

# MÉMOIRES

## Le Gisement et le Traitement

DES

## MINÉRAIS DE CUIVRE DU MANSFELD<sup>(1)</sup>

PAR

LÉON DEMARET

Ingénieur principal au Corps de Mines, à Mons

Docteur en Sciences

Ingénieur électricien sorti de l'Institut Montefiore

Je dois des remerciements à M. le Directeur général et à MM. les Ingénieurs de la *Mansfeldsche Kupferschiefer bauende Gewerkschaft* qui ont bien voulu m'autoriser à visiter les mines et usines de cette grande Société et me donner les renseignements que je désirais pour compléter ceux que j'ai trouvés dans le *Festschrift zum X<sup>te</sup> deutschen Bergmannstage 1907*.

### Historique.

La mise en exploitation du schiste bitumineux cuprifère du Mansfeld date de plus de 700 ans.

Après des alternatives de grandeur et de décadence, cette exploitation n'a cessé de se développer à partir de 1852, depuis la fusion des petites sociétés en une société unique dénommée *Mansfeldsche Kupferschiefer bauende Gewerkschaft*, dont nous analyserons les résultats techniques et les résultats financiers.

### Importance de la production.

La production du cuivre de la Société en 1907 représente 2.7 % de la production mondiale dans le même temps.

---

(1) Conférence donnée à Bruxelles, à la Société belge des Ingénieurs et des Industriels, le 10 mars, et à Mons, à la Société Géologique de Belgique, le 19 mars 1909.

# Géologie

## Tableau des terrains du Mansfeld

Quaternaire (dans les vallées)

Tertiaire (lignites)

Secondaire (Trias) { Calcaire coquillier (*Musschelkalk*)  
Grès bigarré (*Buntsandstein*)

Argiles plastiques rouges ou bleues, avec dolomie, gypse, anhydrite, sel, sels potassiques.

Calcaire fétide (*Stinkkalk*) ou dolomie bitumineuse

*Rauchwache* et cendres (*Assche*).

Gypse.

Calcaire du Zechstein

HETTSTEDT-GERBSTEDT

EISLEBEN

Teneur en Cu

2m600 — 4m200

2m600 — 4m200

*Faüle*. Calcaire marneux friable.

1.000 — 1.300

0.780 — 1.300

*Dachklotz*. Calcaire marneux

0.120 — 0.310

0.200 — 0.260

*Oberberge* } 0.150 — 0.225  
*Noberge* } (*Dachberge*)

*Dachberge* } 0.130 — 0.180  
*Noberge* } (*Schwarzenberg*)

*Erzkieken*  
(*Rücken*)  
2 à 4 %

*Lochberge* . 0.050 — 0.150

*Kopf* . . . 0.065 — 0.105

*Kammshale* . 0.030 — 0.050

*Kammshale* 0.020 — 0.060

*Kopfschale* . 0.020 — 0.030

*Grobe Lette* 0.040 — 0.060

*Schieferkopfs* 0.030 — 0.010

*Fein Lette* . 0.032 — 0.040  
(*Loch*)

*Lochshale* .

*Lochen* . . 0.025 — 0.040

*Liegende Schale*

*Speise* (imprégnations)  
3.3 %

Grès rouge (*Rothliegende*) { supérieur

inférieur

Grès blanc (*Weisliegende*) et conglomérat . . épais. 0m20 à 2m00

Sanderz  
4 %

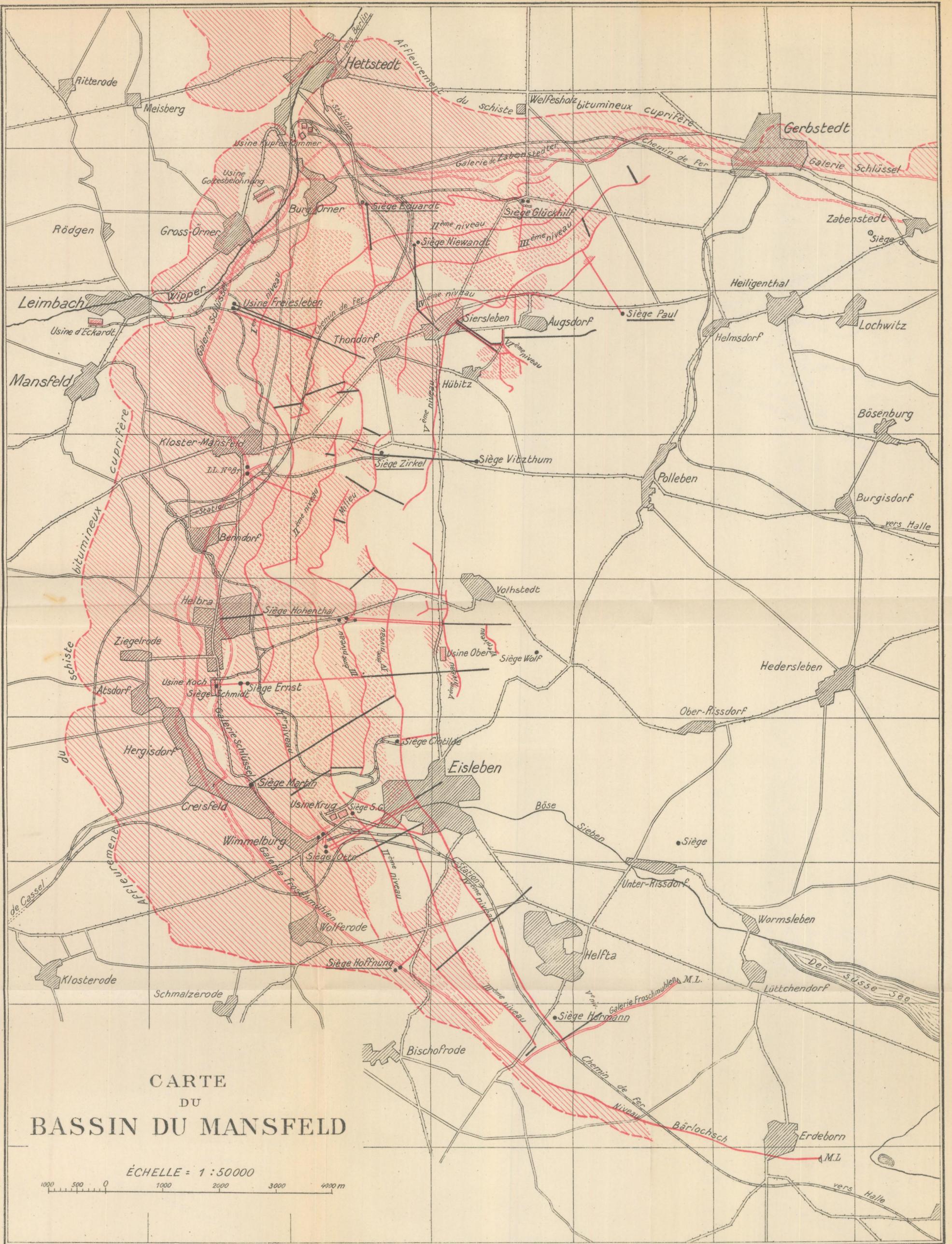
Carbonifère supérieur

Dévonien

Primaire

Permien

Zechstein



CARTE  
DU  
BASSIN DU MANSFELD

ÉCHELLE = 1 : 50000

1000 500 0 1000 2000 3000 4000 m

DESCRIPTION DES TERRAINS.

*Rothliegende*. — Le fond du bassin des roches cuprifères est constitué par le *Rothliegende* inférieur, ainsi que l'indique le tableau des terrains.

