

BERICHT  
ÜBER DEN  
ALLGEMEINEN BERGMANNSTAG  
IN WIEN  
16. BIS 19. SEPTEMBER 1912.

---

HERAUSGEGEBEN VOM  
KOMITEE DES ALLGEMEINEN BERGMANNSTAGES  
IN WIEN



WIEN  
—  
VERLAG DES ZENTRALVEREINES  
DER BERGWERKSBSITZER ÖSTERREICHS  
1913

---

ALLE RECHTE VORBEHALTEN.

FÜR DEN INHALT UND DIE FORM DER AUFSÄTZE  
TRAGEN DIE AUTOREN DIE VERANTWORTUNG.

---

---

DRUCK VON FRIEDRICH JASPER IN WIEN.

# INHALT.

---

	Seite
Bericht über den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912 . . . . .	I
Allgemeiner Bergmannstag, Wien 1912 . . . . .	3
Grundbestimmungen für den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912 . . . . .	5
Detailprogramm . . . . .	8
Gemeinsames Festmahl . . . . .	12
Rout beim Minister für öffentliche Arbeiten . . . . .	17
Fachvorträge . . . . .	17
Empfang der Teilnehmer im Rathause . . . . .	18
Exkursionen . . . . .	23
Souper im Hotel Metropole . . . . .	24
Verhandlungen des Bergmannstages . . . . .	25
Hauptversammlung vom 17. September 1912 . . . . .	27
Festrede, gehalten von Generaldirektor Georg Günther . . . . .	37
Über die Organisation des Rettungswesens im Bergbaue. Von Bergbauoberinspektor Josef Popper, Mährisch-Ostrau . . . . .	42
Zur Frage der Trocknung des Hochofenwindes. Von Prof. Dr.-Ing. h. c. Josef v. Ehrenwerth, Leoben . . . . .	51
Sektion für Bergbau, I. Tag, 18. September 1912 . . . . .	62
Die Tomsonsche Schacht-Fördereinrichtung mit elektrisch betätigten Senkbühnen am Schachte Julius III der k. k. Bergdirektion Brüx. Von k. k. Ober-Bergkommissär Gustav Ryba, Brüx . . . . .	64
Das Schürfen auf Erze von ostalpinem Charakter. Von Prof. Dr. Karl A. Redlich, Leoben . . . . .	83
Über tonnlägige Förderschächte und eine neuartige Schleppschachtförderung. Von Bergdirektor Ernst Gmeyner, Laibach . . . . .	101
Betriebsergebnisse bei Zentrifugalpumpen und Turbokompressoren. Von Oberingenieur Dr. Havliček, Mährisch-Ostrau . . . . .	111
Über drahtlose Grubentelephonie. Von Bergassessor Otto Dobbelstein, Essen-Ruhr	122
Die Elektrotechnik im Bergbaue seit dem letzten Bergmannstage, Wien 1903. Von Ingenieur Robert Max Sauer, Wien . . . . .	134
Sektion für Hüttenwesen, 18. September 1912 . . . . .	160
Die technischen Verbesserungen und ökonomischen Resultate bei dem Kupferschmelzen nach dem Knudsen-Prozeß. Von Direktor Emil Knudsen, Mühlbach . . . . .	161
Über neue Gasreinigungsverfahren. Von Ingenieur Reinold Metzler, Wien . . . . .	168
Neuere Bestrebungen bei der Verwertung minderwertiger Brennstoffe. Von Ingenieur Emil Mann, Wien . . . . .	190
Über die Bedeutung der Flotationstechnik für die Erzaufbereitung im allgemeinen einerseits und für gewisse Lagerstätten andererseits, unter besonderer Berück- sichtigung der österreichisch-ungarischen Montanindustrie. Von Bergdirektor Dr. Leo Herwegen, Oberursel a. T. . . . .	200

