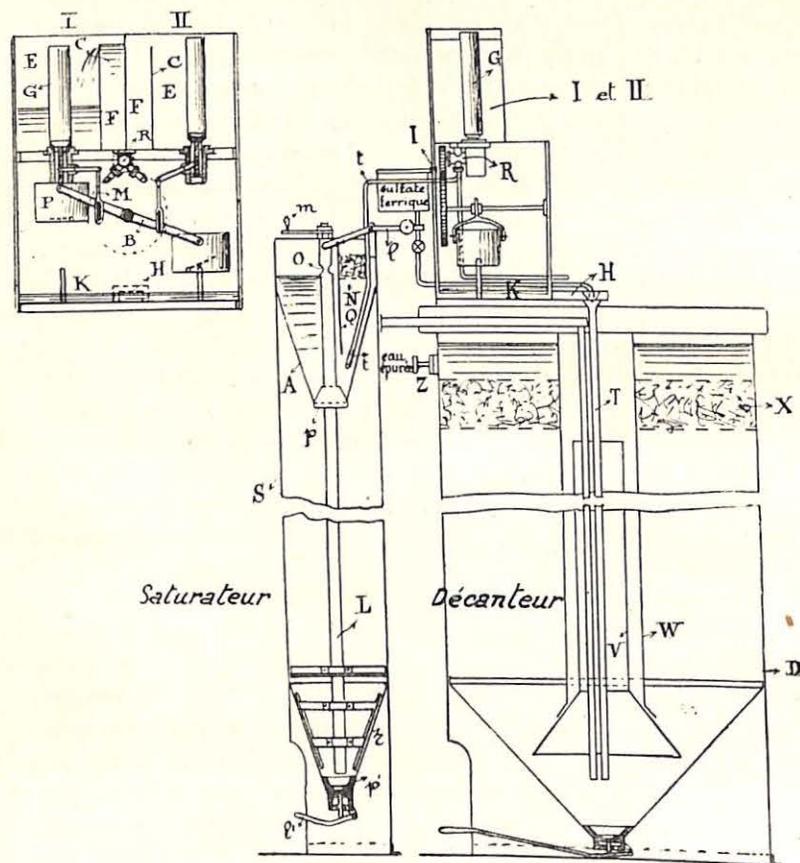
D'où l'on peut tirer :

Carbonate de chaux.	113 grammes par mètre cube
Autres sels de chaux	40 id.
Sels de magnésie	40 id.
Carbonate de soude.	541 id.

Cette eau contient en outre une assez forte proportion de matières organiques et minérales à l'état colloïdal et en suspension, matières très difficiles à décanter, à tel point qu'au repos, sans réaction, au bout de trois ou quatre semaines, l'eau est encore fortement opalescente et colorée.

L'épuration est basée sur l'action de la chaux et du sulfate ferrique et s'opère dans un appareil dont il existe deux variantes. L'une de celles-ci, installée au siège n° 7 des Charbonnages de Bascoup est représentée au croquis ci-après, qui est emprunté pour la plus grande partie à un prospectus de la Maison Lamy.

Cet appareil se compose de trois parties : la première ou distributeur est destinée, pour une eau de composition déterminée, à maintenir la constance du rapport entre le volume du réactif principal (eau saturée de chaux) et le volume d'eau à épurer ; la seconde ou saturateur sert à la préparation de l'eau saturée de chaux ; la troisième ou décanteur est le siège des réactions, de la décantation des précipités et de la filtration.



Le distributeur est situé à la partie supérieure de l'installation ; il comprend notamment deux bacs jaugeurs contigus I et II, qui se remplissent et se vident alternativement d'eau à épurer. Chacun de ceux-ci est divisé en deux compartiments *E-F*, *E-F* inégaux, par une cloison *C C*, le volume du petit compartiment correspondant à la

fraction du volume total du bac qui doit être saturée de chaux. L'eau à épurer arrive par la partie inférieure de ce petit compartiment ; elle emplit complètement ce dernier, puis déborde dans le grand compartiment qu'elle remplit à son tour jusqu'au niveau supérieur du tuyau de trop plein *G* ; elle s'écoule alors par ce tuyau dans le plateau *P* d'une balance dont le fléau *B* ne tarde pas à basculer. Des mécanismes *M* mis en jeu par ce mouvement du fléau soulèvent à ce moment le tuyau de trop plein *G*, lequel fait office de soupape sur une ouverture pratiquée dans le fond du grand compartiment, et permet à l'eau contenue dans celui-ci de s'échapper dans une cuvette *K* et de là, par un chenal *H* et un tuyau *T*, dans le fond du décanteur. D'autres mécanismes, les engrenages *I*, mis également en jeu par le même mouvement du fléau *B*, amènent le robinet à quatre voies *R* dans une position telle que l'arrivée de l'eau à épurer se fait alors dans le second bac jaugeur et que l'eau contenue dans le petit compartiment du premier bac est envoyée au saturateur par un tuyau *t*. Les phénomènes signalés du côté de ce dernier bac se reproduisent ensuite du côté du second bac et ainsi de suite.

Le saturateur consiste en une colonne en tôle *S*, de grande hauteur, divisée en deux parties par un diaphragme *A* en forme de tronc de cône renversé. La communication entre les deux parties de cette colonne se fait par un tube central *L*, ouvert à son extrémité inférieure et muni vers le haut d'orifices latéraux *O*. Ceux-ci se trouvent au niveau d'une claie *N* qui couvre une partie de la colonne et sur laquelle on dépose la chaux vive destinée à la saturation du réactif. Cette chaux demeure ainsi constamment en contact avec l'eau de la capacité supérieure du saturateur et forme avec elle un lait de chaux qui ne peut d'ailleurs s'échapper par le tube central *L* qu'après avoir passé sous une cloison verticale *Q* isolant la claie et la chaux du reste de cette capacité. Les chasses successives produites dans l'appareil par l'eau provenant des petits compartiments du distributeur se font, comme je l'ai dit précédemment, par le tuyau *t*, lequel est incurvé à son extrémité inférieure de manière à déterminer un mouvement de giration et par suite un brassage approprié du lait de chaux et de l'eau à transformer en réactif ; elles expulsent, par le tube central, des quantités correspondantes de lait de chaux qui gagnent la capacité inférieure du saturateur. Celles-ci montent lentement dans cette capacité, en abandonnant progressivement la chaux en suspension, jusqu'à la tubulure *U*, par laquelle elles gagnent le fond du décanteur.

Des couteaux r manœuvrables à l'aide d'une manivelle m , et des clapets p p' manœuvrables à l'aide de leviers l et l' , permettent le raclage des parois inférieures du saturateur, ainsi que l'élimination des boues qui se sont formées dans celui-ci.

Le décanteur comprend une tour en tôle D de forme analogue à celle du saturateur, mais d'un diamètre plus grand, et deux tubes intérieures concentriques V et W de hauteurs différentes. Le tube intérieur V , qui est aussi le moins élevé, se termine vers le bas par un entonnoir renversé; il est le siège d'une émulsion que produit l'air entraîné dans la trombe T par la chute de l'eau à épurer et qui détermine un brassage énergique de cette eau, de l'eau saturée de chaux. des boues existant dans le fond de l'appareil et de la solution de sulfate ferrique que l'on laisse s'écouler d'une manière continue dans la trombe T . Le mélange émulsionné redescend, après avoir abandonné l'air qu'il renfermait, dans l'espace annulaire formé par les tubes V et W pour, de là, par des ouvertures ménagées dans le bas du tube extérieur W , gagner la capacité principale du décanteur, où il monte lentement en abandonnant les boues et les précipités qui se sont formés.

Une couche de copeaux de bois, enserrée entre deux lignes de tôles perforées, achève au besoin la clarification de l'eau qui sort de la tubulure Z .

La caractéristique de cet appareil, indépendamment du distributeur ou doseur volumétrique, est l'émulsion du décanteur que les installateurs dénomment « barbotage des boues par émulsion ». Ce barbotage a pour effet :

1° d'activer considérablement les réactions en assurant un contact intime de toutes les parties de l'eau et des réactifs épurants ;

2° de changer l'état physique des précipités en rendant ceux-ci plus denses.

Cette dernière considération a même amené la Maison Lamy à adopter le principe du barbotage à la saturation du réactif et dans les derniers appareils construits, tel celui du Placard, l'eau venant des petits compartiments du distributeur débouche par une trombe dans le lait du saturateur. Il en est résulté une clarification plus rapide de l'eau saturée de chaux et une réduction des dimensions du saturateur qui a pu être placé alors à l'intérieur même du décanteur.

En ce qui concerne les phénomènes qui se produisent au cours de l'épuration, M. Lamy les résume comme suit :

La chaux précipite les bicarbonates de chaux et de magnésie à

l'état de carbonates, et transforme le bicarbonate de soude en carbonate.

Le sulfate ferrique :

1° complète l'action du barbotage des boues qui, eu égard à la très grande proportion de matières colloïdales, était insuffisant à tout précipiter et laissait l'eau opalescente ;

2° forme avec les sels alcalins et alcalino-terreux des sulfates alcalins et alcalino-terreux ainsi que de l'oxyde ferrique qui se précipite, oxyde certaines matières organiques colloïdales et entraîne les autres par collage ;

3° diminue l'alcalinité de l'eau en transformant le carbonate de soude en sulfate de soude.

Les deux réactifs, chaux et sulfate ferrique, tuent certains microbes, soient par l'alcalinité, soit par oxydation. D'autres microbes sont entraînés par les boues abondantes qui sont produites; l'aération énergique due au barbotage a également une action oxydante sur ces derniers.

Les épurateurs de Mariemont et de Bascoup permettent de traiter 7 mètres cubes d'eau par heure; ils peuvent fonctionner pendant dix heures sans qu'il soit nécessaire de les purger. Ils ne demandent pour ainsi dire aucune surveillance; leur conduite est confiée à un lampiste qui y met chaque jour la chaux vive nécessaire, qui prépare, à chaud, la solution de sulfate ferrique, qui surveille l'écoulement de celle-ci et purge les appareils. La chaux doit évidemment être fraîche et non carbonatée; aussi les Sociétés de Mariemont et de Bascoup la font-elles prendre à Ecaussines par camions automobiles et par petites quantités. Dans ces conditions et en tenant compte de l'amortissement de l'installation, le mètre cube d'eau épurée revient à fr. 0-40 environ.

EXTRAIT D'UN RAPPORT

DE

M. JULIN

Ingénieur en chef Directeur du 8^e arrondissement des Mines à Liège

SUR LES TRAVAUX DU 1^{er} SEMESTRE 1913

Charbonnage de l'Espérance et Bonne-Fortune.

Siège Espérance.

Au siège Espérance, à Montegnée, des Charbonnages de l'Espérance et Bonne-Fortune, on a installé un nouveau dispositif pour le soulèvement des clapets obturateurs du puits d'aérage par les cages d'extraction à leur arrivée à la surface.

Ce dispositif, simple, léger, très solide, peu coûteux et de placement facile, fonctionne, paraît-il, d'une manière irréprochable.

La description suivante, que m'en donne M. l'Ingénieur **A. Delrée**, permet d'ailleurs de se rendre compte qu'il doit très vraisemblablement en être ainsi :

« Le clapet (voir fig. 1 et 2) mesure 1^m650 sur 1^m238. Il est constitué de feuillets d'orme de 20 millimètres d'épaisseur consolidés par deux madriers transversaux et par une cornière de 50 × 50 × 5 millimètres, placée à peu près au bord du côté du guidonnage métallique.

De ce côté, le clapet porte deux entailles pour le passage des rails du guidonnage ; l'obturation du puits est ainsi rendue aussi complète que possible.

Au centre du clapet il existe, pour le passage du câble d'extraction rond en acier, une ouverture circulaire de 30 centimètres de diamètre recouverte par un petit clapet qui suit les mouvements du câble qui le traverse. Ce petit clapet est soulevé par l'attache du câble à la cage, lorsque celle-ci est déjà engagée dans le coffrage, de manière à réaliser l'égalité de pression sur les deux faces du clapet principal au moment où il doit être emporté par la cage.

Figure 1

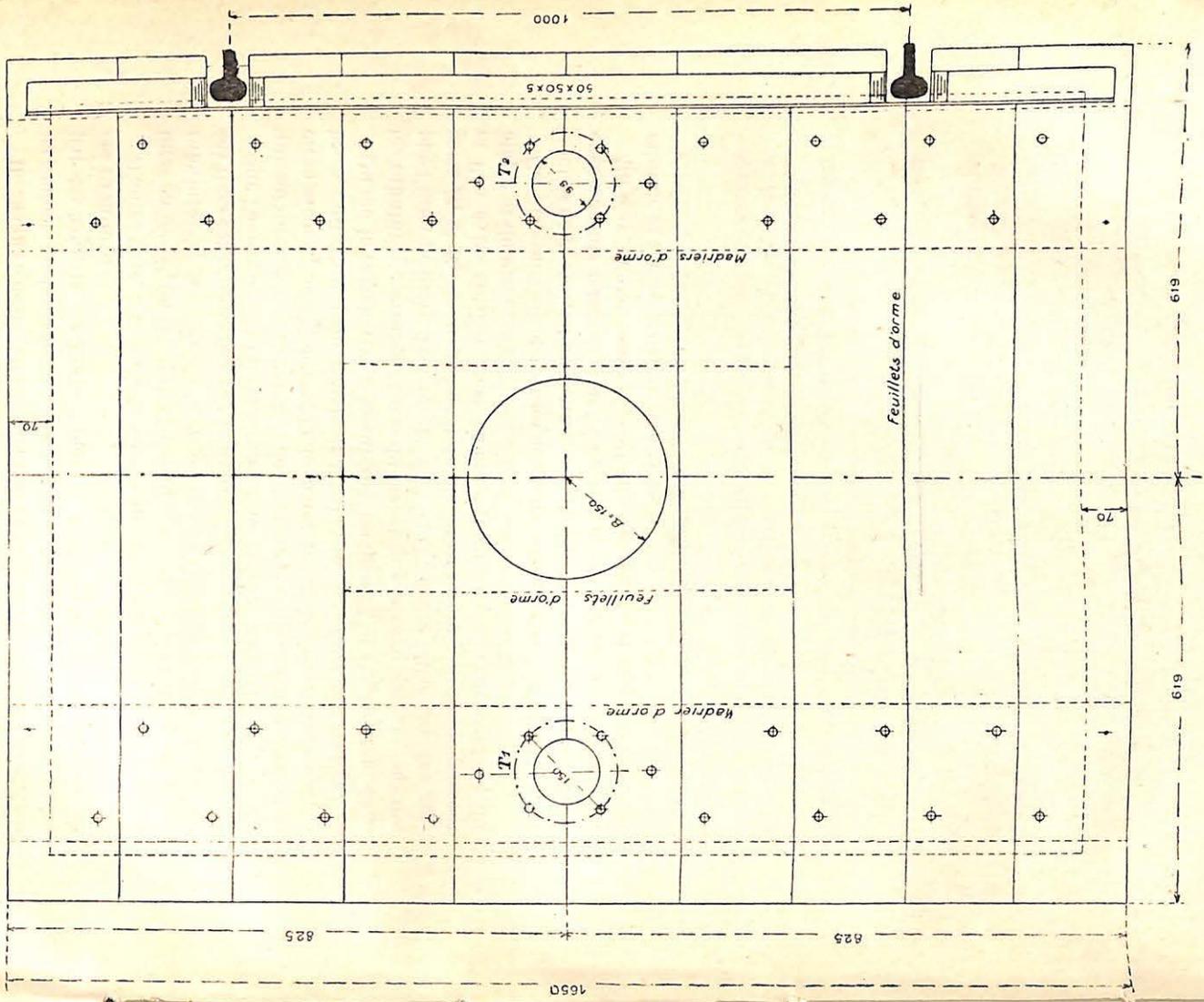
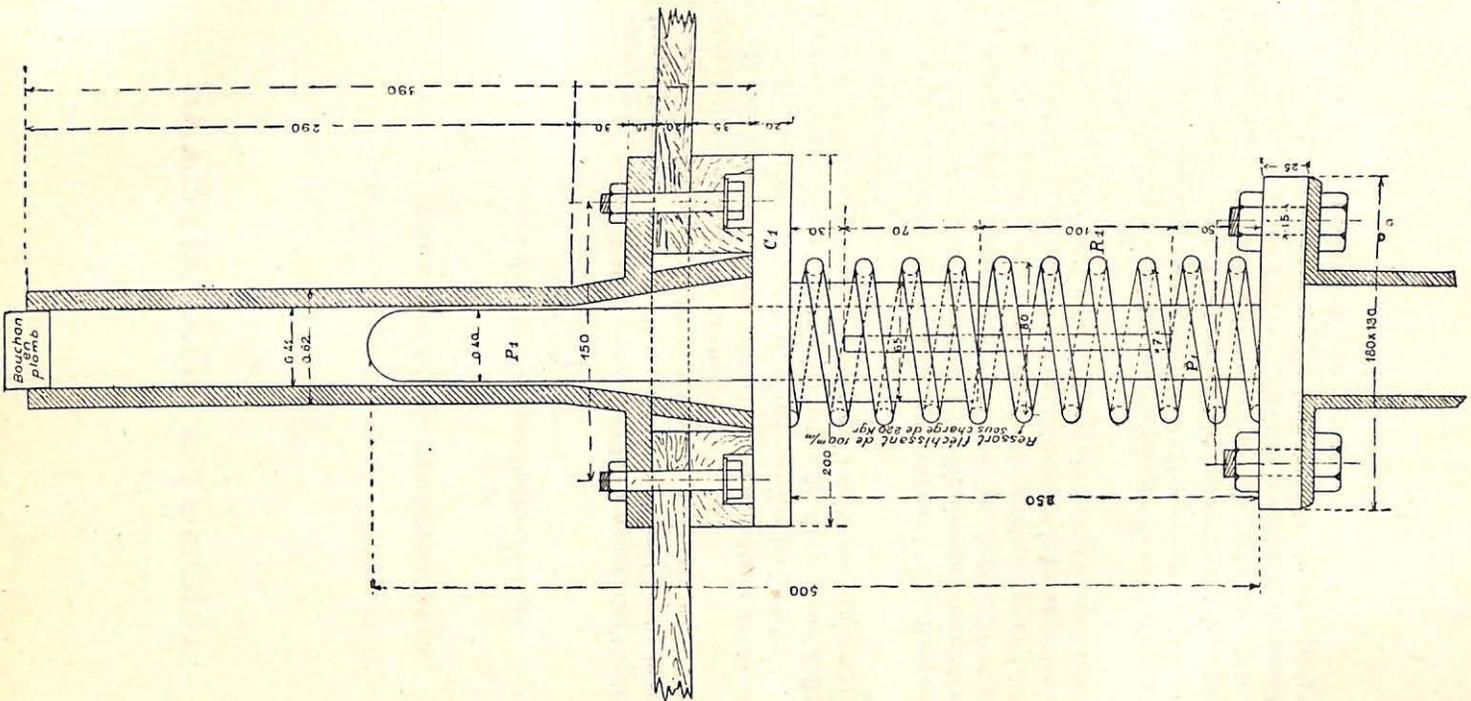


Figure 2



De chaque côté de cette ouverture centrale, à l'endroit des madriers de renfort, le clapet porte deux tubulures métalliques T_1 et T_2 fixées par des boulons. La figure 2 montre, la forme et les dimensions de ces tubulures.

D'autre part, à la traverse supérieure de la cage sont adaptées deux tiges en fer P_1 et P_2 qui s'introduisent exactement dans les deux tubulures T_1 et T_2 quand la cage arrive à 0^m50 du clapet. L'une de ces tiges est représentée sur la figure 2.

Sur l'assise de chaque tige repose un ressort à boudin, R_1 et R_2 , qui entoure celle-ci sur 0^m250 de hauteur et supporte une couronne circulaire, C_1 ou C_2 , de 0^m200 de diamètre, mobile verticalement. Le ressort est établi pour fléchir de 0^m100 sous un effort de 220 kgs.

Quand la cage arrive à la surface, les tiges P_1 et P_2 pénètrent dans les tubulures correspondantes du clapet que la cage soulève ensuite par l'intermédiaire des couronnes C_1 et C_2 . Grâce à l'action des ressorts R_1 et R_2 , ce mouvement du clapet se produit progressivement et l'on évite ainsi le choc habituel si nuisible à la conservation du clapet et du câble.

Ce dispositif de clapet ne nécessite ni contrepoids d'équilibre, ni poulies de renvoi, ni guidonnages supplémentaires, etc..., accessoires encombrants demandant de l'entretien et susceptibles de se déranger.

Un clapet de ce genre pèse 80 kilogrammes environ ; son prix est minime et son installation très aisée. »

NOTES DIVERSES

LE

REVÊTEMENT DES PUITES

EN VOUSOIRS Z

PAR

MARCEL GILLIEAUX

Ingénieur à Liège

I. — Coup d'œil sur les méthodes de soutènement des puits de mines.

Les divers procédés de revêtement des puits de mines peuvent se diviser, suivant la matière employée, en soutènements en bois ou métalliques et muraillements en maçonnerie ou béton. Les deux premiers sont discontinus ou étanches. Etanches, ils prennent le nom de « cuvelages ».

Les *soutènements en bois*, uniquement employés jadis, ne servent plus aujourd'hui que dans certains cas spéciaux. L'altération rapide des bois, malgré toutes les mesures de conservation, les réparations fréquentes que nécessitent ces soutènements en ont restreint l'usage, dans les installations modernes, aux petits puits de peu de durée et aux revêtements provisoires.

Les *revêtements métalliques* donnent lieu à distinction entre cuvelages et soutènements proprement dits.

Les cuvelages métalliques, d'un usage général dans certains procédés spéciaux de revêtements en terrains aquifères, s'ils s'imposent parfois dans des cas particuliers, ont l'inconvénient d'être excessivement coûteux. A grande profondeur, leur emploi peut être limité par la difficulté d'obtenir des pièces d'une épaisseur et d'une résistance suffisantes pour les très fortes pressions hydrostatiques.

L'emploi de béton armé pourra s'imposer pour les pressions dépassant les limites pratiques de résistance des cuvelages métalliques.

Les soutènements métalliques non étanches sont entièrement ou partiellement métalliques. Ils se composent généralement d'anneaux de fer profilés et d'une garniture en tôle ou en bois servant de liaison entre deux anneaux. Les soutènements mixtes ont tous les inconvénients des revêtements en bois.

Occupant peu de place, offrant l'avantage d'une grande rapidité de pose, d'un démontage facile qui permet le réemploi et pouvant se construire de haut en bas, suivant pas à pas l'approfondissement du puits, le soutènement entièrement métallique est particulièrement avantageux comme revêtement provisoire; définitif, il présente l'inconvénient de mal résister aux poussées de terrains: les garnitures se gondolent ou se brisent; les anneaux se déforment, et rétrécissent la section du puits qui devient tortueux. La roche demeure exposée à l'action de l'air et se délite plus ou moins rapidement. Le prix élevé de la matière première en restreint encore l'emploi.

Les *muraillements en maçonnerie et en béton*, toujours continus, peuvent, exécutés, avec les soins voulus, être imperméables. Ils s'emploient aujourd'hui, dit Alfred Habets dans son *Cours d'exploitation des mines*, dans tous les puits où les terrains ne sont pas parfaits, dès qu'ils doivent durer longtemps. Ces matériaux offrent l'avantage d'être inaltérables aux agents atmosphériques; d'une grande rigidité, s'opposant aux poussées des terrains, se reliant à la roche pour former corps avec elle, ils rendent très difficiles les déformations du puits. Les réparations en sont très rares. Ils ont l'inconvénient d'exiger plus de place que le bois ou le métal, mais les avantages en sont si grands que leur emploi s'impose presque toujours. D'un prix moins élevé que celui des revêtements en métal, ils mettent les parois du puits complètement à l'abri de l'air et offrent, avec une grande sécurité et une étanchéité, relative pour la maçonnerie, complète pour le béton, de tels avantages que malgré l'obligation d'opérer par passes plus ou moins longues, dont les raccords sont toujours défectueux, et malgré la nécessité de recourir, dans la presque totalité des cas, à un revêtement provisoire coûteux et long à établir, ils sont généralement employés.

Le tableau comparatif suivant, tiré de l'ouvrage d'Alfred Habets, des différents matériaux de cuvelage, au point de vue du prix par unité de résistance, démontre péremptoirement combien les muraillements et, spécialement, les revêtements en béton sont plus économiques que tous autres.

	Bois	Fonte	Brique	Pierre	Béton
Prix par m ³	150	1800	32	120	20
Résistance par c ²	45 kg.	500 kg.	12 kg.	80 kg.	32 kg.
Rapport.	3.33	3.60	2.66	1.50	0.66

Soit, en prenant pour unité, le rapport du prix à la résistance de la pierre :

	2.22	2.40	1.77	1.00	0.44
--	------	------	------	------	------

Et en tenant compte du prix du déblai, qui augmente avec l'épaisseur :

	2.20	2.23	2.16	1.00	0.50
--	------	------	------	------	------

Ce tableau est tout en faveur de l'emploi du béton dans les conditions ordinaires. La pierre de taille viendrait en deuxième ligne au point de vue économique, à résistance égale. Il faut cependant, tenir compte en pratique, de ce que les voussoirs en pierre de taille ne peuvent descendre en dessous d'une certaine limite et que leur emploi donnerait lieu souvent à un revêtement inutilement plus solide que ne l'imposeraient les circonstances et, partant, plus coûteux.

Les muraillements en briques se font en une seule passe ou par reprises, en maçonant de bas en haut. Ils exigent généralement l'établissement d'un soutènement provisoire, et ce n'est que par très courtes reprises, multipliant les points faibles que sont les raccords et les assises intermédiaires, que le soutènement provisoire peut être supprimé. Aux puits Gillier, à Rive-de-Gier, où ce système fut employé, les reprises n'avaient que 3^m50 de hauteur.

Le muraillement en une seule passe, s'il supprime les raccords aux reprises, présente l'inconvénient de nécessiter un soutènement provisoire sur une très grande hauteur. Plus important, il doit être plus soigneusement et plus solidement construit et les matériaux ne peuvent être réemployés. Malgré toutes les précautions, ces revêtements provisoires sont relativement peu sûrs et les ouvriers plus exposés aux éboulements. Leur montage et leur démontage sont, en outre, une perte de temps. De plus, quand s'accroît la hauteur découverte, l'eau dégoulinant le long du puits en ravine les parois, ricoche de-ci, de-là, va s'accumulant avec l'approfondissement et, entraînant force pierrailles, tombe en cascade sur le dos des travailleurs.

On conçoit que ces mauvaises conditions de travail augmentent le prix de la main-d'œuvre, en diminuant l'effet utile. Aussi, le système

des reprises plus ou moins longues, atténuant ces inconvénients, est-il souvent préféré.

L'épaisseur de la maçonnerie dépend du rayon du puits et de la poussée extérieure ; elle ne descend jamais en-dessous de 1 1/2 brique, soit 0^m36. Le béton de ciment, plusieurs fois aussi résistant que la brique, peut présenter une épaisseur beaucoup moindre ; on peut généralement se contenter avec lui d'une paroi de 20 à 25 centimètres. Cette épaisseur peut être diminuée encore par l'emploi du béton armé. Les revêtements en béton présentent sur la maçonnerie de briques de tels avantages, tant au point de vue de l'étanchéité que de la résistance et du prix de revient, qu'ils s'imposent dans les exploitations modernes où ils sont généralement préférés à la brique.

Les méthodes par passe unique et par reprises sont applicables au béton comme à la maçonnerie. Cependant, quoique les raccordements aux jonctions soient ici plus difficiles à bien exécuter et généralement plus défectueux encore que pour la brique, c'est le second système qui est presque toujours adopté.

Les revêtements en béton monolithe se font en pilonnant du béton de ciment entre la paroi du puits et un gabarit mobile se déplaçant au fur et à mesure que le revêtement s'élève. Le gabarit peut être remplacé par un coffrage sur cintres.

La substitution de la pierre de taille à la brique, en vue de réduire l'épaisseur des murs, a été tentée déjà en 1856, à la fosse de Trou Martin, à Anzin ; il l'a été aussi en 1873 au siège de Tilleur du Charbonnage du Horloz. Ces exemples furent peu suivis. Cependant, ils suggéraient plus tard l'emploi de voussoirs en pierres artificielles de ciment. Essayé pour la première fois en 1890, au puits Cécile de la Mine de Sorlo, à Saarbrück, avec plein succès, le muraillement en dalles ou voussoirs en béton a été appliqué maintes fois depuis.

Tous les systèmes décrits, procédant par adjonction d'éléments vers la partie supérieure, accroissement de bas en haut et reprises successives, offrent l'inconvénient commun des raccordements défectueux, l'obligation d'établir des soutènements provisoires, coûteux et peu sûrs et du travail sur échafaudages ou planchers suspendus. Les points faibles dans les revêtements, comme tout danger d'ensevelissement des travailleurs et la sujétion de parer aux éboulements possibles, seraient supprimés par l'emploi de méthodes de muraillement de haut en bas au fur et à mesure de l'approfondissement du puits. Les cuvelages métalliques sont fréquemment posés en descendant. Nous avons vu que, malheureusement, l'emploi du métal est beaucoup plus onéreux que celui du béton.

Quelques tentatives faites jusqu'à présent à l'aide de systèmes basés sur un réseau d'alvéoles métalliques formant armature du béton, ou de dalles assemblées par tirants boulonnés trop compliqués et fort onéreux, ne répondirent qu'à une partie des desiderata, exigeant en outre des assemblages de précision, peu compatibles avec les conditions de travail au fond d'un puits en creusement. Pour remédier à ces complications, tout en réalisant un revêtement définitif, construit en descendant, homogène, résistant et étanche, j'ai imaginé de le construire en éléments de forme telle qu'ils puissent se suspendre l'un à l'autre et tels que leur poids, resserrant les joints au lieu de les

ouvrir, vienne encore ajouter à l'étanchéité.

Cette méthode de muraillement les puits en descendant, peut se décrire succinctement comme suit :

A une couronne solidement établie à la tête de l'avaleresse, sont suspendus, sitôt le creusement suffisamment avancé, une série de voussoirs de forme spéciale, formant un premier anneau de revêtement. Ces voussoirs, que représentent schématiquement un crochet double en S, se terminent, en haut et en bas (croquis I) par une nervure (1) formant crochet et tournée alternativement vers l'extrados et vers l'intrados. Après chaque nouvel approfondissement, des voussoirs semblables sont

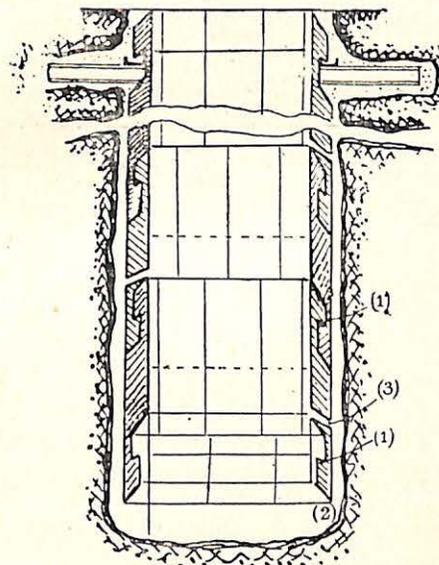


Fig. I

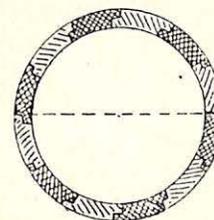


Fig. II

suspendus à la nervure inférieure de l'anneau précédent et ainsi de suite. Lorsqu'on a ainsi placé quelques anneaux, on bouche par un moyen approprié, l'ouverture annulaire (2) comprise entre le revêtement et le terrain; puis par les trous d'injection (3) ménagés dans les voussoirs, on coule un mélange semi-fluide de ciment et de sable derrière le revêtement. Dès que le mélange a fait prise, le muraillement relié aux terrains encaissants est terminé et l'on peut, sans crainte de traction exagérée, y suspendre de nouvelles séries de voussoirs.

Avant d'entrer dans les détails d'exécution d'un semblable muraillement, nous aurons à décrire de façon plus complète, le voussoir élémentaire et sa fabrication et à parler de quelques accessoires

Description d'un voussoir Z.

Forme du voussoir. — L'examen des différentes formes susceptibles de donner une bonne auto-suspension, a fait rejeter pour différentes raisons, celles basées sur les nervures perpendiculaires aux parois comme celles dérivées de l'X et de la forme en I; ces formes pourraient être préférées, cependant dans certains cas particuliers. Le crochet double en S, type de la suspension, placé radialement, répond le mieux aux exigences de la méthode dans la presque totalité des cas.

Les nécessités de la pratique et des raisons d'ordre secondaires déformant quelque peu la forme de l'S, conduisent logiquement pour le voussoir et son armature à la forme (croquis III) que nous montre une section verticale.

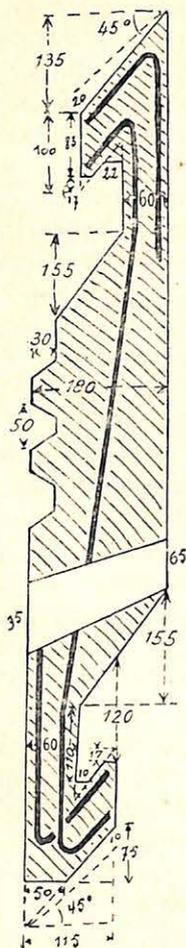


Fig. III

Comme le montre la figure, chaque voussoir est percé, au milieu et vers le bas de sa partie centrale, d'un trou légèrement incliné formant conduit pour l'injection.

Ce trou ne serait nécessaire, pour cet usage, que dans une partie des voussoirs, mais il sert également de passage à des barres dites de

liaison unissant plus intimement voussoirs, béton d'injection et terrains encaissants, il est utilisé également à la suspension du voussoir pendant la descente et la mise en place.

Les joints verticaux, pour obtenir plus d'étanchéité et une mise en place plus exacte, sont à recouvrement, comme le montre le croquis II, et l'extrados des voussoirs n'est pas lisse comme l'intrados, de façon à augmenter l'adhérence avec le béton injecté.

Armature. — Elle se compose de crochets doubles en S allant de la nervure supérieure du voussoir à sa nervure inférieure. De petits crochets simples sont en outre placés, symétriquement aux premiers, dans les nez et la section étroite (croquis III).

Ces armatures sont calculées de façon à permettre la suspension libre de la hauteur maximum de revêtement comprise entre deux passes d'injection.

Poids et dimensions d'un voussoir. — Il est avantageux pour activer la rapidité d'exécution et la pose régulière, de faire couvrir par chaque élément la plus grande surface possible, sans cependant atteindre des poids et dimensions en rendant le maniement difficile. Dans les cas ordinaires le poids de 250 à 300 kilogs ne devra pas, je pense, être dépassé. L'épaisseur des voussoirs dépendant de celle du revêtement, la surface de recouvrement effectif correspondante est de $2/3$ de mètre carré environ. Des circonstances locales, telles que la distance entre partitures, qu'il est utile de placer toujours à mêmes points dans les voussoirs soit qu'on ménage à l'avance les « potai » soit qu'on y supprime simplement l'armature, influenceront sur le plus ou moins de hauteur et de largeur à donner aux voussoirs.

Conduit d'injection. — Afin de faciliter l'écoulement du béton pâteux, il est tronconique et en pente vers l'extrados. Il faut cependant éviter d'augmenter inutilement sa longueur en l'inclinant trop. Il doit être placé aussi bas que possible dans le corps du voussoir. Quant à son diamètre qui ne peut être ni trop faible de crainte d'engorgement, ni trop grand, ce qui en rendrait le bouchage difficile, il correspond à celui du tuyau d'amenée de la boue de béton.

Jeu à l'entrée pour l'emboîtement des nervures.

Les extrémités des nervures intrados et extrados des voussoirs, étant arquées sur des rayons différant de 50 m/m., auront des flèches différentes. Pour éviter qu'une arête ne vienne buter avant que l'autre n'ait dépassé, sur toute sa longueur le bord de la nervure accouplée,

il est nécessaire, les crochets étant inclinés à 45° , que le jeu soit légèrement supérieur à la différence des flèches. Il est bon pour la facilité de la mise en place de ne pas trop le réduire.

Voussoirs spéciaux.

Le dernier voussoir d'un anneau formant clef ne pourrait être introduit par l'intrados, sans dispositions spéciales.

A cet effet (croquis IV), le nez intrados de recouvrement du premier voussoir de chaque anneau est supprimé et sa petite face, au lieu d'être radiale, est parallèle à celle de l'avant-dernier voussoir. On peut ainsi placer le dernier voussoir par l'intérieur. Il en résulte bien un point faible, mais si l'on a soin de changer son emplacement à chaque anneau, son déplacement l'empêche d'être nuisible.

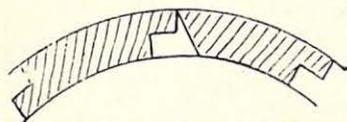


Fig. IV

Ces voussoirs laissent dans le parement une rainure qui peut être utilisée comme « potai ».

On emploie les moules ordinaires à la confection de ces voussoirs, en y logeant une fourrure occupant la partie à supprimer. Cette fourrure peut faire corps avec le fond.

Pour éviter de tailler après coup des logements pour les abouts des partibures, on peut les ménager pendant la fabrication des voussoirs; il suffit de placer dans le moule à l'endroit voulu, un prisme laissant un vide un peu supérieur à la section d'une partibure. Ces fenêtres peuvent être utilisées pour remplir de béton l'espace entre voussoirs et parois du puits.

On peut aussi se contenter de ne pas armer la partie du voussoir qui sera creusée après placement.

Fabrication du voussoir.

Composition du béton. — On peut employer n'importe quelle formule donnant un bon béton. Un mélange, par parties égales, de petit gravier et de poussière de carrière auquel on ajoute 300 kilogs de ciment au mètre cube m'a donné de très bons résultats pour les voussoirs d'essai. Ce mélange était traité avec fort peu d'eau afin de permettre un démoulage immédiat.

La substitution du laitier granulé au poussier de carrière ne semble pas à recommander.

Moule. — L'expérience des essais m'a fait modifier le moule

primitif. D'entièrement métallique, comme je l'avais conçu d'abord, il est devenu mixte en bois et fer. Les voussoirs se font, posés sur un

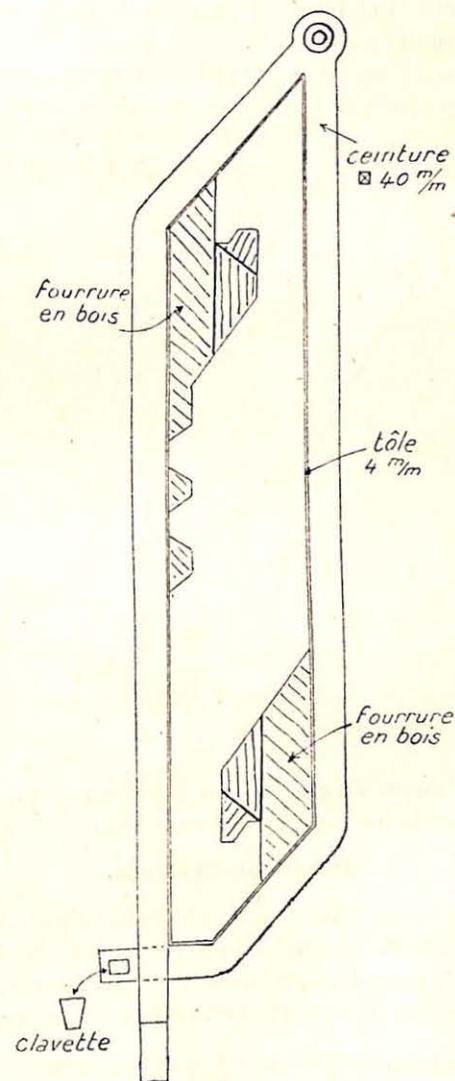


Fig. V.

fond en bois ayant la forme en z d'un des petits côtés (croquis V) : des tôles cintrées suivant l'intrados et l'extrados forment enveloppe

du voussoir et sont maintenues par de fortes ceintures. On obtient les creux des nervures par des fourrures en bois étudiées en vue d'un démontage facile. Une broche traversant le moule de part en part ménage le conduit (croquis VI).

Moulage. — Le moule monté et les fourrures en place, on déverse le béton presque sec par petites couches vigoureusement pilonnées.

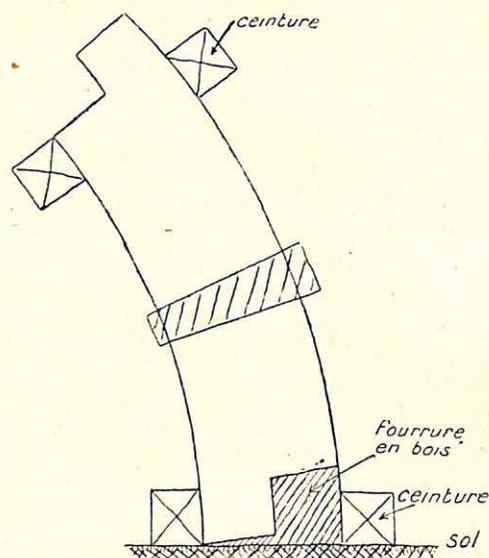


Fig. VI.

On couche les barres d'armature une à une sur le béton en les répartissant sur toute la hauteur. On démoule sitôt le voussoir terminé.

Pièces accessoires.

Couronne de suspension. — Elle est formée d'un cercle en fer U fixé sur des poutrelles normales au revêtement (croquis VII) encastées aux parois du puits dans un bon massif de béton.

La couronne doit être placée rigoureusement de niveau.

Barres de liaison. — Par les conduits non utilisés pour l'injection de béton, on passe des barres de fer (vieux bouts de rails de mines ou autres morceaux de mitrailles) s'appuyant d'une part sur les aspérités des parois du puits y pénétrant même et traversant le voussoir de l'autre.