Les inégalités du fond de ce bassin ont été nivelées par les dépôts de conglomérats du *Rothliegende* supérieur, dont la couche supérieure, ayant de 0<sup>m</sup>20 à 2 mètres d'épaisseur, décolorée, dénommée *Weissliegende*, constitue

Nord

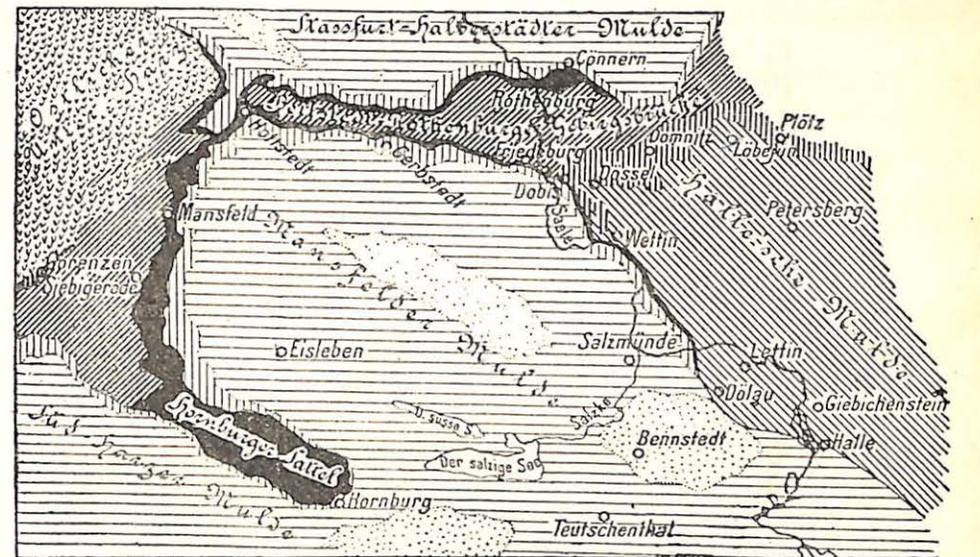


FIG. 1. — Carte géologique du Mansfeld.

souvent le premier gisement de minerai *Sanderz* ou minerai gréseux.

*Zechstein.* — Sur le Weissliegende reposent en stratification concordante les couches du Zechstein.

Le bassin du Zechstein qui nous occupe constitue un des bassins dans lesquels s'est divisé le Zechstein à la suite des soulèvements des chaînes de montagnes du Harz et de la Thuringe, pendant le Tertiaire (fig. 1).

*Schiste bitumineux.* — Schiste d'environ 0<sup>m</sup>30 d'épaisseur qui contient, sur une partie de cette épaisseur, des sulfures de cuivre et d'argent et du bitume.

Fossiles :

<i>Palaeoniscus Freieslebeni</i>	} Poissons ganoïdes
<i>Platosyma striatus</i>	
<i>Acrolepis asper</i>	
<i>Lingula Credneri</i>	
<i>Ulmannia Bronni</i>	
<i>Voltzia Liebeana</i> , etc.	

*Dachklotz.* — Calcaire marneux grisâtre qui par l'exposition à l'air se divise en fragments polygonaux ; c'est le toit des tailles des exploitations.

*Faïlle.* — Calcaire bleu fissuré.

*Calcaire du Zechstein.* — Calcaire en bancs assez épais qui est utilisé comme pierre de construction, surtout pour les maçonneries en pierre sèche des exploitations minières.

*Gypse.* — Il contient des grottes remplies d'eau et tapissées de magnifiques cristaux de gypse ; ces bains sont un grand danger pour les exploitations.

*Rauchwache et cendres.* — Résidus de la dissolution des couches de sel et d'anhydrite et du calcaire fétide.

Cette dissolution a amené des effondrements de la surface (fig. 2) dans le grès bigarré.

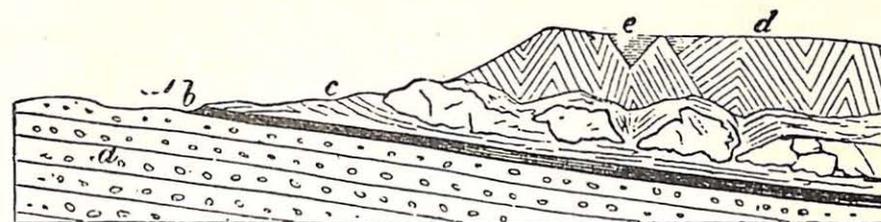


FIG. 2 — *Bouleversement des couches dans le grès bigarré.*

a. Rothliegende. — b. Schiste bitumineux et Zechstein. — c. Rauchwache et cendres. — d. Grès bigarré. — e. Effondrements.

*Sels potassiques et sel.* — Ils sont l'objet d'exploitations importantes dans le genre de celle de Stassfurth, qui est située dans un autre bassin du Zechstein, au Nord de celui du Mansfeld (fig. 1).

*Schiste bitumineux cuprifère.* — C'est un schiste noir, marneux, très dur.

Le district d'Eisleben, où se trouvent actuellement les exploitations, comprend dans son versant Ouest des pentes de 4 à 7° et dans son versant Nord des pentes de 20 à 40°.

On appelle *Rücken*, des dérangements ou failles de direction générale Est-Ouest qui découpent la couche de schiste en bandes de plusieurs kilomètres de longueur (fig. 3.) ; cette direction Est-Ouest est celle des failles de la bordure Nord du Harz, ce qui indique que les failles du Mansfeld sont contemporaines du soulèvement du Harz.

L'amplitude du rejet est faible, généralement de quelques centimètres ; parfois cependant elle atteint 81 mètres, mais pour une même faille, elle varie d'un maximum à zéro, et change même de signe.

La puissance des *Rücken* varie de quelques centimètres à 1 mètre.



La richesse minérale moyenne a été en 1907 :  
 $\text{Cu} = 3.3 \%$ ;  $\text{Ag} = 0.016 \%$ .

Cette richesse est due à une imprégnation (*Speise*) de poussière de sulfures dans le schiste, visible sur la cassure par réflexion au soleil.

La couleur de cette réflexion du schiste est dorée, si elle est due à la chalcopryrite, violacée, si elle est due à la bornite, grise d'acier, si elle est due à la chalcosine, jaune, si elle est due à la pyrite, enfin parfois bleu grisâtre si elle est due à la galène.

D'autres minerais accompagnent les sulfures de cuivre : l'argyrose ( $\text{Ag}^2 \text{S}$ ), la blende, la pyrite, la nickeline rouge ( $\text{Ni As}$ ), la nickeline blanche ( $\text{Ni As}^2$ ), la smaltine ( $\text{Co As}^2$ ) et des sulfures de manganèse, de molybdène et du sélénium.

Outre les imprégnations, la minéralisation comprend également de fins limets ou filets des différents sulfures de cuivre, des pellicules de sulfures de cuivre, ou d'argent natif; mais d'une façon générale la richesse dépend de l'imprégnation (*Speise*).

Toutes les laies du schiste bitumineux sont cuprifères, mais les laies exploitables dans le district d'Eisleben, sont seulement les couches inférieures au Kopf, et le plus souvent inférieures au Kammschale. Quand le Kopf est enrichi, c'est au détriment des laies inférieures.

La puissance utile dans ces conditions, dans le district d'Eisleben est de 0<sup>m</sup>08 à 0<sup>m</sup>10 sans le Kammschale, de 0<sup>m</sup>08 à 0<sup>m</sup>12 avec le Kammschale, et de 0<sup>m</sup>08 à 0<sup>m</sup>17 avec le Kopf, suivant les cas.

L'absence de bitume au dessus du Kopf à Eisleben, coïncide avec la disparition de l'imprégnation du minerai.

3° *Erzkieken*. Au voisinage des failles (Rücken), la laie Schwarzenberg d'Eisleben (Noberge et Dachberge), le Dachklotz et le Faüle comprennent des noyaux de

minerais de la grosseur d'une fève, et d'une teneur de 2 à 4 % de Cu.

4° Plus haut stratigraphiquement, le Zechstein contient près des failles des ramifications minéralisées, mais qui sont inexploitable.

#### INFLUENCE DES FAILLES (*rücken*) SUR LA RICHESSE MINÉRALE.

A la traversée des failles, la richesse des laies cuprifères, qui sont généralement celles du mur de la couche bitumineuse, au contact du Weissliegende, subit les variations les plus diverses.

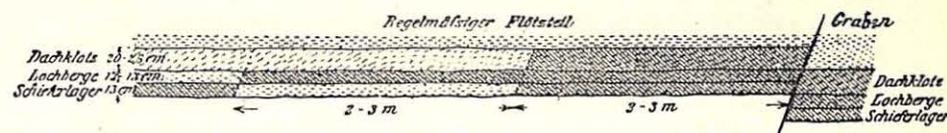


FIG. 6. — Coupe verticale de la couche près d'un Rücken.

(Les hachures indiquent la minéralisation).

La minéralisation peut (fig. 6) :

- 1° Rester inaltérée ;
- 2° Diminuer dans le schiste et se retrouver dans le Schwarzenberg, le Dachklotz et le Faüle ;
- 3° Être appauvrie ou enrichie dans le schiste lui-même, en même temps que dans le Schwarzenberg, le Dachklotz et le Faüle.