— IV —

	Seite
Fortschritte in der Brikettierung von Eisenerzen. Von Dr. techn. Alois Weiskopf, Hannover . . . . .	212
Luftsalpetersäure aus Koksofengasen. Von Bergassessor Otto Dobbstein, Essen- Ruhr . . . . .	266
Sektion für Bergwesen, II. Tag, 19. September 1912 . . . . .	277
Die Rohrleitungen im Spülversatzbetriebe. Von Ingenieur Hans Keckstein, Seegraben	278
Über die Erzführung der Ostalpen. Von Prof. Dr. B. Granigg, Leoben . . . . .	289
Elektrische Überlandzentralen und ihre Bedeutung für die Verwertung minderer Braun- kohlenflöze. Von Oberingenieur Karl Gold, Unterreichenau . . . . .	327
Über die Ausgestaltung der alpinen Salzbergbaue. Von k. k. Oberbergat C. Schraml, Linz . . . . .	338
Sektion für Bergbau (im mittleren Vortragssaale), 19. September 1912 . . . . .	348
Die Vorteile der drehenden Bohrmethode bei Tiefbohrungen. Von Direktor Ingenieur Anton Haiek, Wien . . . . .	349
Wirtschaftliche Betrachtungen über die Erzeugung von Elektrizität auf Kohlengruben. Von Ingenieur Josef Schöngut, Wien . . . . .	357
Entwicklung und Stand der modernen Sprengstoffindustrie. Von Konsulent Dr. Peter Loeffler, Wien . . . . .	365
Elektrische Anlagen in Schlagwettergruben. Von Bergassessor Leopold Lisse, Berlin	376
Gemeinsame Schlußversammlung der beiden Sektionen. 19. September 1912 . . . . .	399
Vorträge, welche für den Allgemeinen Bergmannstag angemeldet waren, aber wegen Zeitmangels nicht zur Abhaltung gelangen konnten . . . . .	405
Neuere Druckluftlokomotiven für Grubenbahnen. Von Direktor Theodor Giller, Mühlheim-Ruhr . . . . .	407
Die ärarischen Petroleumfelder Galiziens. Von Bergdirektor Julius Noth, Barwinek, Galizien . . . . .	428
Maschinelle Seil- und Kettenförderungen. Von Oberingenieur Roemelt, Wien . . . . .	432
Präsidium und Bureau des Bergmannstages . . . . .	445
Verzeichnis der Teilnehmer am Allgemeinen Bergmannstage, Wien 1912 . . . . .	447

## Bericht über den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912.

Das Komitee des Allgemeinen Bergmannstages, Wien 1912, übergibt hiemit den Teilnehmern an dem letzteren den nach stenographischen Aufzeichnungen verfaßten Bericht über den Verlauf der Tagung.

Bei der Schlußversammlung des Allgemeinen Bergmannstages in Wien 1903 wurde der Beschluß gefaßt, den nächsten Bergmannstag im Jahre 1907 abzuhalten und zugleich wurde das Präsidium des Bergmannstages damit betraut, den Ort des Bergmannstages zu wählen und dafür Sorge zu tragen, daß sich an dem gewählten Orte ein Komitee bilde, welches die Vorbereitungen zu treffen hat. Der genannte Zeitpunkt für den nächsten Bergmannstag konnte, wie noch an anderer Stelle dieses Berichtes ausgeführt wird, nicht eingehalten werden.

Im November 1911 hat der Vorstand des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs die Initiative zur Veranstaltung eines im Frühherbst 1912 in Wien abzuhaltenden Bergmannstages ergriffen.

Am 5. Dezember 1911 fand die konstituierende Versammlung des Komitees statt. Zu dieser hatten über Einladung des genannten Vereines die zentralen Vereinigungen des österreichischen Berg- und Hüttenwesens, und zwar die Fachgruppe der Berg- und Hütten-Ingenieure des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines in Wien, der Verein der Montan-, Eisen- und Maschinenindustriellen in Österreich und der Zentralverband der Bergbaubetriebsleiter Österreichs Delegierte entsendet.