Enfermées plus tard dans le béton injecté, elles créeront une armature de liaison entre le revêtement, le remplissage et les terrains ; éventuellement, elles peuvent agir sur le voussoir à la façon d'un clou fixant un objet à un mur vertical et reporter ainsi partie de son poids ; cependant là n'est pas leur rôle et ce serait une erreur d'en tenir compte dans un calcul d'armature.

Elles peuvent aussi provisoirement soutenir jusqu'après l'injection du grossier remplissage des cavités restant derrière les voussoirs.

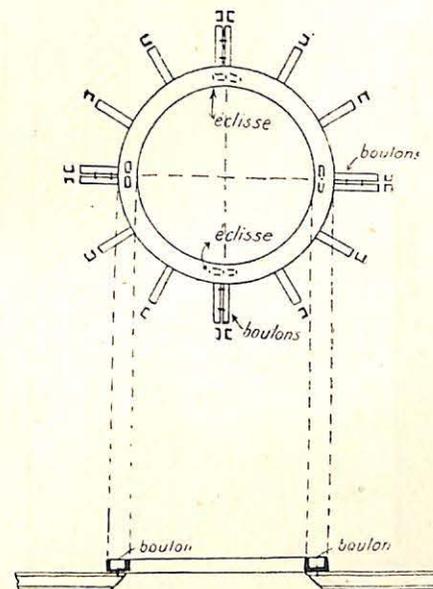


Fig. VII.

Cercle de rigidité. — Pour éviter toute déformation possible dans la section du puits et au besoin la corriger immédiatement, il peut être bon de faire suivre la pose des voussoirs par un cercle rigide indéformable ayant le diamètre du puits.

Protecteur contre coups de mines. — Dans les avaleresses où l'on se sert d'explosifs, il est nécessaire de protéger les nervures inférieures du dernier anneau, contre les projections des coups de mines, par des coussins de fascines tenus à l'aide de crochets spéciaux (croquis VIII) suspendus au conduit central des voussoirs.

Chaise porteuse des voussoirs. — Pour la descente dans le puits et la mise en place, les voussoirs sont portés sur une chaise suspendue

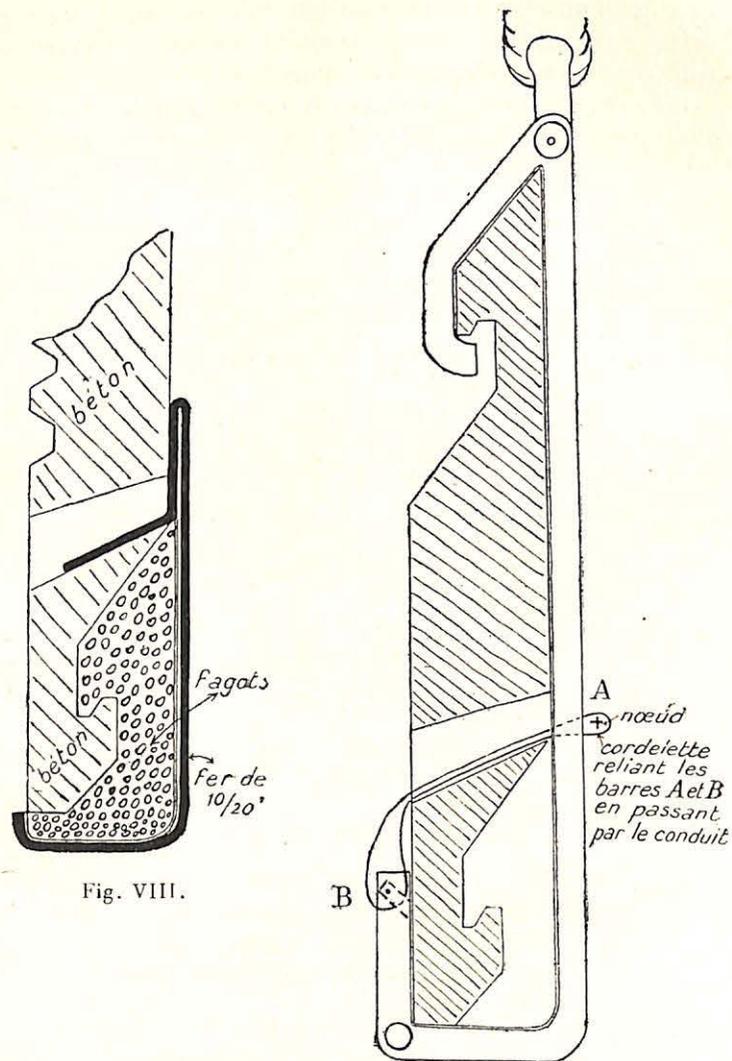


Fig. VIII.

Fig. IX.

au câble du treuil. Cet appareil (croquis IX et X) a la forme d'un triangle recourbé vers le bas pour former chaise ; un rebord mobile

autour d'un axe horizontal et maintenu vertical pendant l'usage, à l'aide d'une cordelette métallique passée par le conduit central, empêche tout glissement du voussoir.

Pour toute sécurité, un doigt mobile au sommet du triangle vient enserrer la nervure supérieure du voussoir pendant la descente. Pour la mise en place, ce doigt devant être enlevé, le voussoir est maintenu par la cordelette et le rebord de la chaise.

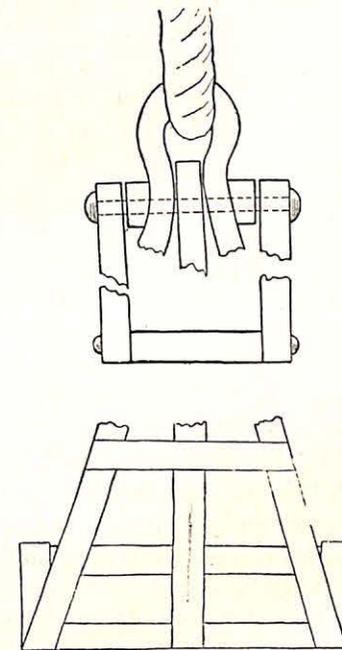


Fig. X.

Pour la pose, on présente le voussoir suspendu devant la nervure à laquelle il doit s'accrocher et il suffit de filer doucement du câble pour qu'il s'y pose de lui-même. Il suffit alors de rectifier au besoin la verticalité au moyen de petites cales.

Pour libérer le voussoir du câble, on dénoue la cordelette le maintenant sur une chaise, et il ne reste plus qu'à donner du mou au câble pour que le triangle se détache et prenne au milieu du puits sa position de remonte.

Matériel d'injection. — On emploie le matériel ordinaire à ce genre de travail, malaxeur et tuyau d'amenée. Ce matériel est trop connu pour devoir le décrire.

Construction du revêtement et organisation du travail

Pour éviter tout mécompte et familiariser les ouvriers avec le maniement des voussoirs, il serait utile de procéder à la surface, à un assemblage provisoire des premiers anneaux du revêtement. Ce travail, fort peu important d'ailleurs, permet de s'assurer que les voussoirs ne présentent aucune défectuosité et s'emboîtent sans difficulté; la correction immédiate des défauts constatés, évitera tout mécompte au cours du travail. On installe donc la couronne de suspension à la surface, quelques mètres au dessus du sol et on y accroche trois ou quatre anneaux. Le tout est alors démonté et descendu à son emplacement définitif.

Avant de commencer le creusement proprement dit, les ouvriers prépareront l'emplacement de la couronne de suspension en ouvrant autour de la section à creuser une cavité dans laquelle seront scellées plus tard les poutrelles soutenant cette couronne. Ensuite, ils avaleront le puits sur quelques mètres. Ils peuvent alors procéder au placement de la couronne, scellant soigneusement les abouts des poutrelles dans la rainure ménagée à cet effet. L'horizontalité de la couronne doit être rigoureusement vérifiée.

Cela fait, on commence le revêtement, en suspendant les voussoirs du premier anneau par leurs crochets extradados, au fer U de la couronne, préalablement rempli de ciment pâteux. Par leur poids, les voussoirs feront refluer le ciment qui déborde et fuse vers tous les interstices. On s'assure, au fur et à mesure du placement, que chaque voussoir pend bien verticalement et, au besoin, on le cale.

Aux endroits, où le vide existant derrière les voussoirs demanderait l'injection de trop de béton, quelques fers posés sur les barres de liaison et la roche formeront un grillage sur lequel on empilera des pierrailles. Le béton injecté s'infiltrant dans les vides, soudera le tout. Ce remplissage en pierres sèches se fait par le côté, en se tenant à l'emplacement du voussoir suivant de la série. On ferme l'anneau en un point où le vide est peu important.

Les joints verticaux n'étant pas fermés, le béton que l'on injectera par derrière, giclerait dans le puits. Pour y obvier, ces joints seront

calfatés au moyen de chanvre et d'étope goudronnée, ou même simplement rejointoyés.

On peut alors passer à la pose des voussoirs du deuxième anneau, en ayant soin de croiser les joints.

Au moment d'engager les nervures l'une dans l'autre, on emplit le creux de ciment pâteux. Par le poids, le ciment reflue dans tout le joint et le rend étanche. La pose se continue comme pour le premier anneau, en s'assurant toujours soigneusement de la verticalité des voussoirs. Après avoir placé ainsi trois ou quatre anneaux, jusqu'à courte distance du fond d'avaleresse, on termine la première passe à injecter.

Le béton de remplissage sera déversé pour cette première passe par la tête du revêtement entre la couronne et le terrain, les injections suivantes se feront par les conduits centraux des voussoirs et occasionnellement par les potais de partibure.

Il importe, pour couler le béton de liaison, de boucher l'ouverture annulaire inférieure de l'espace à remplir. Pour ce faire, on établit sous le dernier anneau, au fur et à mesure de la pose de chaque voussoir, un plancher sur chandelles, calfaté à la roche et contre le voussoir, par de l'étope soigneusement bourrée, on bourre encore de l'étope entre le voussoir et la paroi du puits sur quelques centimètres de hauteur et on serre fortement par des coins chassés entre les têtes de chandelles et le plancher. On jette ensuite à la pelle une petite couche de béton sur ce matelas, puis on place le voussoir suivant et ainsi de suite jusqu'au dernier; celui-ci demandera un petit tour de main spécial qui s'acquerra bien vite.

Du soin apporté à la confection de ce plancher de base et de son étanchéité dépendent en grande partie le succès de l'injection et la rapidité du remplissage.

Pour permettre l'injection de la partie supérieure de la passe suivante, on place dans les trous d'injection du dernier rang des voussoirs des broches en bois, descendant jusque dans l'étope; il suffira de les retirer après coup pour avoir des conduits vers la passe inférieure.

On peut alors faire l'injection de béton pâteux. Celui-ci sera assez fluide pour éviter l'engorgement des tuyaux, mais sans excès.

L'injection terminée, on reprend le creusement, en protégeant, si c'est nécessaire, le bas du revêtement par des coussins de fascines. La pose des voussoirs se continue comme précédemment, suivant le creusement pas à pas.

Le revêtement des puits par voussoirs Z offre de tels avantages, au point de vue technique et par la sécurité bien plus grande qu'il assure aux travailleurs, qu'il se recommande partout où la roche doit être soutenue et qu'il s'imposera dans tous les terrains déliteux, friables, ou sujets aux poussées, qui doivent être soutenus au fur et à mesure de l'approfondissement du puits. Il met complètement les travailleurs à l'abri de l'ensevelissement sous un de ces éboulements trop fréquents, que ne peuvent éviter les revêtements provisoires peu résistants et souvent hâtivement faits.

Dans les méthodes anciennes, les ouvriers travaillant au revêtement opèrent presque toujours sur des planchers volants peu sûrs, parfois simplement suspendus, et sont toujours exposés à une chute dangereuse, sinon mortelle.

Avec le revêtement construit en descendant, les travailleurs sont toujours au fond de l'avaleresse ou à faible hauteur dans le puits. En terrains aquifères, les eaux qui ruissellent des parois sont retenues par le cuvelage en béton, alors qu'un revêtement provisoire la laisse suinter de toutes parts et retomber sur le dos des avaleurs. On conçoit que, travaillant dans de meilleures conditions d'hygiène et de sécurité, les ouvriers produiront davantage.

Au point de vue technique, je ne reviendrai pas sur les avantages du système de bétonnage en descendant; qu'il suffise de rappeler que le revêtement par voussoirs Z supprimant tous joints de reprise entre deux passes est d'une homogénéité parfaite et que tout en étant peu coûteux, fait économiser encore le revêtement provisoire. Avec ce système, tous les organes du puits, échelles, tuyauteries d'exhaure et d'air comprimé, etc., peuvent être placés définitivement au fur et à mesure de l'approfondissement tandis que dans les méthodes de muraillement en montant, d'abord attachés au revêtement provisoire, ces organes doivent être démontés pour être fixés ensuite au revêtement définitif. L'eau retenue par le revêtement dans les terrains encaissants vient en proportion bien moins grande au fond du puits et l'exhaure en est notablement diminuée. Il en résulte une série d'économies accessoires qui doivent entrer en ligne de compte dans l'établissement comparé des prix de revient et qui rendent le système des voussoirs Z des plus économiques.

Les câbles d'extraction

POUR

GRANDES PROFONDEURS

par F. BAUMANN

Warmbrunn (1).

Afin de faire face aux conditions nouvelles de profondeur et de charge à extraire, on s'est vu dans l'obligation de donner aux câbles d'extraction un diamètre de plus en plus grand. Il convient cependant de maintenir cet accroissement du diamètre des câbles dans des limites pratiquement acceptables et, pour y arriver, diverses propositions ont été faites. Nous citerons :

1° L'emploi de fils d'acier d'une force de résistance à la rupture la plus élevée possible ;

2° La réduction des coefficients de sécurité généralement adoptés actuellement pour le maximum de charge du câble ;

3° La réduction des coefficients de sécurité pour le maximum de charge, mais réduction ne portant que sur la partie de cette charge constituée par le câble lui-même.

Pour ce qui concerne le 1°, la limite est naturellement donnée par le plus haut degré de perfection atteint par la fabrication des fils à haute résistance. On est maintenant généralement d'accord pour reconnaître l'utilité de l'emploi de ces fils.

Par contre, on se demande jusqu'à quel point on pourra pousser la réduction des coefficients de sécurité sans compromettre celle-ci.

Se fondant sur l'énorme augmentation de la marge de résistance au fur et à mesure de l'allongement des câbles (2), M. le Professeur Herbst préconise l'adoption des coefficients de sécurité 5 et 4 pour les grandes et très grandes profondeurs respectivement, gardant celui de 6 pour les profondeurs moyennes et petites. Repoussant toutes les

(1) Extrait du *Glückauf*, n° du 4 octobre 1913. — Traduction de G. W.

(2) Voir *Glückauf*, 1912, pp. 897 et suiv., et *Annales des Mines de Belgique*, t. XVII (1912), 4^{me} liv.

objections qui pourraient être faites contre sa proposition, il s'attache à démontrer que l'adoption de celle-ci conserverait à l'extraction une sécurité suffisante.

Les chocs occasionnés au cours de l'extraction au câble et à son attelage à la cage proviennent plus du poids de celle-ci que de celui du câble. De plus, plus le câble est long, plus les chocs se trouvent amortis par son élasticité propre. Cela étant donné, on a proposé de déterminer la sécurité du câble en prenant pour bases : le poids de la cage et celui du câble lui-même, à multiplier par les coefficients de sécurité m et n respectivement. En d'autres mots, on remplacerait le multiplicateur x s'appliquant au poids total de la cage et du câble par un autre ($m + n$) s'appliquant séparément au poids de la cage et à celui du câble. Dans ce cas, pour les grandes profondeurs, le coefficient de sécurité m pour la cage resterait inchangé ; seul celui n pour le câble subirait une réduction.

Examinons l'influence de cette réforme sur la sécurité des câbles, tant au point de vue de l'augmentation de la résistance des fils qu'à celui de la réduction du coefficient de sécurité appliqué à la charge totale.

Il faudra d'abord montrer dans quelle mesure l'emploi de fils possédant une plus grande résistance à la traction, à lui seul, permet de réduire la charge du câble, et aussi comment on peut atteindre ce but par la réduction des coefficients de sécurité sans rien changer à la résistance des fils. Il s'agira alors de déterminer les profondeurs auxquelles on peut parvenir avec des câbles de divers diamètres, en donnant aux fils diverses forces de résistance et en admettant les coefficients de sécurité proposés. Il faudra enfin rechercher le diamètre à donner aux câbles pour des profondeurs déterminées et des charges à extraire répondant aux conditions de la pratique, tout en conservant une sécurité suffisante.

Appelons (1) :

P le poids de la cage, S la charge en kilos, H la hauteur d'extraction en mètres, Q la section du fil porteur en millimètres carrés, b la force de résistance à la traction (en kilogrammes par millimètre carré) des fils composant le câble neuf, m et n les coefficients de sécurité pour le poids de la cage et celui du câble respectivement.

(1) Voir *Glüchauf*, 1910, p. 1522.

De la formule connue :

$$Q = \frac{100 P}{100 b : x - H} \quad 1$$

nous tirons, étant donné que $S = 0,01 Q H$,

$$S = \frac{P}{100 b : x H - 1} \quad 2$$

$$H = 100 \left(\frac{b}{x} - \frac{P}{Q} \right) \quad 3$$

En faisant intervenir les facteurs m et n , on obtient :

$$x = \frac{m P + n S}{P + S} \text{ et } m P + n S = b Q$$

D'où l'on tire :

$$Q = \frac{m P}{b - 0,01 n H} \quad 4$$

$$S = \frac{m P}{100 b : H - n} \quad 5$$

$$H = \frac{100}{n} \left(b - m \frac{P}{Q} \right) \quad 6$$

Connaissant la section des fils porteurs, on peut calculer le diamètre du câble suivant la formule

$$d = 1,5 \sqrt{\frac{4 Q}{\pi}} \quad 7^{(1)}$$

Pour le calcul des poids des câbles S (voir tableaux 1 et 2) des hauteurs d'extraction H (voir tableau 3) et des diamètres des câbles (voir tableau 4), nous avons admis que, du jour de leur mise en service à celui de leur retrait, les fils perdent 1/3 de leur force de résistance à la rupture.

(1) Voir *Glüchauf*, 1910, p. 1523.

TABEAU I.

Poids des câbles en tonnes comparativement au poids P de la cage pour le coefficient de sécurité $\alpha = 6$ du câble usagé.

Résistance des fils $b =$ kilog. par m^2	150	180	210	240	
Profondeur d'extraction $H=250$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	0.9	0.7	0.6	0.5
	10 »	1.8	1.4	1.2	1.0
	15 »	2.6	2.1	1.8	1.6
	20 »	3.5	2.9	2.4	2.1
	25 »	4.4	3.6	3.0	2.6
	30 »	5.3	4.3	3.6	3.1
Profondeur d'extraction $H=500$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	2.1	1.7	1.4	1.2
	10 »	4.3	3.3	2.7	2.3
	15 »	6.4	5.0	4.1	3.5
	20 »	8.6	6.7	5.5	4.6
	25 »	10.7	8.3	6.8	5.8
	30 »	12.9	10.0	8.2	6.9
Profondeur d'extraction $H=750$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	4.1	3.0	2.4	2.0
	10 »	8.2	6.0	4.7	3.9
	15 »	12.3	9.0	7.1	5.9
	20 »	16.4	12.0	9.5	7.8
	25 »	20.5	15.0	11.8	9.8
	30 »	24.5	18.0	14.2	11.7
Profondeur d'extraction $H=1,000$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	7.5	5.0	3.8	3.0
	10 »	15.0	10.0	7.5	6.0
	15 »	22.5	15.0	11.3	9.0
	20 »	30.0	20.0	15.0	12.0
	25 »	37.5	25.0	18.8	15.0
	30 »	45.0	30.0	22.5	18.0
Profondeur d'extraction $H=1,250$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	15.0	8.3	5.8	4.4
	10 »	30.0	16.7	11.5	8.8
	15 »	45.0	25.0	17.3	13.2
	20 »	60.0	33.3	23.1	17.6
	25 »	75.0	41.7	28.8	22.1
	30 »	90.0	50.0	34.6	26.5
Profondeur d'extraction $H=1,500$ mètres.					
Poids à extraire $P =$	5 tonnes	45.0	15.0	9.0	6.4
	10 »	90.0	30.0	18.0	12.9
	15 »	135.0	45.0	27.0	19.3
	20 »	180.0	60.0	36.0	25.7
	25 »	225.0	75.0	45.0	32.1
	30 »	270.0	90.0	54.0	38.6

TABEAU II.

Poids des câbles en tonnes comparativement à la cage P , pour une résistance des fils $b = 180$ kilog. par millimètre carré du câble neuf.

Poids à extraire P tonnes	10	20	30	
Profondeur d'extraction $H = 500$ mètres.				
Coefficient de sécurité total	$\left. \begin{matrix} . . . x = 6 \\ . . . x = 5 \\ . . . x = 4 \end{matrix} \right\}$	3.3 2.6 2.0	6.7 5.3 4.0	10.0 7.9 6.0
Facteur $m = 6$	$\left\{ \begin{matrix} \text{Facteur } n = 5 \\ \text{» } n = 4 \\ \text{» } n = 3 \\ \text{» } n = 2 \end{matrix} \right.$	3.1 3.0 2.9 2.7	6.3 6.0 5.7 5.5	9.5 9.0 8.6 8.2
Profondeur d'extraction $H = 1,000$ mètres.				
Coefficient de sécurité total	$\left. \begin{matrix} . . . x = 6 \\ . . . x = 5 \\ . . . x = 4 \end{matrix} \right\}$	10.0 7.1 5.0	20.0 14.3 10.0	30.0 21.4 15.0
Facteur $m = 6$	$\left\{ \begin{matrix} \text{Facteur } n = 5 \\ \text{» } n = 4 \\ \text{» } n = 3 \\ \text{» } n = 2 \end{matrix} \right.$	8.6 7.5 6.7 6.0	17.1 15.0 13.3 12.0	25.7 22.5 20.0 18.0
Profondeur d'extraction $H = 1,500$ mètres.				
Coefficient de sécurité total	$\left. \begin{matrix} . . . x = 6 \\ . . . x = 5 \\ . . . x = 4 \end{matrix} \right\}$	30.0 16.7 10.0	60.0 33.3 20.0	90.0 50.0 30.0
Facteur $m = 6$	$\left\{ \begin{matrix} \text{Facteur } n = 5 \\ \text{» } n = 4 \\ \text{» } n = 3 \\ \text{» } n = 2 \end{matrix} \right.$	20.0 15.0 12.0 10.0	40.0 30.0 24.0 20.0	60.0 45.0 36.0 30.0

Dans les tableaux 1 et 2 et les diagrammes des poids des câbles comparativement à la charge de la cage (fig. 1 à 12), nous avons conservé le coefficient de sécurité $x = 6$ actuellement adopté pour la charge totale. Par contre, nous faisons varier de 150 à 180, 210 et 240 k. par millimètre carré (fig. 1 à 6) la force de résistance des fils à la rupture (b). La conséquence de cette augmentation est, comme on peut s'en rendre compte, une diminution rapide de la charge du câble.

D'autre part, si, la force de résistance à la rupture du fil ($b = 180$) restant invariable, nous réduisons le coefficient de sécurité de la

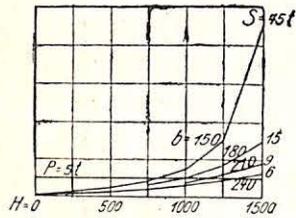


Fig. 1.

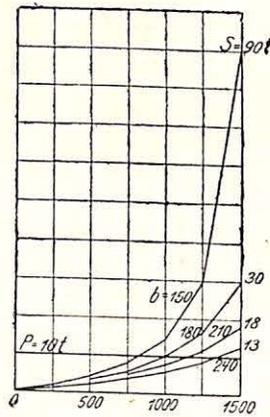


Fig. 2.

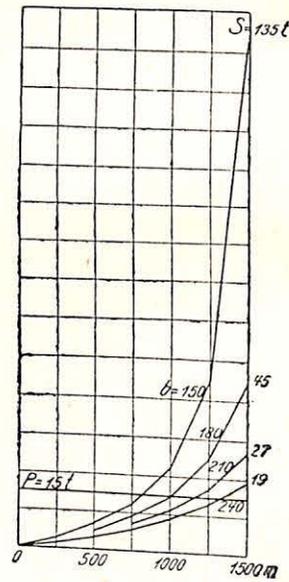


Fig. 3.

charge totale (m) de 6 à 5 et à 4 (fig. 7 et 9) et celui du poids du câble seul (n) de 6 à 5, 4, 3 et 2 (fig. 10 à 12), les variations de la charge du câble sont frappantes.

En effet, pour $x = 6$ et $b = 150$ k. par millimètre carré, le poids du câble, pour une profondeur de 1,500 mètres est 9 fois celui de la cage; pour $b = 180$ elle n'est plus que triple, pour $b = 210$ à peine double et, finalement, pour $b = 240$, les deux charges sont presque égales.

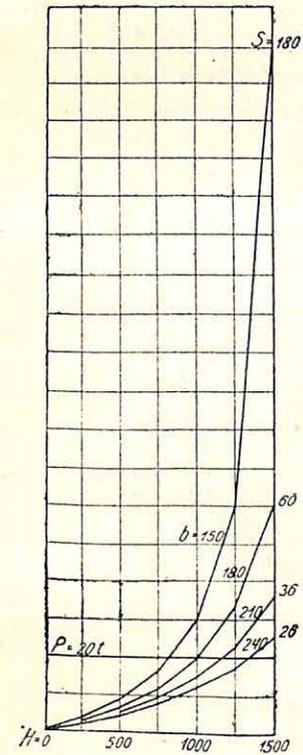


Fig. 4.

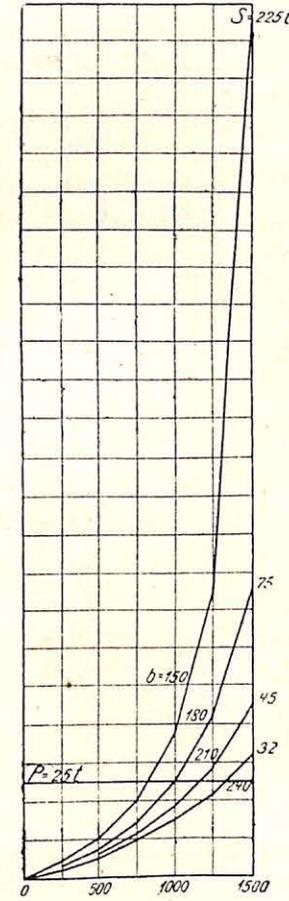


Fig. 5.

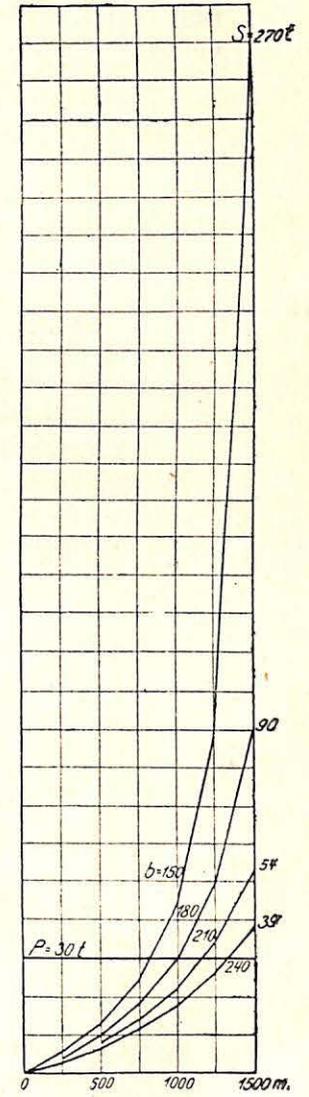


Fig. 6.

Fig. 1 à 6. — Poids des câbles S comparativement au poids de la cage P , Coefficient de sécurité : $x = 6$.

Il en résulte qu'une nouvelle augmentation de la force de résistance des fils, si même elle était possible, ne serait pas de grande utilité.

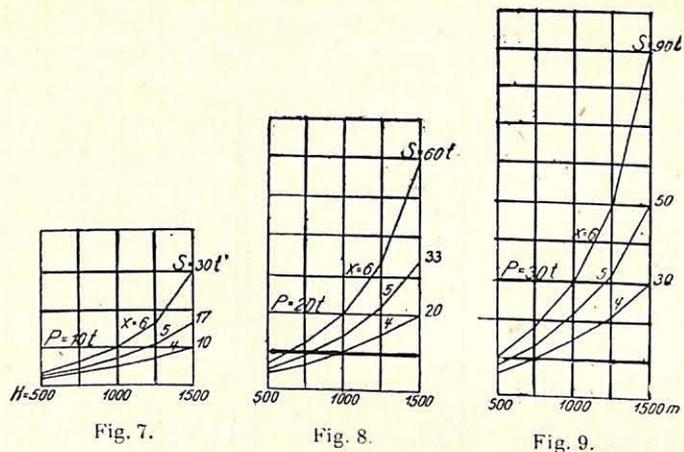


Fig. 7. Fig. 8. Fig. 9.

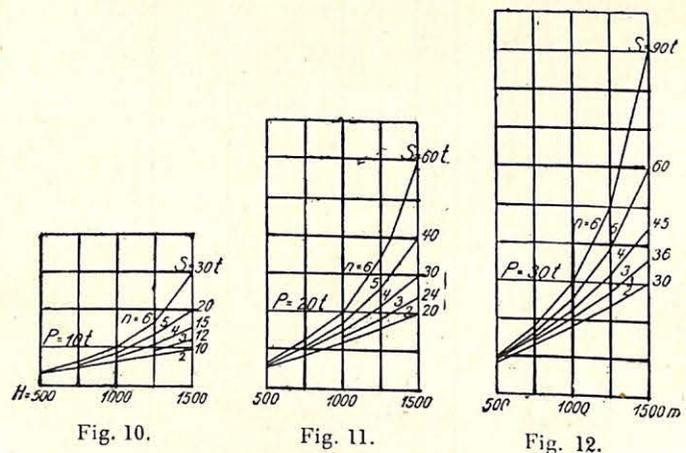


Fig. 10. Fig. 11. Fig. 12.

Fig. 7 à 12. — Poids des câbles S comparativement au poids de la cage P. Résistance des fils : $b = 180$ kil. par millimètre carré.

Les diagrammes 7 et 12 montrent en effet qu'avec les données :

- H = 1,000 mètres pour $x = 6$ et $n = 6$
- H = 1,200 mètres pour $x = 5$ et $n = 4$
- H = 1,500 mètres pour $x = 4$ et $n = 2$

le poids du câble égale celui de la cage. Par conséquent, dans le cas où on ne voudrait pas employer des fils d'une résistance à la rupture supérieure à 180 kil. par millimètre carré, on pourrait, pour des profondeurs ne dépassant pas 1,000 mètres, conserver le coefficient de sécurité 6 ; de 1,000 à 1,200 mètres on adopterait 5 et au delà de 1,200 mètres, 4.

Comme on aime généralement, là où les charges extraites n'ont pas un poids considérable, à rester en-dessous de 180 kil. par millimètre carré comme force de résistance des fils, et à ne pas dépasser de beaucoup cette résistance pour les charges plus fortes, nous n'avons tenu compte, au tableau 3, pour les profondeurs permettant l'emploi de câbles de 46 à 76 millimètres de diamètre, que des forces de résistance à la rupture suivantes: 150, 180 et 210 k. par millimètre carré.

Pour plus de facilité, nous n'avons tenu compte, dans le tableau 4 et les diagrammes correspondants (fig. 22 et 30) des diamètres de câbles que pour les profondeurs de 500, 1,000 et 1,500 mètres. Pour la même raison, les diagrammes des profondeurs d'extraction (fig. 13 et 21) ne s'appliquent qu'aux profondeurs permettant l'emploi de câbles ayant comme diamètre 54, 66 ou 76 millimètres.

TABLEAU III.

Profondeurs d'extraction auxquelles on peut atteindre avec des câbles de 46-76 m/m²

de diamètre et des fils d'une résistance de 150, 180 et 210 kilog. par m/m².

Résistance des fils <i>b</i>	kilog. par m/m ²	150						180						210					
		5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30
Section et diamètre portants : section = 750 millimètres carrés ; diamètre = 46 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total	<i>x</i> = 6	1,000	333	—	—	—	—	1,333	657	0	—	—	—	1,667	1,000	333	—	—	—
»	<i>x</i> = 5	1,333	667	0	—	—	—	1,733	1,067	400	—	—	—	2,133	1,467	800	133	—	—
»	<i>x</i> = 4	1,833	1,167	500	—	—	—	2,333	1,667	1,000	333	—	—	2,833	2,167	1,500	833	167	—
Facteur <i>m</i> = 6	Facteur <i>n</i> = 5	1,200	400	—	—	—	—	1,600	800	0	—	—	—	2,000	1,200	400	—	—	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 4	1,500	500	—	—	—	2,000	1,000	0	—	—	—	2,500	1,500	500	—	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 3	2,000	667	—	—	—	2,677	1,333	0	—	—	—	3,333	2,000	667	—	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 2	3,000	1,000	—	—	—	4,000	2,000	0	—	—	—	5,000	3,000	1,000	—	—
Section et diamètre portants : section = 1,000 millimètres carrés ; diamètre = 54 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total	<i>x</i> = 6	1,167	667	167	—	—	—	1,500	1,000	500	0	—	—	1,833	1,333	833	333	—	—
»	<i>x</i> = 5	1,500	1,000	500	0	—	—	1,900	1,400	900	400	—	—	2,300	1,800	1,300	800	300	—
»	<i>x</i> = 4	2,000	1,500	1,000	500	0	—	2,500	2,000	1,500	1,000	500	—	3,000	2,500	2,000	1,500	1,000	500
Facteur <i>m</i> = 6	Facteur <i>n</i> = 5	1,400	800	200	—	—	—	1,800	1,200	600	0	—	—	2,200	1,600	1,000	400	—	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 4	1,750	1,000	250	—	—	2,250	1,500	750	0	—	—	2,750	2,000	1,250	500	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 3	2,333	1,333	333	—	—	3,000	2,000	1,000	0	—	—	3,667	2,667	1,667	667	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 2	3,500	2,000	500	—	—	4,500	3,000	1,500	0	—	—	5,500	4,000	2,500	1,000	—
Section et diamètre portants : section = 1,250 millimètres carrés ; diamètre = 60 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total	<i>x</i> = 6	1,267	867	467	67	—	—	1,600	1,200	800	400	0	—	1,933	1,533	1,133	733	333	—
»	<i>x</i> = 5	1,600	1,200	800	400	0	—	2,000	1,600	1,200	800	400	0	2,400	2,000	1,600	1,200	800	400
»	<i>x</i> = 4	2,100	1,700	1,300	900	500	100	2,600	2,200	1,800	1,400	1,000	600	3,100	2,700	2,300	1,900	1,500	1,100
Facteur <i>m</i> = 6	Facteur <i>n</i> = 5	1,520	1,040	560	80	—	—	1,920	1,440	960	480	0	—	2,320	1,840	1,360	880	400	—
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 4	1,900	1,300	700	100	—	2,400	1,800	1,200	600	0	—	2,900	2,300	1,700	1,100	500
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 3	2,533	1,733	933	133	—	3,200	2,400	1,600	800	0	—	3,867	3,067	2,267	1,467	667
»	<i>m</i> = 6	»	<i>n</i> = 2	3,800	2,600	1,400	200	—	4,800	3,600	2,400	1,200	0	—	5,800	4,600	3,400	2,200	1,000

TABLEAU III (suite).

Résistance des fils <i>b</i>	kilog. par m ²	150						180						210					
		5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30
Section et diamètre portants : section = 1,500																			
millimètres carrés ; diamètre = 66 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total $x = 6$	1,333	1,000	667	333	0	—	1,667	1,333	1,000	667	333	0	2,000	1,667	1,333	1,000	667	333	
» $x = 5$	1,667	1,333	1,000	667	333	0	2,067	1,733	1,400	1,067	733	400	2,467	2,133	1,800	1,467	1,133	800	
» $x = 4$	2,167	1,833	1,500	1,167	833	500	2,667	2,333	2,000	1,667	1,333	1,000	3,167	2,833	2,500	2,167	1,833	1,500	
Facteur $m = 6$	Facteur $n = 5$	1,600	1,200	800	400	0	—	2,000	1,600	1,200	800	400	0	2,400	2,000	1,600	1,200	800	400
» $m = 6$	» $n = 4$	2,000	1,500	1,000	500	0	—	2,500	2,000	1,500	1,000	500	0	3,000	2,500	2,000	1,500	1,000	500
» $m = 6$	» $n = 3$	2,667	2,000	1,333	667	0	—	3,333	2,667	2,000	1,333	667	0	4,000	3,333	2,667	2,000	1,333	667
» $m = 6$	» $n = 2$	4,000	3,000	2,000	1,000	0	—	5,000	4,000	3,000	2,000	1,000	0	6,000	5,000	4,000	3,000	2,000	1,000
Section et diamètre portants : section = 1,750																			
millimètres carrés ; diamètre = 71 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total $x = 6$	1,381	1,096	810	524	238	—	1,714	1,429	1,143	857	571	286	2,047	1,762	1,476	1,190	904	619	
» $x = 5$	1,714	1,429	1,143	857	571	286	2,114	1,829	1,543	1,257	971	686	2,514	2,229	1,943	1,657	1,371	1,086	
» $x = 4$	2,214	1,929	1,643	1,357	1,071	786	2,714	2,429	2,143	1,857	1,571	1,286	3,214	2,929	2,643	2,357	2,071	1,786	
Facteur $m = 6$	Facteur $n = 5$	1,658	1,315	972	630	287	—	2,058	1,715	1,372	1,030	687	344	2,458	2,115	1,772	1,430	1,087	744
» $m = 6$	» $n = 4$	2,062	1,643	1,215	787	358	—	2,572	2,143	1,715	1,287	858	429	3,072	2,643	2,215	1,787	1,358	929
» $m = 6$	» $n = 3$	2,762	2,191	1,620	1,049	478	—	3,429	2,858	2,287	1,716	1,144	572	4,096	3,524	2,953	2,382	1,811	1,230
» $m = 6$	» $n = 2$	4,144	3,287	2,430	1,573	716	—	5,144	4,287	3,430	2,573	1,716	860	6,144	5,287	4,430	3,573	2,716	1,860
Section et diamètre portants : section = 2,000																			
millimètres carrés ; diamètre = 76 millimètres.																			
Coefficient de sécurité total $x = 6$	1,417	1,167	917	667	417	167	1,750	1,500	1,250	1,000	750	500	2,083	1,833	1,583	1,333	1,083	833	
» $x = 5$	1,750	1,500	1,250	1,000	750	500	2,150	1,900	1,650	1,400	1,150	900	2,550	2,300	2,050	1,800	1,550	1,300	
» $x = 4$	2,250	2,000	1,750	1,500	1,250	1,000	2,750	2,500	2,250	2,000	1,750	1,500	3,250	3,000	2,750	2,500	2,250	2,000	
Facteur $m = 6$	Facteur $n = 5$	1,700	1,400	1,100	800	500	200	2,100	1,800	1,500	1,200	900	600	2,500	2,200	1,900	1,600	1,300	1,000
» $m = 6$	» $n = 4$	2,125	1,750	1,375	1,000	655	250	2,625	2,250	1,875	1,500	1,125	750	3,125	2,750	2,375	2,000	1,625	1,250
» $m = 6$	» $n = 3$	2,833	2,333	1,833	1,333	833	333	3,500	3,000	2,500	2,000	1,500	1,000	4,167	3,667	3,167	2,667	2,167	1,667
» $m = 6$	» $n = 2$	4,250	3,500	2,750	2,000	1,250	500	5,250	4,500	3,750	3,000	2,250	1,500	6,250	5,500	4,750	4,000	3,250	2,500

TABEAU IV.

Diamètres des câbles pour des profondeurs de 500, 1,000 et 1,500 mètres et des

fils de 150, 180 et 210 kilog. par millimètre carré de résistance à la traction.

Résistance des fils <i>b</i>	kilog. par m ²	150						180						210											
		5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30	5	10	15	20	25	30						
Poids à extraire <i>P</i>		Profondeur d'extraction																							
Coefficient de sécurité total . . . <i>x</i> = 6		35	49	60	70	78	86	H 500 mètres.																	
» » . . . <i>x</i> = 5		31	44	53	62	69	76	31	44	53	62	69	76	28	40	49	56	63	69						
» » . . . <i>x</i> = 4		27	38	46	54	60	66	27	38	47	55	61	67	25	35	43	50	56	61						
Facteur <i>m</i> = 6		Facteur <i>n</i> = 5						34	48	59	68	76	83	30	43	52	60	67	74	27	39	47	55	61	67
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 4						33	47	58	66	74	81	29	41	51	59	66	72	27	38	46	54	60	66
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 3						32	45	55	64	71	78	29	40	50	57	64	70	26	37	46	52	59	64
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 2						31	44	53	62	69	76	28	40	49	56	63	69	26	36	45	51	58	63
		Profondeur d'extraction																							
Coefficient de sécurité total . . . <i>x</i> = 6		46	66	80	93	104	114	H 1,000 mètres																	
» » . . . <i>x</i> = 5		38	53	65	76	85	93	38	53	65	76	85	93	33	47	58	66	74	81						
» » . . . <i>x</i> = 4		31	44	53	62	64	76	32	45	55	64	71	78	28	40	49	56	63	69						
Facteur <i>m</i> = 6		Facteur <i>n</i> = 5						41	59	72	83	93	102	35	50	61	70	78	86	31	44	53	62	69	76
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 4						38	53	65	76	85	93	33	47	58	66	74	81	29	41	51	59	66	72
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 3						35	49	60	70	78	86	31	44	53	62	69	76	28	40	49	56	63	69
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 2						33	47	58	66	74	81	29	41	51	59	66	72	27	38	46	54	60	66
		Profondeur d'extraction																							
Coefficient de sécurité total . . . <i>x</i> = 6		93	131	161	186	208	227	H 1,500 mètres																	
» » . . . <i>x</i> = 6		53	76	93	107	120	130	48	76	93	107	120	131	41	59	72	84	93	101						
» » . . . <i>x</i> = 6		38	53	65	76	85	93	40	56	69	80	89	98	33	47	58	66	74	81						
Facteur <i>m</i> = 6		Facteur <i>n</i> = 5						59	83	102	117	131	144	31	44	53	62	69	76	27	38	46	54	60	66
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 4						46	66	80	93	104	114	44	62	76	87	90	107	36	51	63	73	81	89
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 3						40	56	68	79	88	97	38	53	65	76	85	93	33	47	58	66	74	81
» <i>m</i> = 6		» <i>n</i> = 2						35	49	60	70	78	86	34	48	59	68	76	83	30	43	51	60	68	74

Nous donnons ci-dessous des extraits des tableaux 3 et 4.