Généralement l'enrichissement aux abords des failles ne s'étend que sur 20 mètres (voir fig. 5), et se présente comme suit dans les Graben à partir de la faille : sur 10 mètres, chalcosine ( $\text{Cu} = 79.8 \%$ ), puis sur 3 à 4 mètres, bornite ( $\text{Cu} = 55.6 \%$ ), enfin se retrouve la chalcopryrite ( $\text{Cu} = 34.4 \%$ ).

C'est aussi dans le voisinage des failles que la minérali-

sation, ainsi que nous l'avons dit, descend dans le Weissliegende pour former le Sanderz et s'élève jusque dans le Faüle pour former les Erzhielen.

#### ORIGINE DES SULFURES.

*Origine sédimentaire.* — Cette théorie explique la formation du gisement par la précipitation du sulfure de cuivre d'une solution de sulfate en même temps que se déposaient les boues qui ont donné le schiste. (Théorie syngénétique.)

Les sulfates provenaient du lavage des roches encaissantes, ou de filons qui les traversaient, ou d'épanchements de sources ou des laves porphyriques si fréquentes dans l'époque permienne.

La précipitation a été causée par les hydrocarbures, ou les matières organiques, notamment les restes de poissons.

La mort des poissons a été produite par les sels de cuivre, qui les ont empoisonnés, comme le montre la forme recroquevillée des fossiles.

L'uniformité de la richesse de la couche, considérée dans son ensemble, dans le bassin, est en faveur de l'origine sédimentaire.

Les enrichissements près des failles sont des phénomènes secondaires; les auteurs se bornent à cette affirmation, sans analyser les phénomènes.

*Origine filonienne.* — Ce sont les failles (*Rücken*) qui ont été les canaux d'amenée, de la profondeur, des sulfures de cuivre lesquels se sont condensés dans le schiste. (Théorie épigénétique.)

Les enrichissements en cuivre près des failles s'expliquent comme suit : après saturation de la couche de schiste en chalcoppyrite, de nouveaux apports en sulfures de cuivre, qui n'ont plus su pénétrer qu'à une faible distance des failles ont enrichi la couche et y ont formé des zones de faible largeur de sulfures complexes dont la richesse va en décroissant à partir des failles.

Si nous comparons ces phénomènes d'enrichissement avec ceux des affleurements des filons de cuivre, nous voyons que dans le schiste cuprifère la circulation a dû se faire dans le sens des sulfures les plus riches vers la chalcoppyrite, donc partir des *Rücken* pour se diriger vers le centre du *Graben*; en d'autres termes, l'examen du sens de l'enrichissement indique le sens de la circulation; et pour qu'une telle circulation ait amené un enrichissement, il faut que cette circulation ait amené du cuivre; d'où il faut conclure que le cuivre est venu par les failles.

Dans la théorie sédimentaire, on ne peut faire intervenir qu'une circulation d'eau par les failles, qui pourtant ne saurait avoir produit d'enrichissement secondaire que par dissolution de la chalcoppyrite et par son transport, ce qui aurait amené un enrichissement croissant à partir du *Rücken*.

Quant aux cas plus rares d'appauvrissement de la couche près d'une faille, on peut les expliquer dans la théorie filonienne en disant que la venue cuprifère n'a pas suffi à saturer toute la partie poreuse de la couche de schiste.

Les *Rücken* contiennent des sulfures de Co et de Ni qui se retrouvent dans le schiste à leur voisinage.

Une première venue métallifère a amené le sulfure de cuivre; une seconde amenant les sulfures de nickel et de cobalt, n'a pu pénétrer bien loin parce que les schistes étaient saturés.

Ces filons de Co et de Ni traversent plusieurs formations depuis le Weissliegende jusqu'au grès bigarré, tandis que les sulfures de cuivre ne se trouvent que dans les couches bituminifères; chacun sait qu'il en est ainsi de certains filons qui sont minéralisés différemment à leur traversée de différentes couches.

En résumé, il me paraît que la théorie filonienne s'adapte mieux aux faits connus que la théorie de la sédimentation.

### Exploitation des mines.

L'exploitation est à présent confinée dans la région de Eisleben et de Hettstedt, comme l'indique le plan des travaux (planche I); ces travaux ont un développement de 25 kilomètres.

L'extraction se fait par 9 sièges, figurés sur la planche, aux niveaux III, IV, V et VI; l'étage VII est en préparation.

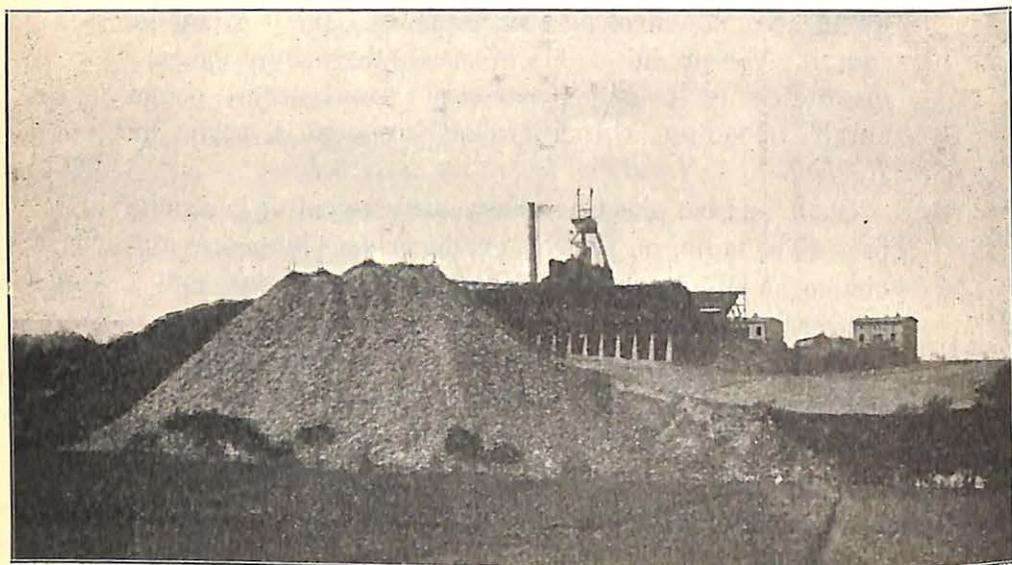


FIG. 7. — Siège Clotilde, à Eisleben.

Ces étages sont distants verticalement de 63 mètres.

Chacun des sièges comprend un ou deux puits d'extraction, à deux ou quatre cages guidées par câbles avec machines d'extraction compound à enroulement Kœpe; de nombreux puits d'épuisement et d'aérage sont de plus en service. La figure 7 représente un de ces puits.

En outre, cinq nouveaux sièges sont en préparation, pour l'extraction aux profondeurs de 500 à 700 mètres; ils sont pourvus de machines d'extraction électriques à enroulement Koepe.

Le système d'exploitation est analogue à celui des couches de houille; lorsque deux travers-bancs, distants verticalement de 63 mètres, ont recoupé la couche de schiste, une communication est établie dans la couche par montage; puis les voies de niveaux sont poussées dans les deux sens à partir des travers-bancs. Ces voies de niveaux sont réunies tous les 100 mètres par un montage, de sorte que l'abatage s'attaque à des massifs de 100 mètres en direction, délimités par le traçage.

L'abatage présente des particularités résultant de la faible puissance de la couche minéralisée, qui est de 0<sup>m</sup>20 à 0<sup>m</sup>30; le minimum d'ouverture des tailles qui correspond à la largeur des épaules des abatteurs est de 0<sup>m</sup>40 mais le plus souvent on abat tout le Dachklotz de façon à avoir comme bon toit des tailles, le Faüle, et une hauteur de 1 mètre.

Le travail d'abatage comprend :

1° Un havage (*Schremarbeit*) ou tracé d'une rainure au moyen du pic, par l'ouvrier couché sur le côté, dans les Lette ou le Lochen;

2° L'abatage au moyen du pic (fig. 8);

Souvent à présent ces deux opérations sont faites en une fois; on fore simplement des trous dans le front au moyen de « pistolets » à air comprimé, et on abat au moyen des explosifs (fig. 9).

3° Le coupage des voies au toit au moyen des explosifs;

4° Le remblayage.

Le travail du havage est très pénible; chaque ouvrier dispose d'un front de 2<sup>m</sup>25 à 4 mètres.

Le havage est facilité par la pression du toit sur le

schiste à haver; cette pression s'exerce de façon la plus favorable quand le traçage date de deux ou trois ans; si la pression du toit est trop forte, le front s'écrase et le havage devient très difficile.