Bei der Konstituierung wurde Oberbergrat Hüttemann zum Obmann und Oberbergrat Dr. Fillunger zum Obmannstellvertreter, Dr. Josef Blauhorn zum ersten Schriftführer und Bergrat Franz Kieslinger zum zweiten Schriftführer gewählt.

Es wurden ferner ein Finanzkomitee, ein Vortrags- und Preßkomitee und ein Exkursions- und Vergnügungskomitee eingesetzt, von der Bestellung eines besonderen Exekutivkomitees jedoch abgesehen.

In diese Unterausschüsse hat das Komitee berufen:

In das Finanzkomitee: Generaldirektor Bergrat Eugen Bauer, Generaldirektor Willy Eydam, Bergrat Max Ritter von Gutmann, Mitglied des Herrenhauses Hugo von Noot.

In das Vortrags- und Preßkomitee: Bergrat Ferdinand Backhaus, Dr. Josef Blauhorn, Bergdirektor Franz Hvizdalek, Bergrat Franz Kieslinger, Hofrat Franz Poech und Oberbergkommissär Gustav Ryba.

In das Exkursions- und Vergnügungskomitee: Bergrat Ferdinand Backhaus, Generaldirektor Bergrat Bauer, Berginspektor Johann Frič, Bergdirektor Franz Hvizdalek, Bergrat Franz Kieslinger, Hofrat Franz Poech und Generaldirektor Dr. Friedrich Schuster.

Die Konstituierung der Subkomitees erfolgte durch diese. Hiebei wurden gewählt: Bergdirektor Franz Hvizdalek zum Obmann, Hofrat Franz Poech zum Obmannstellvertreter des Vortrags- und Preßkomitees, Generaldirektor Dr. Friedrich Schuster zum Obmann, Generaldirektor Bergrat Eugen Bauer zum Obmannstellvertreter des Exkursions- und Vergnügungskomitees, Bergrat Max Ritter von Gutmann zum Obmann, Generaldirektor Bergrat Eugen Bauer zum Obmannstellvertreter des Finanzkomitees.

In der konstituierenden Versammlung des Vorbereitenden Komitees wurde auch beschlossen, den Beginn des Bergmannstages für den 16. September in Aussicht zu nehmen und schon in den nächsten Tagen durch eine in die Fach- und Tagesblätter einzuschaltende Notiz die Aufmerksamkeit der interessierten Kreise auf den bevorstehenden Bergmannstag zu lenken.

Im Februar 1912 fand eine Ergänzung des Komitees durch Kooptierung von Zentralinspektor Karl Neblinger, Oberbergrat Fritz Pogatschnig und Bergdirektor Wilhelm Urban statt. Die beiden ersteren wurden dem Exkursions- und Vergnügungskomitee, Bergdirektor Urban dem Vortrags- und Preßkomitee zugeteilt. Der Zentralverband der Bergbaubetriebsleiter entsandte später auch noch Bergdirektor Josef Rottenbacher in das Komitee.

Nach der Publikation der Einladung zur Teilnahme an dem Bergmannstag wurden auch noch Generaldirektor Oberbergrat Andreas Ecker und Direktor Anton Schimitzek in das Komitee berufen, und zwar mit der Zuteilung zum Exkursions- und Vergnügungskomitee, beziehungsweise zum Vortrags- und Preßkomitee.