Profondeurs d'extraction maximum H en mètres.

Charge extraite P . . . tonnes		10			20			30
Diamètre du câble d millimètres		54	66	76	54	66	76	76
Coefficient de sécurité total.	$x = 6$	1,000	1,300	1,500	0	700	1,000	600
	$x = 5$	1,400	1,700	1,900	400	1,100	1,200	1,000
	$x = 4$	2,000	2,300	2,500	1,000	1,700	1,800	1,600
Facteur $m - 6$	Facteur $n - 5$	1,100	1,900	2,100	0	1,000	1,400	800
» $m - 6$	» $n - 4$	1,400	2,400	2,600	100	1,200	1,700	1,000
» $m - 6$	» $n - 3$	1,900	3,300	3,500	200	1,500	2,300	1,400
» $m - 6$	» $n - 2$	2,800	4,900	5,200	500	2,600	3,600	2,200

Diamètre des câbles en millimètres.

Profondeur d'extraction H mètres		500			1,000			1,500		
Résistance du fil à la rupture b kilog. par m^2		150			180			210		
Charge à extraire P . . . tonnes		10	20	30	10	20	30	10	20	30
Coefficient de sécurité total.	$x = 6$	49	70	86	53	76	93	59	84	101
	$x = 5$	44	62	76	45	64	78	47	66	81
	$x = 4$	38	54	66	38	54	66	38	54	66
Facteur $m - 6$	Facteur $n - 5$	48	68	83	50	70	86	51	73	89
» $m - 6$	» $n - 4$	47	66	81	47	66	81	47	66	81
» $m - 6$	» $n - 3$	45	64	78	44	62	76	43	60	74
» $m - 6$	» $n - 2$	44	62	76	41	59	72	40	56	69

L'extrait de tableau concernant les profondeurs d'extraction maxima permet de se rendre compte de l'influence du diamètre d'un câble sur la profondeur à laquelle il permet l'extraction. Cette influence, évidemment, est plus marquante quand c'est le coefficient n qui diminue que quand c'est le coefficient de sécurité total x . On peut, par exemple, étant donné $P = 10$ tonnes et $n = 4$, atteindre, en portant le diamètre du câble de 54 à 76 millimètres, atteindre une profondeur double, en admettant $x = 4$, on atteint 1 1/2 fois la profondeur; pour $P = 20$ tonnes et $n = 4$ on atteint 17 fois la profondeur et avec $x = 5$ une profondeur triple seulement.

On voit, d'après le tableau concernant le diamètre des câbles que, si l'on pose $x = 4$ pour les profondeurs de 500, 1,000 et 1,500 mètres, on obtient, les charges étant identiques, les mêmes diamètres de câbles à condition d'augmenter la résistance des fils de 150 à 180 et 210 kilogrammes par millimètre carré. Il en est de même si on admet le coefficient $n = 4$. A 1,500 mètres de profondeur, on obtient avec $x = 5$ les mêmes diamètres de câbles qu'avec $n = 4$; pour les profondeurs plus petites, on n'obtiendra ces résultats qu'en donnant au facteur n approximativement la valeur 3.

Q — 1000 mm² d — 54 mm

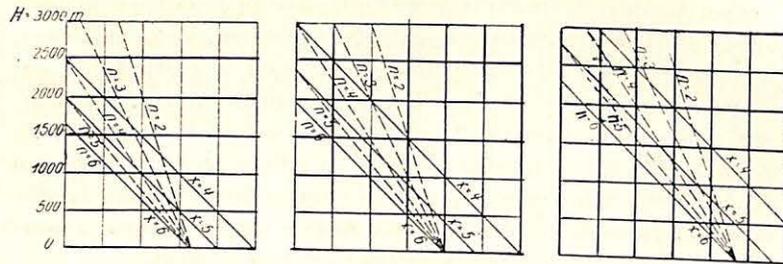


Fig. 13

Fig. 14

Fig. 15

Q — 1500 mm² d — 66 mm

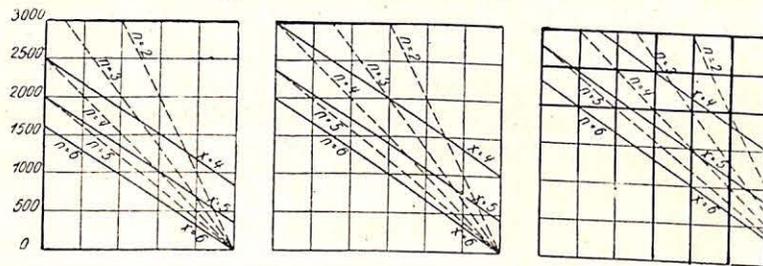


Fig. 16

Fig. 17

Fig. 18

Q — 2000 mm² d — 76 mm

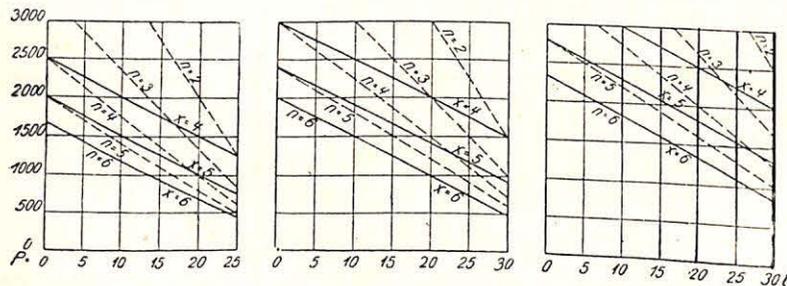


Fig. 19

Fig. 20

Fig. 21

b — 150 kg/mm²

b — 180 kg/mm²

b — 210 kg/mm²

Fig. 13 à 21. — Diagrammes des profondeurs des puits.

Dans les diagrammes des profondeurs de puits (fig. 13 à 21) on voit, pour une profondeur $H = 0$, toutes les lignes des divers facteurs rencontrer celles du coefficient de sécurité $\alpha = 6$ en un point : celui de la plus forte charge possible. Etant donné $P = 0$, on obtient, pour les facteurs $n = 6, 5$ et 4 , les mêmes profondeurs que pour $\alpha = 6, 5$ et 4 .

Dans les diagrammes des diamètres de câbles (fig. 22 à 30), pour la donnée $H = 500$ mètres, toutes les lignes pour $n = 5, 4, 3$ et 2 se trouvent entre celles pour $\alpha = 6$ et 5 et ce n'est qu'à la profondeur de 1,500 mètres que les lignes pour $n = 2$ dépassent celles pour $\alpha = 4$.

Laissons de côté les valeurs extrêmes et restreignons-nous aux données pratiquement réalisables; nous voyons qu'on pourrait résoudre de la façon suivante la question de la réduction de la sécurité des câbles :

Charge à extraire P — tonnes	Profondeur H — mètres	Coefficient pour le poids		
		de la cage	du câble	du câble et de la cage
jusque 10	jusque 1,500	m — 6	n — 6	x — 6
» 20	» 1,000	m — 6	n — 6	x — 6
» 20	» 1,500	m — 6	n — 5	x — 5
» 30	» 1,000	m — 6	n — 4	x — 5
» 30	» 1,500	m — 6	n — 3	x — 4

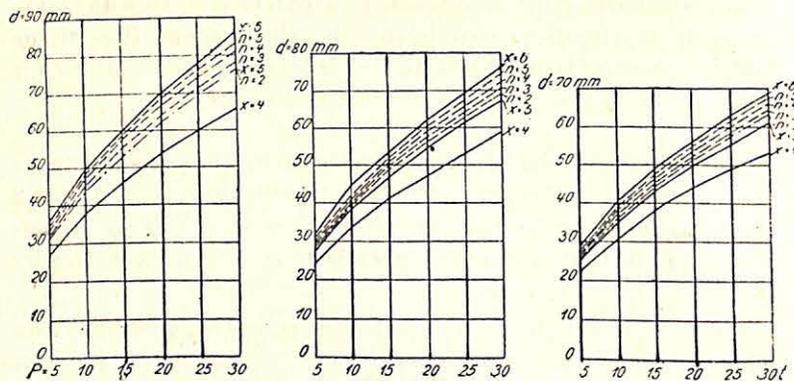
Une prescription générale au sujet du minimum de sécurité, relativement à la somme des poids de la cage et du câble, serait donc la suivante :

Pendant l'extraction des produits, il est nécessaire d'avoir constamment :

Jusque 10 tonnes de charge à extraire et jusque 1,500 mètres de profondeur : une sécurité au moins sextuple ;

Jusque 20 tonnes de charge à extraire et jusque 1,000 mètres de profondeur: sécurité au moins sextuple;

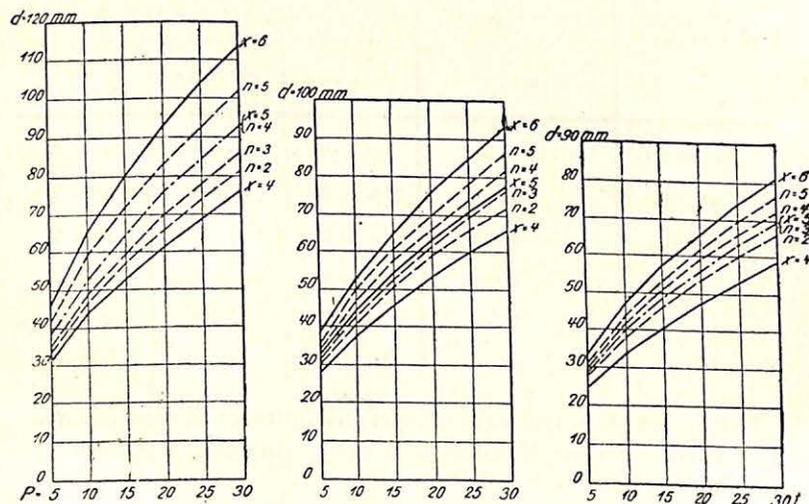
Jusque 20 tonnes de charge à extraire au delà de 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins quintuple ;



b — 150 kg/mm²
Fig. 22.

H — 500 mètres
b — 180 kg/mm²
Fig. 23

b — 210 kg/mm²
Fig. 24



b — 150 kg/mm²
Fig. 25

H — 1,000 mètres
b — 180 kg/mm²
Fig 26

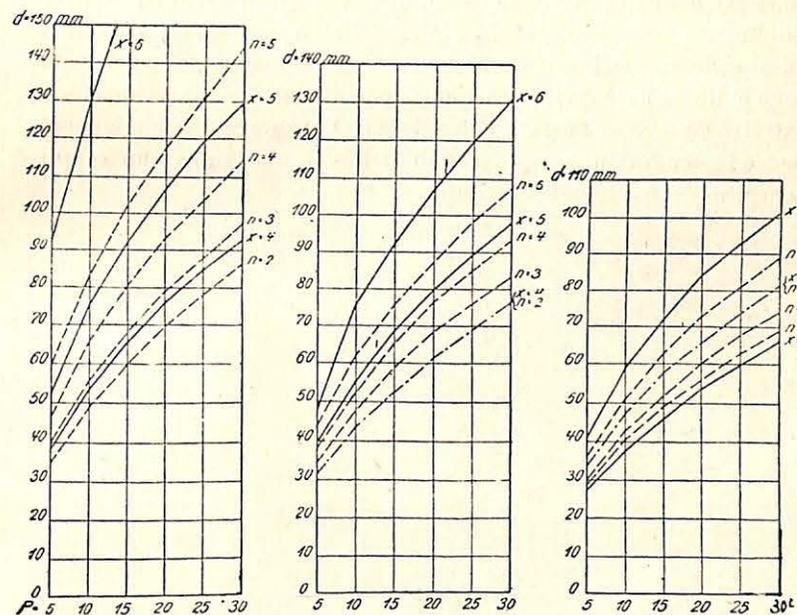
b — 210 kg/mm²
Fig. 27

Jusque 30 tonnes de charge à extraire au delà de 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins quintuple ;

Jusque 30 tonnes de charge à extraire au delà de 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins quadruple.

Conséquemment, une prescription générale au sujet du minimum de sécurité permis relativement au poids du câble prendrait environ la forme suivante :

Si l'on conserve un coefficient de sécurité minimum de 6 se rapportant au poids de la cage remplie, il faut qu'il existe continuelle-



b — 150 kg/mm²
Fig. 28

H — 1,500 mètres
b — 180 kg/mm²
Fig. 29

b — 210 kg/mm²
Fig. 30

Fig. 22 à 30. — Diagrammes des diamètres des câbles.

ment, pendant l'extraction des produits, une sécurité additionnelle relative au poids du câble seul.

Jusque 10 tonnes de charge à extraire et jusque 1,500 mètres de profondeur : une sécurité au moins sextuple ;

Jusque 20 tonnes de charge à extraire et jusque 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins sextuple ;

Jusque 20 tonnes de charge à extraire au delà de 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins quintuple ;

Jusque 30 tonnes de charge à extraire et jusque 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins quadruple ;

Jusque 30 tonnes de charge à extraire au delà de 1,000 mètres de profondeur : une sécurité au moins triple ;

La prescription relative à la réduction du coefficient de sécurité pour ce qui concerne le poids du câble seul (le coefficient actuel étant conservé pour le poids de la cage), met particulièrement en lumière l'influence de la *longueur du câble*. Celle concernant la réduction admissible du coefficient de sécurité pour la somme des poids de la cage et du câble convient particulièrement pour les câbles appelés à extraire de fortes charges ; elle a de plus l'avantage d'être simple et de s'adapter aux prescriptions habituelles et, existantes pour ce qui concerne l'extraction des produits.

LE COEFFICIENT DE SÉCURITÉ

DES

Câbles d'extraction

par le D^r SPEER, Ingénieur, à Bochum (1)

Les conditions actuelles de la pratique des mines : extraction à grande profondeur, fortes charges, croissant avec la profondeur des puits et nécessaires si l'on veut extraire dans des conditions économiques, poids considérable des câbles, qui en résulte, mettent de nouveau à l'ordre du jour la question de la détermination du coefficient de sécurité le plus réduit que l'on puisse admettre pour les câbles d'extraction.

La Commission des câbles a donc dû faire également de cette question l'objet de ses délibérations (2).

Il y a, pour réduire le plus possible le poids des câbles, deux moyens :

1° La réduction du coefficient de sécurité, la force de résistance à la rupture par 2 millimètres carrés de section restant inchangée ;

2° L'augmentation de la force de résistance à la rupture pour un même coefficient, réduit, de sécurité.

Pour ce qui concerne le premier moyen, on peut consulter le travail de M. le Professeur Herbst (3), qui recommande la réduction du coefficient de sécurité.

M. Herbst commence par calculer quel doit être l'accroissement de la section du câble au fur et à mesure de l'augmentation de la profondeur, la force de résistance des fils et, le coefficient de sécurité ne changeant pas, il arrive finalement au remarquable résultat suivant :

(1) Extrait du *Glückauf* du 18 octobre 1913 Traduction de G. W.

(2) Voir notamment la note de M. G. LEMAIRE, dans la 4^{me} livraison du tome XVIII des *Annales des Mines de Belgique*, p. 1177.

(3) Voir *Glückauf*, 1912, p. 897 et suiv., et *Annales des Mines de Belgique*, t. XVII, 4^{me} livraison.

pour une charge utile de 10,000 kgs. et une force de résistance à la rupture, dans les fils, de 150 kgs. par millimètre carré, à une profondeur de 300 mètres, une augmentation de profondeur de 10 % n'entraîne qu'un accroissement de la section du câble de 2.43 %. Tandis qu'une même augmentation de profondeur, à 1,200 mètres exige un accroissement de la section du câble de 47.8 %.

Il en conclut :

« Puisque, sur la profondeur, nous n'avons aucune action, il ne nous reste, pour diminuer le poids du câble à égalité de résistance à la rupture, qu'à réduire le coefficient de sécurité. »

Cette conclusion n'est logique, qu'à la condition que les fils employés pour les puits profonds n'aient pas une force de résistance à la rupture supérieure à celle des fils employés pour les profondeurs plus réduites, qu'à la condition, par exemple, que la force de résistance à la rupture des fils ne dépasse pas 150 kgs. par millimètre carré. Mes expériences (1) ont cependant prouvé qu'il n'y a aucune raison pour limiter cette force de résistance à la rupture des fils à 150 kilos par millimètre carré, étant donné que, pour des fils de bonne qualité, l'aptitude à la flexion augmente avec la résistance.

La limite dans cette direction étant supprimée, rien n'empêche de choisir *ad libitum* n'importe quelle résistance à la rupture et, dès lors, la conclusion de Herbst cesse d'être exacte (2).

En un autre endroit de son travail, M. Herbst attire l'attention sur le fait que, là où charge et profondeur sont considérables, la marge de résistance dans le câble devient très importante. Il dit, en effet, ce qui suit : « Là où le poids de la charge et celui du câble sont considérables, il reste encore, même avec un coefficient de sécurité de 4, une marge importante. Ainsi, par exemple, pour une charge totale (cage et câble) de 10,000 kilos, cette marge est, avec un coefficient de sécurité de 8, de 70,000 kilos; avec une charge totale de 25,000 kilos et un coefficient de sécurité de 4, la marge est de 75,000 kilos. C'est dans cet ordre d'idées que, déjà au sein de la commission transvaalienne des câbles, des voix se sont fait entendre en faveur de l'adoption d'un coefficient de sécurité « additif », d'une marge de force, au lieu du coefficient de sécurité actuel. C'est également le point de vue adopté par la commission anglaise. »

(1) Voir *Glückauf*; 1912, pp. 737 et suivantes.

(2) M. le Professeur Herbst, dans une de ses remarques, note qu'il ne lui a plus été possible de tenir compte de mes travaux sur la flexibilité des fils, parce que son article était déjà écrit lorsqu'il en a eu connaissance.

Je reviendrai plus loin sur les opinions émises par ces commissions et j'examinerai à laquelle des deux solutions il convient de donner la préférence : à celle préconisée par Herbst et qui, après toutes les explications détaillées et les tableaux qu'il lui a consacrés, semble, à première vue, être recommandable, ou à celle adoptée actuellement, celle du coefficient de sécurité « multiplicatif. »

Dans le tableau I, nous avons comparé deux câbles : l'un possédant un coefficient de sécurité de 8 et l'autre de 4 ; tous deux possèdent à peu près la même marge de force. C'est à ces deux câbles que nous avons appliqué les cas, prévus par Herbst, de surefforts statiques.

TABLEAU I.

	Coefficient de sécurité à l'origine = 8				Coefficient de sécurité à l'origine = 4			
	Charge utile	Charge de rupture	Marge de force	Marge de force par tonne de charge utile	Charge utile	Charge de rupture	Marge de force	Marge de force par tonne de charge utile
	10,000	80,000	70,000	7	25,000	100,000	75,000	3
Déchet par suite de câblage défectueux, etc. 25 %	10,000	60,000	50,000	5	25,000	75,000	50,000	2
Effort statique supplémentaire 20 %	12,000	80,000	68,000	5.7	30,000	100,000	70,000	2.3

1° Cas de la réduction de la résistance à la rupture des fils, de 25 %, par suite de câblage défectueux ou de détérioration graduelle du câble ;

2° Cas où, à la charge ordinaire d'extraction, viendrait s'ajouter un effort supplémentaire de 20 %. Cette éventualité se produit souvent lors de l'attelage de fortes charges. Dans le premier cas, la marge de force, pour les deux câbles, est identique (50,000 kilos) ; dans le deuxième, cette marge de force reste même un peu supérieure pour le câble ne possédant à l'origine qu'un coefficient de sécurité de 4.

Cette question de la marge de résistance existant encore dans le

câble d'une façon absolue, ne permet pas de décider s'il est permis de considérer les deux câbles comme d'égale valeur au point de vue de la sécurité; ce qui importe à ce point de vue, c'est la marge relative, c'est-à-dire le surplus de force que possède le câble par tonne extraite. C'est là un point qui a été omis par M. Herbst. Dans le premier cas, le câble au coefficient de sécurité primitive de 8 possède encore 5 tonnes de marge de résistance par tonne de charge extraite; tandis que celui ayant un coefficient de sécurité de 4 ne donne qu'une marge de résistance relative de 2 tonnes. Dans le deuxième cas, le premier câble donne une marge relative de 5.7 tonnes, tandis que le second câble ne donne que 2.3 tonnes.

Mais si, aux efforts statiques que nous avons considérés, nous ajoutons ceux dynamiques qui, dans le deuxième cas, peuvent parfaitement entrer en ligne de compte par suite de l'attelage de charges plus fortes, de variations plus marquées dans la vitesse de translation de la cage ou de coups de frein, la sécurité est presque réduite à zéro, c'est-à-dire que le câble se brisera.

Même si nous faisons complètement abstraction des surcharges statiques ou de la réduction statique de la force de résistance à la rupture, le câble sera encore mis en danger, en service ordinaire, s'il ne possède qu'un coefficient de sécurité de 4, par les forces dynamiques, lorsque le frein à vapeur sera mis en action. Cette éventualité se réalisera même si le câble est de bonne qualité, et cette nécessité de mettre en action le frein à vapeur peut être provoquée par une infinité de circonstances. Il est donc absolument nécessaire que les câbles possèdent une sécurité suffisante pour que la mise en action du frein à vapeur ne puisse leur nuire; or, on donne généralement aux freins une force leur permettant d'arrêter la cage, même aux plus grandes vitesses, sur une distance très réduite; un freinage de 5 mètres par seconde n'a rien d'extraordinaire et cependant, cette quantité signifie déjà que l'effort dynamique requis par le frein est plus grand que la moitié de celui de la chute libre. Les efforts ne sont donc pas ici additifs mais multiplicatifs, car les chocs sont proportionnels à la charge; ils sont même proportionnels au carré de la vitesse et comme, pour les profondeurs plus grandes, on emploiera aussi des vitesses supérieures, il ne peut être question d'une diminution ni du danger ni de l'effort, même si l'on tient note du fait qu'un câble long possède plus d'élasticité qu'un câble court.

D'ailleurs, pour les très grandes profondeurs, il peut aussi arriver que les chocs dynamiques n'intéressent qu'une courte portion du

câble: dans ce cas, la plus grande élasticité du long câble resterait sans effet.

Même, pour les grandes profondeurs, il peut, par exemple, arriver que des chocs notables se produisent non loin au dessous de la recette, de sorte que, somme toute, l'effet s'en ferait sentir sur une longueur de câble aussi réduite que s'il s'agissait de petites profondeurs. Le coefficient de sécurité restreint ou la marge peu importante de résistance prévue par tonne de charge à extraire aurait alors pour conséquence la rupture du câble tandis que, vraisemblablement, un câble pour lequel on aurait exigé les coefficients de sécurité jusqu'à présent usuels aurait pu résister.

M. Baumann est aussi, à plusieurs reprises, entré dans la lice pour plaider en faveur de la réduction du poids des câbles. Comme M. Herbst, il s'est prononcé pour une augmentation de la résistance des fils et une réduction de la sécurité.

Dans un article, publié récemment, sur *les câbles d'extraction pour grandes profondeurs* (1), constatant « l'augmentation exagérée de la marge de force au fur et à mesure de l'augmentation de la longueur du câble », il introduit une nouvelle méthode pour le calcul de la sécurité des câbles. Il reconnaît deux espèces de sécurités: l'une, *m*, concernant la charge à extraire et l'autre, *n*, concernant le poids du câble. Cette innovation a pour auteur M. le Conseiller supérieur des Mines Körfer; elle est bonne en soi et tient compte de l'avis, exprimé au sein de la Commission transvaalienne, que le câble ne prend pas sa part des chocs dans la même mesure que la charge à extraire proprement dite et la cage, et qu'un long câble est plus élastique qu'un court. M. Körfer propose de stipuler 10 pour la sécurité *m* et 4 pour la sécurité *n*, c'est-à-dire d'exiger les *sécurités initiales* les plus réduites, tandis que M. Baumann donne comme *sécurités finales* 6 pour *m* et 5 à 2 (suivant la profondeur) pour *n*.

(1) Voir *Glückauf*, 1913, pp. 1646 et suivantes, et *Annales des Mines de Belgique*, présente livraison, p. 161.

TABLEAU II.

Dimensions, etc., des câbles pour une charge de 14,400 kilos calculées suivant la formule de M. Körfer avec $m = 10$ et $n = 4$.

Profondeur m.	Dimensions du câble			Diamètre du câble m/m	Poids du câble kilog.	Force de résistance à la rupture		Charge totale	Sécurité
	Nombre des torons	fil par toron	diamètre des fils m/m			existante t.	requis t.		
Résistance : 130 kilogrammes par millimètre carré.									
300	6	27	3.1	57	11.67	159.06	157.904	17,928	8.8
400	6	30	3.0	59	12.1	165.42	163.36	19,240	8.1
500	6	37	2.8	60	12.71	173.01	169.42	20,755	8.3
600	6	30	3.1	61	12.96	176.76	175.104	23,176	7.6
700	6	37	2.9	62	13.96	185.54	183.088	24,172	7.7
800	6	37	3.0	64	14.92	198.50	191.744	26,336	7.6
900	6	37	3.1	66	15.99	212.11	201.564	28,791	7.4
1,000	6	37	3.1	66	15.99	212.11	207.96	30,390	7.0
Résistance : 150 kilogrammes par millimètre carré.									
300	6	27	2.9	54	10.19	160.7	156.228	17,457	9.2
400	6	27	2.9	54	10.19	160.7	160.304	18,476	8.6
500	6	30	2.8	55	10.59	166.32	165.18	19,695	8.4
600	6	27	3.0	55	10.89	171.88	170.13	20,934	8.2
700	6	30	2.9	57	11.32	178.56	175.696	22,324	8.0
800	6	27	3.1	57	11.67	183.54	181.344	23,736	7.7
900	6	30	3.0	59	12.1	190.98	187.56	25,290	7.5
1,000	6	37	2.8	60	12.71	199.58	194.84	27,110	7.4
1,100	6	30	3.1	61	12.96	203.94	201.024	28,656	7.1
1,200	6	37	2.9	62	13.96	214.27	211.008	31,152	6.9
1,300	6	37	5.0	64	14.92	229.17	221.584	33,796	6.8
1,400	6	37	3.1	66	15.99	244.72	233.544	36,786	6.6
Résistance : 180 kilogrammes par millimètre carré.									
300	6	27	2.6	48	8.21	154.87	153.852	16,863	9.2
400	6	22	2.9	51	8.3	157.08	157.280	17,720	8.8
500	6	37	2.3	49	8.8	161.35	161.600	18,800	8.6
600	6	27	2.7	50	8.83	167.02	166.952	19,698	8.5
700	6	19	3.1	52	9.58	171.23	170.824	21,106	8.1
800	6	37	2.4	51	9.60	175.82	174.72	22,080	8.0
900	6	27	2.8	51	9.53	179.65	178.308	22,977	7.8
1,000	6	30	2.7	53	9.81	185.58	183.24	24,210	7.6
1,100	6	37	2.5	53	10.4	190.94	189.76	25,840	7.4
1,200	6	27	2.9	54	10.19	192.78	192.912	26,628	7.2
1,300	6	30	2.8	55	10.59	199.62	199.068	28,167	7.1
1,400	6	27	3.0	55	10.89	206.22	204.984	29,646	7.0

Dans le tableau II, j'ai admis, pour les quantités proposées par M. Körfer : $m = 10$ et $n = 4$, les sécurités totales et dimensions de câbles pour une charge d'extraction de 14,400 kilos, pour des profondeurs de 300 à 1,400 mètres et pour des résistances de 130, 150 et 180 kilos par millimètre carré. Il résulte de ce tableau que, le câble étant judicieusement choisi, le coefficient de sécurité ne descend guère au dessous de 7; les coefficients de sécurité se maintiennent donc dans les limites usuelles.

Mais le calcul de la sécurité suivant cette formule est plus compliqué que suivant la méthode actuelle; de plus, cette nouvelle formule ne tient pas compte de la sécurité lors de la translation du personnel, pour laquelle il faudrait choisir, pour m et pour n , de nouvelles quantités. Il en résulterait que la formule, finalement, serait trop compliquée en pratique.

Comme nous l'avons dit plus haut, Baumann utilise la formule de Körfer, dans laquelle il attribue à m la valeur 6 et à n celle de 5 à 2, pour des profondeurs atteignant plus de 6,000 mètres (1); c'est dire que l'on peut négliger environ la moitié des chiffres donnés qui ne concernent que des profondeurs irréalisables.

A y regarder de plus près, cependant, on constate que, pour une résistance à la rupture de 210 kilos par millimètre carré, par exemple, un câble de 54 millimètres de diamètre ou 1,000 millimètres carrés de section, doit permettre l'extraction d'une charge de 5 tonnes d'une profondeur de 5,500 mètres. D'après Baumann, le poids du câble est $S = 0.01 QH = 0.01 \times 1,000 \times 5,000 = 55$ t., la charge $P = 5$ tonnes, donc la charge totale = 60 tonnes. Dès sa mise en service, le câble perd 33 % de sa résistance, il a donc encore une résistance à la rupture de $140 \times 1,000 = 140$ tonnes. La sécurité encore existante est donc $140 : 60 = 2.3$ fois. La marge de force est, à la vérité, de 80 tonnes, mais, par tonne de charge, elle n'est que de $80 : 60 = 1.3$ tonnes. Je doute fort que quelqu'un accepte la responsabilité d'admettre un tel câble. Quelle sécurité resterait-il pour les efforts dynamiques, par exemple, lors du départ, d'un changement dans la vitesse ou d'un coup de frein?

Au sein des commissions étrangères les opinions suivantes se sont fait jour :

Dans la Commission transvaalienne quelques membres, il est

(1) Voir tableau III de son mémoire.

vrai(1), étaient d'avis que, un long câble présentant une sécurité plus grande qu'un court, il n'était pas nécessaire, toutes conditions égales d'ailleurs, d'exiger dans un câble long un coefficient de sécurité aussi fort que dans un court. D'autres experts se prononcèrent pour un coefficient de sécurité de 10 (pour câbles neufs). Finalement, la Commission adopta la résolution suivante: « Après un examen approfondi de cette importante question, la Commission recommande de s'en tenir au règlement actuel qui stipule, pour toute la durée des câbles, un coefficient de sécurité de 6 au moins. Il ne pourrait être question de réduire ce coefficient de sécurité qu'après de nombreuses et satisfaisantes expériences avec des câbles de sécurité réduite, pour le transport des matériaux. Il n'a pas été présenté à la Commission de travail concernant de telles expériences. »

Au cours d'une des séances de la Commission, on a insisté sur le fait que « les efforts de choc occasionnés par des changements brusques de vitesse et autres causes semblables ne sont, en pratique, dangereux que pour des câbles courts et, pour des profondeurs de plus de 450 mètres, le choc n'est plus augmenté par une variation de vitesse. Malgré cela, la Commission ne peut se résoudre à recommander, pour les grandes profondeurs, l'adoption de coefficients de sécurité réduits par ce que d'autres efforts demandés au câble entrent en ligne de compte dont il n'a pas été possible de déterminer l'importance d'une façon exacte; il n'est pas davantage prouvé que les efforts en question sont indépendants de la profondeur ».

La Commission anglaise des câbles distingue entre « facteur de sûreté » (*factor of safety*) et « marge de sûreté » (*margin of safety*). Elle entend par marge la différence entre le poids de rupture et le poids à extraire; c'est ce mot que Mellin (2) traduit par « zone de sûreté » (*Sicherheitszone*) et que Baumann et Herbst appellent « surplus de sûreté » (*Kraftüberschuss*).

Le rapport de la Commission dit (3) que, généralement, dans les

(1) Voir *Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen*, 1907, p. 630 et suivantes.

(2) Voir *Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen*, 1910, p. 151.

(3) Voir « Report of a Committee appointed by the Royal Commission to inquire into the causes of and means of preventing accidents from falls of ground, underground haulage and in shafts », p. 21. — Extraits dans le *Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen*, 1910, p. 151.

mines anglaises, le coefficient de sécurité adopté pour les câbles d'extraction est amplement suffisant; les câbles présentant un fort coefficient de sécurité (de 10) ne sont pas rares. Il est cependant difficile, pour les puits profonds, de maintenir le coefficient de sécurité le plus réduit. D'autre part, il n'existe peut-être, dans l'exploitation des mines, aucun appareil qui soit soumis à des efforts d'intensité aussi variables, à des variations aussi rapides de température et de charge, que les câbles d'extraction; il s'en suit que le surplus de sécurité (la marge) doit être très important et, en fait, on le calcule largement. La Commission est d'avis qu'il vaudrait mieux déterminer, au lieu du coefficient de sécurité, un surplus de sécurité. C'est ainsi, par exemple, que pour un puits profond, avec une charge de 20 tonnes et un coefficient de sécurité de 10 pour le câble, donc avec une charge de rupture de 200 tonnes, le surplus de sécurité serait de 180 tonnes, alors que pour un puits de moindre profondeur, pour une charge de 1 tonne et une résistance à la rupture de 20 tonnes, donc avec un coefficient de sécurité de 20, le surplus de sécurité ne serait que de 10 tonnes.

Si la Commission anglaise désire voir déterminer un surplus de sécurité, ce n'est pas dans le but de réduire la sécurité pour les puits profonds mais pour augmenter la sécurité dans les exploitations à profondeur moyenne.

En Autriche, où l'on se contentait également, autrefois, d'un coefficient de sécurité de 6, on exige un coefficient de 7.

Au sujet de cette question, Divis s'exprime (1) comme suit :

« Il est difficile d'arriver à un calcul exact des fils par suite de la combinaison des efforts leur demandés, et c'est là un de ces cas, comme on en rencontre beaucoup lorsque l'on étudie nombre d'éléments de machines, où il y a bien, pour se baser, une résistance composée, mais où, dans la pratique, on ne calcule que l'effort total réellement demandé. Les efforts négligés par cette méthode sont compensés en prenant pour base du calcul ou, suivant le cas, de la détermination des dimensions, une sécurité proportionnellement plus considérable. D'une façon analogue, il convient également de réaliser le calcul d'un câble en ne se fondant que sur la charge extérieure à enlever mais en prenant pour base une sécurité supérieure.

(1) Voir *Z. d. Zentral-Verbandes d. Bergbau-Betriebsleiter Oesterreichs* 1910, p. 345.

» Il faut à plus forte raison agir ainsi lorsque l'on tient compte
 » des autres efforts imposés aux câbles (torsion, flexion), au moins
 » dans une certaine mesure, c'est-à-dire lorsque l'on prévoit ou,
 » suivant le cas, que l'on prescrit, en vue de ces deux efforts, une
 » certaine force de résistance, donc une certaine aptitude à la tor-
 » sion et à la flexion. Au surplus, il est tout à fait compréhensible
 » que, malgré les continuel et importants progrès qui s'accom-
 » plissent dans la fabrication des fils, les exigences des autorités
 » minières ne fassent qu'augmenter; à ce sujet d'ailleurs, pour
 » éviter tout malentendu, je considère comme définitives les pres-
 » criptions actuelles de l'Administration allemande au point de vue
 » de la sécurité (donc le câble doit présenter continuellement un
 » coefficient de sécurité de 7). »

Il n'est certainement pas exagéré d'exiger, pour la remonte des produits, l'existence dans le câble d'un coefficient de sécurité de 7 (en fait, le nouveau règlement de Vienne en exige un de 8), car il ne faut pas perdre de vue que la question des câbles doit être traitée d'une toute autre façon que, par exemple, celle de divers éléments de machines qui restent durant des dizaines d'années presque sans altération et sans usure; en effet, les câbles s'usent rapidement et sont de plus soumis à diverses influences, telles que la rouille et les chocs qui exercent une action intensive sur eux au point de vue de la diminution de leur qualité.

Partout, la tendance, au point de vue des exigences concernant les câbles, est plutôt à l'augmentation de la sécurité qu'à sa réduction, et cela, à mon avis, parce que la sécurité a été calculée en se basant seulement sur l'effort de traction, alors qu'on a négligé de tenir compte d'autres facteurs: compression, flexion, détorsion, etc., qui, d'ailleurs, actuellement, ne peuvent en grande partie être déterminés. Je suis d'avis qu'il ne faut pas, à moins d'absolue nécessité, diminuer le coefficient de sécurité.

Or, cette pressante nécessité n'existe pas encore; et je vais le prouver:

Pour jeter une première lueur sur la question, il faut d'abord déterminer les charges susceptibles d'être transportées dans des conditions données de sécurité, de profondeur et de poids du câble.

On obtient le poids du câble en kilos en se servant de la formule:

$G = \frac{F \cdot l \cdot \gamma}{1,000}$ dans laquelle F signifie la section du câble en millimètres carrés, l la longueur du câble en mètres et γ le poids spécifique.

La charge de rupture du câble est $P. = F \cdot k_z$. En combinant les deux équations, on obtient la longueur du câble dont le poids équivaut à la charge de rupture; c'est ce que l'on a appelé la longueur de rupture.

$$\frac{F \cdot l \cdot \gamma}{1,000} = F \cdot k_z$$

$$\text{d'où } l = \frac{k_z \cdot 1,000}{\gamma}$$

Dans cette équation pour la longueur de rupture, F est éliminé. La longueur de rupture est donc complètement indépendante de la section. Comme on peut poser en fait que les poids spécifiques des divers câbles d'extraction sont approximativement équivalents, la longueur de rupture est uniquement proportionnelle à la force de résistance à la rupture. Donc, lorsque l'on veut atteindre de grandes profondeurs, il est raisonnable d'augmenter la force de résistance à la rupture.

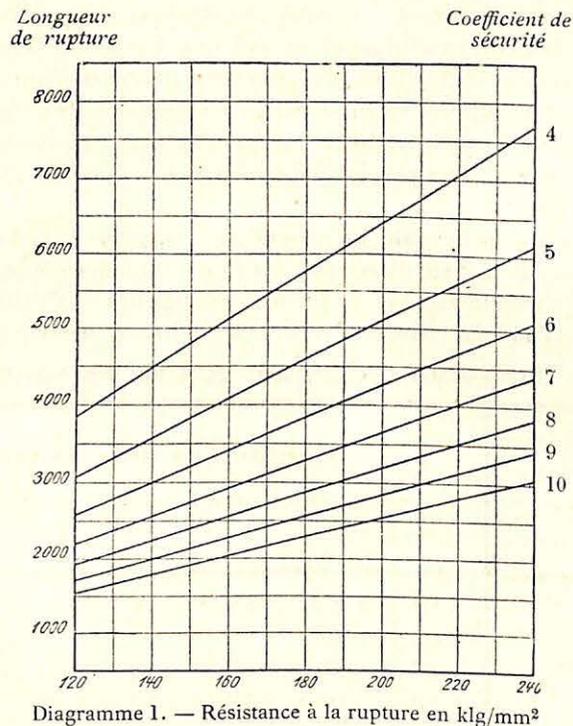
Si, dans cette formule, on assigne à k_z la valeur de l'effort permis, donc celle de la force de résistance à la rupture, divisée par la sécurité, la formule indique à quelles profondeurs l'exploitation doit cesser si l'on veut conserver certaines solidités et sécurités.

TABLEAU III. — Longueur utilisable des câbles.

Force de résistance à la rupture en kilog. par millimètre carré	Coefficient de sécurité						
	4	5	6	7	8	9	10
120	3,846	3,077	2,564	2,198	1,923	1,709	1,538
130	4,167	3,333	2,778	2,381	2,083	1,852	1,667
140	4,487	3,590	2,991	2,564	2,244	1,994	1,795
150	4,808	3,846	3,205	2,747	2,404	2,137	1,923
160	5,128	4,103	3,419	2,930	2,564	2,279	2,051
170	5,449	4,359	3,632	3,114	2,724	2,422	2,179
180	5,569	4,615	3,486	3,297	2,885	2,564	2,307
190	6,090	4,872	4,060	3,480	3,045	2,707	2,436
200	6,410	5,128	4,274	3,663	3,205	2,849	2,564
210	6,731	5,385	4,487	3,846	3,365	2,990	2,692
220	7,051	5,641	4,701	4,029	3,526	3,134	2,821
230	7,372	5,897	4,915	4,212	3,686	3,276	2,949
240	7,692	6,154	5,128	4,396	3,846	3,419	3,077

Le tableau III donne les chiffres dont la figure 1 est un diagramme ; nous avons admis pour γ la valeur de 7.8.

Pour les profondeurs données au tableau, toute possibilité d'extraction cesse avec les matériaux dont la résistance est indiquée dans la première colonne et le coefficient de sécurité signalé en tête de chaque colonne. Si la profondeur est inférieure à la longueur de câble correspondante mentionnée au tableau III, le câble peut encore supporter une charge d'un poids égal à celui du surplus de sa lon-



gueur. Par exemple, pour un coefficient de sécurité de 10, avec un câble d'une force de résistance à la rupture de 120 kilos par millimètre carré, dont la longueur, si on se fonde sur les données du tableau III, peut atteindre 1,538 mètres, on peut encore, quand la profondeur est de 1,000 mètres, suspendre au câble une charge dont le poids sera équivalent à $1,538 - 1,000 = 538$ mètres de câble ; pour une section de 1 millimètre carré, ce poids est donc de

$$\frac{538 \times 7.8}{1,000} = 4.27 \text{ kilos, donc, pour un câble d'une section}$$

de 500 mm² de section, on peut encore enlever une charge de $500 \times 4.27 = 2,135$ kilos. Si l'on double la section, la charge est également doublée ; un câble de 1,000 mm² de section est donc capable de transporter une charge de 4,270 kilos. Si, au lieu de doubler la section du câble on en double la force de résistance à la rupture, le poids transportable par un câble de 500 mm² de section et du même coefficient de sécurité (10), devient :

$$\frac{500 \times (3,077 - 1,000) \times 7.8}{1,000} = 2,077 \times 3.9 = 8,100 \text{ kilos à}$$

comparer avec les 2,135 kilos obtenus ci-dessus. Cet exemple montre donc qu'une augmentation de la force de résistance à la rupture est autrement avantageuse au point de vue rendement et économie que l'augmentation de la section.