FIG. 8. — Havage et abatage au pic.

Cette pression est minimum quand le havage se fait en montant, est moyenne quand le havage se fait en chassant et maximum quand le havage se fait en vallée; de sorte

qu'en disposant le front obliquement sur l'inclinaison de la couche, on peut, par un angle convenable de cette obliquité, obtenir un front présentant la facilité de havage que l'on désire.



FIG. 9. — Creusement des trous de mine.

La pression du toit dépend aussi de la rapidité du décollement des couches supérieures les unes des autres, et de la rapidité de leur affaissement.

Le rendement moyen journalier par ouvrier abatteur travaillant huit heures est de 600 kilogrammes; les abatteurs travaillent à l'entreprise; celle-ci comprend l'entretien des outils, les explosifs et le salaire des traîneurs

jusqu'à la voie principale. Le salaire journalier des abatteurs a été de 4.29 marks en 1907.

Le remblai suit à 1<sup>m</sup>50 le front d'abatage; ce remblai est évidemment abondant, vu la faible puissance utile; aussi une grande partie de stérile doit être extraite.

Généralement l'extraction comprend : minerai 1/3, stérile 2/3; parfois minerai 1/4, stérile 3/4.

J'ai été étonné de ne pas voir, au moins en cours d'essai, le procédé de remblayage hydraulique, qui est si efficace pour réduire les affaissements de terrains, d'autant plus que la Société a payé en 1907 pour près de 2,000,000 de marks de dégâts miniers; ce procédé de remblayage conviendrait surtout pour le comblement des grottes du gypse dont on a évacué les eaux.

Les *voies principales* ont pour toit le calcaire du Zechstein, qui est résistant; des voies intermédiaires de 1 mètre de largeur réunissent les fronts aux voies principales; elles sont obliques (demi-thiernes) sur les premières; elles sont parcourues par des wagonnets dont la caisse a une surface de 1<sup>m</sup>41 × 0<sup>m</sup>45, et une hauteur de 0<sup>m</sup>15 et est placée sur un train dont les roues ont 0<sup>m</sup>30 de diamètre et roulent directement sur le mur, maintenues entre des bandes de fer ou de bois; ces wagonnets (*Hunde*) contiennent 0<sup>m</sup>31 de minerai, soit un poids de 0.300 tonne. La traction de ces wagonnets est pénible, malgré que ces voies n'ont plus à présent plus de 50 à 60 mètres; le traîneur tire le wagonnet par son pied droit, en se traînant sur sa cuisse gauche protégée par une planche qui y est liée par des sangles en cuir (fig. 10).

Ce procédé est certainement susceptible de perfectionnement: un petit chemin de fer démontable ne coûterait pas bien cher; la traction pourrait se faire par un petit treuil à bras.

Le boisage dans les tailles et les voies est fort restreint,

à cause de l'excellence du toit et de l'emploi de muraillements en pierre sèche dont les éléments sont fournis par le Dachklotz, le Fatüle, et le Calcaire.

*L'emploi de l'air comprimé* pour la perforation des trous de mine n'est pas général.

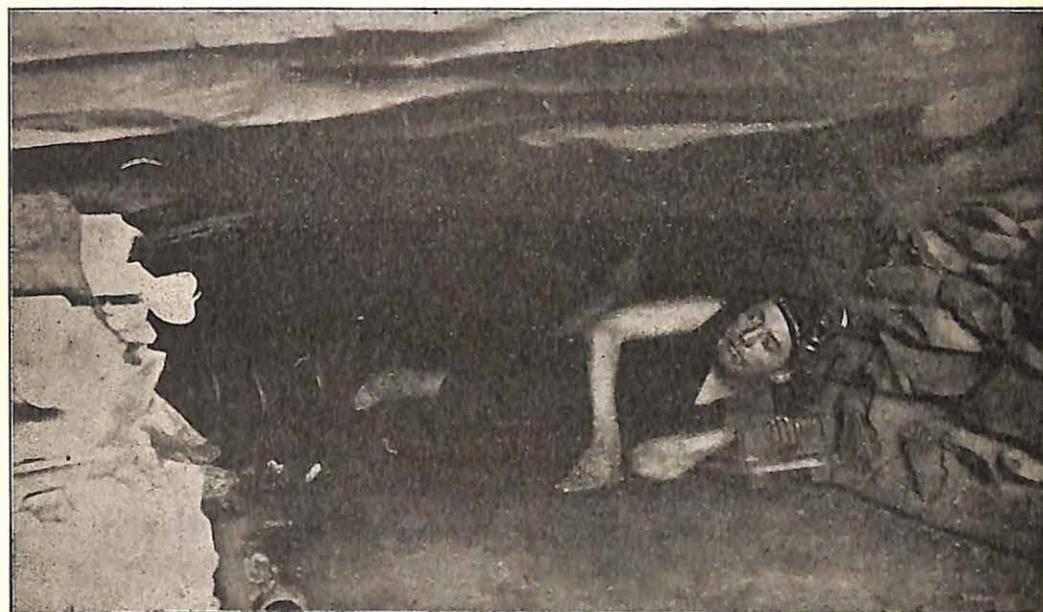


FIG. 10. --- *Trainage des wagonnets.*

*L'épuisement* est très important; les installations sont faites pour 200 mètres cubes à la minute; elles comprennent de nombreuses pompes souterraines qui relèvent l'eau au niveau d'une galerie d'écoulement (*Schlussenstollen*, planche I).

La quantité d'eau épuisée varie fortement d'une année à l'autre, suivant les bains d'eau rencontrés, etc.; en 1906 elle a été de 26 mètres cubes à la minute, soit 700 mètres cubes par tonne de cuivre obtenu, et en 1893 de 82 mètres cubes.

En 1907 on a installé au niveau V une pompe électrique à même de fouler 12 mètres cubes à la minute; le moteur est alimenté par du courant à 3,000 volts.

L'eau de certains sièges contient jusque 16 % de sels, ce qui a nécessité l'emploi du bronze pour les cylindres, les pistons, etc.

La galerie d'écoulement (*Schlussenstollen*), qui a été commencée en 1809, amène près de la rivière la Saale les eaux des travaux et a une longueur de 34 kilomètres.

L'exploitation est exposée à des coups d'eau qui vont jusqu'à noyer un siège; des serremments nombreux ont été établis dans les travers-bancs pour parer à ces dangers.

L'aérage est effectué par de nombreux ventilateurs, Rateau et Capelle, mus la plupart électriquement.

*Moteurs.* — Sur les vallées, on emploie pour la traction des moteurs à air comprimé, à vapeur, ou électriques; dans un exemple, un moteur placé à la surface traîne par câble sur une vallée des rames de 21 wagonnets à la vitesse de 2<sup>m</sup>50 par seconde.

*Résultats de 1907 (1).*

Minerai extrait : schiste . . . .	524,525 tonnes
Dachberge . . . .	150,832 »
Sanderz . . . .	1,058 »
	<hr/>
	676,415

(1) *Verwaltungs-Bericht von der Mansfeldschen Kupferschiefer bauenden Gewerkschaft zu Eisleben für das Jahr 1907.*

Prix de revient par tonne :

	Marks
Abatage et transport . . . . .	14.80
1 <sup>er</sup> établissement . . . . .	3.23
Travaux préparatoires. . . . .	1.21
Construction et entretien. . . . .	1.57
Épuisement . . . . .	1.26
Extraction . . . . .	7.60
Construction à la surface. . . . .	1.19
	<hr/>
Frais du fond. . . . .	30.86
Frais de la surface . . . . .	5.52
	<hr/>
	36.38

Surface abattue : 437,582 mètres carrés.

Surface abattue, par tonne : 2<sup>m</sup>13.

Rendement au mètre carré : 0.469 tonne.

Densité du minerai en place : 2.5.

Épaisseur réduite :  $\frac{0.469 \text{ tonne}}{2.5} = 0^m188$

Surface tracée d'avance au 31 décembre 1906 :  
16,523,033 mètres carrés.

Longueur des galeries creusées en 1907 : 32,094 mètres

Personnel des mines : 16,400 ouvriers.



c) Sanderz du puits Edouard en 1907 :

SiO <sup>2</sup> . . . . .	47.87
CaO. . . . .	10.92
MgO . . . . .	1.51
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	17.68
Fe . . . . .	2.44
CO <sup>2</sup> . . . . .	10.24
SiO <sup>2</sup> . . . . .	23.48
Cu . . . . .	1.10
Ag . . . . .	0.005

d) Nous admettrons que le minerai traité en 1907 contenait en moyenne 3.3 % de Cu et 0.016 % d'Ag.