Im März 1912 wurde in der Tagespresse und in den Fachblättern abermals die Aufmerksamkeit der Fachwelt auf den Bergmannstag gelenkt und gleichzeitig gelangte in den Fachzeitschriften des In- und Auslandes der folgende Aufruf mit den sich daran schließenden Grundbestimmungen zur Publikation:

## **Allgemeiner Bergmannstag, Wien 1912.**

Nahezu ein Dezennium ist verstrichen, seit zum letzten Male in Osterreich ein Allgemeiner Bergmannstag abgehalten wurde. Seither haben Theorie und Praxis auch auf dem Gebiete des Berg- und Hüttenwesens mancherlei neue Erscheinungsformen gezeitigt und manches neue Problem zur Diskussion gestellt. Nichts ist daher erklärlicher als der Wunsch, nach längerer Pause wieder auf österreichischem Boden eine Tagung der Berg- und Hüttenleute zu veranstalten, die es ermöglichen soll, die jüngsten Ergebnisse der Entwicklung zu beleuchten und die Lösung noch schwebender Fragen durch gemeinsame Beratung zu fördern. Diesen Wunsch zu verwirklichen, ist Aufgabe des unterzeichneten Komitees, das hiemit für die Zeit vom 16. bis 20. September 1912 einen

### **Allgemeinen Bergmannstag nach Wien**

einberuft und an die Fachgenossen des In- und Auslandes die herzliche Einladung richtet, sich mit ihren Damen an der Tagung recht zahlreich zu beteiligen.

Gleichwie seine Vorgänger wird dieser Bergmannstag den Teilnehmern Gelegenheit bieten, einerseits durch Vorträge über das Berg- und Hüttenwesen, durch Meinungs-austausch über die Erfahrungen der letzten Jahre und durch Exkursionen in technisch oder volkswirtschaftlich interessante Etablissements fruchtbare Anregung zu empfangen, anderseits aber auch in Stunden froher Geselligkeit alte Freunde wiederzusehen und neue Bekanntschaften anzuknüpfen.

Auch für die heurige Tagung hat das Vorbereitende Komitee die Reichshaupt- und Residenzstadt Wien als Versammlungsort gewählt. Es traf diese Wahl in der Erwartung, daß die altbewährte Anziehungskraft der schönen Kaiserstadt dem Bergmannstag zugute kommen werde.

Das genaue Programm der Tagung steht zur Stunde noch nicht in seinen Einzelheiten fest. Es wird den geehrten Fachgenossen in wenigen Wochen auf demselben Wege zur Kenntnis gebracht werden wie dieser Aufruf.

Anmeldungen zur Teilnahme sind an das »Komitee für den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912«, Wien, I. Nibelungengasse 13, zu richten und werden bis längstens 1. August l. J. erwartet. Der Teilnehmerbeitrag, welcher für Herren mit K 15.—, für die sie begleitenden Damen mit K 10.— festgesetzt wurde, ist dem Komitee zugleich mit der Anmeldung zu übermitteln. Der Einsendung von Vorträgen, worüber die beigedruckten Grundbestimmungen Näheres enthalten, wird gleichfalls bis 1. August entgegengesehen.

Wien, im März 1912.

Das Komitee für den Allgemeinen Bergmannstag,  
Wien 1912:

**Ferdinand Backhaus,**

k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.

**Eugen Bauer,**

k. k. Bergrat, Generaldirektor des Westböhmischen Bergbau - Aktien - Vereines, Wien.

**Dr. Josef Blauhorn,**

Sekretär des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs, Wien.

(I. Schriftführer.)

**Andreas Ecker,**

k. k. Oberbergrat, Generaldirektor der Wolfsegg-Traunthaler Kohlenwerks-Aktien-Gesellschaft, Wien.

**Willy Eydam,**

Generaldirektor der Kuttowitzer Kohlenwerke, Teplitz.

**Dr. August Fillunger,**

k. k. Oberbergrat, Zentralkommissar der Witkowitz Steinkohlengruben, Mähr.-Ostrau.

(Obmann-Stellvertreter.)

**Johann Frič,**

Berginspektor i. R., Wien.

**Max Ritter von Gutmann,**

k. k. Bergrat und Gewerke, Wien.

**Franz Hvizdalek,**

Bergdirektor, Generaldirektionsrat der Montan- und Industrialwerke vorm. Joh. Dav. Starck, Brüx.