On peut, de la façon indiquée, calculer la section de câble nécessaire pour n'importe quelle profondeur et n'importe quelle charge, avec une résistance à la rupture et un coefficient de sécurité donnés.

Pour les profondeurs de 600 et 1,500 mètres, ces sections, pour les coefficients de sécurité de 6, 8 et 10 et des charges de 10,000 et 14,400 kilos ont été calculées par moi, et ce, pour des forces de résistance à la rupture de 120-240 kilos par millimètre carré, de 10 en 10 kilos par millimètre carré. Les valeurs trouvées sont, représentées graphiquement pour une charge de 10,000 kilos dans le diagramme 2 et, pour une charge de 14,400 kilos dans le diagramme 3, dans lesquels toutes les ordonnées représentent les sections et toutes les abscisses les profondeurs. Afin de ne pas rendre difficile la lecture de ces diagrammes, nous n'avons noté que les valeurs pour les résistances à la rupture allant de 20 en 20 kilos.

Les points de même sécurité et de même résistance à la rupture ont été réunis par des lignes.

Il s'en suit que les câbles actuellement en usage, composés de 6 torons de chacun 36 fils, suffisent, étant donnée une charge de 14,400 kilos, pour une profondeur de 1,500 mètres. Pour un coefficient de sécurité de 8 et une force de résistance à la rupture de 170 kilos par millimètre carré, il faut un câble d'une section de 1,500 millimètres carrés en chiffres ronds ; pour un coefficient de sécurité de 8 et une force de résistance à la rupture de 180 kilos par millimètre carré, il ne faut plus qu'une section de 1,330 millimètres

carrés, c'est-à-dire qu'un câble composé de 6 torons chacun de 36 fils de 2^{mm}8 de diamètre, est amplement suffisant. Il n'y a donc, jusqu'à présent, aucune bonne raison de réduire le coefficient de sécurité.

Section en mm² Résistance à la rupture (sécurité) en kg./mm²

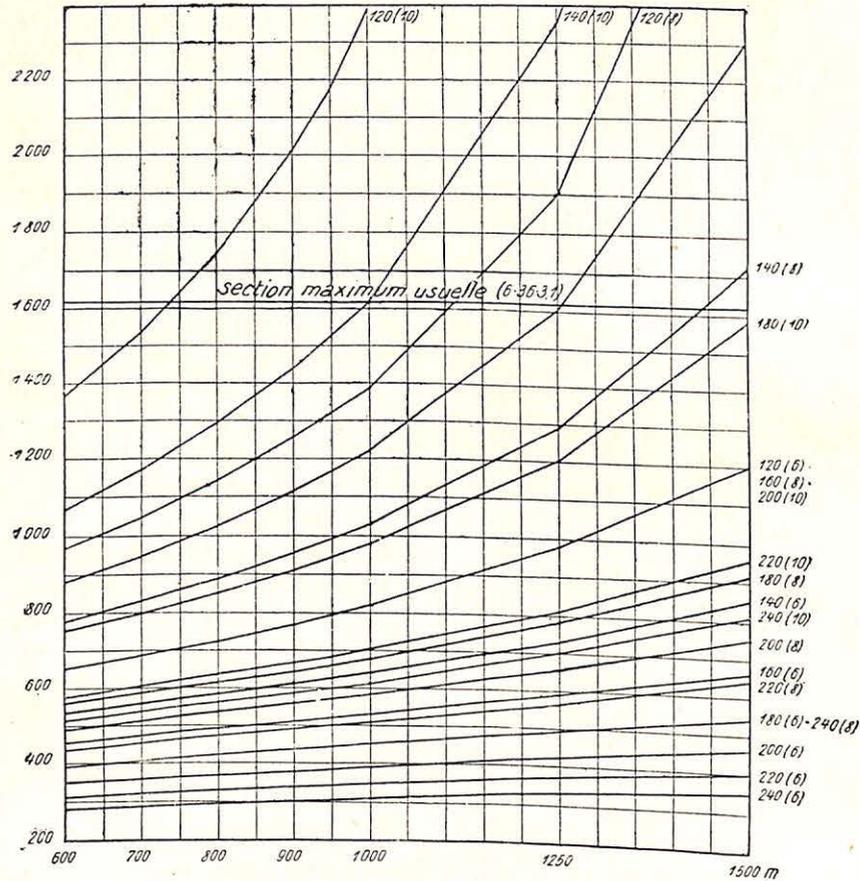


Diagramme 2.

Dans l'exemple ci-dessus, nous nous sommes fondés sur un coefficient de sécurité de 8. On peut se demander si ce coefficient de sécurité n'est pas supérieur à celui de 6, le plus réduit que l'on exigerait

lors de la mise en service du câble. Herbst et Baumann prétendent, en effet, que les câbles doivent présenter, lors de leur mise en service, une sécurité supérieure de 50 % à la sécurité la plus réduite lors de la fabrication. Ils partent de cette idée que le service que fait

Section en mm² Résistance à la rupture (sécurité) en kg./mm²

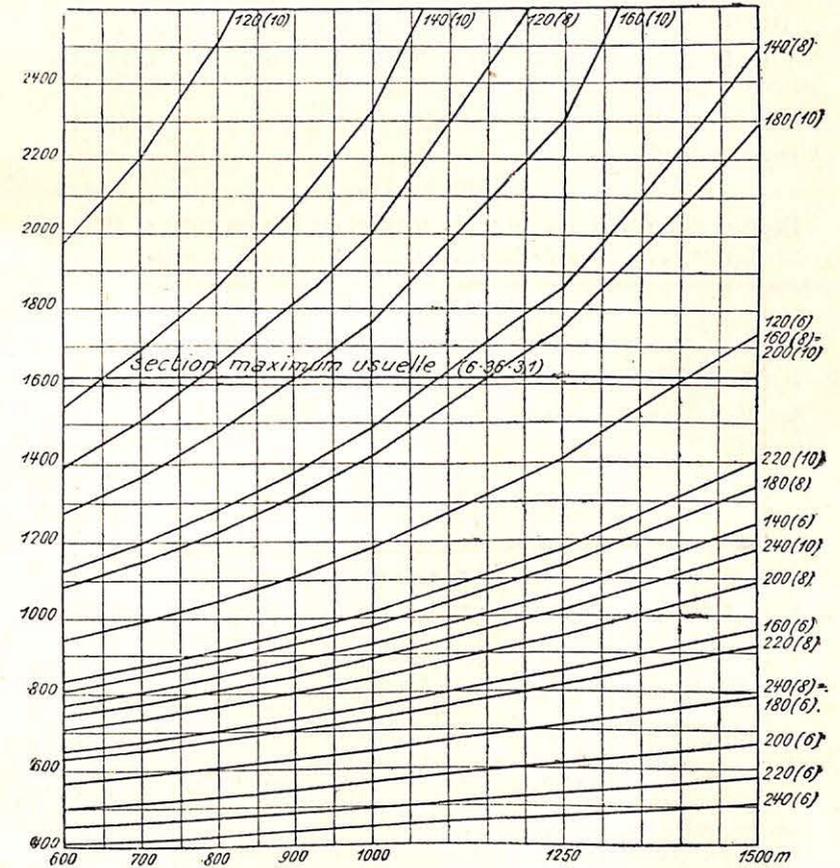


Diagramme 3.

le câble fait tomber d'autant sa sécurité. C'est une erreur : on peut se convaincre, en consultant le tableau IV, que la sécurité du câble ne diminue, du fait du service auquel celui-ci est soumis, que dans

une faible mesure. Il est rare qu'un câble soit mis au rebut parce qu'il ne possède plus la force portante ou la sécurité nécessaires; le plus souvent, ces câbles possèdent encore une sécurité supérieure à la sécurité minimum admise.

On voit donc que ce n'est pas la traction imposée au câble qui joue le rôle principal, mais bien les divers efforts tels que la flexion, la torsion, le frottement, etc. Ce sont ces efforts qui finissent par avoir raison de la résistance, de la sécurité du câble avant que la force de traction de celui-ci n'ait atteint le coefficient minimum de 6.

D'après les règlements français (1), un câble doit être mis au rebut dès qu'il a perdu 30 % de sa sécurité; dans les mines allemandes un tel déchet ne se produit pas, ou au moins très rarement, mais si ce déchet n'atteint pas 30 %, un surplus de force de 50 % est indubitablement superflu.

TABLEAU IV.

Examen des câbles mis au rebut pendant les années 1910 et 1911
(Câbles de plus de 950 millimètres carrés de section)

Nombre	Section en millimètre carré	Sécurité		Diminution %	Force de résistance moyenne à la rupture kilog. par m ² /m ²	Profondeur moyenne mètres	Durée moyenne de service jours
		à la mise en service	au rebut				
1910							
8	950—1,000	8.90	8.1	9.0	160	501	487
18	1,000—1,100	8.40	8.2	2.4	154	510	437
16	1,100—1,200	8.25	7.85	4.9	162	541	469
2	1,200—1,300	8.35	7.25	13.0	158	551	492
3	≤ 1,300	8.00	7.4	7.5	162	568	385
1911							
44	950—1,000	8.50	8.2	2.5	159	461	510
39	1,000—1,100	8.20	7.8	4.9	159	530	468
21	1,100—1,200	8.70	7.3	16.1	157	546	530
4	1,200—1,300	8.30	7.5	9.6	156	564	596
7	≤ 1,300	8.20	7.6	7.3	166	704	485

(1) Voir rapport de la Commission des câbles envoyée en Belgique et dans le Nord de la France, p. 334.

Dans le tableau IV nous avons fait une liste de tous les câbles de section de plus 950 millimètres carrés mis au rebut pendant les années 1910 et 1911. Nous nous sommes servis, pour la dresser, de la statistique des câbles. Ces chiffres constituent une confirmation de ce que nous disions plus haut : que dans la plupart des cas, la diminution de sécurité est très peu importante et qu'on atteint à peine, comme limite, le coefficient de sécurité de 6. Rien n'empêche donc de mettre en service des câbles présentant une sécurité de 7.

Je suis donc d'accord avec Herbst et Baumann pour déclarer que, pour les grandes profondeurs, il est possible et suffisant de se contenter d'un coefficient de sécurité de 7, mais je ne suis plus de leur avis quand ils prétendent que, par là, le coefficient de 6 prescrit jusqu'à présent est et peut être diminué. Il me paraît donc dangereux et, au point de vue économique, désavantageux, d'admettre un coefficient de sécurité inférieur à 7 lors de la mise en service du câble.

Dans cet ordre d'idées, se pose une autre question : Est-il nécessaire d'exiger, lors de la mise au rebut du câble, l'existence d'une sécurité minimum, ou bien ne suffit-il pas d'exiger l'existence de cette sécurité lors de la mise en service, tout en prescrivant qu'il faudra rebuter le câble lorsque celui-ci sera défectueux, c'est-à-dire lorsque, après un examen consciencieux, il aura été reconnu que le câble n'est plus en état de servir? Je pose cette question aux divers intéressés. Dans le district minier de Dortmund, 25 à 33 % des câbles en usage sont des câbles Koepe; on en exige une sécurité initiale de 7, pour la remonte des produits et de 9.5 pour le transport des hommes. Ces câbles ne sont pas éprouvés pendant la durée de leur service et, jusqu'à présent, on n'a pas constaté que ces câbles présentaient une sécurité inférieure à celle des câbles à tambour. A mon avis, on pourrait, sans hésiter, étendre cette conclusion aux câbles à tambours et ainsi exprimer un principe s'appliquant également à tous les câbles. Ce serait un service à rendre à l'industrie minière que de supprimer l'obligation de cette épreuve qui pèse sur elle, et parfois lourdement, depuis un quart de siècle et qui, d'ailleurs, dans l'état actuel de nos connaissances des câbles, a peu de valeur. C'est avec raison que les Anglais (1) ont appliqué à cette prescription le qualificatif de « trompeuse », parce que, somme toute, l'extrémité

(1) Voir rapport de la Commission des câbles envoyée en Angleterre, p. 267.

inférieure du câble, qui est toujours la partie essayée, est bien rarement la plus mauvaise. En fait, il est excessivement rare que des câbles soient mis au rebut comme suite de cette épreuve trimestrielle; en effet, prenons, par exemple, l'année 1911; nous voyons qu'on n'a rebuté, à la suite de l'inspection que 3.7 % de la totalité des câbles à tambour. Il y a donc eu 96.3 % des rebuts causés par l'existence de défauts extérieurement visibles. Evidemment, il faudra toujours renouveler autant que possible la partie du câble par où celui-ci est attaché au tambour; tous les trimestres, on les raccourcira ainsi de 6 mètres environ, tout au moins pour ce qui concerne les câbles en service depuis au moins un an. Il faudrait aussi prescrire que les câbles mis au rebut et qui ne sont pas utilisés ailleurs, soient essayés aux endroits où l'usure s'est plus particulièrement manifestée ou où se font sentir la majorité des efforts; c'est d'ailleurs ce qui se pratique actuellement avec les câbles Koepe; le but de cette épreuve est de faire acquérir aux employés responsables une expérience du degré d'usure que doit montrer le câble pour être rebuté.

Finalement, il est certain que l'augmentation de la force de résistance des câbles, même s'il se produit une amélioration de la qualité de la matière première employée dans leur fabrication, a cependant une limite; or, une réduction de la sécurité se traduisant par un désavantage économique et un danger, on devra, peut-être déjà pour des profondeurs de 1,500 mètres, trouver d'autres voies et moyens d'exploitation. A mon avis, il convient déjà peut-être à une profondeur de 1,200 mètres de diviser l'extraction, ce qui, malgré les transbordements mécaniques nécessaires peut se faire sans grande perte de temps.

Il est vrai que les frais d'installation seraient augmentés mais la sécurité de l'extraction en serait accrue et les avantages économiques pourraient ainsi se contrebalancer.

INSTALLATIONS ÉLECTRIQUES

DES

Mines, Minières, Carrières et Usines métallurgiques et leurs dépendances

Situation au 30 juin 1913

I. — Province de Liège.

Les Centrales électriques et autres stations de production de l'énergie électrique annexées aux charbonnages et à leurs dépendances, telles que fabriques de coke et d'agglomérés, sont au nombre de 54; elles disposent de 116 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 29,959 KW (1), se répartissant en 60 dynamos à courant continu, d'une puissance de 3,075 KW, et 56 alternateurs à courant triphasé, d'une puissance de 26,884 KW.

Les alternateurs produisent du courant sous des tensions efficaces de 220, 225, 500, 525, 550, 1,050, 2,100, 3,000 et 3,150 volts.

Les stations superficielles de transformation, empruntant le courant primaire aux Centrales dépendant des établissements miniers et du dehors, sont au nombre de 52, comprenant 85 transformateurs statiques, de 8,944 KVA, 46 transformateurs rotatifs fournissant du courant continu, de 4,443 KVA; ensemble 131 transformateurs, de 13,387 KVA.

Parmi les transformateurs statiques, 2, de 430 KVA, sont alimentés par une Centrale étrangère aux mines de houille et aux industries connexes et 83, de 8,514 KVA, par des stations génératrices dépendant de celles-ci.

La tension du circuit primaire des transformateurs alimentés par la même Centrale étrangère varie de 6,200 à 6,300 volts.

Les circuits secondaires des transformateurs statiques et rotatifs servent à l'alimentation de moteurs souterrains et superficiels et à l'éclairage tant au fond qu'à la surface.

(1) Abréviations: KW = kilowatt; KVA = kilovolt-ampère.

Les moteurs établis dans les dépendances superficielles des charbonnages et dans les fabriques de coke et d'agglomérés sont au nombre de 680, d'une puissance totale de 16,729 KW; ils se répartissent en 184 moteurs à courant continu, d'une puissance totale de 5,338 KW, et 426 moteurs à courant triphasé, d'une puissance totale de 11,391 KW, en y comprenant un double moteur à collecteur à courant alternatif monophasé, de 154 KW, branché sur une distribution triphasée par le dispositif de Scott.

Ces renseignements établissent la préférence donnée aux moteurs triphasés; ceux à courant continu concernent en général des installations anciennes.

Pour les moteurs triphasés, la tension de régime la plus élevée est seulement de 3,000 volts; puis on note des tensions de 2,000, 1,000 et 500 volts ou plus ou moins voisines et en dessous jusque 190 volts.

Les moteurs établis à l'intérieur des travaux des charbonnages sont au nombre de 137, d'une puissance totale de 11,398 KW. On n'utilise qu'un seul moteur à courant continu, d'une puissance de 25 KW, et 136 moteurs à courant triphasé, d'une puissance totale de 11,373 KW.

On peut utilement classer les moteurs à courant triphasé comme ci-après, d'après la tension de régime :

43 moteurs, d'une puissance totale de 7,298 KW, sous la tension de 3,000 volts;

6 moteurs, d'une puissance totale de 757 KW, sous la tension de 2,000 volts;

15 moteurs, d'une puissance totale de 1,397 KW, à la tension de 1,000 volts;

32 moteurs, d'une puissance totale de 1,412 KW, sous des tensions de 500 à 550 volts;

Les autres fonctionnent sous des tensions de régime inférieures à 500 volts; ils sont au nombre de 40, pour une puissance totale de 509 KW.

Le service de l'exhaure occupe 108 moteurs, d'une puissance totale de 11,033 KW.

L'extraction en grâles ou par sous-bures utilise 13 moteurs, d'une puissance totale de 225 KW.

Les ventilateurs électriques souterrains sont au nombre de 8 et présentent une puissance de 27 KW.

Les compresseurs sont au nombre de 3 et affectent une puissance de 66 KW.

L'exploitation proprement dite utilise 5 moteurs électriques, dont 4, d'une puissance totale de 36 KW, pour actionner des haveuses, et 1, de 11 KW, pour le boutage du charbon dans les tailles.

Les lampes à incandescence installées à l'intérieur des travaux houillers sont au nombre de 630, pour l'éclairage des chambres de machines, des accrochages et des voies de transport. Le voltage adopté est généralement de 110 volts et moins, rarement 120 - 130 volts, quelquefois de 220 volts et exceptionnellement de 500 volts et, dans ce dernier cas, en courant continu exclusivement. Les lampes à la tension de plus de 110 volts sont généralement antérieures à la promulgation des règles en vigueur depuis le 1^{er} janvier 1909, qui en interdisent formellement l'emploi à cause du danger qu'elles présentent au point de vue des chocs qui peuvent être mortels.

Dans les travaux souterrains, on dispose de 74 transformateurs statiques, d'une puissance totale de 768 KW; ils sont en général destinés à produire du courant alternatif à 110 volts pour l'éclairage.

Les mines métalliques et minières de la province, actuellement sans importance, ne possèdent qu'une seule station centrale ne comprenant qu'un groupe électrogène, à courant continu, d'une puissance de 200 KW, sous la tension de 500 volts.

On utilise à la surface un moteur de 15 KW et au fond 11 moteurs, d'une puissance totale de 290 KW, pour l'épuisement, l'extraction et la production de l'air comprimé.

Au fond, il existe 52 lampes à demeure fonctionnant sur des réseaux à 500 volts en courant continu.

Les Centrales et autres stations de production de l'énergie électrique annexées aux carrières et à leurs dépendances sont au nombre de 13.

Les génératrices à courant continu y installées sont au nombre de 13, d'une puissance totale de 871 KW.

Des installations de transformation alimentées, sauf une, par les Centrales des carrières, sont au nombre de 10; elles comportent 8 transformateurs statiques, d'une puissance de 355 KVA, et 2 transformateurs rotatifs, développant ensemble 74 KVA; ensemble 429 KVA.

Les transformateurs statiques se répartissent comme ci-après au point de vue de la tension du circuit primaire : 6, de 300 KVA, à la tension de 15,000 volts; 1, de 15 KVA, à la tension de 6,300 volts, et 1, de 40 KVA, à la tension de 2,200 volts.

Les moteurs employés dans les installations de surface des carrières

sont au nombre de 163, d'une puissance totale de 2,382 KW, se répartissant comme suit : 126 moteurs à courant continu, d'une puissance totale de 1,890 KW, et 37 moteurs à courant alternatif triphasé, de 492 KW de puissance. Ces derniers sont alimentés par des courants dont la tension ne dépasse pas 250 volts.

Dans les travaux souterrains des carrières on n'utilise que 2 moteurs à courant continu, d'une puissance totale de 8 KW sous la tension de 220 volts; on n'y compte que 2 lampes à incandescence de même voltage.

Nous passons maintenant aux industries métallurgiques. Les applications y sont également considérables, notamment dans la sidérurgie. Le nombre de stations génératrices dépendant de ces usines est de 22, comprenant 75 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 35,030 KW, se répartissant en 54 dynamos à courant continu, d'une puissance de 21,230 KW, et 21 alternateurs d'une puissance de 13,800 KW.

Il est intéressant de répartir ces alternateurs d'après les tensions de régime des courants produits :

3 de 6,000 KW, fonctionnant à la tension de 6,300 volts; 6 de 1,790 KW, à des tensions variant de 3,000 à 3,150 volts; 4 de 3,900 KW, à la tension de 2,200 volts, et 8 de 2,110 KW, sous la tension de 500 volts.

Les stations de transformation sont au nombre de 20 et comportent 73 transformateurs, d'une puissance de 19,172 KVA, dont 37 rotatifs, de 6,571 KVA, et 36 alternatifs triphasés, de 12,061 KVA.

En ce qui concerne les transformateurs alimentés par du courant alternatif, on relève des tensions de 500 volts et moins, de 2,200, 3,000, 6,300, 10,000 et même 15,000 volts.

Il est intéressant de signaler qu'un moteur générateur, d'une puissance de 450 KW, transforme du courant continu à 500 volts en courant triphasé à 50 ou 60 volts pour l'alimentation d'un four électrique. Un autre four consomme du courant alternatif monophasé à 110 volts fourni par un transformateur rotatif de 1,000 KVA, dont le circuit primaire est parcouru par un courant triphasé de 6,300 volts.

Le nombre de moteurs électriques utilisés dans les usines métallurgiques est de 2,392, d'une puissance totale de 59,991 KW, se répartissant en 1,927 moteurs à courant continu, d'une puissance de 48,581 KW, et 465 moteurs, d'une puissance de 11,410 KW, à courant triphasé.

Le courant continu est consommé à la tension de 110, 220 et 250 volts et le courant alternatif, à des tensions très variables ne dépassant pas 3,000 volts.

Les installations électriques des mines, minières, carrières souterraines et à ciel ouvert et des usines métallurgiques, ainsi que leurs dépendances diverses, surveillées par l'Administration des Mines, sont résumées ci-après :

I. — 90 stations génératrices comprenant 205 groupes électrogènes d'une puissance totale de 66,060 KW, se répartissant en 128 génératrices à courant continu de 25,376 KW, et 77 alternateurs de 40,684 KW.

II. — Les stations superficielles de transformation, au nombre de 82, possèdent 129 transformateurs statiques, d'une puissance totale de 21,900 KVA, et 85 transformateurs rotatifs, d'une puissance de 11,088 KVA; ensemble 214 transformateurs, d'une puissance de 32,988 KVA.

III. — Les divers moteurs établis, tant dans les travaux souterrains des exploitations minérales qu'à la surface, les fabriques de coke et de briquettes et les usines métallurgiques, sont au nombre de 3,386, d'une puissance totale de 90,813 KW, dont 2,252 à courant continu et 1,134 à courant triphasé.

Les premiers développent une puissance totale de 56,147 KW et les seconds, une puissance de 34,666 KW.

A ces renseignements, il est intéressant d'ajouter qu'à la date du 31 décembre 1912, 14 moteurs à explosion, d'une puissance de 10,170 KW, alimentés par les gaz des fours à coke et des hauts-fourneaux, actionnent des génératrices d'électricité comprises dans les relevés qui précèdent.

Quant aux machines à vapeur actionnant de semblables génératrices, elles étaient, à la même date, au nombre de 276 et étaient capables de développer une puissance de 71,820 chevaux, soit 52,850 KW.

La puissance totale des moteurs à vapeur et à explosion destinés à la production de l'électricité dans les établissements industriels de la province de Liège ressort conséquemment à 63,020 KW.

II. — Province de Namur.

Dans les Centrales, au nombre de 7, annexées aux charbonnages et leurs dépendances, y compris les fabriques d'agglomérés, on dispose de 15 groupes électrogènes, d'une puissance nominale de 4,216 KW, dont 8 à courant continu, d'une puissance totale de 116 KW, et 7 à courant alternatif triphasé d'une puissance totale de 4,050 KW.

Les alternateurs produisent du courant à 220, 500, 3,000 et 4,200 volts. La tension de 500 volts et moins ne concerne que 3 alternateurs, de 385 KW de puissance, de sorte que les tensions de 3,000 et de 4,200 volts se rencontrent dans 4 alternateurs, d'une puissance totale de 3,665 KW.

Les stations superficielles de transformation empruntant le courant aux Centrales des charbonnages et aux Centrales étrangères sont au nombre de 10, comprenant 18 transformateurs statiques, d'une puissance totale de 1,898 KVA, et 2 transformateurs rotatifs de 115 KVA.

Parmi les transformateurs statiques, 7, d'une puissance de 115 KVA, sont alimentés par des Centrales étrangères à la mine et 11 par des Centrales des charbonnages mêmes; la puissance totale de ces dernières s'élève à 1,383 KVA. La tension du circuit primaire des postes de transformation du courant provenant des Centrales étrangères aux mines varie de 2,850 à 3,000 volts.

Les transformateurs statiques ramènent le courant primaire à des tensions d'utilisation de 110, 115, 120, 190, 220, 230, 500 et 550 volts. Les circuits secondaires alimentent des moteurs et des appareils d'éclairage superficiels et souterrains.

Le courant continu fourni par l'un des transformateurs rotatifs sert à l'excitation d'alternateurs et celui de l'autre, à la mise en marche des moteurs et des appareils d'éclairage de la surface.

Les moteurs établis dans les dépendances superficielles des charbonnages et dans les fabriques d'agglomérés sont au nombre de 91, d'une puissance totale de 1,894 KW. La plupart sont des moteurs à courant triphasé. Les moteurs à courant continu, au nombre de 17, ne sont estimés que pour une puissance totale de 46 KW. On peut donc dire que les premiers interviennent presque exclusivement dans l'utilisation de l'énergie électrique; ils sont, en effet, au nombre de 74, d'une puissance totale de 1,848 KW.

Parmi ces derniers, il y en a 61, d'une puissance de 903 KW,

utilisant du courant sous une tension ne dépassant pas 500 volts, et 13 d'une puissance de 1,045 KW, dont le courant d'alimentation est de 2,850, 3,000 ou 4,000 volts.

Les moteurs fonctionnant à l'intérieur des travaux des charbonnages sont au nombre de 39, d'une puissance totale de 3,125 KW. Ils se subdivisent en 7 moteurs à courant continu, d'une puissance totale de 50 KW, et 32 moteurs à courant alternatif, d'une puissance totale de 3,075 KW; 15 de ces derniers, d'une puissance totale de 2,496 KW, utilisent des courants d'une tension de 2,850, 3000 et 4,000 volts.

C'est le service de l'exhaure qui absorbe la plus grande quantité d'énergie; il comporte 21 moteurs, d'une puissance totale de 2,389 KW. L'extraction par grâles ou par sous-bures en comprend 12, d'une puissance totale de 374 KW; les compresseurs d'air, 5 moteurs, d'une puissance totale de 360 KW, et l'aérage un moteur de 2 KW.

17 transformateurs statiques sont établis dans le fond; ils présentent une puissance totale de 674 KVA; une dynamo génératrice de 7 KW produit, en plus, du courant continu utilisé dans les moteurs susmentionnés.

Les moteurs d'extraction fonctionnent sous des tensions de courant ne dépassant pas 500 volts; la tension la plus communément admise dans les lampes est de 110 à 120 volts; on descend à 90 et même à 50 volts; dans d'autres cas, on atteint 200, 220 et 240 volts. Ces lampes, toutes à incandescence, sont au nombre de 240; elles sont utilisées pour l'éclairage des accrochages, des chambres des machines et des voies de roulage.

En ce qui concerne les installations desservant les carrières, tant souterraines qu'à ciel ouvert, on compte 11 stations génératrices comprenant 14 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 813 KW, se répartissant comme suit: 12 dynamos à courant continu, à des tensions variant de 110 à 500 volts et d'une puissance totale de 608 KW, et deux alternateurs à courant triphasé à des tensions de 230 et 525 volts, d'une puissance de 205 KW.

Les stations de transformation sont au nombre de 5 et comprennent 6 transformateurs statiques d'une puissance de 540 KVA; l'un d'entre eux a pour but d'élever la tension de 230 à 3,500 volts pour le transport à distance de l'énergie, et les autres, de l'abaisser des tensions de 3,000, 3,500 et 4,500 volts à celles de 110, 230 et 500 volts pour l'utilisation dans les appareils d'éclairage et les moteurs.

Les moteurs établis dans les dépendances superficielles des carrières

souterraines et dans les carrières à ciel ouvert sont au nombre de 72, d'une puissance totale de 995 KW. Ils se répartissent comme ci-après : 48 à courant continu, développant ensemble 798 KW, et 24 à courant triphasé, d'une puissance totale de 197 KW. Dans l'industrie des carrières, ce sont les moteurs à courant continu qui ont la plus grande vogue.

L'exploitation des marbres par carrières souterraines utilise seule des moteurs électriques à l'intérieur des travaux. Le nombre de moteurs à courant continu que l'on y rencontre est de 7, d'une puissance de 55 KW, et 2 à courant triphasé, de 32 KW; ces derniers utilisent du courant à 550 volts. Les moteurs à courant continu fonctionnent à des tensions variant de 110 à 230 volts.

74 lampes à incandescence servent à l'éclairage des travaux souterrains; elles fonctionnent sous les tensions de régime de 110 et de 230 volts.

Les usines métallurgiques de la province de Namur possèdent 4 Centrales électriques comprenant 8 génératrices, d'une puissance totale de 764 KW. Les dynamos à courant continu sont au nombre de 7 et développent une puissance de 504 KW et le seul alternateur utilisé a une puissance de 260 KW, sous la tension de 550 volts.

Dans les mêmes usines, il existe deux stations de transformation alimentées par les Centrales qui en dépendent; ces stations transforment, à l'aide de deux moteurs générateurs, le courant triphasé en courant continu respectivement à 110 et 80 volts; la puissance totale du courant primaire est de 67 KVA.

Le nombre de moteurs électriques utilisés dans les usines est de 36, d'une puissance totale de 752 KW, se répartissant en 33 moteurs à courant continu, d'une puissance de 488 KW, et 4, d'une puissance de 264 KW, utilisant du courant triphasé. Le courant continu est consommé à la tension de 110, 220 et 250 volts, et le courant alternatif, à la tension de 550 volts.

Les installations électriques des mines, minières, carrières souterraines et à ciel ouvert et des usines métallurgiques, ainsi que leurs dépendances diverses de la province de Namur, surveillées par l'Administration des Mines, sont résumées ci-après :

I. — 37 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 5,793 KW, se répartissant en 27 génératrices à courant continu, de 1,278 KW, et 10 alternateurs, de 4,515 KW.

II. — Les stations de transformation, au nombre de 17, possèdent 24 transformateurs statiques, d'une puissance totale de 2,438 KW, et 9 convertisseurs rotatifs, d'une puissance de 182 KW.

III. — Les divers moteurs établis, tant au fond des exploitations minérales qu'à la surface et dans les usines métallurgiques, sont au nombre de 247, d'une puissance totale de 6,853 KW, dont 111 à courant continu et 136 à courant triphasé. Les premiers développent une puissance totale de 1,437 KW et les seconds, une puissance totale de 5,416 KW.

III. — Province de Luxembourg.

Les deux exploitations de minerais de fer en activité dans cette province n'utilisent aucun appareil électrique.

Parmi les carrières souterraines, il faut citer tout particulièrement celles qui donnent lieu à l'exploitation des ardoises, puis celles qui servent à l'exploitation des coticules ou pierres à rasoir que l'on rencontre seulement dans la région de Vielsalm.

En ce qui concerne les ardoisières on compte, parmi les installations superficielles, deux groupes électrogènes dont l'un, d'une puissance de 25 KW, produit du courant continu sous la tension de 240 volts et un alternateur triphasé de 30 KW, sous la tension de 220 volts.

A l'intérieur des travaux se trouvent une génératrice à courant continu de 6 KW, sous la tension de 250 volts, et un transformateur rotatif de 6 KW, ramenant la tension de 220 à 110 volts.

Dans les installations superficielles des ardoisières, on compte 4 moteurs, de 32 KW, à courant triphasé et 1 moteur à courant continu de 5 KW, tous sous la tension de 220 volts. La puissance réunie des divers moteurs est conséquemment de 37 KW.

Enfin, dans les travaux souterrains, on compte 6 moteurs à courant triphasé, de 28 KW, et 6 moteurs à courant continu, de 18 KW; ensemble 12 moteurs, d'une puissance totale de 46 KW.

Les moteurs en question servent à actionner des pompes, des appareils d'extraction et une haveuse.

Pour l'éclairage des voies de roulage et des salles des machines on utilise 17 lampes à incandescence, sous des tensions de courant de 110 et de 220 volts.

Les hauts-fourneaux de la partie méridionale de la province de Luxembourg sont répartis dans 3 usines. Les trois Centrales qui y

sont installées comprennent 7 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 403 KW; tous sont à courant continu, sous des tensions de 120 et de 230 volts. Ces génératrices alimentent 12 moteurs, de 191 KW, également à courant continu.

En résumé, les établissements surveillés par l'Administration des Mines situés dans la province de Luxembourg comprennent 6 stations génératrices, dont l'une souterraine et les autres superficielles, dépendant des exploitations qu'elles desservent, avec 10 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 464 KW, dont 9 à courant continu, de 434 KW, et un alternateur de 30 KW.

Les moteurs utilisés sont au nombre de 29, d'une puissance totale de 274 KW, dont 19 à courant continu, de 214 KW, et 10 à courant triphasé, de 60 KW.

IV. — Province de Limbourg.

Des installations électriques surveillées par l'Administration des Mines existent dans les charbonnages en préparation, ainsi que dans les usines à zinc et à plomb.

En ce qui concerne les charbonnages, on compte cinq Centrales comprenant 15 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 13,653 KW, se répartissant comme suit : 5 dynamos, d'une puissance de 128 KW, produisant du courant continu à 110 et 220 volts, et 10 alternateurs, d'une puissance de 13,525 KW. Sauf l'un d'eux, de 25 KW, qui produit du courant sous 230 volts, les autres fournissent du courant sous des tensions respectives de 2,000, 2,150, 2,200 et 5,250 volts.

On y rencontre 4 stations de transformation comprenant 13 transformateurs statiques, d'une puissance de 3,320 KVA, et 3 transformateurs rotatifs d'une puissance de 410 KVA; ensemble 16 appareils d'une puissance totale de 3,730 KVA.

Le courant est fourni par les Centrales des charbonnages aux stations de transformation ainsi que, pour une unité de 1,000 KVA, à la tension de 10,000 volts, par une Centrale étrangère; celle-ci ramène le courant dans le circuit secondaire à la tension de régime de 2,050 volts. Les autres transformateurs statiques ramènent le courant à des tensions de 125, 220 et 225 volts et les rotatifs respectivement à 110 et 500 volts en courant continu. Les divers courants secondaires alimentent des moteurs et des appareils d'éclairage, tant à la surface que dans les puits.

Les moteurs établis à la surface sont au nombre de 84, d'une puissance totale de 4,416 KW, dont 79 à courant triphasé, de 4,311 KW, et 5 à courant continu, pour une puissance de 105 KW; ceux-ci fonctionnent sous la tension de 220 volts. Quant aux alternomoteurs, ils utilisent du courant à 2,000 volts pour les gros appareils et à 125, 200 et 220 volts pour les moyens et les petits.

Il n'existe actuellement encore aucun moteur dans les puits, mais seulement quelques lampes à incandescence alimentées par du courant sous une tension d'environ 220 volts.

Quatre Centrales sont établies dans les usines métallurgiques de cette province (zinc et plomb); elles occupent 10 groupes électrogènes, d'une puissance totale de 3,770 KW, se répartissant comme suit : 5 dynamos, d'une puissance de 1,015 KW, produisant du courant continu sous les tensions de 110, 250 et 450 volts; les 5 alternateurs fournissent du courant sous la tension de 550 volts; ils ont une puissance totale de 2,755 KW.

Il n'existe, dans ces usines, qu'un seul transformateur rotatif, de 15 KW, transformant du courant continu sous 440 volts en courant de même nature sous 150 volts pour l'éclairage.

Les moteurs utilisés dans ces usines sont au nombre de 161, d'une puissance totale de 4,302 KW, dont 97 à courant alternatif triphasé, de 3,182 KW, et 64 moteurs à courant continu, de 1,120 KW.

En résumé, le nombre de Centrales dépendant des mines et usines de la province de Limbourg est de 9 et comprennent 25 génératrices, d'une puissance totale de 17,423 KW, dont 10 à courant continu, pour une puissance de 1,143 KW, et 15 à courant triphasé, pour une puissance de 16,280 KW.

En ce qui concerne les moteurs employés, le nombre en est de 245, d'une puissance totale de 8,718 KW, dont 69 à courant continu, d'une puissance de 1,225 KW, et 176 à courant triphasé, d'une puissance de 7,493 KW.

V. — Province d'Anvers.

Dans cette province, il n'existe que quelques usines qui soient surveillées par l'Administration des Mines; elles ont pour objet le traitement des minerais de plomb, de zinc et d'argent, ainsi que la désargenterie de plombs d'œuvre et le traitement de métaux rares.

Les Centrales et stations génératrices dépendant des établissements mêmes sont au nombre de 4 et comprennent 14 groupes électrogènes,

d'une puissance totale de 3,806 KW, se subdivisant comme ci-après: 9 dynamos à courant continu, d'une puissance de 456 KW, et 5 alternateurs, d'une puissance de 3,350 KW; la tension de régime de ces derniers est de 225 et de 330 volts; les dynamos fournissent, selon les usines, des courants de 115 et de 230 volts.

Dans ces usines, il existe en outre 3 stations de transformation disposant ensemble de 8 convertisseurs de courant alternatif en courant continu, d'une puissance totale de 369 KVA, et 3 transformateurs statiques, d'une puissance totale de 700 KVA.

Le courant secondaire produit dans ces appareils est utilisé dans des moteurs et pour l'éclairage ainsi que pour divers appareils d'études.

Deux petits transformateurs rotatifs de 1 et de 0.4 KVA produisent du courant continu à 10 et 20 volts pour l'électrolyse.

Dans ces usines on utilise 207 moteurs, d'une puissance totale de 3,003 KW, dont 33 à courant continu, de 426 KW, et 168 à courant triphasé, de 2,577 KW.

Novembre 1913.

JOSEPH LIBERT,
Inspecteur Général des Mines,
Ingénieur électricien (A. I. Lg. et A. I. M.)

Production et mouvement commercial

DE

COMBUSTIBLES MINÉRAUX

EN AUTRICHE, EN 1912 (1)

La valeur globale des combustibles minéraux extraits représente 86 % de la valeur totale de la production des mines, en 1912, et le nombre des ouvriers occupés, en 1912, dans les houillères et mines de lignite représente 88 % du nombre total des ouvriers occupés dans les mines d'Autriche.

HOUILLE. — On comptait 300 entreprises (contre 299 en 1911) dont 191 en activité (contre 120).

La production s'élevait à 15,797,900 tonnes (contre 14,379,800 tonnes en 1911), elle a donc augmenté de 1,418,100 tonnes ou de 9.86 %. C'est la plus grande production de houille qu'on a atteint jusqu'ici en Autriche. La valeur globale de cette production sur le carreau des mines a été de 169,726,773 francs, supérieure de 20,222,018 francs à celle de la production de 1911; le prix moyen de la tonne s'est élevé de fr. 10-39 à fr. 10-74, soit une hausse de fr. 0-35.

Le tableau ci-après indique la répartition de la production de houille par groupes géographiques de bassins. Ces divers centres d'exploitation sont rangés ci-après dans l'ordre que leur assigne l'importance de leur extraction.

(1) Extrait de la statistique officielle autrichienne *Statistik des Bergbaues in Oesterreich für das Jahr 1912*, publiée par le Ministère des Travaux publics à Vienne, 1913.

Groupes géographiques de bassins de houille	PRODUCTION	
	1912	1911
	Tonnes	Tonnes
Ostrau-Karwin (Moravie et Silésie)	8,874,900	7,999,200
Kladno-Schlan (Bohême)	2,586,400	2,401,700
Bassins de Galicie	1,947,700	1,636,600
Pilsen-Mies.	1,336,700	1,322,000
Rossitz-Oslavan (Moravie)	465,900	450,600
Schatzlär-Schwadowilz (Bohême)	429,200	430,100
Tous les autres bassins	158,000	139,600
TOTAUX	15,797,900	14,379,800

Le nombre des ouvriers occupés a été de 70,777 (contre 69,827 en 1911), soit 64,296 hommes, 2,152 femmes (occupées à la surface) et 4,329 jeunes gens (de 14 à 16 ans).