#### PRINCIPES DU TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE.

Les minerais contiennent outre le Cu, du S, du Fe et de l'As.

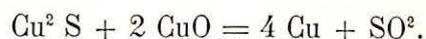
On élimine le S par le grillage, et le fer en le scorifiant par la silice; l'As est volatilisé à l'état de As<sup>2</sup>S<sup>3</sup>.

On peut arriver à ce résultat parce que :

1° Cu a pour S plus d'affinité que n'en a le Fe et les autres métaux;

2° Cu a pour O moins d'affinité que n'en a le Fe et les autres métaux;

3° Cu<sup>2</sup>S et CuO réagissent de façon à donner du Cu et SO<sup>2</sup>:



Théoriquement, il semble qu'après avoir éliminé le S par grillage on pourrait réduire le Cu<sup>2</sup>O par C; mais en opérant ainsi, on réduirait du même coup les autres métaux et le cuivre obtenu serait impur.

On est obligé de procéder comme suit : on grille partiellement le minerai de manière à laisser subsister assez de S pour sulfurer tout le Cu; on fond ensuite avec SiO<sup>2</sup> pour

scorifier les oxydes étrangers et obtenir une matte enrichie, c'est-à-dire un mélange de sulfure et d'oxyde de Cu.

On répète deux ou trois fois ces opérations de grillage partiel et de fusion.

Dans chacune de ces opérations de grillage, une partie de l'As est volatilisé.

Enfin on peut faire la réduction de l'oxyde de cuivre par le C.

Les opérations peuvent se résumer comme suit :

#### Oxydations :

#### Réductions :

I. Grillage.	
II.	Fusion pour matte bronze dans des fours à manche.
III. Grillage de la matte bronze dans des fours à cuve.	
IV.	Fusion de la matte bronze grillée pour matte blanche dans des fours à réverbère (concentration).
V. Grillage sulfatisant pour désargen-tation.	
VI.	Raffinage.

#### I. — Grillage des minerais en tas.

Le minerai (schiste et la plus grande partie du Dachberge), après klaubage au marteau, est trié sur des grilles inclinées qui séparent le fin du gros.

Le gros est grillé en tas à l'air libre, de 100 mètres de long, 2 mètres de haut, et d'une largeur de 6<sup>m</sup>50 à la base et de 3<sup>m</sup>50 à la tête, contenant jusque 1,000 tonnes; dans ces tas on intercale des fagots. Le grillage s'opère jusqu'à départ du bitume.

La perte en poids s'élève de 8 à 20 %, la perte en volume à 10 %. L'opération dure quatre semaines.

On sépare au moyen d'une escoupe à grille, le gros du fin; le gros va à la fusion, le fin additionné de fin cru et d'eau est aggloméré dans des presses, et les briquettes sont déposées dans l'aire des tas à griller; elles y subissent un grillage et une cuisson.

II. — Fusion pour matte bronze (Rohstein) dans des fours à manche (Schachtofen).

La charge comprend le minerai grillé, du Dachberge calcareux cru, des scories de la fusion pour matte blanche et du coke.

Les fours ont de 7 à 9 mètres de hauteur et un diamètre aux tuyères de 1<sup>m</sup>60 à 1<sup>m</sup>90 et au gueulard de 2<sup>m</sup>20.

Ils sont pourvus de deux trous de coulée; l'un, le supérieur sert à l'écoulement continu de la scorie, qui par une gouttière est amenée dans la « marmite », sorte de décanter sur roues; cet appareil retient la matte sur son fond, et laisse écouler la scorie.

Le trou inférieur, qui est débouché toutes les 7 à 8 heures, permet l'évacuation de la matte, laquelle est coulée en plaques.

Les tuyères et les trous de coulée sont refroidis par l'eau.

Le vent chaud est soufflé par des turbines Rateau, à la pression de 80 à 100 millimètres de mercure et la consommation de vent est d'environ 1,000 mètres cubes par tonne de minerai.

A la couronne des fours, il y a une série de carreaux de prise de gaz en relation avec un collecteur circulaire. Les gaz sont brûlés sous les chaudières ou dans des appareils de chauffage de l'air ou dans des moteurs à gaz des stations centrales d'électricité.

Le laitier (*Rohschlack*), coulé dans des formes et refroidi lentement pendant 48 heures, sous une couverture de sable, donne des pavés et gros moëllons de construction, excellents, qui sont en usage dans l'Allemagne centrale, l'Allemagne méridionale et en Hollande. La production, qui est de 16,000,000 de pavés par an, ne peut suffire aux demandes; ces pavés ont 0<sup>m</sup>16 de côté et se vendent 0<sup>mark</sup>16 la pièce sur wagon en gare d'Eisleben.

Résultats de 1907 :

	Tonnes
Minerai fondu : Schiste et Dachberge grillés	—
(poids du cru) . . . . .	677,310
Sanderz cru . . . . .	1,058
	678,568

Nombre de fours : 13.

Quantité fondue par four et par jour : 151 à 168 tonnes.

Matte produite par tonne de minerai : 0<sup>t</sup>069.

Matte produite en % de minerai : 6.9 %.

Teneur de la matte bronze : Cu = 41.22 %, Ag = 0.222 à 0.269 %, S = 23 à 25 %.

Teneur du laitier : Cu = 0.2 %.

Consommation du coke par tonne de minerai : 0<sup>t</sup>200.

Quantité d'eau employée au refroidissement des fours : 1.5 litre par tonne de minerai.

Valeur des pavés, etc., obtenus : 2,067,300 marks.

Analyse d'un échantillon moyen de matte bronze de 1906.

	Usine de Krug	Usine de Koch	Usine d'Eckardt	Usine de Kupferkammer
Cu . . . . .	40.06	52.60	41.84	42.03
Ag . . . . .	0.222	0.269	0.225	0.242
Ag pour 100 Cu . . . . .	0.554	0.511	0.538	0.576
Pb . . . . .	0.60	0.73	1.01	1.11
Fe . . . . .	26.29	15.40	21.35	20.93
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	1.15	0.92	1.06	1.19
Mn . . . . .	0.51	0.82	0.66	0.40
Zn . . . . .	4.35	1.93	5.58	6.72
Ni . . . . .	0.322	0.193	0.292	0.378
Co . . . . .	0.317	0.122	0.257	0.343
As . . . . .	0.020	0.020	0.023	0.035
S . . . . .	24.96	23.39	25.03	25.24
Alcalin soluble . . . . .	0.51	1.69	1.99	1.02
K <sup>2</sup> S <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	0.13	0.57	0.76	0.39
K <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> . . . . .	0.38	1.12	1.23	0.63
Perte à l'analyse . . . . .	0.689	1.916	0.683	0.362

## Analyse d'un laitier en 1903.

	Usine de Krug	Usine de Koch	Usine d'Eckardt		Usine de Kupferkammer	
			(1)	(2)	(1)	(2)
SiO <sup>2</sup> . .	49.09	48.56	47.56	45.48	46.70	47.51
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . .	16.02	17.60	17.02	15.62	16.63	16.55
CaO . .	15.23	21.81	21.80	20.41	21.87	18.09
MgO . .	6.61	3.00	3.51	4.78	4.40	3.81
FeO . .	5.58	2.46	3.33	6.07	3.46	6.06
MnO . .	0.37	0.32	0.31	0.45	0.28	0.28
Cu <sup>2</sup> O . .	0.26	0.28	0.23	0.26	0.30	0.33
PbO . .	0.09	0.09	0.09	0.14	0.14	0.16
ZnO . .	1.76	0.85	1.30	2.28	1.93	2.77
NiO+CoO	0.013	0.009	0.022	0.026	0.029	0.036
K <sup>2</sup> O . .	4.32	4.18	4.05	4.06	3.83	4.00
S . . . .	0.18	0.19	0.17	0.17	0.16	0.18
C . . . .	0.13	0.06	0.04	0.09	0.13	0.14
Na <sup>2</sup> O . .	0.437	0.686	0.653	0.248	0.221	0.174

(1) Sans addition de scories de la fusion pour matte blanche.

(2) Avec " " " "

## III. — Grillage de la matte bronze dans des fours à cuve.

La matte bronze, concassée au marteau à la grosseur d'une noix est partiellement grillée dans des fours (*Kiln-öfen*) analogues à nos fours à chaux, mais à ouvreaux latéraux et à gueulard fermé pour la prise des gaz, qui sont transformés en acide sulfurique.