**Gottfried Hüttemann,**

k. k. Oberbergrat, Vorstand des Vereinigten Brüx-Dux-Oberleutensdorfer Bergreviers, Brüx.

(Obmann.)

**Franz Kieslinger,**

k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.

(II. Schriftführer.)

**Karl Neblinger,**

Zentralinspektor der Priv. öst.-ung. Staatseisenbahn-Gesellschaft, Wien.

**Hugo von Noot,**

Herrenhausmitglied, Großindustrieller, Wien.

**Franz Poech,**

Hofrat der bosnischen Landesregierung, Wien.

**Fritz Pogatschnig,**

Oberbergrat der bosnischen Landesregierung, Wien.

**Josef Rottenbacher,**

Bergdirektor, Grünbach.

**Gustav Ryba,**

k. k. Oberbergverwalter, Brüx.

**Anton Schmitzek,**

Direktor der Galizischen Montanwerke-Aktien-Gesellschaft, Siersza.

**Dr. Friedrich Schuster,**

Generaldirektor der Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Witkowitz.

**Wilhelm Urban,**

Direktor der Zieditz-Haberspirker Braun- und Glanzkohlen-Gewerkschaft, Zieditz.

## **Grundbestimmungen für den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912.**

### § 1.

Der Allgemeine Bergmannstag hat den Zweck, durch Vorträge und Meinungsaustausch über Gegenstände des Berg- und Hüttenwesens sowie durch Exkursionen Anregungen zu bieten und persönliche Beziehungen zu festigen.

### § 2.

An dem Allgemeinen Bergmannstag kann jedermann teilnehmen, der sich wissenschaftlich oder ausübend mit dem Berg- oder Hüttenwesen beschäftigt oder für seine Person vom Komitee zur Teilnahme geladen wird.

### § 3.

Die Verhandlungen des Allgemeinen Bergmannstages werden in Vollversammlungen und in Sektionssitzungen geführt.

### § 4.

In den Vollversammlungen wie in den Sektionssitzungen leiten gewählte Präsidenten und Vizepräsidenten die Verhandlungen.

### § 5.

Die Teilnehmer sind berechtigt, Vorträge anzumelden; das Komitee ist befugt, eingereichte Vorträge ohne Angabe von Gründen abzulehnen. Jedenfalls dürfen nur solche Vorträge gehalten werden, welche Gegenstände des Berg- und Hüttenwesens oder verwandter Disziplinen behandeln und dem Komitee bis spätestens 1. August 1912 vorgelegt worden sind. Bereits gehaltene und schon veröffentlichte Abhandlungen sind von der Wiedergabe auf dem Bergmannstage unbedingt ausgeschlossen.

Die Vorträge sind in der Regel in freier Rede zu halten, doch ist die Benützung schriftlicher Notizen gestattet.

### § 6.

Teilnehmer, welche auf dem Allgemeinen Bergmannstage das Berg- und Hüttenwesen betreffende Schauobjekte auszustellen oder Publikationen irgendwelcher Art zu verteilen wünschen, haben hiezu bis 1. August 1912 die Zustimmung des Komitees einzuholen.

Sämtliche Kosten der Einsendung und Rückstellung der Schauobjekte treffen den Aussteller.

### § 7.

Die endgültige Entscheidung in allen den Bergmannstag betreffenden Fragen, welche durch die vorliegenden Grundbestim-

mungen nicht geregelt sind, steht vor der Konstituierung des Allgemeinen Bergmannstages dem Komitee, nach der Konstituierung dem Präsidium des Bergmannstages zu.