Les rendements annuels moyens par ouvrier sans distinction et par province sont les suivants :

PROVINCES	RENDEMENTS ANNUELS en tonnes
Bohême	207.0
Autriche inférieure.	167.9
Moravie	219.1
Silésie	226.5
Istrie.	142.4
Galicie	280.4
Rendement moyen général	223.2
En 1911	205.9

Voici les productions annuelles depuis 1903 :

ANNÉES	PRODUCTIONS ANNUELLES en tonnes.
1903	11,498,100

1904	11,868,200
1905	12,585,300
1906	13,473,300
1907	13,850,400
1908	13,875,400
1909	13,713,000
1910	13,774,000
1911	14,379,800

L'importation de houille (1) s'élevait à 11,852,400 tonnes (contre 10,876,700 tonnes en 1911) et l'exportation à 1,772,000 tonnes (contre 1,623,000 tonnes). L'excédent de l'importation est de 10,080,400 tonnes. 11,135,700 tonnes venaient d'Allemagne, 619,100 tonnes d'Angleterre, 53,400 tonnes de Russie, etc.

LIGNITE. — La production de lignite représente 62.4 % de l'extraction totale des mines de combustibles minéraux d'Autriche. On comptait, en 1912, 629 entreprises de mines de lignite (contre 659 en 1911), dont 187 en activité (contre 181). La production s'élevait à 26,283,700 tonnes (contre 25,265,300 tonnes); la production a augmenté de 1,018,400 tonnes, ou de 4 %. 1,576,300 tonnes ou 6.3 % de la production totale ont été extraits des mines de lignite appartenant à l'Etat. La valeur globale de la production sur le carreau des mines a été de 147,227,977 francs (contre 140,466,664 fr. et le prix moyen de la tonne s'est élevé de fr. 5-55 à fr. 5-60.

Le tableau suivant donne la répartition de la production par groupes géographiques de bassins.

(1) Toutes les données relatives au mouvement commercial sont extraites des tableaux de la douane autrichienne publiés par le Ministère du Commerce. Vienne, 1913.

Groupes géographiques de bassins de lignite	PRODUCTION	
	1912	1911
	Tonnes	Tonnes
Brüx-Teplitz-Komotau (Bohême) . . .	17,740,900	17,090,500
Falkenau-Elbogen-Karsbad (Bohême). . .	3,914,300	3,694,000
Trifail-Sagor (Carniole)	1,108,700	1,077,000
Leoben et Fohnsdorff (Styrie)	1,028,700	992,200
Voitsberg-Koeflach (Styrie)	744,300	744,900
Wolfsegg-Thomasroith (Autriche supre)	382,900	380,400
Bassins d'Istrie et de Dalmatie	256,200	235,100
Bassins de Galicie	35,900	30,300
Autres bassins des provinces alpines	777,100	751,400
Tous les autres bassins	294,700	269,500
TOTAUX	26,283,700	25,265,300

Le nombre d'ouvriers occupés en 1912 dans les mines de lignite a été de 53,179 (contre 54,902), soit 50,149 hommes, 2,151 femmes, et 879 jeunes gens.

Voici les rendements annuels moyens par ouvrier sans distinction et par provinces.

PROVINCES	RENDEMENTS ANNUELS MOYENS en tonnes
Bohême	653.1
Autriche supérieure.	244.1
» inférieure	196.6
Moravie	397.1
Silésie	417.1
Galicie	74.9
Styrie	229.9
Carinthie.	170.9
Tyrol.	127.3
Carniole	231.1

Dalmatie.	191.6
Istrie	142.4
Rendement moyen général	494.6
En 1911	460.2

Les productions depuis 1903 ont été les suivantes :

1903	22,157,500 tonnes
1904	21,987,700 »
1905	22,692,100 »
1906	24,167,700 »
1907	26,262,100 »
1908	26,728,900 »
1909	26,043,700 »
1910	25,132,900 »
1911	25,265,300 »

Tandis que l'importation de lignite n'était que de 274,500 tonnes (contre 279,800 tonnes en 1911), l'exportation a atteint 7,652,600 tonnes (contre 7,219,300 tonnes). L'excédent de l'exportation est donc de 7,378,100 tonnes. 7,319,400 tonnes ont été exportées à l'Allemagne, 210,200 tonnes à la Hongrie, 114,900 tonnes à l'Italie, etc.

Fabrication du coke et des agglomérés.

COKE DE HOUILLE. — On comptait 17 fabriques de coke de houille en activité (contre 17 en 1911). La consommation de charbon s'est élevée à 3,218,600 tonnes; la production du coke a été de 2,308,000 tonnes (contre 2,057,900 tonnes), sa valeur globale de 46,147,511 francs et la valeur moyenne à la tonne s'élevait à fr. 19-99 (contre fr. 19-58). Le rendement moyen au four est de 71-71 % (contre 71-21 % en 1911 et 69-83 % en 1910). Le nombre des ouvriers occupés a été de 4,257 (contre 4,142).

COKE DE LIGNITE. — On ne fabrique en Autriche cette sorte de coke que depuis 1907. Il y avait en 1912, 2 fabriques en activité (1 en Bohême, 1 en Styrie). La consommation de lignite a été de 100,300 tonnes; la production de coke s'élevait à 39,850 tonnes (contre 40,500 tonnes en 1911) et sa valeur globale à 295,838 fr.; la valeur moyenne à la tonne était de fr. 7-41. Le rendement moyen au four n'était que de 39.74 % (contre 40.73 %).

BRIQUETTES DE HOUILLE. — Il y avait 4 fabriques en activité (contre 6 en 1911), 80 ouvriers y ont été occupés (contre 75). Cette fabrication a absorbé 146,000 tonnes de charbon (contre 128,973 tonnes); la production des briquettes a été 156,800 tonnes (contre 138,883 tonnes); leur valeur globale s'élevait à 2,301,573 francs, soit fr. 14-67 la tonne (contre 2,058,276 francs, soit fr. 14-77 la tonne).

BRIQUETTES DE LIGNITE. — On comptait 6 fabriques en activité (comme en 1911). La consommation de lignite a été de 418,400 tonnes (contre 355,495 tonnes); la production s'élevait à 244,300 tonnes (contre 210,300 tonnes) et la valeur globale de cette production à 2,668,517 francs (contre 2,201,707 francs), soit fr. 10-92 la tonne (contre fr. 10-78); 275 ouvriers y ont été occupés (contre 261).

Le tableau ci-après indique les *importations* et les *exportations* du coke et des agglomérés pendant les années 1912 et 1911.

Combustibles	IMPORTATIONS		EXPORTATIONS	
	1912	1911	1912	1911
	Tonnes	Tonnes	Tonnes	Tonnes
Coke	917,800	704,000	902,200	772,100
Briquettes.	189,100	570,000	150,700	134,500

Production et mouvement commercial

DE

LA FONTE

EN AUTRICHE, EN 1912 ⁽¹⁾

En 1912, 26 entreprises, en Autriche, s'occupaient à la production de fonte (contre 27 en 1911). Il y avait 42 hauts-fourneaux (contre 54), dont 28 ont été à feu (contre 31). Le nombre total des semaines de marche de ces 28 hauts-fourneaux a été de 1,443 (contre 1,473); 5,951 ouvriers y ont été occupés (soit 165 de plus qu'en 1911).

La production totale s'élevait à 1,759,850 tonnes de fonte, soit 163,700 tonnes ou 10,2 % de plus qu'en 1911. Elle est la plus forte que l'on ait encore enregistrée en Autriche. La valeur globale de cette production est de 150,202,287 francs (contre 133,342,759 fr.); 1,473,194 tonnes étaient de fonte d'affinage et 286,656 tonnes de fonte de moulage (contre 1,329,893 tonnes et 266,255 tonnes). Le prix moyen sur place de la première a été de fr. 83.19 et celui de la fonte de moulage de fr. 96.24 par tonne (contre fr. 81.47 et fr. 94.14).

La consommation en minerais et castine des hauts-fourneaux a été la suivante :

3,673,300 tonnes de minerais de fer et de manganèse ;
 244,020 » de pyrite grillée ;
 874,200 » de castine.

Parmi les 3,673,300 tonnes de minerais de fer et de manganèse traitées, 2,653,600 tonnes ou 72.24 % étaient des minerais indigènes et 1,019,700 tonnes ou 27.76 % des minerais étrangers (provenant de la Hongrie, de Suède, de Russie, etc.).

Voici la consommation de combustibles :

Coke 1,835,540 tonnes
 Houille. 5,040 »
 Charbon de bois . . . 221,200 mètres cubes

(1) Extrait de la statistique officielle autrichienne *Statistik des Bergbaues in Oesterreichs für das Jahr 1912*, publiée par le Ministère des Travaux publics à Vienne, 1913.

Le tableau ci-après indique les *importations* et les *exportations* des fontes en 1912 (1).

Nature des fontes	Importations	Exportations
	Tonnes	Tonnes
Fonte de moulage	198,425	37,070
» d'affinage	9,508	72,514
Spiegels	210	3,866
Ferrosilicium, ferromanganèse, etc.	2,051	12,527
Débris de fonte.	48,181	17,129
Totaux	258,375	143,106
En 1911	117,660	146,901

Il y a donc en 1912, un excédent des importations de 115,269 tonnes et en 1911 un excédent des exportations de 29,241 tonnes.

De la quantité totale de 258,375 tonnes importées en 1912, 198,425 tonnes ou 76.79 % consiste en fonte de moulage; la plupart de cette quantité, soit 100,665 tonnes, a été importée d'Angleterre, 86,162 tonnes venaient d'Allemagne, 6,783 tonnes des Etats-Unis, etc.

Le pays principal pour les exportations est la Hongrie; les exportations à la Hongrie s'élevaient à 77,842 tonnes.

Voici les productions de fonte depuis 1903 :

1903	970,832 tonnes
1904	988,364 »
1905	1,119,614 »
1906	1,222,230 »
1907	1,383,524 »
1908	1,466,897 »
1909	1,465,051 »
1910	1,504,786 »
1911	1,596,150 »

(1) Toutes les données concernant le mouvement commercial sont extraites des tableaux de la douane publiés par le Ministère du Commerce, 1913.

LA SÉCURITÉ

DE LA

SIGNALISATION ÉLECTRIQUE ACOUSTIQUE

DANS LES MINES

M. le Bergreferendar H. Kliver, de Bochum, vient de publier, dans le numéro du *Glückauf* du 24 janvier 1914 (1), un article particulièrement intéressant sur les défauts de fonctionnement des installations électriques de signalisation dans l'inspection des mines de Dortmund. Comme la signalisation électrique se répand de plus en plus en Belgique et qu'elle est à la veille de prendre une extension plus grande encore par suite de la prochaine mise en vigueur de l'article 12 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910, nous avons cru opportun de faire de cette étude une large analyse où constructeurs et exploitants pourront trouver des indications utiles.

Des mises en défaut avaient été observées dans certaines installations de signalisation des mines du district de Dortmund; parfois des signaux transmis n'avaient pas été perçus à l'une des stations de transmission ou de réception; d'autres fois, la sonnerie avait résonné d'elle-même sans intervention du préposé.

Il y a donc là une source de danger, cause possible de malentendus, de fausses manœuvres et d'accidents.

Il importait de rechercher si, malgré cela, la signalisation électrique est sûre et si, notamment, les mises en défaut peuvent être évitées par des perfectionnements techniques et quelles sont ces améliorations; avant tout, il fallait examiner si les défauts et leurs causes sont inhérents à la nature de la signalisation ou s'ils doivent être imputés à une mauvaise installation ou à un entretien défectueux.

C'est pourquoi l'Administration des Mines de Dortmund dressa deux tableaux relatifs aux années 1904 et 1913, où sont consignés,

(1) *Die Zuverlässigkeit der elektrisch-akustischen Signaleinrichtungen im Bergwerksbetriebe.*

par mine et par siège, les cas de mises en défaut de la signalisation, la cause de ceux-ci, le remède apporté et son résultat.

Dans le premier tableau (année 1904), une cause importante de ratés est la pénétration d'eau dans le câble de signalisation par suite d'un mauvais isolement. Dans bien des puits, les eaux sont salées et par conséquent bonnes conductrices; le courant d'air auquel toutes les parties du câble sont plus ou moins soumises, est chargé d'humidité; les eaux qui tombent goutte à goutte sur le câble finissent par pénétrer petit à petit à travers l'isolement éventuellement défectueux, et peuvent mettre en circuit des conducteurs entre eux ou avec la terre.

De là peuvent résulter des courts-circuits, des mises à la terre ou de simples pertes plus ordinaires: toutes circonstances qui peuvent mettre en action, suivant le schéma des connexions, les cloches de signalisation.

Si la mise à la terre est peu importante, il y a simplement perte continue de courant vers la terre; les piles et accumulateurs, qui servent souvent à actionner les signalisations électriques, perdent rapidement leur tension et exigent une mise en état de l'installation.

La fermeture hermétique de l'entrée du câble dans les boîtes de dérivation et de jonction est particulièrement importante. L'eau pénètre dans ces boîtes, puis s'infiltré d'une extrémité du câble dans celui-ci. En même temps les bornes, bobines, etc., se trouvant dans les boîtes sont atteintes, ce qui peut de même provoquer des fermetures de circuits.

Il est plus difficile de rendre hermétique le bâtis des sonneries, qui contient les bobines et l'armature, et au travers duquel doit passer le marteau actionnant le timbre. Tant que ce passage n'est pas fermé, l'intérieur n'est pas à l'abri non seulement de l'humidité mais encore de la poussière formée aux accrochages et à la recette par la manipulation des wagonnets.

Il existe des fermetures hermétiques (1); c'est en tout cas une nécessité vu la grande sensibilité des bobines et électros.

Une cause d'erreur dans les signalisations électriques est la chute de voltage des piles, de sorte que celui-ci n'est plus en état, finalement, de mouvoir le battant des cloches à chaque contact.

(1) Citons, par exemple, les traversées dans une gaine contenant de la vaseline, ou mieux encore, à notre avis, la fixation de la pièce mobile à une membrane élastique en caoutchouc qui laisse le mouvement libre tout en assurant une étanchéité absolue.

Les piles subissent, par l'usage prolongé, une chute de tension, mais ont la propriété de récupérer leur voltage pendant les intervalles de repos. Déjà en soi une source d'énergie aussi peu constante est défectueuse (1); d'après l'expérience, les pertes de voltage des piles sont souvent si importantes et si subites que, lors de signaux composés un peu longs, les premiers coups tintent clairement et fortement, tandis que les suivants ne sont pas transmis du tout ou ne le sont que partiellement ou bien encore ne donnent qu'un son faible.

Précisément dans ce dernier cas, où un courant trop faible est mis en action, il peut arriver facilement que seule tintera soit la cloche de la station de réception, soit la sonnerie de contrôle du poste de transmission. Dès que les sonneries ne sont pas identiques, une tintera moins fort que l'autre.

Le danger des piles s'augmente du fait que la chute de tension ne se montre pas extérieurement et ne peut se décélérer que par des appareils de mesures spéciaux.

Les accumulateurs perdent aussi leur voltage, mais régulièrement; le voltmètre branché sur leur circuit donne constamment leur tension, de sorte que le temps de changement des accumulateurs peut être prévu avec une grande exactitude. Les inconvénients des piles n'atteignent donc pas les accumulateurs.

Dans le relevé relatif à l'année 1904, les mécomptes proviennent visiblement de défauts d'installation ou d'entretien (manchon défectueux reliant deux bouts de câble, détérioration du câble, boîte non étanche, isolement insuffisant du câble, chute de tension des piles, contacts défectueux); quelques cas de non-transmission des signaux par suite de la manœuvre trop rapide des clefs sont déjà signalés; ils sont examinés plus loin.

En comparant les relevés I (1904) et II (1913) on s'aperçoit qu'une partie des causes de ratés énumérées au tableau I a disparu du tableau II: il faut en voir la cause dans la surveillance, imposée entretemps par le règlement de police des mines, des installations de signalisation électrique par des agents compétents. Au contraire, tandis que dans le tableau I, le fait de donner trop vite les signaux n'est mentionné qu'exceptionnellement comme cause de raté, dans le tableau II cette cause devient presque exclusive.

(1) A notre avis, la circulaire ministérielle du 19 septembre 1913, semble exclure en Belgique, par sa condition 1^o, l'usage des piles pour la signalisation.
A. B.

Toutefois la signalisation trop rapide n'est pas la cause elle-même, mais le motif apparent. Le raté, la non-transmission de coups dans une manœuvre trop rapide, provient, avant tout, de ce que le battant du timbre n'est pas assez sensible pour suivre les fluctuations rapides des actions magnétiques, même si un bon contact a eu lieu à l'appareil transmetteur.

L'emploi généralisé de sonneries à un seul coup du dernier modèle (1) pourra éviter cet inconvénient, puisqu'elles peuvent, par exemple celles de la firme Mix et Genest, donner 250 à 300 coups par minute. En tout cas, la suspension doit être telle que le battant soit rappelé au repos immédiatement après qu'il a été attiré par la bobine.

Le raté de signaux est en somme peu dangereux s'il a lieu simultanément aux postes transmetteur et récepteur : en effet, le signaleur s'en aperçoit et le signal peut alors être rectifié aussitôt; mais le danger est bien caractérisé si le raté se produit seulement à l'une des deux stations, car dès lors il y aura malentendu : supposons par exemple que l'accrocheur ait sonné quatre coups, perçus à sa sonnerie de contrôle, tandis qu'à la surface trois coups seulement ont été donnés : il y a chance de fausse manœuvre.

La cause de semblable fait réside dans la sensibilité inégale des sonneries d'une même installation.

Un exemple typique cité par M. Kliver — et cause d'un accident mortel — est celui du puits Waltrop (Ost-Recklinghausen) : le marteau de la sonnerie de contrôle de la recette n'avait que 160 millimètres; celui de la sonnerie de la machine d'extraction mesurait 180 millimètres, d'où différents moments d'inertie et différentes sensibilités.

Mais il ne suffit pas que les battants d'une installation aient même

(1) En Belgique, la circulaire ministérielle du 19 septembre 1913 a prescrit l'usage exclusif de ces sonneries. Rappelons qu'elles comportent simplement un solénoïde, — c'est-à-dire une bobine sans noyau en fer, — qui, aux moments de passage du courant, attire l'extrémité en fer du battant de sonnerie; celui-ci, pivotant autour d'un axe, frappe par l'autre bout sur la cloche. Citons-en les principaux avantages : ces sonneries donnent des indications beaucoup plus nettes que les sonneries trembleuses; elles sont plus robustes et leur fonctionnement ne dépend pas du réglage d'un ressort délicat; elles ne peuvent donner lieu à aucune étincelle; enfin, pour la Belgique notamment, elles ont l'avantage de conserver le genre de signaux par coups en usage depuis toujours dans nos mines.

A. B.

longueur et même amplitude. il faut encore que les poids soient les mêmes, en supposant les bobines identiques. Sinon, en effet, lors d'une chute de tension ou du passage d'un trop faible courant, le marteau le plus léger pourra seul être mis en branle.

Il est de même indispensable que les parties en mouvement soient, au point de vue mécanique, identiques autant que possible; enfin il faut encore noter que des battants équivalents exigent des efforts différents s'ils sont placés l'un verticalement, l'autre obliquement par exemple; l'action de la bobine sera donc différente malgré la similitude complète des deux sonneries; celles-ci doivent donc être placées dans des positions identiques.

Ce détail, qui pourrait paraître anodin, a été mis en lumière par l'accident visé plus haut, où l'une des sonneries était placée horizontalement, l'autre verticalement, circonstance qui accentuait encore les différences entre les appareils. Il est évident que le marteau dans la figure 2 (de droite) sera plus difficilement attiré par la bobine, représentée par la saillie du cercle pointillé, que dans la position de la figure 1; par contre, il retombera plus facilement dans sa position de repos (1).

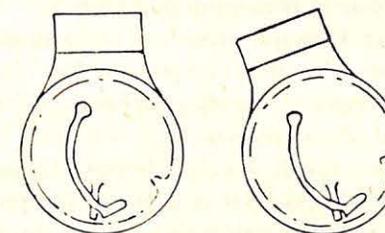


Fig. 1.

Fig. 2.

Il faut encore que les bobines des sonneries soient proportionnées de façon identique au point de vue électrique.

Les exploitants pourraient perdre de vue cette nécessité; lorsqu'une sonnerie est devenue inutilisable, on sera souvent tenté de la remplacer par une sonnerie quelconque, sans examiner si elle est, aux points de vue mécanique et électrique, de même sensibilité que les autres sonneries de l'installation.

Au puits Radbod (Hamme), on crut pouvoir, à la suite d'un mécompte, rendre la sonnerie de l'accrochage moins sensible que

(1) Remarquons toutefois que certains dispositifs équilibrés, avec bobine en forme de tore, peuvent rendre indifférente la position de la boîte de la sonnerie.

celle de la surface, en allongeant la course du marteau ; cette mesure ne paraît pas opportune ; elle a été dictée par la préoccupation d'éviter l'accident constaté : la sonnerie de contrôle avait sonné à chaque coup, tandis qu'à la recette il y avait eu raté : en faisant la sonnerie de contrôle moins sensible, on était certain que tous les coups perçus à l'accrochage l'étaient aussi à la recette ; mais on oublie que l'inverse peut se produire, qu'un coup perçu à la recette peut ne pas se donner à l'envoyage. Le signaleur, dans ce cas, entreprendrait une rectification du signal qu'il croit mal donné, d'où des malentendus possibles.

On a observé qu'après un certain temps d'emploi, les résistances mécanique et électrique des sonneries se modifient et qu'ainsi les cloches peuvent sonner inégalement, bien que ce ne fût pas le cas antérieurement. C'est pourquoi il est recommandable d'adapter aux sonneries un dispositif qui permet de corriger cette variation. La firme Mix et Genest obtient ce résultat très simplement en faisant appuyer le marteau, dans la position de repos, sur une vis réglable : en enfonçant ou en retirant la vis, on agit à la fois sur l'équilibre mécanique et sur la résistance électrique, puisque l'on approche ou éloigne l'armature de la bobine qui doit l'aspirer.

Dans les considérations qui précèdent, on a supposé que la signalisation trop rapide n'avait pas empêché le bon contact aux bornes ; alors, la cause des ratés réside uniquement dans l'inertie du battant et la non-similitude des sonneries.

Mais la manœuvre rapide des clefs de signalisation comporte évidemment le danger d'un contact insuffisant : lorsque la mise en contact des bornes n'est qu'instantanée, l'action du courant est trop courte pour mettre en mouvement les battants et les projeter sur le timbre ; ou, en cas de résistances différentes, ce temps peut être insuffisant pour le plus résistant des battants.

Certaines circonstances peuvent forcer à une manœuvre rapide des signaux, par exemple la sonnerie d'arrêt en cas d'accident. Malgré la recommandation de signaler lentement, les préposés seront tentés d'agir précipitamment. — Il est vrai que ce signal peut être donné par un coup unique, ce qui est toujours recommandable, la sécurité exigeant que ce signal soit le plus court possible.

Un autre cas se présente encore lors de la translation de personnes pendant l'extraction des produits. La cage ne pouvant recevoir alors qu'une charge réduite, l'allongement du câble diminue et la cage a tendance à monter au dessus de la recette : pour l'éviter, le signaleur

transmettra souvent au machiniste un signal d'arrêt au moment où la cage apparaît au jour. Encore une fois ce cas n'exigera, dans la plupart des installations, qu'un seul coup.

Cependant, comme le dit M. Kliver, puisqu'il faut compter sur la manœuvre rapide dans certains cas spéciaux, — puisqu'aussi, ajouterons-nous, on n'est pas toujours certain de l'application des recommandations, faites au personnel, de signaler posément, — il est recommandable de n'utiliser que des appareils à traction ou autres qui assurent toujours un bon contact, même sans l'intervention du signaleur. Des appareils existent ; ils exigent un certain effort, ce qui rend déjà difficile une manœuvre trop rapide (1).

En conclusion de son travail, M. Kliver estime que les mises en défaut constatées ne sont pas dues à la nature même de la signalisation électrique, mais à son application défectueuse.

Il formule les conditions suivantes que doit, selon lui, remplir toute installation de signalisation électrique pour être complètement sûre :

1° Tous les appareils doivent être étanches à l'eau et aux poussières :

2° Il faut éviter l'emploi de piles dans les nouvelles installations ;

3° Toutes les sonneries à un coup doivent satisfaire aux conditions suivantes :

- a) présenter un moment résistant égal aux points de vue mécanique et électrique et être placées dans la même position ;
- b) être d'une sensibilité telle qu'elles puissent donner au minimum quatre coups en une seconde ;
- c) être pourvues de dispositifs de réglage permettant de maintenir une sensibilité constante ;
- d) on doit exclure toute suspension du marteau qui rendrait possible un fonctionnement spontané de la sonnerie.

4° Les appareils transmetteurs doivent être combinés de façon à assurer une bonne fermeture, même en cas de manœuvre rapide, et à rendre impossible un simple effleurement des pièces de contact l'une sur l'autre.

AD. BREYRE,

Ingénieur au Corps des Mines,
Répétiteur à l'Université de Liège.

(1) Les interrupteurs à cran d'arrêt, ramenés par un ressort puissant à leur position initiale, satisfont à cette condition.

BIBLIOGRAPHIE

Sur l'analyse des gaz combustibles par explosion, par ENRIQUE HAUSER
(Archives des Sciences physiques et naturelles. — Octobre 1913).

On sait que l'explosion des mélanges d'air et de gaz combustibles peut occasionner une combustion de l'azote de l'air en proportion appréciable.

Dans l'analyse des mélanges d'air et de grisou par explosion, la contraction que le mélange explosif subit après l'explosion est égale au double du volume de méthane contenu dans ce mélange. La combustion de l'azote se faisant elle-même avec contraction, peut fausser les résultats d'une analyse de grisou par explosion.

Pour éviter cette erreur, M. Hauser, propose deux ingénieuses méthodes.

La première consiste à n'introduire dans l'eudiomètre qu'une quantité de grisou inférieure à celle pour laquelle la température des gaz de l'explosion est suffisante pour déterminer une combustion de l'azote en proportion appréciable, pendant le temps que dure l'explosion dans un eudiomètre sphérique d'environ 7 centimètres de diamètre.

Cette proportion de méthane qu'il ne faut pas dépasser est de 8.33 %.

En opérant de la sorte M. Hauser a obtenu les résultats suivants :

DATES	Volume du gaz c. c.	Demi-contraction.	CO ₂	CH ₄ %		
				déduit		contenu dans le mélange explosif.
				par explosion	par limite d'inflammabilité	
16 octobre 1912	15.00	12.395	12.39	82.60	82.80	8.32
6 novembre .	14.96	12.43	12.46	83.20	83.00	8.35
7 novembre .	14.83	12.27	12.25	82.67	82.50	8.22

Dans la deuxième méthode, M. Hauser ne se préoccupe pas d'empêcher la combustion de l'azote, il dose le volume d'acide carbo-

nique contenu dans les gaz de l'explosion. On sait que ce volume est égale à celui du méthane contenu dans le mélange explosif.

Après l'explosion, il introduit dans l'eudiomètre une quantité d'eau déterminée pour condenser les vapeurs nitreuses produites et détermine ensuite par traitement à la potasse le volume d'acide carbonique restant dans l'eudiomètre. Connaissant ce volume, il détermine la pression partielle de l'acide carbonique et par conséquent le volume d'acide carbonique qui s'est dissous dans l'eau introduite pour condenser les vapeurs nitreuses. En ajoutant ce volume à celui qui a été déterminé par le traitement à la potasse, il obtient le volume total d'acide carbonique qui se trouvait dans les gaz de l'explosion et par conséquent le volume de méthane contenu dans le mélange explosif.

Voici un exemple des résultats obtenus :

DATE	Volume du gaz c. c.	Contraction C. C.	CO ₂	N brûlé	CH ₄ %		
					déduit		contenu dans le mélange explosif.
					par explosion.	par limite d'inflammabilité	
31 mars 1913	24.45	38.65	17.83	1.00	72.92	72.80	12.05

Investigations of detonators and electric detonators. (*Expériences sur les détonateurs et les détonateurs électriques*) par CLARENCE HALL et SPENCER P. HOWELL. Bulletin n° 59 du Bureau des Mines, Ministère de l'Intérieur des Etats Unis d'Amérique. — Juin 1913.

Depuis quelques années, le Bureau des Mines des Etats Unis d'Amérique a entrepris, sous l'énergique direction du Dr Joseph A. Holmes, une admirable campagne contre les dangers de la mine ; dans ce pays, où le développement excessif de la production a amené fatalement dans l'exploitation, aussi bien dans l'état-major que dans les troupes mêmes, des éléments qui n'ont pas eu le temps de connaître la mine et de s'assimiler les causes de danger, le rôle du Bureau des Mines est avant tout une mission d'éducation, de vulgarisation : de là les circulaires et les bulletins émis par cet office et condensant, d'une façon sommaire mais complète, les conseils à suivre sur tel ou tel point de la pratique minière.

Les « Bulletins » sont plus spécialement réservés à l'exposé des résultats d'essais entrepris, notamment sur les explosifs, par les expérimentateurs spécialistes de la station de Pittsburg.

La présente brochure publie les résultats des essais de MM. Hall et Howell sur les détonateurs ordinaires ou électriques. Sous ce nom, les auteurs désignent — c'est du reste la terminologie du règlement belge — les capsules à poudre fulminante (détonateurs ordinaires), éventuellement munies d'une amorce électrique (détonateurs électriques).

Que le détonateur joue un rôle capital dans l'emploi des explosifs, il suffit de rapporter ce fait que dans les essais des auteurs, le pourcentage des ratés augmentait de 50 % avec un explosif déterminé lorsque l'on substituait des détonateurs plus faibles à des détonateurs n° 8 (à 2 grammes de fulminate), dans les conditions d'emploi habituelles à la mine : alors que, théoriquement et dans les conditions favorables d'essai, des détonateurs beaucoup plus faibles, n° 6 par exemple, seraient suffisants pour un type donné d'explosif, en pratique, pour tenir compte des conditions inférieures (humidité, légère détérioration, vide entre les cartouches, amorçage imparfait), il est prudent de recourir à un détonateur plus fort de deux numéros, n° 8.

Les expériences des auteurs ne sont pas toutes nouvelles ; les essais au bloc de plomb, ou sur plaques de plomb (avec détonateur debout ou couché), sont bien connues ; un essai qui a, en tout cas, le mérite d'être très rapide et économique est celui désigné par les auteurs sous le nom de *nail test* (essai au clou) ; on fixe latéralement au détonateur à essayer, à l'aide d'une ligature en mince fil de cuivre, une pointe en fer — pour la comparaison des résultats, ces pointes ou clous sont naturellement toujours identiques et placés dans la même position par rapport au fond du détonateur ; — sous l'explosion du détonateur, le clou se plie suivant un angle plus ou moins prononcé et à peu près proportionné à la puissance du détonateur. On peut naturellement objecter à ce procédé de n'enregistrer la puissance de l'explosion que dans la direction d'un rayon seulement, et de donner, par conséquent, des indications bien inférieures aux indications radiales des détonateurs essayés debout sur plaque de plomb.

Une série d'essais avait pour but de déterminer la puissance d'un détonateur indirectement, d'après l'effet qu'il produit sur une quantité donnée d'un explosif déterminé ; mais dans cette voie, les expérimentateurs durent renoncer à opérer sur des explosifs usuels et avoir recours à des explosifs dont l'aptitude à la détonation avait été diminuée par le temps (dynamites vieilles de 2 ou 3 ans) ou artificiellement (addition d'eau avec des explosifs au nitrate ammonique).

Quelques essais intéressants sont encore à signaler : sur la vitesse

de détonation des explosifs, sur l'influence du cordeau détonant, sur la présence de plusieurs détonateurs répartis dans une charge d'explosif, sur l'emploi d'explosifs de natures différentes dans un même fourneau de mine.

Ad. B.

—
Lehrbuch der Bergbaukunde (*Manuel d'exploitation des mines*), de F. HEISE, Professeur et directeur de l'École des mines de Bochum, et F. HERBST, Professeur à l'Université technique d'Aix la Chapelle. — 2^{me} édition, Berlin, Julius Springer, 1911-1913. — 2 volumes reliés, prix : 24 Mark.

Les *Annales des Mines de Belgique* ont déjà dit tout le bien qu'il fallait penser de cet important ouvrage : en 1908 (3^e liv.) et 1911 (1^{re} liv.), elles signalaient l'apparition des deux tomes de la première édition allemande ; en 1912, elles ont applaudi à la publication de la traduction française faite sous la direction de M. Bousquet. Le succès de l'œuvre fut tel que la première édition fut épuisée bien plus rapidement que n'avaient osé l'espérer les auteurs ; ceux-ci avaient à peine publié le second tome de la première édition qu'il leur fallait donner la deuxième édition du premier, et immédiatement après, la deuxième édition du second.

Fidèles à leur maxime « bis dat, qui cito dat », les auteurs ont voulu satisfaire de suite le public ; vu le peu de temps que celui-ci leur laissait, on leur aurait pardonné de reproduire simplement le texte de la première édition. MM. Heise et Herbst ne l'ont pas entendu ainsi et la deuxième édition présente une série de perfectionnements, tenant compte des observations présentées et des progrès tout récents ; des gravures ont été remplacées par d'autres plus claires, une série d'autres ont été ajoutées ; certains chapitres ont été remaniés et remis à jour : citons l'abatage, le remblayage hydraulique, la question des poussières de charbon, l'éclairage par lampes électriques portatives, dans le premier volume. (Ce dernier objet, qui n'était touché, dans la première édition, qu'au tome II, à propos des appareils respiratoires, a été logiquement reporté dans le tome I, au chapitre de l'éclairage.)

Signalons, dans le deuxième volume, une importance plus grande donnée aux revêtements des puits en béton armé, au procédé de fonçage Kind-Chaudron, traité trop sommairement dans la première édition, au transport des charbons à front de taille, au transport par locomotives, à la signalisation électrique dans les puits de mines.

C'est dire que la 2^{me} édition mérite plus encore la faveur du public, qui saura gré à MM. Heise et Herbst d'avoir encore amélioré leur excellent manuel.

Ad. B.

Fabrication de l'acier par H. NOBLE, ingénieur des arts et manufactures, ancien chef de service d'aciéries. — Deuxième édition revue et augmentée. — In 8° de 632 pages avec 86 fig. H. DUNOD et PINAT, éditeurs, Quai des Grands-Augustins, Paris. — Prix: 25 fr.

Nous avons déjà eu l'occasion de signaler aux lecteurs des *Annales des Mines* la première édition de cet excellent ouvrage qui est avant tout un traité pratique de la fabrication de l'acier, s'adressant aussi bien au contremaître qu'à l'ingénieur chargé de la conduite d'une aciérie.

L'édition actuelle a été complétée pour tenir compte des progrès accomplis dans la connaissance de la chimie du fer et de ses combinaisons, et des perfectionnements de l'outillage et des procédés de fabrication.

Après un chapitre préliminaire consacré à l'étude sommaire des propriétés générales des aciers, l'auteur passe à l'étude théorique et pratique des différents procédés d'affinage au convertisseur, de la fabrication de l'acier sur sole et des procédés mixtes. Des chapitres spéciaux sont consacrés à l'établissement des convertisseurs et à leur garnissage, ainsi qu'à la construction, au chauffage et à l'entretien des fours Martin ; enfin, à la coulée des lingots. Le dernier chapitre est consacré à l'organisation du service et à l'établissement de la comptabilité technique de l'aciérie exposée au moyen d'exemples pratiques.

De nombreuses figures fournissent sur les appareils étudiés les renseignements les plus complets.

L'additivité des propriétés diamagnétiques et son utilisation dans la recherche des constitutions, par P. PASCAL. In-8° de 26 pages. — Paris, Hermann et fils, 1913. Prix : 1 franc.

Conférence faite par M. Pascal à la Société de Chimie-Physique de Paris, dans laquelle il expose l'état actuel des études sur l'additivité des propriétés diamagnétiques dans les combinaisons chimiques, et les conséquences que l'on peut en tirer sur la structure des composés et sur la notion de valence.

Notons ceci : Les propriétés diamagnétiques des combinaisons de la chimie organique sont sensiblement égales à la somme des propriétés diamagnétiques des éléments qui les constituent. Il n'en est plus de même pour les combinaisons de la chimie minérale.

D^r J. L.

Les progrès de la chimie en 1912. — Traduction française autorisée des *Annual Reports on the progress of Chemistry for 1912*, vol. IX,

publiée sur l'initiative du Service des Recherches du Laboratoire municipal de Paris. — Un volume in-8° de 411 pages; Paris, A. Hermann et Fils, 1913. Prix : Fr. 7-50.

M. A. Kling, Directeur du Laboratoire municipal de Paris, a voulu combler une lacune existant dans la littérature scientifique française, à savoir l'absence d'une publication annuelle sur les principaux travaux de chimie exécutés pendant l'année écoulée, en faisant publier ce volume par les chimistes de son laboratoire. Ne pouvant, pour des raisons d'ordre financier, publier un ensemble de synthèses originales de ces travaux, il a fait faire la traduction du dernier volume de la collection si appréciée des *Annual Reports on the progress of Chemistry* que publie, depuis 1903, la Société Chimique de Londres.

Il faut louer M. Kling de s'être arrêté à ce parti. La science doit être internationale, et l'on ne voit pas pour quelles raisons il faudrait refaire un travail bien achevé ailleurs.

Etait-il nécessaire même de faire paraître une traduction de l'excellente publication de la Société Chimique de Londres? La langue anglaise scientifique est, en effet, si aisée à lire par des lecteurs d'expression française.

Quoi qu'il en soit, le volume que nous signalons est apte à rendre service à tous ceux qui s'intéressent aux progrès des sciences chimiques dans leurs différents chapitres, y compris la physico-chimie et la radioactivité.

D^r J. L.

Introduction à la Chimie des complexes. Théorie et systématique de la Chimie des complexes minéraux, par G. URBAIN et A. SÉNÉCHAL. — Grand in-8° de 477 pages. — Paris, Hermann et fils, 1913. Prix : 15 francs.

Le livre que M. G. Urbain, professeur de chimie à la Sorbonne, et M. A. Sénéchal, son élève, viennent de publier, est une œuvre de haute science chimique, présentée cependant d'une manière accessible au lecteur quelque peu au courant des doctrines modernes en chimie générale.

Dans une première partie, intitulée *Généralités*, les auteurs définissent tout d'abord ce qu'il faut entendre par complexes. On doit entendre par là des groupements d'éléments qui présentent un ensemble de propriétés caractéristiques, par lesquelles ils sont comparables à un véritable élément. Ces groupements sont étudiés, avant tout, à l'état d'ion électrolytique. Le type du complexe est réalisé dans l'ammonium NH_4 , ion positif monovalent, formant un tout à réactions propres, et dans lequel les propriétés de l'azote et de l'hydrogène sont dissimulées.

On distingue des complexes parfaits, capables de résister aux forces dissociantes des dissolvants, et des complexes imparfaits, dont les éléments sont plus ou moins dissociés par les solvants. Les complexes imparfaits forment la transition entre les complexes parfaits et les sels doubles ordinaires, qui sont entièrement détruits en solution, et dont les sels qui les composent sont eux-même dissociés en leurs éléments constitutifs.

La suite de la première partie contient un résumé clair et méthodique des interprétations modernes des divers phénomènes chimiques, basées sur l'emploi des principes de la thermodynamique.

Une seconde partie est consacrée à l'étude des complexes électrolytiques parfaits. C'est au chimiste suisse A. Werner, le lauréat du prix Nobel pour la chimie en 1913, que l'on doit d'avoir actuellement une théorie satisfaisante sur cette classe de composés. Ce savant est parvenu à mettre de l'ordre dans le chaos des faits expérimentaux qui se rapportent aux complexes, en les interprétant suivant les méthodes en usage dans l'étude des composés de la chimie organique. C'est ainsi qu'il leur a appliqué les théories sur l'isomérisation, la polymérisation, la tautomérisation et la stéréoisomérisation qui servent à interpréter les combinaisons du carbone.

MM. Urbain et Sénéchal exposent ensuite longuement les données que l'on possède actuellement sur les nombreux complexes parfaits fournis par les sels de platine et les sels de cobalt. Pour fixer les idées signalons l'acide chloroplatinique $H_2 Pt Cl_6$, dont l'ion complexe est $Pt Cl_6$; le cobaltocyanure de potassium $K_4 Co (CN)_6$, dont l'ion complexe est $Co (CN)_6$.

La troisième partie fait connaître l'état des questions qui se rapportent aux complexes imparfaits, auxquels les théories de Werner ne sont applicables qu'avec certaines restrictions. Ce sont surtout les sels de chrome et les sels de cuivre qui fournissent de ces complexes, qui se montrent plus ou moins stables.

Cette partie est traitée suivant un procédé tout à fait original. Les auteurs se sont efforcés de montrer comment la constitution de ces corps ne peut être connue que par l'étude de leurs propriétés physico-chimiques, et qu'il est possible de constituer mathématiquement, moyennant l'emploi de quelques principes de physico-chimie, toute leur chimie. C'est là un essai des plus intéressants et qui est à même d'avoir de l'influence sur les méthodes d'exposition de la chimie, ainsi que sur les idées qu'il faut se faire des phénomènes chimiques considérés en eux-mêmes.

Une quatrième et dernière partie s'occupe des sels doubles et résume brièvement ce que l'on connaît sur les conditions physico-chimiques qui régissent leur existence, en ajoutant quelques con-

siderations sur l'isomorphisme apparent et l'isomorphisme réel.

L'ouvrage de MM. Urbain et Sénéchal doit être lu par tous ceux qui, en chimie, s'intéressent aux questions de science pure. Il contribuera à attirer l'attention des chercheurs sur un ensemble de faits d'une importance théorique considérable, et jusqu'ici cependant assez peu étudiés.

D^r J. L.

Traité de chimie minérale, par H. ERDMANN. Traduit sur la 5^e édition allemande par A. CORVISY; t. II : Etude des métaux. — In-8° de 331 pages, Paris, Hermann et fils, 1914. Prix : 10 francs.

Nous avons déjà signalé à l'attention des lecteurs des *Annales des Mines* le premier volume de la traduction française de l'excellent traité de chimie minérale composé par le savant et regretté directeur de la Technische Hochschule de Berlin. Ce volume contenait, outre une Introduction générale à la chimie, l'étude détaillée des métalloïdes. Le second volume, qui traite des métaux, mérite les mêmes éloges que le premier pour l'abondance des renseignements scientifiques et techniques qu'il renferme, ainsi que pour l'ordre et la clarté avec lesquels ils sont exposés. On y trouve également indiqués les usages médicaux ou les dangers pour la santé humaine que peuvent présenter les métaux ou leurs sels.