## Résultats de 1907 :

Deux groupes de fours de 72 et 82 unités.

Quantité de matte traitée { totale : 44,354 tonnes.  
par four et par jour : 1<sup>h</sup>01 à 1<sup>h</sup>32.

Quantité de matte grillée obtenue { totale : 46,099 tonnes.  
par tonne de matte crue : 1<sup>h</sup>038.

Quantité de H<sup>2</sup>So<sup>4</sup> à 50° Be. : 0<sup>h</sup>458 par tonne de matte crue.

Nombre de fabriques de H<sup>2</sup>So<sup>4</sup> : 11.

IV. — Fusion de la matte bronze grillée, pour matte blanche (*Spurstein*), dans des fours à réverbère (concentration).

Ces fours sont chauffés au charbon.

La charge comprend :

Matte bronze grillée : 2.5 à 3 tonnes par jour et par four;

Matte bronze crue (S) : 3 à 6 %;

Minerai siliceux et sulfuré : Sanderz;

Sable (SiO<sup>2</sup>) : 7 à 10 % de la matte grillée.

Ce sont là les éléments qui donnent le soufre nécessaire à la réaction et la silice nécessaire à la scorification.

Le laitier est repassé aux fours à manche (opération II).

## Résultats de 1907 :

Charges : matte bronze grillée . . . 46,085  
matte bronze crue . . . . . 2,282 } 48,367 tonnes  
minerai Sanderz . . . . . 1,058 —  
sable : 7 à 10 %.

Charbon brûlé, au total : 19,506 tonnes.

par tonne de matte crue : 0<sup>h</sup>403.

Production de matte blanche { totale : 25,765 tonnes.  
par tonne de matte bronze crue : 0<sup>h</sup>552.  
par four et par jour : 11<sup>h</sup>97.

Teneur de la matte blanche : Cu = 74.24 %.

Ag = 0.4198 %.

Analyse de l'échantillon moyen de matte blanche en 1906.

	PROVENANCES DES MATTES BRONZES				
	Usine de Krug	Usine de Koch	Usine d'Eckardt	Usine de Kupferkammer	Usines de Krug et de Kupferkammer
Cu . . . . .	74.210	74.600	73.960	73.650	74.330
Ag . . . . .	0.450	0.399	0.418	0.441	0.443
Ag pro 100 Cu	0.606	0.585	0.565	0.598	0.596
Pb . . . . .	0.572	0.729	0.923	0.844	0.614
Fe . . . . .	2.460	2.300	2.350	2.320	2.320
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	0.084	0.050	0.071	0.018	0.034
Mn . . . . .	0.025	0.035	0.027	0.022	0.025
Zn . . . . .	0.749	0.600	0.858	1.124	0.831
Ni . . . . .	0.485	0.284	0.402	0.483	0.432
Co . . . . .	0.130	0.079	0.115	0.144	0.122
Ni+Co . . . . .	0.615	0.363	0.517	0.627	0.554
As . . . . .	0.017	0.014	0.017	0.025	0.019
S . . . . .	20.510	20.740	20.690	20.850	20.610
Alcalin soluble	0.074	0.120	0.113	0.080	0.075
Perte à l'analyse	0.234	0.050	0.056	0.009	0.145

Analyse d'un laitier.

	PROVENANCE DES MATTES BRONZES			
	Usine d'Eckardt	Usine de Koch	Usine de Kupferkammer	Usines de Krug et de Kupferkammer
SiO <sup>2</sup> . . . . .	28.950	25.860	25.670	22.460
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	3.460	3.500	4.006	4.988
CaO . . . . .	5.020	4.730	2.620	3.530
MgO . . . . .	0.203	0.360	0.252	0.506
FeO . . . . .	51.003	49.323	44.642	50.223
PbO . . . . .	0.210	0.298	0.227	0.180
ZnO . . . . .	4.674	5.759	14.189	9.181
NiO . . . . .	0.102	0.077	0.230	0.204
CoO . . . . .	0.408	0.217	0.675	0.509
MnO . . . . .	1.953	3.116	1.395	2.046
Cu . . . . .	2.750	3.700	3.500	4.250
Ag . . . . .	0.005	0.007	0.007	0.008
S . . . . .	0.215	0.371	0.234	0.464

V. — Désargentation de la matte blanche par sulfatation (procédé Ziervogel).

Après un concassage à la main, la matte blanche est broyée dans des moulins à boulets, et la farine est introduite dans de grandes bouteilles en fer de deux hectolitres environ, qui la livrent à des fours de grillage du genre Parkes à soles fixes, sur lesquelles tournent des rateaux, et non chauffées par le charbon.

La matte grillée est repassée après broyage à des fours analogues, chauffés ceux-ci au charbon.

Le grillage sulfatant consiste en un grillage à une température, élevée graduellement de façon à former d'abord du sulfate de fer qui, décomposé, permet la formation du sulfate de cuivre, lequel décomposé à son tour permet la formation du sulfate d'Ag, indécomposable à la chaleur du four.

La désargentation s'opère ensuite au moyen de l'eau chaude acidifiée qui dissout le sulfate de Ag et au moyen d'une précipitation de l'Ag de la solution, sous forme de ciment par l'action de grenailles de cuivre.

L'argent de ciment, fondu au creuset, est coulé en lingots.

Le résidu du traitement par l'eau chaude, résidu qui contient le cuivre et 0.04 % de l'Ag, est soumis à un second traitement de grillage et de sulfatation dont le résidu, ne tenant plus que 0.023 % d'Ag est traité cette fois pour cuivre.

Résultats de 1907 :

Quantité de matte traitée : 24,762 tonnes.

Une tonne de matte blanche a donné 0.945 de résidu et 0.003888 d'Ag fin à 99.93 %.

Analyse du résidu désargenté (Rückstande) :

Cu . . . . .	73.66 %	Ni . . . . .	0.442 %
Ag . . . . .	0.002	Co . . . . .	0.144
Pb . . . . .	0.743	S . . . . .	0.536

## VI — Raffinage du résidu du lavage pour cuivre raffiné.

Après égouttage et séchage, le résidu qui contient le cuivre à l'état de  $\text{CuO}^2$ , est traité au four à réverbère avec addition de 8 % de charbon fin et donne le cuivre noir, lequel subit le raffinage dans le four même.

Dans ce but, on oxyde légèrement le bain; le  $\text{Cu}^2\text{O}$  se dissout dans le bain où il va brûler l'As, le Zn, etc., et les oxydes étrangers se mettent à flotter à la surface en une écume qu'on enlève. Pour faire disparaître le  $\text{Cu}^2\text{O}$  en excès, on jette quelques pelletées de charbon et on plonge dans le bain une perche de bois vert; le bouillonnement met le  $\text{Cu}^2\text{O}$  en contact avec le charbon; le bois lui-même est un réducteur.

On obtient ainsi le cuivre métallique raffiné A qui est coulé en lingots.

Les écumes, dénommées crasses de raffinage, sont traitées au four à manche, puis au four à reverbère, et donnent le cuivre raffiné B; les crasses de ce raffinage subissent un traitement analogue.

Analyse du cuivre raffiné A (1906)		raffiné B
Cu . . . . .	99.772	99.350
Ag . . . . .	0.033	0.012
Pb . . . . .	0.043	0.172
Ni . . . . .	0.113	0.386
As . . . . .	0.014	0.056

## Résultats de 1907 :

10 fours à réverbère.

Quantité de résidu traité : 23,309 tonnes à 73.87 % de Cu.

Quantité de cuivre raffiné obtenu : 17,245 tonnes.

Une tonne de résidu a donné 0.740 de cuivre raffiné.

Rendement de l'opération de réduction et de raffinage : 99 %.

A ce cuivre s'ajoute celui obtenu par le traitement des poussières plombeuses recueillies à la suite des fours à manche (opération II) dans le lavage des gaz; ce traitement s'opère aux fours à manche, puis au four à réverbère, puis par l'électrolyse. Le cuivre obtenu par ce procédé a été de 1,836 tonnes.

## Analyse de cuivre électrolytique :

Cu = 99.999 | Ag = 0.001

Conductibilité : 58 à 59 (Hg = 1).

## PROCÉDÉ BESSEMER-MANHÈS.

On a essayé à la *Gewerkschaft* d'appliquer le procédé Bessemer-Manhès au traitement des mattes.