\* \* \*

Die Frage, ob der Bergmannstag seinen Teilnehmern eine wissenschaftliche Publikation bieten soll, bildete den Gegenstand eifrigster Erwägung im Vortrags- und Preßkomitee und im Gesamtkomitee. Im Hinblick darauf, daß es mit Rücksicht auf die allzu knapp bemessene Zeit kaum möglich gewesen wäre, eine der Bedeutung des Bergmannstages würdige wissenschaftliche Arbeit herzustellen, wurde der Beschluß gefaßt, von der Herausgabe einer derartigen Publikation abzusehen und den Besuchern des Bergmannstages an deren Stelle eine künstlerisch ausgeführte Plakette zu überreichen. Behufs Gewinnung eines Entwurfes für diese Plakette wurde eine beschränkte Konkurrenz unter den Künstlern Ludwig Huyer, Hans Schaefer und Theodor Stundl veranstaltet und schließlich die Ausführung der Plakette, die hier im verkleinerten Maßstabe wiedergegeben ist, dem Medailleur Hans Schaefer übertragen.



• Mit der Herstellung der Plakette wurden die Hoflieferanten Brüder Schneider betraut.

Obwohl diese Plakette für die Herausgabe eines wissenschaftlichen Werkes Ersatz zu bieten hatte, wurde Ende Juni auf Anregung des Obmanns des Vortrags- und Preßkomitees doch beschlossen, den Teilnehmern des Bergmannstages eine Festschrift in kleinerem Umfange als literarische Gabe zu bieten. Mit dem Studium dieser Frage und der Aus-

führung wurden die Komiteemitglieder Generaldirektor Bergrat Bauer und Bergrat Franz Kieslinger betraut. Das Resultat der Tätigkeit dieser Komiteemitglieder bildet die Festschrift »Bilder und Zahlen aus dem Bergbaue Österreichs«.

Das Vorbereitende Komitee hat den Beschluß gefaßt, den Minister für öffentliche Arbeiten, Dr. Ottokar Trnka, durch eine Abordnung des Komitees zur Übernahme des Ehrenpräsidiums des Bergmannstages einzuladen.

Weitere Mitteilungen über die Tätigkeit des Vorbereitenden Komitees und der Unterausschüsse können nun wohl unterbleiben. Das im folgenden abgedruckte Detailprogramm des Bergmannstages gibt hierüber hinlänglich Aufschluß.

\* \* \*

## Detailprogramm.

Montag, 16. September 1912:

8 Uhr abends: Gesellige Zusammenkunft der Festteilnehmer (mit Damen) im Kursalon, I., Stadtpark. Verteilung des Teilnehmerabzeichens und des Planes von Wien (gegen Abgabe der auf den Teilnehmer- und Damenkarten angebrachten Coupons) und dieses Detailprogrammes. Ausgabe der Einladungen zu dem von Sr. Exzellenz dem Minister für öffentliche Arbeiten für Dienstag, den 17. September, 9 Uhr abends, und dem von der Stadt Wien für Mittwoch, den 18. September,  $1\frac{1}{2}$  8 Uhr abends, angekündigten Empfang (gegen Abgabe der für diese Veranstaltung vom Komitee ausgegebenen Karten). Begrüßung der Teilnehmer. Büfett und Bier.

Dienstag, 17. September 1912:

10 Uhr vormittags: Hauptversammlung aller Teilnehmer des Bergmannstages im großen Festsale des Industriehauses, III., Schwarzenbergplatz 4. Berichterstattung des Komitees an den Bergmannstag. Eröffnung des Bergmannstages durch den Obmann des Vorbereitenden Komitees, Herrn Oberbergrat G. Hüttemann. — Wahl des Präsidenten, der Vizepräsidenten und der Schriftführer des Bergmannstages. Konstituierung der beiden Sektionen für Bergbau und Hüttenwesen. Festrede, gehalten von Herrn Generaldirektor Georg Günther.

Im Anschluß hieran: Fachvorträge. *a)* Sektion für Bergbau: Oberberginspektor Josef Popper, Mährisch-Ostrau: Über die Organisation des Rettungswesen im Bergbau. *b)* Sektion für Hüttenwesen: Professor Dr. Josef v. Ehrenwerth: Zur Frage der Trocknung des Hochofenwindes.