Les métaux sont divisés d'après la classification habituellement en usage dans les traités de chimie. L'auteur n'en omet aucun; et c'est ainsi qu'il donne quelques renseignements sur la classe, si intéressante au point de vue scientifique, des métaux des « Terres rares ».

D'assez nombreuses figures, d'une exécution soignée, et souvent originales, illustrent l'exposé. Les formes cristallines avec leurs indices cristallographiques sont données pour les principaux composés.

A la fin du volume on trouve d'abord cinq belles planches en couleur reproduisant les spectres d'émission ou d'absorption de quelques métaux spécialement étudiés par les méthodes spectroscopiques, entre autre le spectre d'émission du radium et les spectres d'absorption de quelques « Terres rares ». Ensuite une table pour les calculs d'analyses chimiques, avec y annexée une table de logarithmes à quatre décimales de 1 à 10000, tenant en quatre pages, deux pour les logarithmes, deux pour les antilogarithmes; un tableau de comparaison de quelques constantes physico-chimiques; enfin une nouvelle disposition du système périodique des éléments, due aux recherches personnelles de l'auteur.

Comme nous le disions en terminant la recension du premier volume, le *Traité de chimie minérale* de H. Erdmann est un modèle de cours pour l'enseignement général de la chimie.

D^r J. L.

Revue Universelle des Mines, de la Métallurgie, etc. (Liège, quai de l'Université, 16, et Paris, boulevard Saint-Germain, 174).

Les tomes III et VI de la 5^e série de ce Recueil, organe de l'A.I.Lg., ont paru dans le 2^e semestre de 1913. Les mémoires suivants ont été publiés :

Chimie industrielle.

Synthèse des oxydes d'azote par l'arc électrique, par E. ROSELIER, (t. III).

Constructions industrielles.

Théorie physique de la résistance des pierres comprimées à treillis, par G.-L. GÉRARD (t. III).

Electricité et Electrotechnique.

La téléphonie à grande distance et la téléphonie sans fil, par P. DRUMAUX (t. III).

Réglage économique de la marche des moteurs triphasés (suite et fin), par A. MONET (t. IV).

Les méthodes actuelles d'essai et l'Association Internationale pour l'essai des matériaux, par H. Hubert (t. IV).

Exploitation des Mines.

Le Remblayage hydraulique, par A. FRANCE (t. III).

Les Transports souterrains, par F. DEFIZE (t. IV).

Géologie appliquée.

Quelques roches de la province de Se-Tchouan (Chine), par le D^r VON DER VEEN (t. IV).

Mécanique appliquée.

Des moyens de réduire la pointe de démarrage des moteurs d'extraction, par N. DESSARD.

Le VI^e Congrès de l'Association Internationale pour la Résistance des Matériaux (suite et fin), par H. HUBERT (t. IV).

Métallurgie.

Aperçu historique de la sidérurgie belge, par E. DE LAVELEYE (t. IV).

Utilisation des gaz des hauts-fourneaux et des fours à coke, par E. HOUBAER (t. IV).

Histoire de la dessiccation du vent, par J. GAYLEY (t. IV).

Navigation aérienne.

Expériences d'aérodynamique et leur application à un aéroplane, par H. POULEUR (t. III).

Travaux publics.

Des fondations et des fouilles, par O. WATRIN (t. IV).

Un *Bulletin* bien fourni accompagne ces mémoires dans chaque livraison.

Viennent ensuite de nombreux articles bibliographiques et tout spécialement, des revues, très substantielles, des périodiques techniques belges et étrangers.

Agenda Dunod pour 1914: Mines. Prospection et exploitation à l'usage des ingénieurs, contrôleurs de mines, prospecteurs, etc., par DAVID LEVAT, ancien élève de l'école polytechnique, Ingénieur civil des Mines. — DUNOD ET PINAT, éditeurs, Quai des Grands-Augustins, Paris, VI^e. — Prix : 3 francs.

Ce petit volume, élégamment relié en peau souple et d'un format très portatif, provient, ainsi que nous l'avons déjà signalé à propos de l'édition de 1913, du dédoublement de l'ancien Agenda : Mines et Métallurgie, dont le cadre était devenu trop étroit pour une matière aussi vaste.

Il y a gagné de pouvoir être remanié, étendu et mis en général au courant des derniers perfectionnements de la technique minière. Il y a bien de côté et d'autre un chapitre qui gagnerait à être rajeuni, mais ces points faibles, qui sont inévitables dans une publication de l'espèce, n'enlèvent rien à son mérite qui est de donner sous une forme très condensée beaucoup de renseignements utiles sur tous les sujets intéressant le mineur.

En un mot, c'est un aide-mémoire qu'il est utile d'avoir sous la main.

List of annual suscription to English Colonial and foreign newspapers, magazines, etc., publiée par W. M. DAWSON AND SONS LTD, Cannon Street, à Londres. — 25^e édition, 1914.

Ce petit opuscule qui renferme une liste complète des périodiques de toute nature publiés tant en Angleterre qu'à l'étranger, sera très utile aux personnes qui désirent se documenter sur les publications existant dans les différents pays et dans quelque domaine que ce soit.

LES
Sondages et Travaux de Recherche
DANS LA PARTIE MÉRIDIONALE
DU
BASSIN HOULLER DU HAINAUT
—
LES SONDAGES

(7^{me} suite) (1)

Nous donnons dans cette livraison une nouvelle édition de la carte indiquant la position des sondages exécutés, en cours d'exécution ou signalés dans la partie méridionale du bassin houiller du Hainaut, à la date du 1^{er} janvier 1914. La carte, que nous avons publiée au 1^{er} janvier de l'année dernière, comprenait 75 sondages et travers-bancs intéressant la région inconnue du bassin du Hainaut. Dans le courant de cette année, 21 sondages nouveaux ont été commencés ou signalés et la nouvelle édition de la carte indique leurs emplacements; nous y avons également renseigné, sous les n^{os} 95 et 97, deux travers-bancs intéressants creusés par les Sociétés Charbonnières du Boubier et d'Ormont. On voit donc que l'enthousiasme pour les recherches au Midi de l'ancien bassin ne s'est pas ralenti.

On trouvera plus loin un tableau complet renseignant les

(1) Voir t. XVII, 2^e liv., p. 445 et suiv.; 3^e liv., p. 685 et 4^e liv., p. 1137, et t. XVIII, 1^{re} liv., p. 253, avec tableau et carte; 2^e liv., p. 597; 3^e liv., p. 935, et 4^e liv., p. 1219.

différents travaux de recherches et désignant les Sociétés qui les ont entrepris; comme l'année dernière nous y avons joint les indications bibliographiques relatives aux publications qui ont été faites sur certains de ces travaux, afin de faciliter la tâche aux personnes qui désireraient en faire une étude approfondie. Ces données ont été complétées grâce à l'obligeance de M. l'Ingénieur des Mines Renier, Chef du Service Géologique. Nous avons marqué d'une astérisque, sur les tableaux et sur la carte, les numéros des sondages dont les coupes détaillées ont été publiées par les *Annales des Mines de Belgique*, à savoir : les n^{os} 2, 3, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27, 28, 31, 32, 33, 34, 35, 52, 64 et 76. Les coupes des sondages n^{os} 9, 12, 26, 28, 31, 33, 35, 52 et 76 ont été publiées l'année dernière. Nous donnons dans cette livraison les coupes des sondages n^o 64, ou de Pince-maille, effectué par la Société de Recherches *La Sambre Belge*, et n^o 16, ou des Bonniers, effectué par la Société anonyme de Recherches de Lobbes et la Société anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord.

No d'ordre	Indication du travail de recherches	Altitude approximative en mètres	Commune de	Noms des auteurs des recherches	Indications bibliographiques
	ABRÉVIATIONS : A. M. B. = <i>Annales des Mines de Belgique</i> . — A. S. G. B. = <i>Annales de la Société Géologique de Belgique</i> . — B. S. B. G. = <i>Bulletin de la Société belge de Géologie</i> . — P. I. E. M. = <i>Publications de l'Association des Ingénieurs sortis de l'Ecole des Mines de Mons</i> . — R. U. M. = <i>Revue Universelle des Mines</i> . N. B. Le chiffre romain indique le tome ; le chiffre arabe renseigne la page.				
1	Travers-bancs sud du siège n° 8 de la concession de Belle-Vue.	»	»	Soc. anon. des Charbonn. Unis de l'Ouest de Mons	
2*	Sondage d'Eugies	135	Eugies	Compagnie des Charbonnages belges	A. M. B. XVII, 687, XVIII, 670; A. S. G. B., XL, B. 206.
3*	» de Belle Victoire ou de Saint-Symphorien	41	Saint-Symphorien	Soc. anon. des Charbonnages du Levant de Flénu	A. S. G. B., XXXVIII, B. 300; XL, B. 204; A. M. B., XVII, 1139; XVIII, 661, 679, 1013.
4	» de Saint-Symphorien-Villers	60	Id.	» » du Levant de Mons	A. S. G. B., XXXVIII, B. 303, XL, B. 204; A. M. B., XVIII, 661, 1013.
5*	» d'Harmignies	60	Harmignies	MM. Honoré Lemaire et Cie	A. M. B., XVII, 453, XVIII, 657, 670, 675, 679, 1013; A. S. G. B., XXXVIII, B. 308; XXXIX, B. 321, XL, B. 208; P. I. E. M., VI, 175; R. U. M., XL, 261.
6*	» de Maurage	73	Maurage	Soc. anon. des Charbonn. de Maurage	A. M. B., XVII, 693, XVIII, 653; A. S. G. B., XL, pl. X, XI
7*	» de Bray	65	Bray	» du Charbonnage de Bray	A. M. B., XVII, 704, XVIII, 652, 658, 678; A. S. G. B., XL, B. 210, pl. X, XI, B. 355.
8*	» de Trivières	75	Trivières	Société civile des Charbonnages de Bois du Luc	A. M. B., XVII, 724, XVIII, 937, 659; A. S. G. B., XL, B. 212, pl. X.
9*	» de Péronnes	68	Péronnes-lez-Binche	Société anonyme des Charbonnages de Ressaix, etc.	A. M. B., XVIII, 599, 652, 659
10*	» de Waudrez	90		M. Honoré Lemaire	A. M. B., XVII, 467, XVIII, 295, 306, 645, 649, 659; A. S. G. B., XXXIX, B. 322; XL, B. 209; P. I. E. M., VI, 175; R. U. M., XL, 230.
11*	» de Mahy-Faux	125	Buvrinnés	Société civile « La Gantoise » (M. Breton)	P. I. E. M., V., 370; A. M. B., XVII, 483, XVIII, 295, 645, 659, 669; A. S. G. B., XL, B. 212.
12*	» de Montifaux ou de Bienne-lez-Happart	166	Id.	Soc. anon. des Charbonnages de Courcelles-Nord	A. M. B., XVIII, 265, 295, 301, 306, 643; A. S. G. B., XL, B. 212, 215, 341, 353, 450
13*	» de la Vaucelle ou de Buvrinnés	143	Id.	» » de Ressaix, etc.	P. I. E. M., V 370; A. M. B., XVII, 491, XVIII, 295, 300, 306, 642, 669; A. S. G. B., XL, B. 213, 341, 353.
14*	» des Dunes	144	Epinois	Idem.	A. M. B., XVII, 730; A. S. G. B., XL, B. 214, 353, 355.
15*	» de Buvrinnés-station (Bois de Ronchu)	187	Buvrinnés	Soc. anon. Hennuyère de recherches et d'exploitations minières	P. I. E. M., V, 371; A. M. B., XVII, 738, XVIII, 305; B. S. B. G., XXVI, 237; A. S. G. B., XL, B. 215.
16*	» de Lobbes (Bois de la Houssière)	196	Lobbes	Société de recherches minières de Lobbes et Société anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord	A. M. B., XIX, 249.
17*	» d'Ansuelle	200	Anderlues	Société civile « La Bruxelloise » (M. Breton)	P. I. E. M., V, 372; A. M. B., XVII, 502, XVIII, 669; A. S. G. B. XL, B. 216.

N ^o d'ordre	Indication du travail de recherches	Altitude approximative en mètres	Commune de	Noms des auteurs des recherches	Indications bibliographiques
18*	Sondage de la Hougarde B.	162	Leernes	Société civile « La Namuroise » (M. Breton)	P. I. E. M., V, 373; A. M. B., XVII, 509.
19*	» de la Hougarde F.	162	Id.	Soc. anon. des Charbonnages de Fontaine-l'Évêque	P. I. E. M., V, 373; A. M. B., XIV, 237, XVIII, 288, 293; A. S. G. B., XL, B. 217.
20*	» des Marlières	135	Id.	Idem.	P. I. E. M., V, 374; A. M. B., XVII, 1149, XVIII, 302, 305; B. S. B. G., XXVI, 263; A. S. G. B., XL, B. 218, 341.
21*	» du Trou d'Aulne ou de Hourpes	115	Id.	Idem.	A. M. S., XVII, 1165, XVIII, 276, 293, 674; B. S. B. G., XXVI, 244; A. S. G. B., XL, B. 218.
22*	» intérieur du puits Avenir	— 289	»	Société anonyme franco-belge des Charbonnages de Forte-Taille	A. M. B., XII, 93, XIII, 537, XIV, 1015, XV, 288, XVIII, 225, 295, 299, 304; A. S. G. B., XL, B. 220, 351.
23*	» d'Espinoy	148	Id.	Idem.	A. M. B., XVI, 439, 673, XVIII, 299; A. S. G. B., XL, B. 219, 351.
24*	» de Gozée	211	Gozée	Idem.	A. M. B., XVII, 1179, XVIII, 291, 305; B. S. B. G., XXVI, 242; A. S. G. B., XL, B. 220, 341.
25*	» de Marcinelle	160	Marcinelle	Soc. anon. des Charbonnages de Marcinelle-Nord	A. M. B., XVII, 1181, XVIII, 302; A. S. G. B., XL, B. 222, 341
26*	» de Jamioulx n ^o 1	125	Jamioulx	» » de Jamioulx	B. S. B. G., XXVI, 246, 262; A. M. B., XVIII, 291, 971; A. S. G. B., XL, B. 221, 223, 341.
27	» n ^o 3 (S. R. Ch.) [Beignée]	135	Beignée	Société anonyme de Recherches de Charleroi	
28*	» de Nalinnes (Haies)	220	Nalinnes	» des Charbonn. du Bois de Cazier	B. S. B. G., XXVI, 247, 261; A. M. B., XVIII, 291, 305, 977; A. S. G. B., XL, B. 221.
29	» n ^o 2 (S. R. Ch.) [La Ferrière]	226	Id.	» de Recherches de Charleroi	
30	Travers-bancs de recherches du puits Saint-Charles	»	»	» des Charbonn. du Bois de Cazier	
31*	Sondage de Loverval A (Try d'Haies)	145	Loverval	Id.	A. M. B., XVIII, 300, 1268; A. S. G. B., XL, B., 341.
32*	» de Loverval M	165	Id.	Soc. anon. des Charbonnages de Marcinelle-Nord	A. M. B., XVII, 1191, XVIII, 290, 300; B. S. B. G., XXVI, 263; A. S. G. B., XL, B. 221, 341, 345.
33*	» n ^o 1 (S. R. Ch.) [Long Bois]	174	Rouffioulx	» de Recherches de Charleroi	A. M. B., XVIII, 983.
34*	» de Chamborgneau O	168	Id.	» des Charbonnages d'Ormont	A. M. B., XVII, 514, XVIII, 277, 300; A. S. G. B., XL, B. 333, 358.
35*	» de Chamborgneau B	168	Id.	» du Charbonnage du Boubier	A. M. B., XVIII, 277, 300, 627; A. S. G. B., XL, B. 334.
36	» de Fayt-le-Franc	110	Fayt-le-Franc	» des Charbonn. Unis de l'Ouest de Mons	
37	» de Blaugies	140	Blaugies	» des Chevalières de Dour	
38	» du Bois de Sars	135	Sars-la-Bruyère	» Charbonnages Nord-Ouest de Bohême (Falkenau)	

No d'ordre	Indication du travail de recherches	Altitude approximative en mètres	Commune de
39	Sondage de la Cense du Coury (Rambourg)	129	Sars-la-Bruyère
40	» de Quévy-le-Petit (Ferme Derbaix)	98	Quévy-le-Petit
41	» de Quévy-le-Grand (La Sablonnière)	112	Quévy-le-Grand
42	» de Quévy-le-Grand (Sucrerie Wauquez)	76	Id.
43	» d'Harvengt	59	Harvengt
44	» de Havay (hameau de Thy)	87	Havay
45	» de Havay	70	Id.
46	» de Givry (route de Frameries)	60	Givry
47	» de Givry (Squerbion)	69	Id.
48	» de Givry	50	Id.
49	» de Givry-Moulin	52	Id.
50	» de Givry (route d'Haulchin)	73	Id.
51	» du Bois d'Aveau	128	Rouveroy
52*	» d'Estinnes au Val	94	Estinnes-au-Val
53	» de Croix-lez-Rouveroy (La Jonquière)	138	Croix-lez-Rouveroy
54	» de Tombois	103	Haulchin
55	» de Croix-lez-Rouveroy (Beauregard)	144	Croix-lez-Rouveroy
56	» de Grand-Reng	143	Grand-Reng
57	» du Moulin	104	Estinnes-au-Mont
58	» de Faurœux	140	Faurœux
59	» de la Jonquière	140	Erquelines
60	» de Peissant	154	Peissant
61	» de Vellereille-lez-Brayeux (Prairies du Marais)	148	Vellereille-lez-Brayeux
62	» de Merbes-le-Château (Boustaine)	141	Merbes-le-Château
63	» de Merbes-Ste-Marie (Brasseries)	159	Merbes-Sainte-Marie
64*	» de Pincemaille	171	Vellereille-lez-Brayeux
65	» des Baraques	177	Merbes-Sainte-Marie
66	» de la Buisnière	127	La Buisnière
67	» de Sars-la-Buisnière	172	Sars-la-Buisnière
68	» de Montfayt	159	Mont-Sainte-Geneviève

Noms des auteurs des recherches	Indications bibliographiques
Compagnie de Charbonnages belges	A.S.G.B., XI, B., 62; A. M. B., XVIII, 1018.
Société Péruwelzienne de Recherches minières	
Idem.	
Idem.	
M. Edourd Moselli	
MM. Jamar et Cie	
M. Edouard Moselli	
Soc. anon. de Gaz et d'Electricité du Hainaut	
Idem.	
Idem.	
MM. Collin, Jamar et Franqui	
Soc. anon. des Agglomérés réunis du bassin de Charleroi	
» des Charbonnages de Noël-Sart-Culpart	
» » du Levant de Mons	A. M. B., XVIII, 271, 652, 989, 1013; A.S.G.B., XL, B., 208, 210.
» des Hauts-fourneaux, Forges et Aciéries de Thy-le-Château	
Id.	
Société anonyme des Charbonnages d'Amercœur	
M. Martens	
Soc. anon. des Charbonnages réunis de Charleroi	
Société anonyme des Charbonnages d'Amercœur	
Société métallurgique de Sambre et Moselle	
M. E. Coppée fils	
Soc. anon. des Charbonnages réunis de Charleroi	A.S.G.B., XLI, B., 62.
» de Recherches et d'études hydrologiques	
M. E. Rigo	
Société de recherches « La Sambre » (M. Rigo)	A.M.B., XIX, 253.
Société anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord et Société anonyme de Recherches de Lobbes et environs	
Société anonyme John Cockerill et Société métallurgique d'Espérance Longdoz	
Soc. anon. de Recherches et d'études hydrologiques	
Société anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord et Société anonyme de Recherches de Lobbes et environs.	

No d'ordre	Indication de travail de recherches	Altitude approximative en mètres	Commune de
69	Sondage du Bois de Villers	147	Biercée
70	» des Maisons Gabelle	180	Thuin
71	» de Pirailles	120	Id.
72	» de Thuin-Waibes	197	Id.
73	» du Chêne	198	Id.
74	» no 4 ou de Gozée Village	175	Gozée
75	» de Gerpennes	212	Gerpennes
76*	» de Presles	131	Aiseau
77	» de Blaugies-Coron	140	Blaugies
78	» de Blaregnies	137	Blaregnies
79	» du Château-Miler	133	Quévy-le-Petit
80	» du Ruisseau de Brays	130	Id.
81	» de Bonneteau	94	Id.
82	» de la Ferme de Nevergies	128	Quévy-le-Grand
83	» d'Hyon	»	Hyon
84	» du Pont de Pierre	63	Quévy-le-Grand
85	» du Welz d'Hantes	131	Solre-sur-Sambre
86	» de la Thure	128	Id.
87	» du Pont d'Hantes	127	Id.
88	» de l'Angre	180	Merbes Sainte-Marie
89	» du Vivier Coulomb	160	Bienne-lez-Happart
90	» de Fontaine Valmont	120	Fontaine-Valmont
91	» de Ragnies	165	Ragnies
92	» de Thuillies no 1	162	Thuillies
93	» » no 2	151	Id.
94	» no 2 de Jamioulx	192	Marbaix
95	Travers-bancs Sud de recherches du puits no 2, étage de 625 mètres	»	»
96	Sondage du Bois des Malagnes	190	Bouffioulx
97	Travers-bancs Sud de recherches du puits Saint-Xavier, étage de 700 mètres	»	»
98	Sondage de Gougnies	131	Gougnies

Noms des auteurs des recherches	Indications bibliographiques
Soc. anon. des Charbonnages de Mariemont	
» des Houillères-Unies du bassin de Charleroi	
MM Plumier, Martens et consorts	
Société anonyme John Cockerill et Société métallurgique d'Espérance Longdoz	
Société anonyme des Houillères-Unies du bassin de Charleroi	
Société anonyme de Recherches de Charleroi	
Id.	
Société anonyme des Charbonnages réunis de Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau	A.M.B., XVIII, 275, 635.
Société anonyme John Cockerill à Seraing	
Compagnie de Charbonnages Belges	
Société anonyme John Cockerill à Seraing	
» de Recherches minières du Sud du Hainaut	
» anonyme de Gaz et d'Electricité du Hainaut	
Id.	
Société anonyme des Charbonnages du Levant du Flénu	
Société anon. des Charbonnages du Nord de Genly	
» Métallurgique de Sambre et Moselle	
Id.	
» générale de sondages et travaux miniers	
» de Recherches « La Sambre Belge »	
» anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord et Société anonyme de Recherches de Lobbes et environs	
M. Alexis Dufrane	
M. Georges De Wulf, à Couillet	
Id.	
Id.	
Société anonyme des Charbonnages de Jamioulx	
» » du Boubier	A.S.G.B., XL, pl. XVI.
» » d'Ormont	A.S.G.B., XL, pl. XIV.
Id.	
M. Martens	

INDEX DES TRAVAUX DE RECHERCHE

numérotés sur la carte

Nos	INDICATION DU TRAVAIL DE RECHERCHE	Nos	INDICATION DU TRAVAIL DE RECHERCHE	Nos	INDICATION DU TRAVAIL DE RECHERCHE
1	Travers-bancs sud du siège n° 8 de la concession de Belle-Vue	39	Sondage de la Cense du Coury (Rambourg)	77	Sondage de Blaugies-Coron.
2*	Sondage d'Eugies	40	» de Quévy-le-Petit (Ferme Derbaix)	78	» de Blaregnies.
3*	» de Belle Victoire ou de Saint-Symphorien	41	» de Quévy-le-Grand (La Sablonnière)	79	» du Château-Milet.
4	» de Saint-Symphorien-Villers	42	» de Quévy-le-Grand (Sucrerie Wauquez)	80	» du Ruisseau de Brays.
5*	» d'Harmignies	43	» d'Harvengt	81	» de Bonneteau.
6*	» de Maurage	44	» de Havay (hameau de Thy)	82	» de la Ferme de Nevergies.
7*	» de Bray	45	» de Havay	83	» d'Hyon.
8*	» de Trivières	46	» de Givry (route de Frameries)	84	» du Pont de Pierre.
9*	» de Péronnes	47	» de Givry (Squerbion)	85	» du Welz d'Hantes.
10*	» de Waudrez	48	» de Givry	86	» de la Thure.
11*	» de Mahy-Faux	49	» de Givry-Moulin	87	» du Pont d'Hantes.
12*	» de Montifaux ou de Bienne-lez-Happart	50	» de Givry (route d'Haulchin)	88	» de l'Angre.
13*	» de la Vaucelle ou de Buvrines	51	» du Bois d'Aveau	89	» du Vivier-Coulomb.
14*	» des Dunes	52*	» d'Estinnes au Val	90	» de Fontaine-Valmont.
15*	» de Buvrines-station (Bois de Ronchu)	53	» de Croix-lez-Rouveroy (La Jonquièrre)	91	» de Ragnies.
16*	» de Lobbes (Bois de la Houssière)	54	» de Tombois	92	» de Thuillies n° 1.
17*	» d'Ansuelle	55	» de Croix-les-Rouveroy (Beauregard)	93	» » n° 2.
18*	» de la Hougarde. B.	56	» de Grand-Reng	94	» No 2 de Jamioulx.
19*	» de la Hougarde F.	57	» du Moulin	95	Travers-bancs sud du puits n° 2 de la concession du Boubier.
20*	» des Marlières	58	» de Faurœulx	96	Sondage du Bois des Malagnes.
21*	» du Trou d'Aulne ou de Hourpes	59	» de la Jonquièrre	97	Travers-bancs sud du siège Saint-Xavier de la concession d'Ormont.
22*	» intérieur du puits Avenir	60	» de Peissant	98	Sondage de Gougnyes.
23*	» d'Espinoy	61	» de Vellereille-les-Brayeux (Prairies du Marais)		
24*	» de Gozée	62	» de Merbes-le-Château (Boustaine)		
25*	» de Marcinelle	63	» de Merbes-Ste-Marie (Brasseries)		
26*	» de Jamioulx n° 1	64*	» de Pincemaille		
27	» n° 3 (S. R. Ch.) [Beignée]	65	» des Baraques		
28*	» de Nalines (Haies)	66	» de la Buissière		
29	» n° 2 (S. R. Ch.) [La Ferrière]	67	» de Sars-la-Buissière		
30	Travers-bancs de recherches du puits Saint-Charles	68	» de Montfayt		
31*	Sondage de Loverval A (Try d'Haies)	69	» du Bois de Villers		
32*	» de Loverval M	70	» des Maisons Gabelle		
33*	» n° 1 (S. R. Ch.) [Long Bois]	71	» de Pirailles		
34*	» de Chamborgneau O	72	» de Thuin-Waibes		
35*	» de Chamborgneau B	73	» du Chêne		
36	» de Fayt-le-Franc	74	» n° 4 ou de Gozée Village		
37	» de Blaugies	75	» de Gerpennes		
38	» du Bois de Sars	76*	» de Presles.		

N° 16. — **SONDAGE DES BONNIERS (1).**

(LOBBES)

*Société de Recherches Minières de Lobbes
et Société anonyme des Charbonnages de Courcelles-Nord.*

Cote de l'orifice : + 196.

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Grès dévoniens	581.00	581.00	—
Passage de la faille du Midi.			
Terrain houiller.			
Terrain houiller	4.00	585.00	
<i>Fin de l'enfoncement au trépan.</i>			
Mur psammitique, joint de glissement	1.00	586.00	
Schiste psammitique	2.00	588.00	Inclinaison 15°
Mur schisteux noir	3.75	591.75	
Schiste psammitique zonaire, passages scailleux	16.25	608.00	Incl. variable.
Mur noir psammitique, crochons locaux.	28.50	636.50	
Schiste scailleux, joints de glissement	2.50	639.00	
Grès gris zonaire, stratifications entrecroisées.	7.85	646.85	Inclinaison 20°
Schiste psammitique	4.15	651.00	
Schiste psammitique, joints polis	1.00	652.00	
Mur schisteux passant au psammite	9.00	661.00	Inclinaison 50°
Schiste psammitique dérangé.	1.00	662.00	
Psammite zonaire	4.70	666.70	Inclinaison 45°
Grès gris zonaire	2.30	669.00	
Psammite schisteux zonaire	2.50	671.50	
Grès gris quartzeux	11.50	683.00	
Schiste psammitique dérangé.	1.80	684.80	
Schiste zonaire gris, noir fin	0.45	685.25	Inclinaison 45°
Passée.			
Mur brun bistré	1.75	687.00	
Psammite schisteux dérangé	1.00	688.00	Inclinaison 50°
Schiste gris scailleux	0.20	688.20	
Schiste psammitique zonaire	3.80	692.00	Inclinaison 50°

(1) Le sondage commencé le 9 septembre 1911 a été terminé le 13 juillet 1913; il a été creusé au trépan jusqu'à la profondeur de 585 mètres, puis à la couronne.

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Psammite zonaire gréseux	3.00	695.00	
Mur de schiste psammitique	8.00	703.00	
Psammite zonaire dérangé	9.00	712.00	Inclinaison 15°
Grès zonaire.	1.80	713.80	Inclinaison 35°
Schiste psammitique zonaire fracturé	2.70	716.50	
Schiste noir fin	0.50	717.00	
Mur schisteux psammitique	2.00	719.00	
Psammite zonaire brun	2.00	721.00	Inclinaison 30°
Schiste psammitique	6.00	727.00	Inclinaison 45°
Schiste gris, zones brunes	5.00	732.00	
Mur psammitique grossier	4.00	736.00	
Schiste psammitique zonaire, passages gréseux	16.00	752.00	Inclinaison 24°
Grès zonaire feldspathique	3.50	755.50	
Schiste psammitique dérangé.	0.50	756.00	Inclinaison 20°
Schiste tendre dérangé	1.00	757.00	
Mur bistré	3.00	760.00	
Psammite bistre, devenant gréseux.	0.70	760.70	
Mur psammitique gris brun	13.30	774.00	
Psammite schisteux	11.00	785.00	Incl. variable
Grès gris argileux, stratifications entrecroisées	15.00	800.00	
Schiste dérangé	0.40	800.40	
Grès gris compact, zonaire	9.05	809.45	
Schiste psammitique	0.10	809.55	
Mur psammitique bistre.	0.45	810.00	Inclinaison faible
Mur psammitique passant au schiste psammitique.	5.00	815.00	
Psammite bistré	5.00	820.00	
Schiste psammitique noir brun	2.80	822.80	
Mur bistré psammitique	1.20	824.00	
Schiste noir	0.50	824.50	
Mur bistre	1.00	825.50	Inclinaison 30°
Mur psammitique brun	1.50	827.00	Inclinaison 50°
Mur bistre	5.00	832.00	
Schiste psammitique	1.00	833.00	Inclinaison 40°
Mur noirâtre dérangé	5.00	838.00	
Schiste psammitique brun	0.65	838.65	
Mur psammitique bistré	5.35	844.00	Inclinaison 40°
Grès gris zonaire	2.00	846.00	Inclinaison 35°

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Schiste psammitique bistré	2.00	848.00	
Grès zonaire.	9.00	857.00	Incl. variable
Schiste psammitique dérangé	1.00	858.00	
Mur psammitique	2.00	860.00	
Psammite schisteux	0.65	860.65	
Couche.	0.75	861.40	En dressant : Mat. vol. 19.75 % Cendres 3.5 %
Psammite et grès zonaire	4.70	866.10	
Veinette	0.20	866.30	En dressant.
En dessous, grès	8.00	874.30	
Schiste psammitique brun	0.50	874.80	
Grès zonaire, veines blanches	0.50	875.30	
Psammite compact carbonaté	10.20	885.50	Inclinaison 50°
Schiste psammitique	42.00	927.50	Incl. variable
Schiste	0.93	928.43	
Couche.	0.87	929.30	En dressant : Mat. vol. 19.8 % Cendres 10.0
Schiste psammitique	0.70	930.00	
Schiste psammitique bouleversé, radicelles	4.00	934.00	
Schiste psammitique	2.75	936.75	
Couche.	1.28	938.03	En dressant : Mat. vol. 18.5 % Cendres 17.44 %
Schiste psammitique	3.97	942.00	
Psammite avec végétaux hachés	20.00	962.00	
Psammite gréseux.	2.00	964.00	Inclinaison 45°
Schiste dérangé	6.00	970.00	
Schiste psammitique zonaire	14.00	984.00	
Mur zonaire et gréseux	4.00	988.00	
Grès zonaire, intercalations de psammite	4.50	992.50	
Schiste psammitique zonaire	20.05	1012.55	Incl. variable
Grès zonaire passant au psammite	11.95	1024.50	
Grès gris	7.75	1032.25	Incl. variable
Psammite zonaire	12.25	1044.50	
Schiste psammitique	5.65	1050.15	
Couche.	0.77	1050.92	En plateaux : Mat. vol. 18.5 % Cendres 15.1 %
Escaille	3.08	1054.00	
Grès argileux	6.30	1060.30	

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Psammite gris	10.15	1070.45	
Grès	1.95	1072.40	
Psammite gris	10.10	1082.50	
Schiste	2.40	1084.90	
Escaille	0.20	1085.10	
Schiste scailleux gris	4.15	1089.25	
Schiste	36.30	1125.55	
Couche	1.07	1126.62	En dressant : Mat. vol 20.5 % Cendres 3.1 %
Grès	1.98	1128.60	
Schiste gris tendre	2.45	1113.05	

FIN DU SONDAGE.

N° 64. — SONDAGE DU BOIS DE PINCEMAILLE (1)

(Vellereille-les-Brayeux).

Société anonyme « La Sambre belge ».

Cote de l'orifice + 171.

NOTE SUR LE TERRAIN HOILLER

La faille du Midi a été recoupée à ce sondage à environ 630 mètres de profondeur; ce point est caractérisé par un mélange de schistes houillers et de roches coblenciennes contenant des schistes gris vert.

Le forage à la couronne de 232 millimètres a commencé à la profondeur de 683^m20 et a été poussé jusqu'à 1132^m70, où il a été arrêté à cause des éboulements de terrains occasionnés par le passage d'une couche de 5^m90 d'ouverture.

Sur les 449^m50 de terrain houiller traversés en dessous de la faille limite, il a été recoupé dix-huit couches de charbon d'une épaisseur totale de 20^m91 et vingt-quatre veinettes de 0^m05 à 0^m30.

La teneur moyenne en charbon du houiller traversé à Pincemaille est de 4.65 % pour les dix-huit couches exploitables.

L'épaisseur en charbon des couches varie de 0^m55, à 3^m95, soit une épaisseur moyenne de 1^m15. On compte deux couches de moins de 0^m50, onze de 0^m50 à 1 mètre, deux de 1 mètre à 1^m50, une de 2^m60 et deux de 3^m50 à 4 mètres.

Parmi les veinettes, on en compte quinze ayant 20 à 30 centimètres.

Vues dans leur ensemble, les couches ne présentent guère d'intercalations schisteuses, hormis celles désignées sous les nos 3, 15, 18,

(1) Les déterminations paléontologiques ont été faites par M. l'Ingénieur des Mines Armand Renier, Chef du Service géologique, à Bruxelles.

Les analyses chimiques ont été faites par les laboratoires suivants : Delforge, à Charleroi ; Ecole des Maîtres-Mineurs d'Alais (Gard) ; Micheville ; Pont-à-Mousson ; Saint-Chamond.

Le lavage des farines a été fait à l'éther sulfurique, puis au chlorure de magnésium.

Les résultats indiqués sont les moyennes des résultats donnés par les laboratoires ci-dessus.

Les matières volatiles sont données sur charbon pur, cendres déduites.

qui montrent des intercalations dans les proportions ci-après : couche 3 : 35 % ; couche 15 : 41 % ; couche 18 : 55 % ; moyenne : 44 %, variant de 18 % sur la moyenne totale des intercalations schisteuses, qui s'élève à 26 %.

La stampe moyenne est de 24^m96; la plus forte stampe se trouve à la base du sondage avec une épaisseur de 65^m65; une autre stampe de 48^m20 s'observe entre les couches 3 et 4. Ces stampe comprennent toutes deux plusieurs veinettes.

Le terrain houiller de Pincemaille est en stratification normale et présente des inclinaisons très faibles ne dépassant pas 20° jusqu'à la profondeur de 840 mètres, profondeur à partir de laquelle l'inclinaison augmente progressivement jusqu'à 50°, pour venir buter contre un dérangement local à la profondeur de 900 mètres.

En dessous de celle-ci, les inclinaisons sont plus accentuées et moins régulières jusqu'à la profondeur de 1,060 mètres, où on observe le passage d'un nouveau dérangement d'une dizaine de mètres d'épaisseur. De 1070 mètres à la base du sondage, les terrains redeviennent régulièrement stratifiés et possèdent une inclinaison de 15 à 30°.

Au point de vue lithologique, ces terrains sont caractérisés par l'absence presque complète de grès jusqu'à la profondeur de 865 mètres ; le facies des stampe y est psammitique et schisteux.

Entre les profondeurs de 870 mètres et de 980 mètres, on observe quelques passes de schistes siliceux et grès, puis le facies psammitique et schisteux réapparaît jusqu'à la base du sondage.

De nombreuses carottes ont donné des échantillons très froissés, brisés, traversés de limets de charbon et de surfaces de glissement avec miroirs de faille.

D'autres carottes de schistes et psammites, contenant des nodules de sidérose, présentaient des pseudo-stratifications dues à l'écoulement des schistes autour de ces nodules. Ces faits indiquent que certainement ce houiller est traversé par des dérangements locaux comme ceux signalés aux profondeurs de 900 et de 1,060 mètres, mais on ne peut conclure à l'existence de failles importantes, n'ayant pas observé des zones de brouillage très étendues.

La perte de carottes, que l'on attribue souvent au passage d'une faille ou d'un dérangement, peut s'expliquer dans le cas présent par la grande abondance de couches et de veinettes traversées. L'observation a démontré que les faux toits de certaines couches sont très puissants et ébouleux lorsqu'ils sont formés de schistes charbonneux

ou « béziers ». Dans ces roches, il est impossible d'obtenir des échantillons en carottes.

Il serait donc délicat de conclure à l'existence de failles ou dérangements en se basant sur l'absence de carottes.

L'étude des couches au point de vue de leur teneur en matières volatiles n'accuse qu'une diminution de 2 % entre celles du sommet et celles de la base. D'après la moyenne des analyses fournies par cinq laboratoires, la teneur en matières volatiles est de 22.16 % sur charbon pur, cendres déduites, et le pouvoir agglutinant de 15.2.

Coupe des terrains traversés.

Détermination géologique	NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte
Quaternaire	Limon argileux, limon sableux, cailloutis de silex roulés	17.50	17.50
Etage Burnotien (Bt).	Grès rouges avec schistes rouges et verts	202.50	220.00
	Conglomérat (quartz blancs et verts)	18.00	238.00
	Grès et schistes verts et rouges	223.00	461.00
Etage Coblenzien supérieur (Cb3).	Grès verts et gris, schistes charbonneux, schistes et quartzites verts	219.00	680.00

Terrain houiller

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Schistes psammitiques. <i>Calamites</i> sp.	3.65	683.65	
Schistes psammitiques	2.35	686.00	
Schistes psammitiques, radicales (<i>Stigmaria</i> ?)	8.40	694.40	
Schistes noirs non charbonneux avec veines de calcite. <i>Mariopteris</i> cf. <i>Soubeyrani</i>	6.60	701.00	
Schistes psammitiques. Végétaux flottés. <i>Calamites</i> . <i>Aulacopteris</i> sp. Débris de coquilles: <i>Productus</i> ? cf. <i>Pterinopecten</i>	6.50	707.50	
Schistes noirs très calcareux. <i>Goniatites</i> sp.; <i>Pseudamusium</i> sp.	2.50	710.00	Inclinaison 12°
Schistes charbonneux irréguliers	3.15	713.15	
Couche I : charbon barré 0.05; charbon pur 0.70; charbon barré 0.10	0.85	714.00	Mat. vol. 22.80 Cendres 7.24 Pouvoir agglutinant 15.
Schistes passant aux psammites	3.50	717.50	
Psammites	2.50	720.00	
Schistes charbonneux	1.40	721.40	Inclinaison 17°
Psammites avec rognons de sidérose	2.85	724.25	
Schistes noirs devenant charbonneux à la base (toit).	4.65	728.50	
Couche II : Charbon pur 0.75, schiste 0.35, charbon pur 0.10, charbon barré 0.10, charbon pur 0.25	1.55	730.45	Mat. vol. 22.58 Cendres 2.13 Pouv. aggl. 14/15

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Schistes et psammites	5.35	735.80	
Psammites	4.35	740.15	
Alternances de schistes argileux et de psammites	8.10	748.25	
Veinette I	0.05	748.30	Mat. vol. 20.11
Psammites	1.25	749.55	Inclinaison 12°
Veinette II	0.25	749.80	Mat. vol. 19.96
Schistes avec nodules de sidérose	2.95	752.75	
Psammites zonaires à menus débris de plantes hachées. <i>Nevropteris heterophylla</i> . <i>Nevropteris</i> cf. <i>gigantea</i> . <i>Radicites capillacca</i> . <i>Sphenophyllum cuneifolium</i> . Feuilles de <i>Lepidodendron</i> . <i>Cordaïtes</i> sp. Mur à radicules	0.80	753.55	
Schistes charbonneux passant aux psammites	5.30	758.85	Inclinaison 10°
Schiste bien stratifié passant à un toit vers la base. <i>Nevropteris heterophylla</i> ; <i>Sphenophyllum</i> sp.	10.35	769.80	— 14°
Couche III : Charbon 0.20, schiste 0.30, charbon 1.60, schiste 0.30, charbon 0.30, schiste 0.50, charbon 0.45, schiste 0.10, charbon 0.35, schiste 0.30, charbon 0.50, schiste 0.65, charbon 0.55	5.10	775.30	Mat. vol. 22.38 Cendres 3.50 Pouv. aggl. 16
Schiste	0.50	775.80	
Veinette III	0.10	775.90	
Schiste	0.40	776.30	
Veinette IV	0.30	776.60	
Schiste	0.45	777.05	
Veinette V	0.20	777.25	
Schiste noir irrégulier	2.10	779.35	
Veinette VI	0.10	779.45	
Schiste	2.05	781.50	
Veinette VII	0.05	781.55	
Schiste, passant aux psammites. Psammites noduleux et schisteux. <i>Cordaïtes</i> sp. Feuilles de <i>Lepidodendron</i> et de <i>Sigillaria</i> . <i>Aphlebia</i> de <i>Pecopteris plumosa</i> . Pinnules de <i>Nevropteris heterophylla</i> . <i>Sphenophyllum cuneifolium</i> . <i>Cordaïcarpus</i> . <i>Calamites undulatus</i> .			