On sait que ce procédé consiste à traiter à la cornue Bessemer des mattes cuivreuses et à éliminer par soufflage le S et le Fe qui sont plus oxydables que le cuivre, et dont la chaleur de combustion entretient la fusion du bain; la silice du revêtement absorbe le fer sous forme de silicate de fer, qui constitue le laitier.

Comme le S est le combustible principal qui entretient la fusion, on ne peut traiter dans la cornue le minerai cru, qui est trop pauvre en S, et donnerait trop de scories; on ne peut y traiter que des mattes à au moins 30 % de Cu.

Le produit de la cornue est une matte riche que l'on coule en plaques qui, servant d'anodes, sont soumises au courant électrique; on obtient ainsi le cuivre électrolytique.

L'installation d'essai comprenait deux convertisseurs pouvant produire ensemble 2,400 tonnes de matte par 24 heures.

Les essais ont été abandonnés, malgré les grands avantages du procédé, parmi lesquels il faut citer la réduction de la consommation de combustible à 5 tonnes par tonne de cuivre, tandis que le procédé allemand exige 15 tonnes,

la diminution de la main-d'œuvre, la facilité de récolter l'argent et le nickel dans les anodes après l'électrolyse.

L'inconvénient qui a motivé l'échec est la difficulté de la condensation des gaz sulfureux dégagés pendant le soufflage, et qui, en pays civilisé, ne peuvent être abandonnés dans l'atmosphère par une cheminée même la plus haute qui soit. Cette difficulté de la condensation provient de la lenteur des réactions donnant  $H^2So^4$  dans les chambres de plomb, alors que le dégagement de ces gaz des convertisseurs est intense et irrégulier.

Quant aux pertes d'argent par volatilisation, elles se sont montrées très faibles aussi longtemps que la richesse de la matte ne dépassait pas 72 % Cu.

Il ne faut pas s'étonner de l'échec de ce procédé dans des établissements où la « méthode allemande » est pratiquée depuis des siècles avec des perfectionnements successifs qui permettent l'utilisation de sous-produits nombreux.

Et puis quelles installations, quels capitaux nouveaux exigerait l'adoption du procédé Bessemer-Manhès pour le traitement de 700,000 tonnes de minerai? Nous n'essayerons pas de le chiffrer.

Mais malgré les difficultés du problème à résoudre, qui résident notamment dans la condensation des gaz, l'intérêt de cet essai paraît primordial dans une région où le charbon revient à 25 marks à la tonne. Peut-être un jour la baisse du cuivre exigera-t-elle une nouvelle tentative?

#### CRITIQUE DU « PROCÉDÉ ALLEMAND ».

J'ai extrait du rapport de la *Gewerkschaft* pour l'année 1907, le tableau ci-après qui permet de juger de la valeur économique du procédé métallurgique appliqué au Mansfeld.

1907

	Quantité Tonnes	Cu			Ag				
		Teneur %	Métal contenu Tonnes	Métal perdu Tonnes	Teneur %	Métal contenu Tonnes	Métal perdu Tonnes		
Minerai . . . . .	100.000	3.3	3.300	0.650	19.7	0.0160	0.0122	7.6	
Matte blanche . . . . .	6.886	41.22	2.838	0.462	14.0	0.2242	0.01544	0.0056	3.5
Matte blanche . . . . .	3.801	74.24	2.821	0.017	0.5	»	»	»	»
Argent raffiné . . . . .	0.01479	»	»	»	»	99.92	0.01478	0.0066	4.1
Résidu de la désargentation . . . . .	3.592	73.88	2.654	0.167	5.1	»	»	»	»
Cuivre raffiné . . . . .	2.658	99.7	2.650	0.004	0.1	»	»	»	»
Rendement général . . . . .					80.3,				92.4,
					soit 2.6 % du minerai				soit 0.0113 % du minerai
Teneur des minerais . . . . .					100				100

Il résulte de ce tableau que le « procédé allemand », appliqué à un minerai tenant 3.3 % de Cu et 0.016 % d'Ag, extrait environ 80 % du Cu et 92 % de l'argent.

Le procédé au point de vue du cuivre laisse donc industriellement à désirer; il est meilleur au point de vue de l'argent. En somme, si ce procédé est encore appliqué avec tant de succès, c'est grâce à la perfection du travail, à l'habileté et au bon marché de la main-d'œuvre, et surtout aux sous-produits de tout genre qui sont recueillis.

On peut dire que l'apport des sous-produits compense en partie les pertes en cuivre du procédé.

La perte en cuivre, d'environ 20 % de la teneur, se répartit comme suit :

Perte à la fusion pour matte bronze : 14 % de la teneur du minerai.

Perte à la fusion pour matte blanche : 0.5 %.

Perte à la désargementation . . . . . 5.1

Perte au raffinage . . . . . 0.1

Total . . . . . 19.7

C'est la fusion par matte bronze qui est cause de la faiblesse du rendement; et quelque soin qu'on apporte à cette fusion, on ne peut espérer diminuer le déchet, à cause de la pauvreté du minerai dont une partie de la teneur (14 %) doit rester forcément dans la masse énorme des laitiers. Ce qu'il serait donc désirable de voir supprimer, c'est cette fusion elle-même pour matte bronze.

Ces considérations rendent bien compte de l'échec du procédé Bessemer qui n'est appelé à intervenir que lorsque la perte de 14 % est consommée, puisqu'on ne traite à la cornue que des mattes et non le minerai.

Il ne m'appartient pas de suggérer un procédé nouveau; de telles recherches ne peuvent être faites que dans un laboratoire; mais leur importance pour la *Gewerkschaft* est énorme; en effet, si le rendement en cuivre avait pu être porté en 1907 à 95 %, c'est-à-dire, s'il avait pu être

majoré de 15 %, le bénéfice aurait été augmenté de 9,000,000 marks environ, dont il faudrait déduire l'augmentation des dépenses qui pourrait résulter du nouveau procédé.

Il ne faut pas oublier cependant que la fusion pour matte bronze que je critique, donne comme sous-produits pour plus de 2,000,000 marks de pavés par an.

Une critique qu'il faut faire aussi, c'est la perte des 9 % de bitume de 700,000 tonnes de minerai par an réalisée pendant le grillage en tas; nombre d'usines en France travaillent avec bénéfice par distillation des roches bitumineuses de cette teneur pour faire de l'huile d'éclairage et d'autres produits.

Les chiffres ci-après permettent d'apprécier le développement de la Société depuis 1860, la constance de la teneur du minerai et la régularité de la marche des usines métallurgiques.

	Année 1860	Année 1907	Période de 37 ans de 1860 à 1907
Minerai traité tonnes	61,920	677,390	19,394,150
Cuivre obtenu »	1,500	19,140	530,970
Id. en % du minerai	2.4	2.8	2.7
Argent obtenu tonnes	7,819	96,026	2,797
Id. en % du minerai	0.013	0.014	0.014

#### CONSISTANCE DES USINES MÉTALLURGIQUES.

Les usines, dont la position est figurée sur la planche I, sont reliées entre elles et aux sièges d'extraction par un chemin de fer à l'écartement de 0<sup>m</sup>75, — qui comprend 73 kilomètres de voies, 20 locomotives, 705 wagons à marchandises et 30 wagons pour le transport des ouvriers, — et par un chemin de fer, de 5 kilomètres, à écartement normal, pour le raccordement aux gares.

Les diverses installations des usines sont citées au tableau ci-après.

DÉSIGNATION DES USINES	NUMÉROS DES OPÉRATIONS									
	I	II		III			IV	V	VI	
	Grillage en tas	Fours à manche		Kilns	Chambres de plomb	Tours de Gay-Lussac	Tours de Glover	Fours à réverbère	Fours à réverbère	Fours à réverbère
	Minéral	Poussières plombeuses								
1. Krug (fig. 11) . . . . .	»	5	»	»	»	»	»	»	»	»
2. Koch . . . . .	»	5	»	»	»	»	»	»	»	»
3. Eckardt . . . . .	»	5	4	72	5 = 21,280 m <sup>3</sup>	5	5	9	»	»
4. Kupferkammer . . . . .	»	2	»	80	6 = 21,966 m <sup>3</sup>	7	6	10	»	»
5. Gottes Belohnungs . . . . .	»	»	»	»	»	»	»	»	14	10
6. Saiges . . . . . (pour crasses de raffinage)	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
7. Ober . . . . . (électrolyse)	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
		17	4	152	11	12	11	19	14	10
		21								

Personnel ouvrier total : 3,900.