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
<i>Samaropsis cf. fluitans. Lonchopteris rugosa. Sphenopteris sp. Stigmaria sp. Lepidostrobus.</i> (Végétaux hachés comme paille)	0.45	782.00	
Schistes noirs	5.50	789.25	Perte de carotte. Inclinaison 2 à 3°
Schistes et psammites bien stratifiés	9.25	798.50	— 10°
Schistes dérangés	1.00	799.50	— 25°
Alternances de schistes et psammites	5.25	804.75	— 12°
<i>Sphenopteris aff. obtusiloba. Lonchopteris cf. rugosa. Mariopteris sp. Neuropteris heterophylla. Sphenophyllum myriophyllum. Calamites sp.</i> Radicelles traçantes de <i>Neuropteris</i> . Psammite traversé par des diaclases	6.25	811.00	— 12°
Psammites. <i>Sphenopteris sp. Neuropteris heterophylla. Cyclopteris sp. Mariopteris sp. Calamites ramosus, Calamites sp. Sphenophyllum cuneifolium. Stigmaria sp.</i> (flotté)	1.70	812.70	— 3°
<i>Sphenopteris aff. obtusiloba. Neuropteris heterophylla</i>	7.50	820.20	
<i>Alethopteris lonchitica. Sphenophyllum cuneifolium. Calamites sp.</i> Feuilles de <i>Lepidodendron. Neuropteris heterophylla.</i> Feuilles de <i>Lepidodendron</i>	2.80	823.00	
Psammites bien stratifiés	0.50	823.50	Incl. 15 à 16°
Couche IV	1.40	824.90	Mat. vol. 23.22 Cendres 2.77 Pouv. aggl. 16
Schistes dérangés	3.10	828.00	
Schistes et psammites	4.50	832.50	Incl. 15 à 20°
Schistes dérangés avec limés	1.90	834.40	
Psammite	4.15	838.55	Incl. 15 à 20°
Veinette VIII.	0.20	838.75	Mat. vol. 23.31
Schistes dérangés	2.30	841.05	
Schistes et psammites	0.05	841.10	
<i>Calamites ramosus, Calamites sp. et Lepidostrobus</i> abondants. <i>Calamostachys cf. ramosa.</i> Mur à radicelles	5.50	846.60	Inclinaison 30°

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Couche V : Charbon barré 0.15, charbon pur 0.36	0.51	847.11	Mat. vol. 22.77 Cendres 7.61
Mur à radicelles. <i>Neuropteris sp.</i>	3.94	851.05	
Végétaux hachés	4.85	855.90	
Veinette IX	0.20	856.10	
Mur ?	0.85	856.95	
Psammites un peu gréseux	1.70	858.65	Incl. 10 à 22°
Schistes charbonneux dérangés	1.20	859.85	
Psammites schisteux, puis gréseux	6.30	866.15	Inclinaison 20°
Grès	0.30	866.45	
Veinette X	0.25	866.70	Mat. vol. 22.78
Schistes	1.05	867.75	
Veinette XI	0.30	868.05	Mat. vol. 22.34
Schistes très dérangés	1.15	869.20	
Schistes et psammites	1.55	870.75	
Couche VI : Charbon pur 0.55, charbon barré 0.05	0.60	871.35	Mat. vol. 23.08 Cendres 9.46 Pouv. aggl. 15/16
Schistes <i>Calamites cf. Suchowi</i>	3.50	874.85	
<i>Cordaites sp.</i>	2.80	877.65	
Alternances de schistes et de psammites	1.85	879.50	Incl. 39 à 50°
Grès	0.50	880.00	Inclinaison 30°
Schistes : <i>Mariopteris sp. Lepidophyllum aff. triangulare. Artisia approximata</i>	1.45	881.45	
Schistes gréseux fissurés	1.05	882.50	
Schistes charbonneux	0.50	883.40	
Grès	1.50	884.50	
Couche VII : Charbon 0.60, schiste 0.05, charbon 0.10, schiste charbonneux 0.05	0.80	885.70	Mat. vol. 22.81 Cendres 6.52 Pouv. aggl. 15/16
Grès	4.30	890.00	Incl. 27 à 50°
Psammites	3.65	893.65	— 35 à 40°
Schistes gréseux	3.85	897.50	— 40 à 50°
Grès	1.50	899.00	
Psammites	1.85	900.85	Inclinaison 30°
Schiste	0.35	901.20	
Veinette XII	0.18	901.38	Mat. vol. 23.73
Schiste gréseux. <i>Annularia radiata. Sphenophyllum cuneifolium. Stigmaria ficoides. Lepidophyllum lanceolatum</i>	4.77	906.15	Inclinaison 30°

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Alternance de schistes et psammites	5.10	911.25	Incl. 20 à 30°
Schistes gréseux	2.25	913.59	Incl. 40 à 50°
Psammites	1.80	915.30	Incl. 27 à 32°
Alternance de schistes et de psammites	4.85	920.15	Inclinaison 30°
Schistes	3.70	923.85	— 40°
Veinette XIII.	0.20	924.05	Mat. vol. 28 00
Schiste gréseux	2.40	926.45	Inclinaison 45°
Psammites	2.10	928.55	
Psammites	7.30	935.85	
Couche VIII : Charbon pur	0.33	936.18	Mat. vol. 22.35 Cendres 3.48
Schistes gréseux. <i>Calamites sp. Sphenopteris sp. Neuropteris heterophylla</i>	1.27	937.45	Inclinaison 20-30°
Psammites	2.00	939.45	Inclinaison 20°
Grès	5.00	944.45	
Psammites	1.75	946.20	
Grès	2.00	948.20	— 38°
Couche IX : Charbon.	0.50	948.70	Mat. vol. 21.51 Cendres 5.84 Pouv. aggl. 14/15
Schiste gréseux. Mur	1.65	950.35	Inclinaison 20°
Veinette XIX.	0.10	950.45	
Schistes gréseux	5.55	956.00	Incl. 25 à 30°
Schistes noirs peu gréseux	5.25	961.25	Inclinaison 30°
Schistes gréseux. Mur à <i>Stigmaria ficoides</i>	4.10	965.35	— 30°
Couche X : Charbon 1.65, schiste charbonneux 0.15, charbon 1.95, charbon barré 0.05	3.80	969.15	Mat. vol. 21.76 Cendres 4.06 Pouv. aggl. 15 à 16
Schiste de mur. <i>Dorycordaites. Calamites aff. Suckowi; Cordaites.</i> Débris de plantes.	2.20	971.35	
Psammites schisteux	6.10	977.45	Incl. 30 à 35°
Grès	6.30	983.75	Inclinaison 25°
Couche XI : Charbon.	0.65	984.40	Mat. vol. 22.42 Cendres 7.48 Pouv. aggl. 14 à 15
Schiste. <i>Pecopteris cf. Miltoni</i>	0.85	985.25	
Couche XII : Charbon.	0.80	986.05	Mat. vol. 22.16 Cendres 6.96 Pouv. aggl. 15

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Schiste	0.70	986.75	
Couche XIII : Charbon 0.90, charbon barré 0.10	1.00	987.75	Mat. vol. 22.44 Cendres 6.46 Pouv. aggl. 15
Schistes de mur psammitique. <i>Neuropteris cf. tenuifolia. Sphenophyllum Neuropteris heterophylla. Asterophyllites equisetiformis. Linopteris neuropteroides</i>	6.20	993.95	Incl. 25 à 45°
Veinette XV.	0.12	994.07	
Psammites bien stratifiés	16.08	1010.15	Incl. 21 à 40°
Veinette XVI.	0.20	1010.35	
Psammites	1.10	1011.45	
Veinette XVII	0.30	1011.75	
Psammites	6.35	1018.10	Incl. 25 à 30°
Schistes gréseux	2.50	1020.60	Inclinaison 28°
Couche XIV : Charbon.	0.55	1021.15	Mat. vol. 21.85 Cendres 4.43 Pouv. aggl. 15
Schiste de mur	1.10	1022.25	
Psammites réguliers	4.90	1027.15	Inclinaison 30°
Veinette XVIII	0.25	1027.40	
Psammites	9.60	1037.00	— 30°
Schistes noirs	1.00	1038.00	
Psammites	8.60	1046.60	
Veinette XIX.	0.30	1046.90	
Schistes psammitiques	6.45	1053.35	Incl. 30 à 40°
Couche XV : Charbon 0.61, schiste 0.24, charbon 0.20, charbon barré 0.20, schiste 0.10, charbon 0.08, charbon barré 0.07	1.50	1054.85	Mat. vol. 22.67 Cendres 14.6 Pouv. aggl. 14/15
Schiste.	1.50	1056.35	Inclinaison 45°
Couche XVI : Charbon.	0.55	1056.90	Mat. vol. 21.35 Cendres 7.38 Pouv. aggl. 14/15
Schistes et psammites	25.20	1082.10	Incl. 10 à 40°
Veinette XX.	0.10	1082.20	
Schiste	0.50	1082.70	
Veinette XXI.	0.25	1082.95	
Schistes noirs	3.70	1086.65	Inclinaison 28°
Veinette XXII	0.25	1086.90	

NATURE DES TERRAINS	Épaisseur mètres	Profondeur atteinte	Observations
Schistes noirs	0.75	1087.65	
Psammites	19.20	1106.85	Incl. 5 à 30°
Veinette XXIII	0.20	1107.05	
Schistes noirs	1.45	1108.50	
Schistes charbonneux	1.00	1109.50	
Veinette XXIV	0.10	1109.60	
Psammites gréseux	8.10	1117.70	Inclinaison 30°
Schistes fins psammitiques	3.05	1120.75	
Schistes noirs	1.80	1122.55	
Couche XVII : Charbon 0.55, schiste 0.12, charbon 0.05, schiste 0.10, charbon 0.20	1.00	1123.55	Mat. vol. 21 57 Cendres 9.70 Pouv. aggl. 15
Schistes noirs	1.85	1125.40	Inclinaison 30°
Couche XVIII : Charbon 0.30, schiste 0.30, charbon 0.50, schiste 0.90, charbon 0.25, schiste 0.10, charbon 0.30, schiste 0.70, charbon 0.77, schiste 0.05, charbon barré 0.13, schiste 0.50, charbon 0.20, schiste 0.15, charbon 0.10, charbon barré 0.20, charbon 0.05, schiste 0.10, charbon 0.13, schiste 0.07, charbon barré 0.10	5.90	1131.50	Mat. vol. 21.27 Cendres 8 61 Pouv. aggl. 15
Schistes noirs	1.40	1132.70	

FIN DU SONDAGE.

LE BASSIN HOUILLER

DU NORD DE LA BELGIQUE

MÉMOIRES, NOTES ET DOCUMENTS

Concessions Charbonnières du Limbourg

SITUATION AU 31 DÉCEMBRE 1913

par M. V. FIRKET

Ingénieur principal.

Délégué à la Direction de la région campinoise du 7^{me} arrondissement
des Mines, à Liège.

1. **Concession André-Dumont, sous-Asch: siège de Waterschei à Genck** (houiller à 505 mètres). — A) *Fonçage des puits*: Puits n° 1. Le creusement du puits n° 1, en dessous de 380 mètres, niveau inférieur de la passe congelée, a été repris au début de juillet, après l'exécution au fond de ce puits, de trois sondages de reconnaissance de 10 mètres, qui ont donné ensemble une venue d'eau de 900 litres par heure.

Il a été constaté que les effets de la congélation se font sentir jusqu'à 385 mètres. Cette congélation a été maintenue pendant la continuation du fonçage à travers les craies et les marnes cimentées, dans lesquelles on n'a rencontré que des venues assez faibles, qu'il a été possible d'épuiser à la tonne.

Ces craies et ces marnes montrent des fissures ayant parfois 4 à 5 millimètres de largeur, entièrement garnies de ciment; il semble donc que la cimentation, sans être parfaite, a cependant été très utile.

Le 8 août, une trousse a été posée dans les craies à 401^m30; après mise en place du cuvelage entre ce niveau et 380 mètres, on a recommencé à creuser le 25 du même mois. Les venues d'eau étaient de 3 mètres cubes environ par heure, le 16 septembre, à la profondeur de 410 mètres; elles atteignaient 5 mètres cubes à la fin d'octobre, lors de la pose d'une trousse à 453^m50, et 6 mètres cubes le

31 décembre. A cette date, le puits était cuvelé jusqu'à 453^m50 et creusé jusqu'à 464 mètres. On installait, au fond de ce puits, le matériel devant servir au forage de deux nouveaux sondages de reconnaissance qui seront poursuivis jusqu'au terrain houiller.

Pour atteindre ce terrain, il reste à traverser la base du hervien qui comprend, à Waterschei, environ 14 mètres de terrains sableux.

Les sondages qui vont être entrepris serviront à l'étude de ces sables; s'il en résulte que ceux-ci peuvent être traversés à niveau vide, on poursuivra immédiatement le fonçage et on pourra conserver l'espoir d'arriver au houiller pendant le prochain semestre. Cet événement tant attendu subira un nouveau retard, s'il est établi qu'une congélation supplémentaire des sables herviens est reudue nécessaire par leur nature ébouluse et aquifère (1).

Puits n° 2. — La fermeture du mur de glace dans les sables tertiaires ayant été constatée dès le 15 juillet, on a commencé le creusement du puits n° 2, le 21 du même mois, sans attendre que la congélation des terrains crétacés soit certaine. Mais on a dû bientôt suspendre ce creusement, à la profondeur de 27 mètres, parce que le noyau non congelé conservait un diamètre de près de 9 mètres, évidemment exagéré.

Ce tronçon de 27 mètres ayant été cuvelé, puis rempli d'eau, les travaux de fonçage du puits n° 2 sont demeurés suspendus jusqu'au 21 octobre.

A cette date, au moment de la reprise du creusement, le diamètre du noyau non congelé était réduit à 6^m10; toutefois, l'eau du tubage central n'avait pas encore indiqué, en débordant, que le mur de glace était complètement fermé dans les assises du crétacé.

Ce tubage a été conservé jusqu'à la fin de novembre; mais il ne s'y est pas produit d'élévation notable du niveau des eaux. On a décidé alors de le boucher, ce qui a entraîné une nouvelle interruption des travaux de creusement, qui étaient parvenus à 104 mètres.

Le tube central ayant été rempli de gros gravier jusqu'à 210 m.,

(1) Cette question vient d'être résolue affirmativement; un sondage, commencé le 9 janvier, a été abandonné à la profondeur de 500^m40; dès 493 mètres, l'eau d'injection a amené du sable, puis la couronne s'est coincée et la venue d'eau est devenue subitement considérable. Actuellement, il est donc démontré que la traversée des sables herviens exigera une nouvelle congélation.

27 janvier 1914.

on y a enfoncé un bouchon en bois de 1^m50 de longueur et on y a coulé du béton sur 25 mètres de hauteur.

On a ensuite poursuivi le creusement; au 31 décembre, on se préparait à poser une première trousse au niveau de 147^m90.

b) *Installations de surface* : Pendant le semestre écoulé, on a construit un vaste bâtiment qui abritera les forges, ateliers et autres services accessoires.

c) *Personnel ouvrier* : A la fin de décembre, la Société concessionnaire occupait 215 hommes et la Société de fonçage de puits Franco-Belge, 180.

2. Concession charbonnière des Liégeois en Campine : Siège du Zwartberg, à Genck (houiller à 560 mètres). — A) *Fonçage des puits* :

Les résultats des mesures de déviation des sondages de congélation du puits n° 1 sont toujours tenus secrets. Le nombre de ces sondages est de 45, dont 7 supplémentaires; leur profondeur est de 560 mètres; ils ont été armés de congélateurs formés de tubes sans soudure de 125 millimètres de diamètre intérieur. Le sondage central a été poussé également jusqu'à 560 mètres.

La congélation a été commencée le 8 novembre; à la fin de décembre, elle était poursuivie au moyen de cinq compresseurs à anhydride carbonique, capables chacun de fournir 200,000 frigories par heure à — 24° centigrades. A la même époque, la température de la solution de chlorure calcique servant de véhicule au froid était de — 19° au départ et — 12° au retour.

Les travaux de creusement seront probablement entrepris au début de mars et les premières pièces de cuvelage sont arrivées au Zwartberg.

Ces pièces sont coulées à La Louvière par les fonderies Boël, où elles sont reçues par un agent de la *Gewerkschaft Deutscher Kaiser*, dans des conditions qui ne m'ont pas été indiquées. Chaque anneau comprend dix segments de 1^m50 de hauteur, à surface extérieure lisse, avec deux nervures intérieures horizontales; les joints verticaux sont imbriqués.

Le diamètre utile du puits sera de 5^m25.

Sous le niveau de 290 mètres, le revêtement de ce puits sera constitué par deux cuvelages concentriques en fonte, séparés par un remplissage de béton.

Au puits n° 2, on a commencé l'exécution des sondages de congélation.

Chacun des puits disposera d'un treuil d'extraction à vapeur, à attaque directe, de 500 chevaux, et d'un treuil de manœuvre du plancher de travail, également à vapeur, d'une puissance de levage de 30 tonnes. Toutefois, ces treuils à vapeur, déjà installés, ne serviront que de réserve; normalement, le service sera assuré par des treuils électriques, actuellement en montage.

b) *Centrale électrique* : On achève le montage des deux nouvelles chaudières; la centrale agrandie recevra un turbo-alternateur de 2,000 KW.

c) *Habitations ouvrières* : La construction de neuf groupes de deux maisons pour ouvriers et de deux villas pour ingénieurs est terminée; un groupe de trois maisons, qui vient d'être commencé, servira provisoirement de chapelle et d'école.

d) *Personnel ouvrier* : Au 31 décembre, la Société concessionnaire occupait 83 ouvriers et la Société *Deutscher Kaiser* une centaine.

3. Concession de Helchteren : Siège de Voort, à Zolder (houiller à 603 mètres). — a) *Fonçage des puits* : Des essais d'épuisement, effectués au moyen de deux sondages, qui ont été poursuivis jusqu'à 608 mètres, ont montré que l'assise de Nouvelles et le Hervien argileux sont aquifères et qu'il en est de même des couches sableuses constituant la base du Hervien, en contact avec le houiller; de plus, ces couches sableuses paraissent ébouleuses.

A la suite de ces essais, il a été décidé de congeler les morts-terrains jusqu'au houiller et de procéder, au préalable, à la cimentation de toutes les assises inférieures au tuffeau, c'est-à-dire des assises de Spienne et de Nouvelles, ainsi que des argilites, marnes et sables herviens.

Les sondages de congélation seront au nombre de 38, répartis sur une circonférence de 12^m25 de diamètre. Au 31 décembre, 2 de ces sondages étaient terminés au puits n° 1. 22 avaient plus de 400 mètres et 9 se trouvaient entre 350 et 400 mètres.

Une première injection de ciment a été faite le 30 décembre, à la profondeur de 418 mètres.

b) *Installations de surface* : On a prévu le placement de 8 chaudières de 250 mètres carrés de surface de chauffe, timbrées à 12 kg., avec surchauffeur et économiseur Green.

Deux de ces chaudières sont en montage; on construit, en outre, une cheminée en béton armé et un château d'eau de 350 mètres cubes placé à 26 mètres de hauteur.

c) *Cité ouvrière* : Le projet adopté comporte l'édification, au lieu dit Berkenbosch, sur Heusden et Zolder, d'un village comprenant mille maisons. Quatre groupes de quatre habitations seront achevés prochainement; situées dans une région pittoresque et séparées par de larges espaces de verdure, ces habitations sont coquettement décorées; on n'y a ménagé ni l'air ni la lumière.

d) *Personnel ouvrier* : La Société concessionnaire ne possède encore que quelques ouvriers; elle a confié l'entreprise du fonçage aux Sociétés Foraky et Franco-Belge qui occupaient à Voort, à la fin de décembre, 123 personnes.

4. Concession de Winterslag : Siège de Winterslag, à Genck (houiller à 486^m80). — a) *Fonçage des puits* : Après l'achèvement du cuvelage de la passe de 420^m25 à 337^m85, il a été procédé à une visite minutieuse du puits n° 1, qui a révélé l'existence de fissures dans plusieurs pièces du cuvelage. Au prix de grandes difficultés, on a remplacé sept anneaux complets et la trousse de 270 mètres.

Le 12 septembre, le creusement a été repris sous le niveau de 420 mètres; deux sondages forés sous 425 mètres ont atteint les terrains non congelés et ont donné lieu à une venue d'eau de 83 litres par heure.

Les marnes de l'assise de Nouvelles, qui n'ont pas été cimentées à Winterslag, sont donc aquifères contrairement aux prévisions.

Une trousse a été assise dans ces marnes le 25 septembre, à la profondeur de 428^m60, un peu en dessous de la limite inférieure de la passe congelée; on a ensuite cuvelé le puits entre ce niveau et 420^m25.

Un bouchon de ciment de 7 mètres d'épaisseur a été établi au fond de ce puits; on y a ménagé un tube central et 14 tubes légèrement divergents, répartis sur une circonférence de 5^m50 de diamètre.

La venue d'eau, qui est actuellement de 3 mètres cubes par heure, est épuisée au moyen de bennes cylindriques d'une capacité de 1,400 litres. Prochainement, un moteur électrique sera installé au fond du puits, en vue du forage des trous de sonde dont on a préparé les emplacements. Le sondage central servira à la reconnaissance des soixante mètres de morts terrains qui doivent encore être traversés et à l'évaluation des venues d'eau qui y seront rencontrées.

Si ces venues sont importantes, on cherchera à les diminuer, en procédant à une cimentation préalable des marnes.

Entretemps, on a achevé le matage de tous les joints du cuvelage et on a poursuivi la réparation des pièces fendues. Le remplacement d'une seule pièce entraînant l'obligation d'enlever tout un anneau, on se contente actuellement d'élargir les fentes et d'y mater des feuilles de cuivre.

Puits n° 2. — Les travaux de fonçage ont été poursuivis sans incident pendant le troisième trimestre; des trusses ont été posées à 141^m50 et 226 mètres.

Après la traversée des marnes de Gelinden, on était parvenu, le 2 octobre, à 264 mètres, dans les argiles du Montien, qui sont à la base des terrains tertiaires et qui ont donné lieu à de fortes poussées dans les trois premiers puits creusés en Campine. Des craquements du revêtement provisoire placés entre 226 mètres et 264 mètres s'étant fait entendre, des fissures se sont ouvertes au fond du puits et ensuite dans ses parois.

De l'eau salée ayant une température de + 6° et entraînant du sable, a afflué dans le puits, dont le personnel a aussitôt été remonté. Une couche de béton de 1^m50 de hauteur, déversée au fond du puits, empêcha momentanément cette venue; malheureusement, de nouveaux craquements se produisirent le lendemain 3 et de l'eau se fit jour par la paroi, à mi-hauteur de la retraite non cuvelée. On décida alors de combler le puits au moyen de sable, jusqu'à 226 mètres et de le remplir d'eau.

Le 8 octobre, cette eau s'élevait jusqu'à la profondeur de 24 mètres.

Le puits est demeuré dans cet état jusqu'au 4 novembre. Un relèvement du niveau de l'eau, dénotant une nouvelle fermeture du mur de glace, a toutefois été constatée vers le milieu d'octobre.

L'épuisement des eaux, commencé le 4 novembre, a été effectué à la tonne; en même temps, on enlevait la couche de glace de 10 centimètres d'épaisseur qui recouvrait le cuvelage, en facilitant sa fusion au moyen d'une injection de vapeur. Ce travail était terminé le 6 décembre; on a alors procédé à l'enlèvement des déblais remplissant le puits, tout en procédant à la pose du cuvelage en descendant. Au 31 décembre, on avait atteint dans ces conditions la profondeur de 240 mètres.

La congélation des terrains du puits n° 1 n'étant maintenue que par une demi-unité, d'une puissance de 125.000 frigories par heure,

on dispose, pour le puits n° 2, de trois groupes et demi de compresseurs, produisant ensemble 875.000 frigories par heure; les congélateurs de ce puits reçoivent la saumure à la température de — 20°7; la température est de — 19°3 au retour.

Le plan ci-après, qui m'a été communiqué par la Société Foraky, confirme ce que j'ai dit dans mon dernier rapport, de l'exactitude très satisfaisante des mesures de déviation des sondages effectués au moyen du téléclinographe. Les diagrammes fournis par ces mesures y sont figurés en traits pleins pour les neuf congélateurs du puits n° 1 dont la position réelle a été déterminée, au cours des travaux de creusement de ce puits; le même plan fait connaître cette position et les cotes de profondeur correspondantes.

b) *Installations de surface* : On hâte, autant que possible, l'achèvement de la centrale électrique définitive, en vue de l'utilisation éventuelle d'une installation d'exhaure par pompes électriques suspendues, destinée au puits n° 1.

Les treuils et bobines d'enroulement des câbles de suspension de ces pompes ont été montés dans un bâtiment en briques avec toiture en tôle ondulée, voisin de la tour de fonçage.

La nouvelle centrale électrique comprendra :

Une batterie de huit chaudières Bailly-Mathot de 310 mètres carrés de surface de chauffe, timbrées à 13 kg., avec surchauffeurs et économiseurs Green;

Deux turbo-alternateurs composés chacun d'une turbine Zoelly, à 3.000 tours et d'un alternateur de 2.500 KVA. produisant des courants triphasés sous 2.100 V. et 50 périodes;

Deux groupes transformateurs rotatifs formés chacun d'un moteur asynchrone à 2.000 V. et d'une génératrice de courant continu sous 220 V., de 100 KW., pour le service de l'éclairage;

Deux transformateurs statiques abaissant la tension à 500 volts, pour l'alimentation des petits moteurs et une batterie d'accumulateurs de 90 ampères heures.

Dans un bâtiment spécial, la Société d'Electricité de Genck a installé, en outre, un transformateur de 1.000 KVA., avec un rapport de transformation de 2.000 à 10.050 volts.

Enfin, un grand bâtiment de 155 mètres sur 40 mètres est sous toit et sera affecté à divers services accessoires : réfectoire, bains-douches, bureaux, etc.

c) *Habitations ouvrières* : Au 31 décembre, on avait achevé 67 maisons, dont 8 pour employés, ainsi que 3 hôtelleries, dont une servira provisoirement d'école et de chapelle.

5. Concession de Beeringen-Coursel. Siège de Kleine-Heyde, à Coursel (houiller à 620 mètres). — A) *Fonçage des puits* : Puits n° 1. — Ce puits est noyé depuis le début de juin 1913. Le 2 juillet, on y a coulé, au niveau de 398^m50, base du cuvelage, un bouchon en ciment de 1 mètre, dont l'épaisseur a été portée ultérieurement à 2^m50. On a utilisé pour cela une colonne de 130 millimètres de diamètre intérieur, établie dans l'axe du puits et ayant son orifice inférieur à 3 mètres au-dessus du fond ; un tube d'équilibre réservé dans la dalle qui ferme ce puits à la surface, servait de trop plein. Cette dalle n'étant pas étanche, on a augmenté la densité de l'eau du puits en y déversant 50 tonnes d'argile ; on y a introduit aussi du sel gemme, afin d'abaisser son point de congélation ; on réchauffe enfin cette eau par une circulation d'eau chaude ; une mesure de la température effectuée à la profondeur de 350 mètres a donné + 1°.

Le 22 août, la Société Foraky a commencé le forage d'une série de 10 sondages supplémentaires, disposés suivant un arc de cercle de 120° environ et de 7^m25 de rayon, dans la région où la température des parois du puits s'est montrée la plus grande, avant l'accident de juin. Ces sondages s'exécutent, sans trop de difficultés, en utilisant de l'eau d'injection chauffée et fortement chargée d'argile ; la température de cette eau est de + 10° au départ et + 3° au retour. Leurs déviations sont mesurées par le procédé de Gebhardt et ils sont pourvus de congélateurs de 132 millimètres de diamètre intérieur, en tubes soudés par recouvrement.

Entretemps, la congélation est maintenue au moyen de deux groupes de 250.000 frigories chacun à -20°.

Puits n° 2. — Une trousse ayant été posée à 176 mètres dans les argiles rupéliennes, on a poursuivi ensuite le creusement sans revêtement, à travers les sables rupéliens et les sables argileux du Tongrien.

Le 18 août, on avait atteint, dans ces sables, la profondeur de 238 mètres, lorsqu'on entendit des craquements. Une visite du puits y fit découvrir deux cassures verticales, l'une entre 214 mètres et 231 mètres, l'autre entre 214 mètres et 221 mètres. Ces cassures donnèrent bientôt issue à de la solution chlorurée, puis à de l'eau et à du sable.

Le puits fut alors comblé au moyen de sable jusqu'à 176 mètres, base du cuvelage, et rempli d'eau jusqu'au voisinage de la surface.

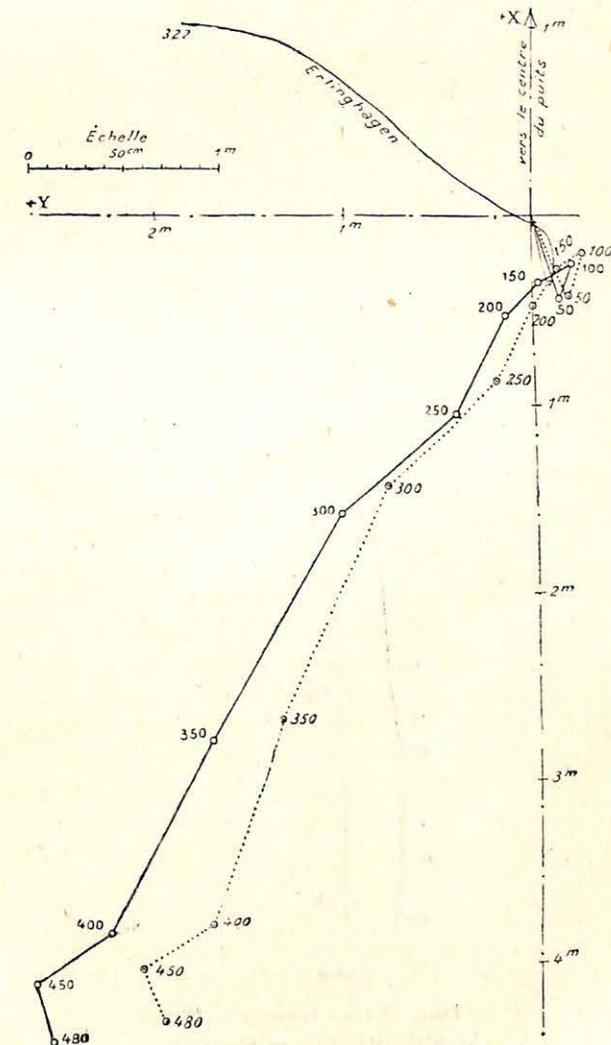
L'exécution de nouveaux sondages de congélation est décidée ; mais au préalable, on a recommencé au moyen de l'appareil de

Gebhardt et jusqu'à la profondeur de 480 mètres, la mesure des déviations des anciens sondages qui n'avait été faite que jusqu'à 330 mètres, par le procédé d'Erlinghagen.

Les résultats déjà obtenus pour une vingtaine de sondages m'ont été communiqués obligeamment par M. le directeur Sauvestre.

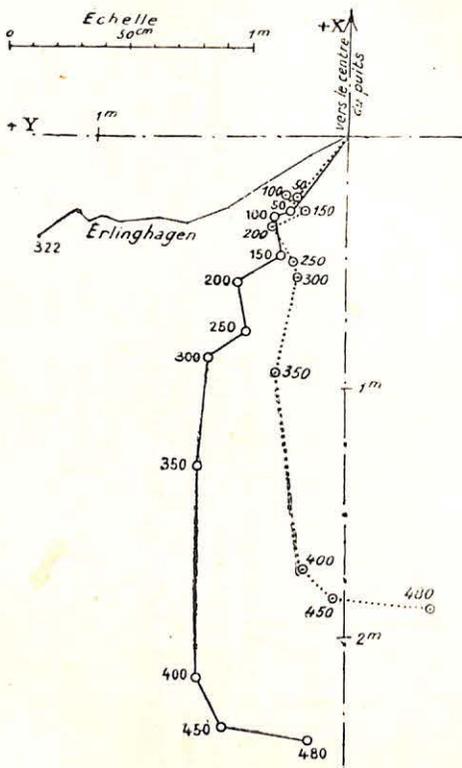
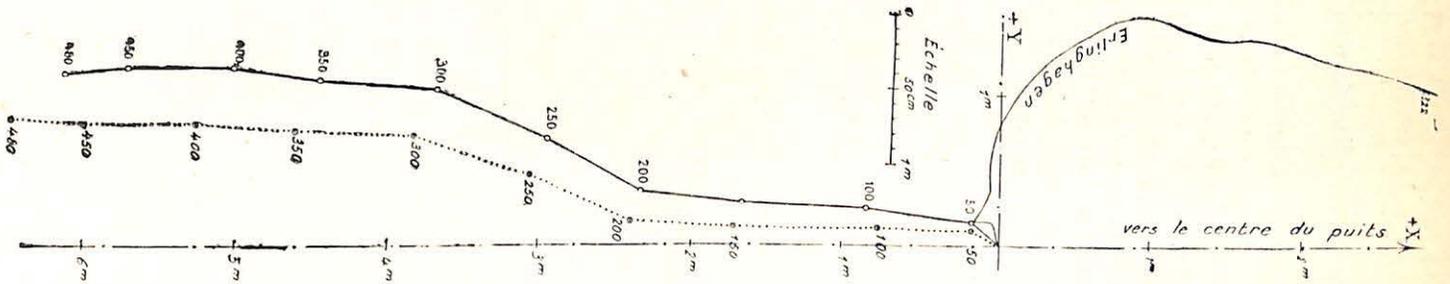
Ces résultats démontrent, une fois de plus, que les indications obtenues jadis ne méritent aucune confiance ; l'orientation attribuée aux déviations mesurées étaient notamment absolument fantaisiste.

Les quelques diagrammes reproduits ci-contre et les chiffres et

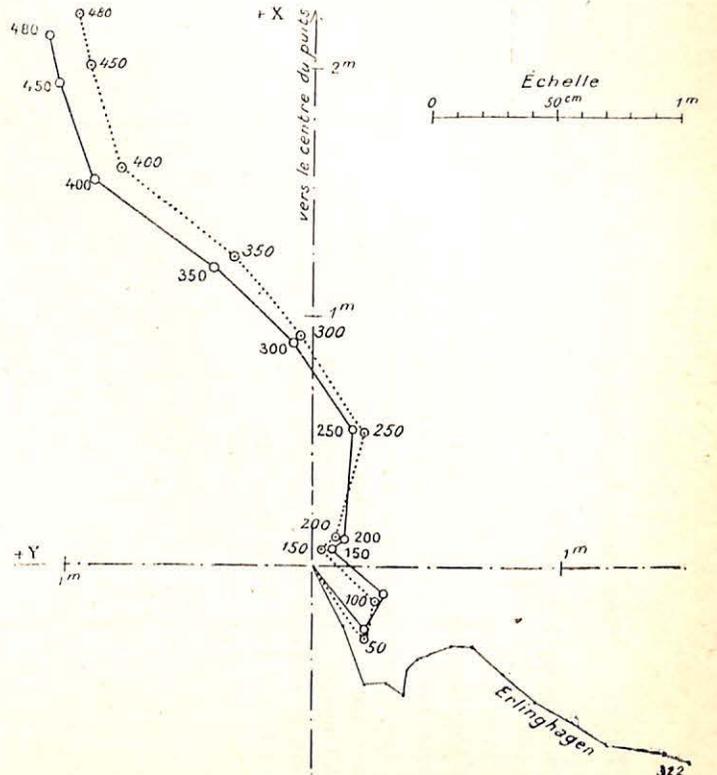


Puits n° 2. — Sondage n° 11ter. — Appareil Gebhardt. — $D = 4^m86$

Puits n° 2. — Sondage n° 18
Appareil Gebhardt. — $D = 6m40$



Puits n° 2. — Sondage n° 20. — Appareil Gebhardt. — $D = 2m20$

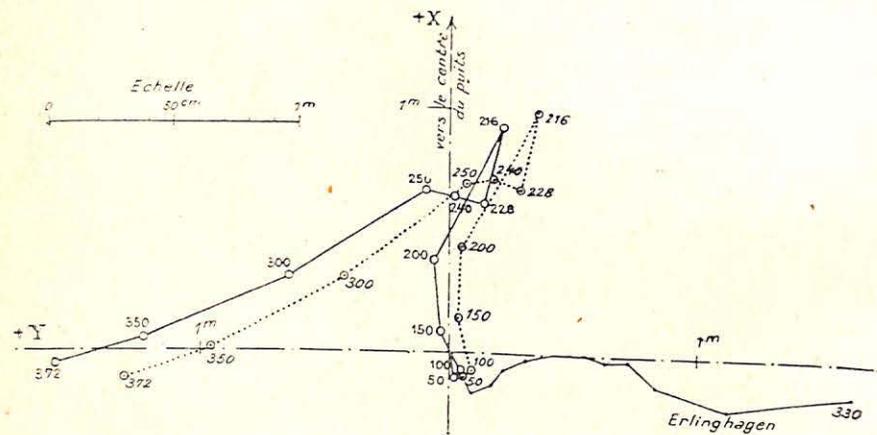


Puits n° 2. — Sondage n° 20bis. — Appareil Gebhardt. — $D = 2m40$

renseignements réunis dans le tableau suivant, ne laissent subsister aucun doute à ce sujet.

Pour les mesures récentes effectuées au moyen de l'appareil Gebhardt, on a porté séparément les résultats de l'essai direct et de l'essai inverse, en les corrigeant de l'erreur d'excentricité.

Les deux diagrammes ainsi obtenus ne coïncident évidemment pas; mais l'écart d'orientation est généralement très faible; à 480 mètres, les différences entre les deux positions d'un même sondage sont comprises entre 0^m20 et 0^m70; elles atteignent toutefois 0^m80 au n° 10 et 0^m90 au n° 6^{ter}.



Puits n° 2. — Sondage n° 28. — Appareil Gebhardt. — $D = 1\text{m}45$

Sur ces diagrammes, j'ai relevé les coordonnées correspondant au niveau de 322 mètres; elles sont inscrites dans le tableau ci-dessous; je rappellerai que l'axe des x passe par le centre des puits et que les y positifs sont portés vers la gauche.

Nos des sondages	Appareil d'Erlinghagen		Appareil Gebhardt — Moyenne des essais		Ecart en plan des positions obtenues
	x	y	x	y	
	mètres	mètres	mètres	mètres	mètres
2	- 1.02	- 0.05	- 0.60	- 1.53	1.54
6 ^{ter}	+ 0.70	+ 0.76	- 0.60	+ 2.60	2.23
8	- 2.86	+ 1.67	- 0.98	- 2.46	6.70
9	- 3.10	+ 0.86	- 3.90	- 0.90	1.90
11 ^{ter}	+ 1.03	+ 1.86	- 2.10	+ 1.12	3.20
17	- 1.56	+ 1.36	- 0.56	- 1.65	3.10
18	+ 2.80	+ 1.08	- 4.15	+ 0.90	6.90
20	- 0.40	+ 1.24	- 0.93	+ 0.38	1.00
20 ^{bis}	- 0.80	- 1.52	+ 1.06	+ 0.20	2.54
22	- 0.04	- 1.42	+ 1.48	- 1.60	1.53
22 ^{bis}	+ 0.20	- 0.83	+ 1.30	+ 1.25	2.36
24	+ 3.08	+ 0.41	+ 0.40	- 0.73	2.90
26	- 0.30	- 1.52	+ 0.64	- 0.26	1.60
27	+ 2.50	- 0.74	- 0.86	+ 4.40	6.12
28	- 0.14	- 1.63	+ 0.17	+ 0.80	2.44

OBSERVATIONS. — Dix autres sondages ont fourni des diagrammes moins discordants, en ce qui concerne l'orientation des variations, mais qui donnent cependant des différences en plan assez importantes.

b) *Centrale électrique et frigorifique*: L'adjonction de deux nouveaux groupes de 300.000 frigories a porté la puissance totale de la centrale frigorifique à 2.200.000 frigories.

On a installé aussi deux chaudières nouvelles de 300 mètres carrés de surface de chauffe timbrées à 13 kg.

c) *Services accessoires*: Un dépôt pouvant contenir 11.400 litres d'huiles minérales et 1.300 litres de benzine a été construit à proxi-

mité des magasins généraux. La distribution de l'huile est assurée par une pression d'air et celle de la benzine par l'anhydride carbonique comprimé.

b) *Personnel* : La Société concessionnaire possède un personnel de 168 ouvriers.

6. Concession Sainte-Barbe : Siège d'Eysden (houiller à 480 mètres).

— A) *Fonçage des puits* : Le nombre total des sondages de congélation du puits n° 1 a été porté à 50, dont 12 supplémentaires; 45 d'entre eux ont été armés de congélateurs d'environ 130 millimètres de diamètre intérieur. Commencée le 4 décembre, la congélation est actuellement poursuivie au moyen de trois unités frigorifiques de 300.000 frigories chacune.

La température du liquide congélateur est de -14° au départ et de -10° au retour; ce liquide est une solution de chlorure calcique ayant une densité de 27° Beaumé.