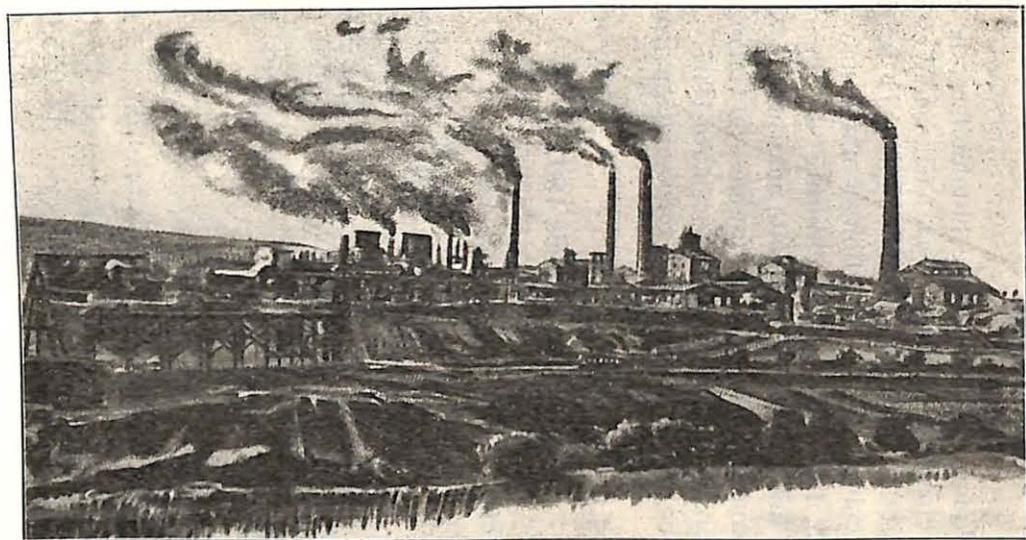


FIG. 11. — Usine de Krug.

### Résultats financiers.

Outre l'exploitation du schiste bituminifère, la Société possède un charbonnage et des fours à coke en Westphalie, des laminoirs à cuivre, une usine pour la fabrication d'objets en cuivre, une exploitation et une usine de sels potassiques, une fabrique de chlorure de chaux, une fabrique de tuiles, etc.; elle exploite aussi une forêt.

Nous donnons ci-après les résumés du bilan et du compte de profits et pertes au 31 décembre 1907.

Le bénéfice social de l'exercice représente environ 12 % du capital.

#### RÉSUMÉ DU BILAN DE 1907.

##### Actif :

Immobilisé . . . . .	marks	55,449,495	62
Réalisable : magasins . . . . .	»	8,797,986	29
débiteurs . . . . .	»	13,153,663	71
Disponible : caisse et portefeuille . . . . .	»	8,991,037	08
		<u>86,392,182</u>	<u>70</u>

##### Passif :

Envers la Société : capital . . . . .	marks	43,055,154	59
réserves . . . . .	»	16,657,050	77
Envers les tiers : obligations . . . . .	»	14,055,000	00
crédoiteurs . . . . .	»	4,204,166	27
Bénéfice de 1907 . . . . .	»	5,712,594	15
Id. report de 1906 . . . . .	»	2,708,216	92
		<u>86,392,182</u>	<u>70</u>

#### RÉSUMÉ DU COMPTE DE PROFITS ET PERTES DE 1907.

##### Débit :

Frais généraux . . . . .	marks	1,927,258	57
Charges financières . . . . .	»	590,905	00
Dommages à la surface . . . . .	»	100,852	59
Dommages extraordinaires . . . . .	»	1,995,495	29
Amortissements sur les installations . . . . .	»	2,554,782	24
sur magasin . . . . .	»	3,000,000	00
sur effets . . . . .	»	295,319	05
Bénéfice de 1907 . . . . .	»	5,712,594	15
Report de 1906 . . . . .	»	2,708,216	92
		<u>18,885,423</u>	<u>81</u>

##### Crédit :

Report de 1906 . . . . .	marks	2,708,216	92
Bénéfice industriel de l'exploitation et de la métallurgie du cuivre . . . . .	»	12,392,168	83
Bénéfice des autres industries . . . . .	»	2,875,646	44
Rendement net des immeubles . . . . .	»	189,730	74
Rendement des immeubles acquis pour dégradation . . . . .	»	147,245	54
Effets et intérêts en compte-courant . . . . .	»	572,321	34
Intérêts périmés . . . . .	»	94	00
		<u>18,885,423</u>	<u>81</u>

#### COUT DU TRAITEMENT D'UNE TONNE DE MINÉRAI ET D'UNE TONNE DE CUIVRE.

Au moyen des chiffres ci-dessus, et de ceux inscrits au rapport annuel de 1907, j'ai calculé comme suit le coût du traitement d'une tonne de minerai et celui d'une tonne de cuivre, en répartissant les frais généraux, etc., entre l'industrie du cuivre et les autres industries proportionnellement aux bénéfices (6/7 pour l'industrie du schiste cuprifère, 1/7 pour les autres industries).

Production de cuivre	Production de minerai		
19,140 tonnes	677,390 tonnes		
— par tonne de cuivre	— par tonne de minerai		
marks	marks		marks
		<b>Production.</b>	
		Cuivre raffiné (prix moyen 98 L. 15 sh. = 1,975 marks)	37,229,300
		Cuivre électrolytique . . . . .	91,700
		Cuivre argentifère . . . . .	3,617,000
		Argent fin (prix moyen marks 89-14 le kilo . . . . .)	8,560,100
2,586.11	73.07	Total des produits principaux . . . . .	49,498,100
		Pavés, etc., en laitier . . . . .	2,067,300
		Acide sulfurique . . . . .	400,300
		Crasses nickelifères . . . . .	114,700
		Plomb argentifère . . . . .	155,400
		Mattes de fer . . . . .	23,200
		Crasses zincifères . . . . .	3,500
		Laitiers cuivreux . . . . .	8,100
		Speiss de nickel . . . . .	5,900
		Poussières sélénifères . . . . .	1,400
		Sulfates de fer . . . . .	800
		Divers . . . . .	29,500
146.82	4.15	Total des sous-produits . . . . .	2,810,100
2,732.93	77.22	Total général de la production . . . . .	52,308,200
		<b>Dépenses.</b>	
1,917.28	58.93	Dépenses portées au prix de revient (exploitation et métallurgie) . . . . .	39,916,000
86.31	2.43	Frais généraux . . . . .	1,651,900
101.83	2.88	Dommages à la surface (0.15+2.95-0.22) . . . . .	1,949,100
2,105.42	64.24	Total . . . . .	43,517,000
25.62	0.72	A déduire intérêts des comptes courants. . . . .	490,500
2,079.80	63.52	Prix de revient . . . . .	43,026,500
653.13	13.70	<b>Bénéfice industriel</b> . . . . .	9,281,700
134.35	3.80	A déduire : Amortissement sur magasin 2,571,400	
114.41	3.23	Id. sur installations 2,189,800	
13.22	0.37	Id. sur créances douteuses 253,100	
26.46	0.75	Charges financières . . . . .	506,500
288.44	8.15	Total . . . . .	5,520,800
364.69	5.55	Bénéfice net . . . . .	3,760,900

Ces résultats sont bien modestes; ils ont été fortement influencés par l'amortissement sur la valeur des magasins, sans doute dû à la baisse du cuivre; cet amortissement s'est élevé à marks 3-80 par tonne de minerai ou 134.35 par tonne de cuivre.

Il faut donc conclure que l'industrie du cuivre, tout comme l'industrie sucrière est inséparable de la spéculation.

En terminant, je donnerai quelques chiffres qui sont relatifs à toutes les industries exercées par la *Gewerkschaft* et qui permettent de juger de son degré de prospérité.

	Année 1860	Année 1907	Période de 1860 à 1907
	marks	marks	marks
Dividende total distribué	981,500	4,838,400	117,586,944
Id. par tonne de minerai	15-85	7-14	6-07
Id. id. de cuivre	653-90	252-78	221-45

En résumé, l'industrie du cuivre du Mansfeld, qui a une histoire glorieuse, est organisée grandement; l'ordre règne dans ses installations, qui sont bien faites et dignes de la grande industrie allemande.

## TABLE DES MATIÈRES

---

	PAGES
GÉOLOGIE. . . . .	912
EXPLOITATION DES MINES . . . . .	922
MÉTALLURGIE . . . . .	930
RÉSULTATS FINANCIERS. . . . .	948

---