En vue d'obtenir des indications précises, en ce qui concerne la fermeture du mur de glace dans les sables tertiaires, dans les roches crétacées et dans les sables wealdiens (ou Herviens), on a pourvu le tube central de trois tubages concentriques atteignant respectivement les profondeurs de 70, 240 et 450 mètres.

Les progrès de la congélation dans les couches superficielles seront en outre suivis au moyen de thermomètres qui seront descendus dans douze sondages de 2 mètres de profondeur creusés à l'intérieur du cercle des congélateurs, au fond de l'avant-puits.

Les travaux de creusement du puits n° 1 commenceront vraisemblablement au mois de mars 1914. On espère pouvoir entreprendre, quelques mois après, le fonçage du puits n° 2, où il reste à achever sept sondages supplémentaires. Les trente-huit sondages normaux de ce puits ont atteint la profondeur de 503 mètres, de même que trois sondages supplémentaires.

B. *Installations de surface* : On a établi les fondations du treuil d'extraction à vapeur du puits n° 1 et on a installé au même puits le treuil de l'échelle mobile.

C. *Personnel ouvrier* : Au 31 décembre, la Société Limbourg-Meuse occupait 110 ouvriers et la Société Foraky 135.

Liège, le 8 janvier 1914.

STATISTIQUE

MINES. — Production semestrielle

2^{me} SEMESTRE 1913

Tonnes de 1000 kilogrammes

PROVINCES	Charbonnages		Ouvriers	
	Production nette	Stocks à la fin du semestre	Fond et surface réunis	
	— Tonnes	— Tonnes	— NOMBRE	
HAINAUT {	Couchant de Mons	2,261,900	113,910	32,169
	Centre	1,770,320	165,240	22,677
	Charleroi	4,145,040	399,730	48,198
Namur	427,110	44,270	4,989	
LIÈGE {	Liège-Seraing	2,441,410	211,820	32,891
	Plateaux de Herve	591,120	16,290	6,079
Autres provinces	»	»	»	
Le Royaume {	2 ^e semestre 1913	11,636,900	951,260	147,003
	2 ^e semestre 1912	11,848,170	411,950	142,913
En plus pour 1913	»	539,310	4,090	
En moins pour 1913	211,270	»	»	

DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

POLICE DES MINES

Eclairage des travaux souterrains des mines de houille.
Lampes Hailwood n° 1 et n° 2.

LE MINISTRE DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL,

En exécution de l'article 3 de l'arrêté royal du 9 août 1904 sur l'éclairage des travaux souterrains des mines de houille ;

Vu l'arrêté royal du 28 avril 1884 et notamment l'article 24 divisant les mines à grisou en trois catégories ;

Revu ses arrêtés des 19 août 1904, 7 avril 1905, 9 novembre 1906, 26 octobre 1908, 14 janvier et 18 août 1909, 17 août 1910, 8 juin 1911 et 5 août 1912 ;

Vu les résultats des essais effectués au siège d'expériences de Frameries ;

ARRÊTE :

ARTICLE PREMIER. — Sont admises pour l'éclairage de toutes les mines à grisou, les lampes des types **Hailwood** n°s 1 et 2, fabriquées par la firme Ackroyd et Best, à Morley (Angleterre).

ART. 2. — Ces lampes seront conformes aux indications contenues dans l'annexe au présent arrêté.

ART. 3. — Dans les mines à grisou de la première catégorie, l'emploi de la cuirasse n'est pas obligatoire.

ART. 4. — Le fer mis en œuvre pour la confection des tissus métalliques devra posséder un haut degré d'infusibilité.

L'usage des tissus en cuivre au lieu des tissus en fer est permis pour les lampes affectées au service de la boussole.

ART. 5. — Les verres devront être réguliers, tant sous le rapport de leur épaisseur que sous celui des bases d'appui ; celles-ci seront bien planes et perpendiculaires à la base du verre. L'épaisseur ne pourra varier de plus de 1 millimètre dans les diverses parties d'un même verre.

Bruxelles, le 6 décembre 1913.

ARM. HUBERT.

Annexe à l'arrêté ministériel du 6 décembre 1913.

I. — Lampe Hailwood n° 1.

La lampe *Hailwood n° 1* est une lampe à alimentation supérieure, cuirassée, munie d'un rallumeur électrique.

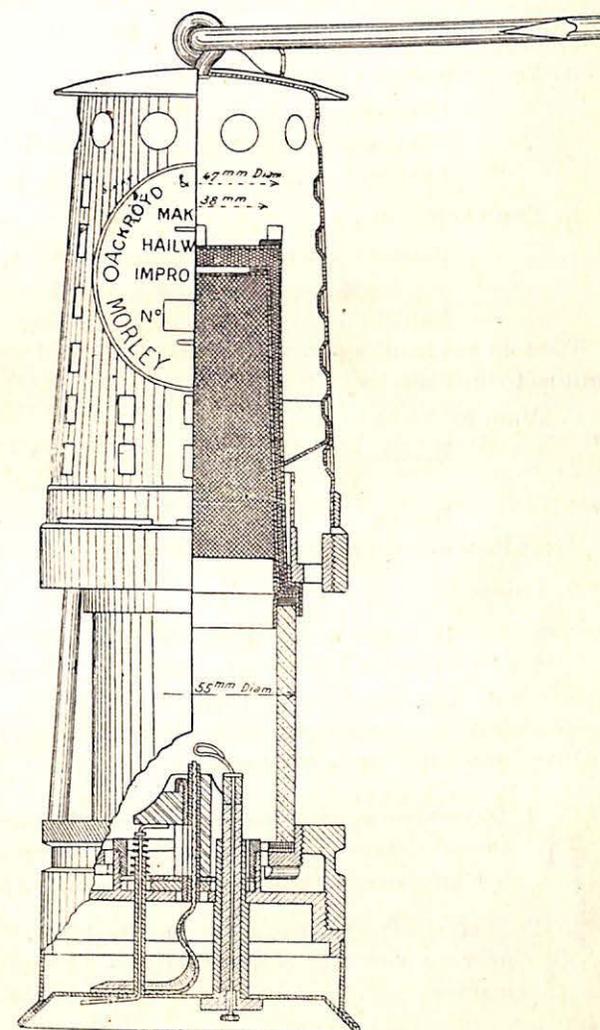
Elle est alimentée au moyen d'huile minérale dont la densité est de 0.825.

La cuirasse est formée d'un manchon tronçonné en tôle muni d'un chapeau à la partie supérieure, et présentant immédiatement sous le chapeau une série de 10 ouvertures et, à la partie inférieure, deux séries de 5 et de 9 ouvertures. Ces deux séries d'ouvertures débouchent dans un canal annulaire compris entre la cuirasse et un cylindre en cuivre fixé verticalement à la nervure médiane de l'armature. Ce canal est surmonté d'un anneau-chicane fixé à la cuirasse.

La cuirasse porte en outre 84 ouvertures demi-elliptiques, disposées en 7 séries de 12 suivant les génératrices du tronc de cône.

Deux des ouvertures de chacune des sept séries débouchent à l'intérieur du canal annulaire ci-dessus décrit.

Le verre repose sur un anneau de cuivre, muni d'un filet gauche qui se visse à l'intérieur de l'anneau de base de l'armature et qui porte à sa partie inférieure une crémaillère dans laquelle s'engage le cliquet de la fermeture magnétique.



Lampe Hailwood n° 1

Le porte-mèche constitue un des pôles du rallumeur électrique ; ce pôle est mis à la masse. L'autre pôle est formé par la mouchette qui traverse le pot dans une gaine isolante.

L'étincelle électrique qui jaillit entre ces deux pôles allume la mèche. La source d'électricité est indépendante de la lampe.

Les dimensions essentielles sont les suivantes :

A. Verre : manchon cylindrique.

Diamètre extérieur	55 ^{m/m}	(54 à 56)
Hauteur	68 —	(66 à 70)
Épaisseur	4 —	(4 à 6)

B. Tamis intérieur :

Diamètre intérieur au sommet	38 ^{m/m}	(36 à 40)
Id. à la base	41 —	(39 à 43)
Hauteur	84 —	(81 à 87)

Tissu de 144 mailles par centimètre carré, en fil de fer de 1/3 de millimètre de diamètre.

C. Tamis extérieur :

Diamètre intérieur au sommet.	47 ^{m/m}	(45 à 49)
Id. à la base	49 —	(47 à 51)
Hauteur	88 —	(85 à 91)

Même tissu que pour le tamis intérieur.

D. Cuirasse :

Diamètre intérieur au sommet.	65 ^{m/m}	(63 à 67)
Id. à la base	72 —	(70 à 74)
Hauteur à la périphérie	115 —	(112 à 118)

Ouvertures supérieures circulaires	{	Nombre : 10
	{	Diamètre : 10 ^{m/m}
Ouvertures inférieures	1. Ouvertures rectangulaires à angles arrondis, dans la nervure horizontale médiane de l'armature	Nombre : 9
		Largeur : 5 ^{m/m}
	2. Ouvertures rectangulaires dans la nervure verticale médiane de l'armature	Longueur : 11 ^{m/m}
		Nombre : 5
Ouvertures périphériques demi-elliptiques	3. Ouvertures rectangulaires dans la nervure verticale médiane de l'armature	Largeur : 34 ^{m/m}
		Hauteur : 1.5 ^{m/m}
	4. Ouvertures périphériques demi-elliptiques	Nombre : 84
		réparties en 7 séries de 12
	Largeur : 8 ^{m/m}	
	Hauteur maximum : 1.5 ^{m/m} .	

Tolérances de 1/20 de la surface.

Cylindre en cuivre fixé à la nervure horizontale médiane de l'armature :

Diamètre intérieur	54 ^{m/m}	(52 à 56)
Hauteur	28 —	(26 à 30)

Anneau-chicanne fixé à l'intérieur de la cuirasse :

Diamètre	51 ^{m/m}	(49 à 52)
--------------------	-------------------	-----------

II. — Lampe Hailwood n° 2.

La lampe *Hailwood* n° 2 est une lampe à benzine, à alimentation inférieure, cuirassée, munie d'un rallumeur électrique.

Entrée d'air inférieure. L'air pénètre par 6 ouvertures rectangulaires ménagées dans l'anneau de base de l'armature, suit un canal annulaire compris entre la nervure horizontale de l'anneau de base de l'armature et un disque fixé à cette nervure et passe entre le bord intérieur de ce disque et la nervure de l'armature portant le filet de vis.

Il passe ensuite entre cette nervure et la face supérieure du pot, traverse 4 ouvertures rectangulaires ménagées dans la nervure verticale du pot portant le filet de vis et arrive enfin à l'intérieur de la lampe par les fenêtres de l'anneau d'entrée d'air, lesquelles sont masquées par une double toile métallique.

Les dimensions essentielles de la lampe sont les suivantes :

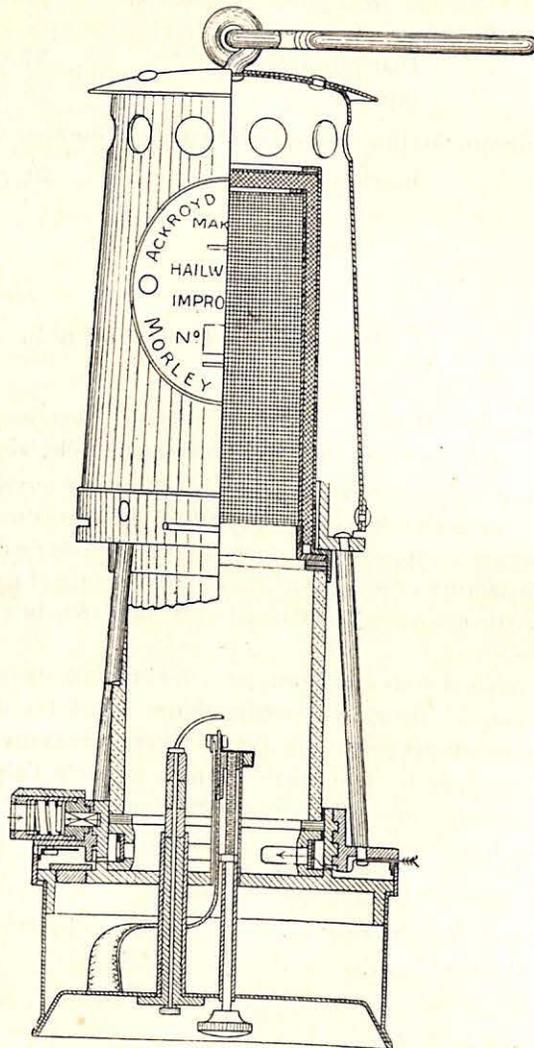
A. Verre : manchon cylindrique.

Diamètre extérieur	55 millimètres.	(54 à 56)
Hauteur	68 »	(66 à 70)
Épaisseur	5 »	(4 à 6).

B. Tamis intérieur :

Diamètre intérieur au sommet.	39 millimètres.	(37 à 41)
Diamètre intérieur à la base	42 »	(40 à 44)
Hauteur	93 »	(90 à 96)

Tissu de 144 mailles par centimètre carré, en fil de fer de 1/3 de millimètre de diamètre.



Lampe Hailwood n° 2.

C. Tamis extérieur :

Diamètre intérieur au sommet . 47 millimètres. (45 à 49)
 Diamètre intérieur à la base . 49 » (47 à 51)
 Hauteur 98 » (95 à 101)
 Même tissu que pour le tamis intérieur.

D. Cuirasse : manchon tronconique en tôle, muni d'un chapeau à la partie supérieure et présentant immédiatement sous le chapeau une série de 10 ouvertures et, à la partie inférieure, deux séries de 4 et de 5 ouvertures.

Diamètre extérieur au sommet . 63 millimètres. (61 à 65)
 id. à la base . 76 » (74 à 78)
 Hauteur à la périphérie . . . 105 » (102 à 107)

Ouvertures supérieures circulaires . . . { Nombre : 10
 Diamètre : 10^{m/m}

Ouvertures inférieures {
 1) Ouvertures rectangulaires à angles arrondis, dans la nervure horizontale médiane de l'armature { Nombre : 5
 Largeur : 6^{m/m}
 Longueur : 25^{m/m}

2) Ouvertures rectangulaires dans la nervure verticale médiane de l'armature { Nombre : 4
 Largeur : 2
 Longueur : 31^{m/m}

Tolérance de 1/20 de la surface.

E. Rallumeur électrique.

Un des pôles, constitué par le porte-mèche, est mis à la masse ; l'autre pôle est constitué par une tige métallique qui traverse le pot dans une gaine isolante.

L'étincelle qui jaillit entre ces deux pôles, quand la lampe et la tige métallique sont mises en contact avec une source extérieure d'électricité, allume la mèche.

F. Entrées d'air inférieures :

Ouvertures rectangulaires ménagées dans l'anneau de base de l'armature. Nombre : 6
 Largeur : 1.5 millimètres.
 Longueur : 28 »

Hauteur du canal annulaire compris entre la nervure horizontale de l'anneau de base de l'armature et un disque fixé à cette nervure. { 1 millimètre.

Diamètre intérieur du disque ci-dessus . . . { 70 millimètres.

Diamètre extérieur de la nervure de l'armature portant le filet de vis. { 69 millimètres

Fenêtres de la nervure verticale du pot	}	Nombre 4
		Largeur 1,5 m/m
		Longueur 24 m/m
Hauteur de ces fenêtres au-dessus de la face supérieure du pot	}	5 m/m
		Nombre 4
Fenêtre de l'anneau d'entrée d'air	}	Largeur 4,5 m/m
		Longueur 18 m/m

Couronne en tissu constitué d'une double toile en laiton de 144 mailles par centimètre carré, en fil de 1/3 de millimètre de diamètre.

Application des articles 22, 24 et 41 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910. — Câbles supportant les pompes d'avallereses suspendues.

CIRCULAIRE

*A MM. les Ingénieurs en chef Directeurs
des neuf arrondissements des mines.*

BRUXELLES, le 29 octobre 1913.

MONSIEUR L'INGÉNIEUR EN CHEF,

Il m'a été demandé si les articles 22, 24 et 41 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910 s'appliquaient aux câbles supportant les pompes d'avalleresse suspendues et éventuellement les contrepoids destinés à faire équilibre aux colonnes de refoulement de ces pompes. J'ai soumis la question à l'examen du Comité permanent des Mines, qui a émis l'avis ci-après, auquel je me rallie entièrement.

ARTICLE 22.

Le texte de cet article indique nettement qu'il ne s'applique qu'aux câbles servant à la translation du personnel.

ARTICLE 24.

La finale de cet article est motivée par le danger auquel les ouvriers sont exposés au fond d'un puits en creusement, du fait de

la rupture d'un câble. Ce danger existe manifestement dans le cas des pompes suspendues, dont la chute pourrait avoir des conséquences graves pour ces ouvriers.

Les prescriptions du 2^{me} alinéa de cet article sont donc applicables aux cas de l'espèce.

ARTICLE 41.

Pour les mêmes raisons, les prescriptions de l'article 41 et, conséquemment, des articles 39 et 40, sont de rigueur dans le cas des pompes d'avalleresse suspendues. Toutefois, à raison de la difficulté qu'il y a de déplacer les câbles porteurs pour en faire la visite, il est utile de remarquer que le 2^{me} alinéa de l'article 39 ne rend nullement ce déplacement obligatoire, si la visite peut être faite d'une façon soignée en examinant le câble à l'état de repos.

Il m'a été demandé également ce qu'il fallait entendre par le diamètre d'enroulement dont il est question à l'article 24. De l'avis du Comité permanent, auquel je me rallie, il faut entendre par là, le diamètre mesuré à la périphérie des poulies et des tambours.

Vous voudrez bien, Monsieur l'Ingénieur en chef, vous inspirer des instructions qui précèdent pour l'application des prescriptions des articles ci-dessus rappelés.

Le Ministre de l'Industrie et du Travail,

ARM. HUBERT.

Application des articles 22 et 43 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910 dans le cas de câbles de remploi.

CIRCULAIRE

*A MM. les Ingénieurs en Chef Directeurs
des neuf arrondissements des mines.*

BRUXELLES, le 3 janvier 1914.

MONSIEUR L'INGÉNIEUR EN CHEF,

Des renseignements m'ont été demandés sur l'interprétation qu'il faut donner aux dispositions des articles 22 et 43 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910 lorsqu'il s'agit de la mise en fonctionnement de câbles de remploi, formés soit de plusieurs morceaux de diverses

provenances réunis par des épissures, soit d'une seule pièce, mais devant fonctionner dans d'autres conditions de charge que précédemment.

J'ai consulté à ce sujet le Comité permanent des Mines qui a émis l'avis suivant, auquel je me rallie :

De tels câbles sont soumis, comme tous les autres, lors de leur mise en fonctionnement, aux prescriptions de l'article 22 de l'arrêté précité. Ils le sont dans toutes leurs parties; celles-ci devront donc toutes subir les essais prescrits et répondre aux conditions de sécurité stipulées par le 3^e du dit article 22.

Pour les câbles formés de plusieurs tronçons, il y a lieu de tenir compte, en outre, de la réduction de résistance résultant des épissures, ainsi qu'il est prévu dans ma circulaire du 15 mai 1913.

Dès la mise en fonctionnement nouvelle, l'article 43 devient applicable, et ce, également, à toutes les parties du câble.

Le contrôle de l'observation des prescriptions du 2^e alinéa du dit article 43 impliquera souvent, pour les câbles formés de plusieurs tronçons, la nécessité de renouveler les épissures après un certain temps. Ce temps est laissé à l'appréciation du visiteur agréé, mais il convient qu'il ne dépasse pas six mois; il sera sans doute généralement plus court.

Il va de soi que, pour les câbles de remploi, l'origine de ceux-ci pouvant être inconnue ou incertaine, la définition de la charge maximum, telle qu'elle est précisée au 4^e alinéa de l'article 22, ne peut plus trouver son application intégrale.

Pour ces câbles, la charge maximum devra s'entendre de celle prévue par la direction de la mine lors du remploi, c'est-à-dire lors de la mise en fonctionnement du câble dans les conditions nouvelles.

Le Ministre de l'Industrie et du Travail,

ARM. HUBERT.

MINISTÈRE
DE L'INDUSTRIE ET DU TRAVAIL
ADMINISTRATION DES MINES

PERSONNEL

CORPS DES INGÉNIEURS DES MINES

Situation au 1^{er} Janvier 1914

Numéro d'ordre	NOMS ET INITIALES des PRÉNOMS	ANNÉE de la naissance	DATES	
			de l'entrée au service	du dernier avancement
A. — Section d'activité				
<i>Directeur général</i>				
»	Dejardin (L.), C. 𐀀, 𐀁, * 2 ^e cl., M. C. D. 1 ^{re} classe, C.C.A. 1 ^{re} cl., D. S. P. 1 ^{re} cl., déc. de 2 ^{me} classe avec plaque de l'ordre de la Couronne royale de Prusse, Commandeur des ordres de l'Etoile de Roumanie et du Christ de Portugal	1849	24-11-1871	18-10-1911
<i>Inspecteurs généraux</i>				
1	Libert (J.), C. 𐀀, 𐀁, C. C. A. 1 ^{re} cl., D. S. P. 1 ^{re} cl., Commandeur de l'Ordre de la Couronne d'Italie	1853	21-11-1874	30-7-1911
»	Watteyne (V.), C. 𐀀, 𐀁, * 1 ^{re} cl., C.C.A. 1 ^{re} cl., Grand Officier de l'Ordre de l'Etoile noire, déc. de 2 ^e cl. de l'ordre de la Couronne royale de Prusse, Commandeur de l'ordre de Saint Stanislas de Russie, Chevalier de l'ordre de la Couronne de fer d'Autriche (1)	1850	21-11-1874	30-7-1911
2	Jacquet (J.), C. 𐀀, 𐀁, * 1 ^{re} cl., C. C. A. 1 ^{re} cl., D. S. P. 1 ^{re} cl.	1852	29-1-1876	30-3-1911
<i>Ingénieurs en chef Directeurs de 1^{re} classe</i>				
1	Julin (J.), O. 𐀀, 𐀁, C. C. A. 1 ^{re} cl.	1853	15-12-1876	30-7-1911
2	Beaupain (J. B.), O. 𐀀, 𐀁, M. C. A. 1 ^{re} cl.	1857	31-1-1881	4-12-1912
3	Lechat (V) O. 𐀀, 𐀁, M. C. A. 1 ^{re} cl.	1858	18-11-1881	30-3-1911
4	Bochkoltz (G.), O. 𐀀, 𐀁, M. C. A. 1 ^{re} cl., D.S.P. 1 ^{re} cl.	1859	18-11-1881	30-3-1911

(1) Attaché à l'Administration centrale et chargé du Service spécial des accidents miniers et du grisou.

Numéro d'ordre	NOMS ET INITIALES des PRÉNOMS	ANNÉE de la naissance	DATES	
			de l'entrée au service	du dernier avancement
			5	Pepin (A.) O. 德, 德, M. C. A. 1re cl.
6	Ledouble (O.), O. 德, 德, 德, 德, 德, 1re cl., M. C. A. 1re cl.	1860	24-11-1882	4-12-1912
7	Demaret (L.) O. 德, 德, M. C. A. 1re cl., Officier de l'Ordre de la Couronne de Roumanie	1859	28-9-1885	30-12-1913
8	Delbroucq (M.), 德	1865	21-3-1889	30-12-1913
9	Libotte (E.), 德	1864	16-4-1889	30-12-1913
<i>Ingenieurs principaux de 1re classe</i>				
1	* Demaret (J.), O. 德, 德, 德, 德, 1re cl., M. C. A. 1re cl.	1857	18-11-1881	4-12-1912
2	* Delruelle (L.) 德	1866	5-5-1891	30-12-1911
3	Firket (V.), 德, M. C. D. 1re cl.	1869	14-12-1891	30-12-1913
4	Lebacqz (J.) 德	1869	2-11-1892	30-12-1913
5	Deboucq (L.) 德	1873	28-11-1895	30-12-1913
»	Bolle (J.), 德, 德, 2e cl. (1)	1871	28-11-1895	30-12-1913
6	Vrancken (J.), 德	1872	16-12-1896	30-12-1913
7	Nibelle (G.), 德, M. C. D. 1re cl.	1873	16-12-1896	30-12-1913
8	Orban (N.) 德	1873	16-12-1896	30-12-1913
<i>Ingenieurs de 1re classe</i>				
1	* Ghysen (H.) 德	1874	16-12-1896	30-12-1913
»	* Levarlet (H.) 德 (2)	1873	16-12-1896	30-12-1913
»	* Lemaire (E.), 德, M. C. D. 1re cl., M. C. D. 1re cl. (1)	1872	16-12-1896	30-12-1913
2	* Repriels (A.)	1875	12-12-1897	30-12-1913
3	* Lebens (L.)	1873	12-12-1897	30-12-1913
4	Niederau (Ch.)	1874	12-12-1897	4-12-1912
5	Hallet (A.)	1874	12-12-1897	4-12-1912
6	Liagre (Ed.)	1874	12-12-1897	4-12-1912
7	Viatour (F. H.), 德, 1re cl.	1875	12-12-1898	30-12-1913
8	Raven (G.)	1876	12-12-1899	30-12-1913
9	Fourmarier (P.)	1877	12-12-1899	30-12-1913
<i>Ingenieurs principaux de 2e classe</i>				
1	* Bertiaux (A.)	1874	12-12-1899	4-12-1912
»	* Renier (A.) M. C. D. 1re cl. (3)	1876	18-12-1900	4-12-1912
2	* Bailly (O.)	1874	18-12-1900	30-12-1913

(1) Détaché au Service spécial des Accidents miniers et du Grisou.

(2) Chargé du Service d'inspection des explosifs.

(3) Chef du Service géologique à l'Administration centrale des mines.

* Les fonctionnaires dont les noms sont précédés d'un astérisque, jouissent du traitement maximum afférent à leur grade.

Numéro d'ordre	NOMS ET INITIALES des PRÉNOMS	ANNÉE de la naissance	DATES	
			de l'entrée au service	du dernier avancement
			3	* Breyre (Ad.), Officier de l'Ordre de l'Etoile noire
4	* Desenfans (G.), M. C. D. 1re cl., M. C. D. 2me cl.	1876	15-12-1902	30-12-1913
5	* Stévert (P.)	1880	25-1-1904	30-12-1913
6	Stenuit (A.)	1877	25-1-1904	30-3-1912
»	Delmer (A.), Chevalier de l'ordre de Saint-Charles (1)	1879	25-1-1904	30-3-1912
»	Lemaire (G.) (2)	1878	25-1-1904	4-12-1912
8	Hardy (A.)	1878	25-1-1904	30-12-1913
9	Gillet (Ch.)	1882	25-1-1904	30-12-1913
10	Defalque (P.)	1879	25-1-1904	30-12-1913
<i>Ingenieurs de 2e classe</i>				
1	* Dandois (H.)	1879	20-3-1905	4-12-1912
2	* Molinghen (E.)	1877	19-4-1905	30-12-1913
3	* Verbouwe (O.)	1882	12-3-1906	30-12-1913
4	* Hardy (L.)	1882	20-3-1907	30-12-1913
5	* Sottiaux (G.)	1883	30-1-1908	30-12-1913
6	Delrée (A.)	1883	30-1-1908	30-3-1912
7	Legrand (L.)	1882	28-12-1908	4-12-1912
8	Massin (A.)	1883	28-12-1908	30-12-1913
<i>Ingenieurs de 3e classe</i>				
1	* Jadoul (Ch.)	1884	28-12-1908	10-2-1912
2	* Van Herckenrode (Ed.)	1886	12-6-1910	4-12-1912
3	* Guérin (M.)	1888	12-6-1910	4-12-1912
4	* Dessalles (E.)	1887	25-11-1910	4-12-1912
5	* D'Haenens (J.)	1887	25-11-1910	4-12-1912
6	Burgeon, Ch.	1885	10-2-1912	—
7	Delcourt, Edm.	1889	10-2-1912	—
8	Anciaux, H.	1886	10-2-1912	—
9	Pieters, J.	1889	10-2-1912	—
10	Dupret (Al.)	1890	24-12-1912	—
11	Boland (P.)	1889	24-12-1912	—
12	Thonnart (P.)	1889	24-12-1912	—

(1) Attaché à l'Administration centrale.

(2) Attaché à l'Administration centrale et au Service spécial des Accidents miniers et du Grisou.

* Les fonctionnaires dont les noms sont précédés d'un astérisque, jouissent du traitement maximum affecté à leur grade.

NOMS ET INITIALES des PRÉNOMS	ANNÉE de la naissance	DATES	
		de l'entrée au service	du dernier avancement
B. — Section de disponibilité			
<i>Inspecteurs généraux</i>			
Hubert (H.), C.   , C. C. A. 1 ^{re} cl.	1849	31-10- 1872	30-12- 1912
van Scherpenzeel Thim (L.), C.   , C. C. A. 1 ^{re} cl., déc. de 2 ^o cl. avec plaque de l'ordre de Saint-Stanislas de Russie	1850	3- 6- 1875	18- 5- 1907
<i>Ingénieurs en chef, Directeurs</i>			
Macquet (A.)  	1853	29-11- 1876	30-12- 1909
Legrand (L.) 	1868	2- 3- 1891	30-12- 1912
<i>Ingénieurs principaux</i>			
Halleux (A.),  Officier de l'ordre de la Couronne de chêne, Chevalier de l'ordre de Charles III d'Espagne	1869	14-12- 1891	30-12- 1909
Denoël (L.),   , M. C. D. 1 ^{re} cl.	1870	2-11- 1892	30-12- 1912
<i>Ingénieurs des mines à la retraite conservant le titre honorifique de leur grade</i>			
Dejaer (J.), C.    1 ^{re} cl., C. C. A. 1 ^{re} cl., D.S.P. 1 ^{re} cl., Directeur général honoraire			
DÉCORATIONS : SIGNES			
Ordre de Léopold : Chevalier			
— Officier			O. 
— Commandeur			C. 
Ordre de la Couronne : Chevalier			
— : Officier			O. 
— : Commandeur			C. 
Croix civique pour années de service			C. C. A.
Médaille — —			M. C. A.
Croix civique pour acte de dévouement			
Médaille civique — —			M. C. D.
Décoration spéciale de prévoyance			D. S. P.
Légion d'honneur			
Médaille commémorative du règne de S. M. Léopold II. 			

Recrutement des Ingénieurs du Corps des Mines.

ALBERT, ROI DES BELGES.

A TOUS PRÉSENTS ET A VENIR, SALUT.

Vu l'article 2 de Notre arrêté du 8 août 1912 relatif au recrutement des Ingénieurs du Corps des Mines;

Considérant qu'il y a lieu de fixer les conditions de l'épreuve sur la langue flamande visée à l'article 2 précité;

Sur la proposition de Notre Ministre de l'Industrie et du Travail,

NOUS AVONS ARRÊTÉ ET ARRÊTONS :

ARTICLE PREMIER. — L'épreuve prévue à l'article 2 de l'arrêté royal du 8 août 1912 est écrite et orale.

a) L'épreuve orale comprend :

1^o La lecture à haute voix d'un document flamand faisant partie d'un dossier administratif, suivie de l'analyse en français de ce document ;

2^o Une conversation en langue flamande sur un sujet donné, suivie du résumé en français de cette conversation.

b) L'épreuve écrite consiste dans la rédaction en langue flamande :

1^o D'un rapport administratif ou d'une note technique concernant une matière de la compétence de l'Administration des mines. L'usage du dictionnaire est autorisé pour ce travail ;

2^o D'une lettre administrative rédigée sans dictionnaire et répondant à une demande de renseignements émanant d'une personne ou d'une autorité en rapport avec l'Administration des mines.

ART. 2. — Il sera attribué les six-dixièmes des points à l'épreuve orale.

Pour satisfaire à l'épreuve, les récipiendaires devront obtenir la moitié des points sur l'ensemble des matières.

ART. 3. — A la suite de chaque concours organisé pour la collation d'emplois dans le Corps des Mines, il sera constitué un Jury chargé de procéder à l'épreuve susvisée.

Ce Jury est composé de cinq membres.

ART. 4. — Les membres du Jury sont nommés par Notre Ministre de l'Industrie et du Travail.

L'arrêté de nomination du Jury désigne les membres appelés à exercer les fonctions de président et de secrétaire.

ART. 5. — Six mois au moins à l'avance, le Ministre fixe la date de l'épreuve et en donne connaissance aux récipiendaires appelés à y prendre part.

ART. 6. — Les membres du Jury reçoivent des indemnités de vacation, de déplacement et de séjour à déterminer par Notre Ministre de l'Industrie et du Travail.

ART. 7. — Le Ministre, ou en son absence, le Directeur Général des Mines, tranche toutes les difficultés qui pourraient surgir dans la formation et les opérations du Jury.

ART. 8. — Notre Ministre de l'Industrie et du Travail est chargé de l'exécution du présent arrêté.

Donné à Bruxelles, le 30 décembre 1913.

ALBERT.

PAR LE ROI :

Le Ministre de l'Industrie et Travail,

ARM. HUBERT.

ARRÊTÉS SPÉCIAUX

MINES

Arrêté royal du 20 février 1913 accordant à la Société anonyme des Charbonnages du Petit Try, à titre d'extension de concession, la concession des mines de houille gisant sous partie du territoire des communes de Fleurus et de Lambusart et d'une superficie de 80 hectares 30 ares.

Arrêté royal du 7 mars 1913 autorisant la Société anonyme des Aciéries d'Angleur et la Société anonyme des Charbonnages de Couthuin, d'Andenelle, Hautebize et les Liégeois (en liquidation), à céder les concessions de Couthuin, d'Andenelle, Hautebize et Les Liégeois, qui leur appartiennent respectivement, à la Société anonyme « Les Charbonnages réunis d'Andenelle ».

Arrêté royal du 28 mars 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages de Kessales à Jemeppe-sur-Meuse, à céder à la Société anonyme des Charbonnages de l'Arbre Saint-Michel, à Mons-lez-Liège, une parcelle de la concession de Kessales, et la réunion de cette parcelle à la concession de l'Arbre Saint-Michel aux fins de rectifier une partie de leurs limites communes.

Arrêté royal du 16 avril 1913 déclarant d'utilité publique l'établissement par la Société anonyme des Charbonnages Elisabeth, à Auvélais, d'un chemin de fer aérien reliant son siège de Belle-Vue au chemin de fer de l'Etat.

Arrêté royal du 3 mai 1913 accordant à la Société anonyme des Charbonnages de l'Arbre Saint-Michel, à Mons-lez-Liège, à titre d'extension, la concession des mines de houille gisant sous un territoire de 280 hectares environ, dépendant des communes de Mons-lez-Liège, Horion-Hozémont et Velroux.

Arrêté royal du 26 mai 1913 autorisant la Société civile des Charbonnages de Bienaufois à céder la concession des mines de houille de ce nom, à M. Georges Heuze, industriel, à Auvélais.

Arrêté royal du 26 mai 1913 autorisant la Société civile des Charbonnages de Stud-Rouvroy à céder la concession des mines de houille de ce nom, à M. Georges Heuze, industriel, à Auvelais.

Arrêté royal du 26 mai 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages du Boubier, à prolonger au-delà de l'esponde Sud de sa concession, un bouveau de recherches entrepris à l'étage de 625 mètres de son puits n° 2.

Arrêté royal du 8 juillet 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages de Bray à occuper pour les besoins de son installation diverses parcelles de terrain, sises sur le territoire de la commune de Bray.

Arrêté royal du 9 juillet 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages de Mariemont, à céder par voie d'apport sa concession de Mariemont, l'Olive, Chaud-Buisson, Carnières, Haine-St-Pierre et La Hestre, à la Société anonyme des Charbonnages de Bascoup.

Arrêté royal du 15 juillet 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages d'Ans et de Rocour à exploiter un certain nombre de couches de houille, entre les niveaux de 100 et de 60 mètres de son siège du Levant, par dérogation au cahier des charges de sa concession.

Arrêté royal du 25 juillet 1913 autorisant la Société anonyme des Charbonnages du Corbeau-au-Berleur, à Grace-Berleur, à céder à la Société anonyme des Charbonnages réunis de la Concorde, à Jemeppe-sur-Meuse, sa concession des Sarts-au-Berleur et la seconde de ces sociétés à réunir cette concession à la sienne et à enlever les espondees qui les séparent. La nouvelle concession prendra le nom de « Concession de la Concorde ».

Arrêté royal du 30 août 1913 autorisant les propriétaires de la mine de l'Espérance et de la mine d'Envoz, à céder par voie d'apport leurs concessions respectives, à une société à créer sous le nom de « Société anonyme de l'Espérance et d'Envoz ».

Arrêté royal du 15 octobre 1913 déclarant d'utilité publique l'établissement des voies auxiliaires de garage du raccordement reliant le siège de Thieu des Charbonnages de Strépy-Bracquagnies, au chemin de fer de l'Etat.

SOMMAIRE DE LA 1^{re} LIVRAISON, TOME XIX

MÉMOIRES

Les gisements houillers de la Belgique (suite) A. Renier 3

SERVICE DES ACCIDENTS MINIERS ET DU GRISOU

Etude sur les Explosifs S. G. P. — Aspect des flammes au tir au mortier . . . E. Lemaire 37

EXTRAITS DE RAPPORTS ADMINISTRATIFS

1^{er} SEMESTRE 1913.

1^{er} arrondissement. — Charbonnage de Bonne-Veine : Revêtement d'une avalleresse au moyen de béton armé. — Etude du grisou ; analyse des courants gazeux : a) Charbonnages du Grand-Buisson ; b) Charbonnage de Bonne Veine ; c) Charbonnage de Bonne Veine L. Demaret 105

3^{me} arrondissement. — Creusement des puits du nouveau siège Sainte Elisabeth, des Charbonnages de Ressaix, à travers les terrains aquifères. — Emploi des marteaux piqueurs au siège Sainte Barbe des Charbonnages de Ressaix. — Transformation d'un ancien ventilateur aux Charbonnages d'Anderlues. — Installation d'un groupe turbo-alternateur à la Centrale électrique des Charbonnages d'Anderlues. — Imprégnation des bois de mine aux Charbonnages de Courcelles-Nord. — Charbonnages de Mariemont et de Bascoup : Epuration des eaux d'épuisement destinées à l'alimentation des bains-douches E. Libotte 123

8^{me} arrondissement. — Charbonnage de l'Espérance et Bonne-Fortune ; siège de l'Espérance : Clapets obturateurs du puits d'aérage J. Julin 141

NOTES DIVERSES

Le revêtement des puits en voussoirs Z Marcel Gillieaux 145

Les câbles d'extraction pour grandes profondeurs (traduit par G. W.) . . . F. Baumann 161

Le coefficient de sécurité des câbles d'extraction (traduit par G. W.) . . . D Speer. 181

Installations électriques des Mines, Minières, Carrières et Usines métallurgiques et leurs dépendances. — Situation au 30 juin 1913 201

Production et mouvement commercial de combustibles minéraux en Autriche, en 1912 . . . 213

Production et mouvement commercial de la Fonte en Autriche, en 1912 219

La sécurité de la signalisation électrique acoustique dans les mines (traduit par Ad. Breyre) H. Kliver 221

Bibliographie. — Sur l'analyse des gaz combustibles par explosion, par ENRIQUE HAUSER. (*Archives des Sciences physiques et naturelles*. — Octobre 1913). — Investigations of detonators and electric detonators. (*Expériences sur les détonateurs et les détonateurs électriques*), par CLARENCE HALL et SPENCER P. HOWELL. — Lehrbuch der Bergbaukunde (*Manuel d'exploitation des mines*), de H. HEISE et F. HERBST. — Fabrication de l'acier, par H. NOBLE. — L'additivité des propriétés diamagnétiques et son utilisation dans la recherche des constitutions, par P. PASCAL. — Les progrès de la chimie en 1912. Traduction française autorisée des *Annual Reports on the progress of Chemistry for 1912*, vol. IX, publiée sur l'initiative du Service des Recherches du Laboratoire municipal de Paris. — Introduction à la Chimie des complexes. Théorie et systématique de la Chimie des complexes minéraux, par G. URBAIN et A. SÉNÉCHAL.

— Traité de chimie minérale, par H. ERDMANN. Traduit sur la 5^{me} édition par A. CORVISY. — Agenda Dunod pour 1914 : Mines. Prospection et exploitation à l'usage des ingénieurs, contrôleurs des mines, prospecteurs, etc., par DAVID LEVAT. — Revue Universelle des Mines, de la Métallurgie, etc. — List of annual suscription to English Colonial and foreign newspapers, magazines, etc., publiée par W. M. DAWSON AND SONS LTD. 228

LES SONDAGES ET TRAVAUX DE RECHERCHE DANS LA PARTIE MÉRIDIIONALE DU BASSIN HOULLER DU HAINAUT

Les sondages (*suite*) :

Carte et tableau indiquant la position des sondages exécutés, en cours d'exécution, ou signalés à la date du 1 ^{er} janvier 1914	238
No 16. — Sondage des Bonniers (Lobbes)	249
— 64. — — du Bois de Pincemaille (Vellereille-les-Brayeux)	253

LE BASSIN HOULLER DU NORD DE LA BELGIQUE

La situation au 1 ^{er} janvier 1914	V. Firket 265
--	---------------

STATISTIQUE

Mines : Production du 2 ^{me} semestre 1913	281
---	-----

DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

Police des mines :

Eclairage des mines : Lampes de sûreté pour travaux souterrains des mines de houille (Lampes Hailwood no 1 et 2). — Arrêté ministérielle du 6 décembre 1913	283
Application des articles 22, 24 et 41 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910. — Câbles supportant les pompes d'avalleresse suspendues. — Circulaire ministérielle du 29 octobre 1913	290
Application des articles 22 et 43 de l'arrêté royal du 10 décembre 1910. — Câbles de rempli. — Circulaire ministérielle du 3 janvier 1914	291

Personnel :

Corps des Ingénieurs des mines. — Situation au 1 ^{er} janvier 1914	293
Recrutement des Ingénieurs du Corps des Mines. — Arrêté royal du 30 décembre 1913	297

Arrêtés spéciaux :

Extraits d'arrêtés pris en 1913, concernant les mines et les usines	299
---	-----