Ausgabe der Festschrift und der Erinnerungsplakette gegen Abgabe des auf den Teilnehmerkarten angebrachten Coupons II. Verteilung der bis dahin noch nicht behobenen Teilnehmerabzeichen, Pläne und Einladungskarten.

2 Uhr nachmittags: Gemeinsames Festmahl im Kursalon, I., Stadtpark.

Ausgabe der bis dahin noch nicht behobenen Drucksachen, beziehungsweise Karten und Plaketten.

9 Uhr abends: Empfang des Bergmannstages durch Se. Exzellenz den k. k. Minister für öffentliche Arbeiten (mit Damen) im Festsale des Industriehauses, III., Schwarzenbergplatz 4. Toilette: Für Damen Soiree- oder Sommertoilette, für Herren Bergkittel oder Frack.

Mittwoch, 18. September 1912:

9 Uhr vormittags: Vorträge der beiden Sektionen für Bergbau und Hüttenwesen, und zwar der Sektion für Bergbau im großen Vortragssaale, der Sektion für Hüttenwesen im mittleren Vortragssaale des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines, I., Eschenbachgasse 9.

*A. Sektion für Bergbau:* 9 bis  $\frac{1}{2}$ 10 Uhr: Oberbergkommissär Gustav Ryba, Brüx: Die Thomsonsche Fördereinrichtung mit elektrisch betätigten Senkbühnen am Schachte Julius III der k. k. Bergdirektion Brüx. —  $\frac{1}{2}$ 10 bis 10 Uhr: Professor Dr. K. A. Redlich, Leoben: Das Schürfen auf Erze von ostalpinem Charakter. — 10 bis  $\frac{1}{2}$ 11 Uhr: Direktor Ernst Gmeyner, Laibach: Über tonnlägige Schächte und eine neuartige Schleppschachtförderung. —  $\frac{1}{2}$ 11 bis 11 Uhr: Bergassessor Otto Döbelstein, Essen: Drahtlose Grubentelephonie. — 11 bis  $\frac{1}{2}$ 12 Uhr: Oberingenieur Dr. Havlíček, Mährisch-Ostrau: Betriebsergebnisse bei Zentrifugalpumpen und Turbokompressoren. —  $\frac{1}{2}$ 12 bis 12 Uhr: Ingenieur Robert Sauer, Wien: Die Elektrotechnik im Bergbau seit dem letzten Bergmannstage, Wien 1903.

*B. Sektion für Hüttenwesen:* 9 bis  $\frac{1}{2}$ 10 Uhr: Direktor Knudsen, Mühlbach: Die technischen Verbesserungen und ökonomischen Resultate bei dem Kupfererzschmelzen nach dem Knudsen-Prozeß. —  $\frac{1}{2}$ 10 bis 10 Uhr: Ingenieur Reinold Metzler, Wien: Über neue Gasreinigungsverfahren. — 10 bis  $\frac{1}{2}$ 11 Uhr: Ingenieur Emil Mann, Wien: Neuere Bestrebungen bei der Verwertung minderwertiger Brennstoffe. —  $\frac{1}{2}$ 11 bis 11 Uhr: Dr. Leo Herwegen, Oberursel: Über die Bedeutung der Flotationstechnik für die Erzaufbereitung im allgemeinen einerseits und für gewisse Lagerstätten andererseits, unter besonderer Berücksichtigung der österreichisch-ungarischen Montanindustrie. — 11 bis  $\frac{1}{2}$ 12 Uhr: Dr. Weiskopf, Hannover: Fortschritte in der Brikettierung von Eisenerzen. —  $\frac{1}{2}$ 12 bis 12 Uhr: Bergassessor Otto Döbelstein, Essen: Luftsalpetersäure aus Koks-Ofengasen. — 3 Uhr nachmittags: Rundfahrt um Wien in Salonwagen der städtischen Straßenbahnen (mit Damen). Abfahrtsstelle: IV., Maderstraße, nächst der Karlskirche. —  $\frac{1}{2}$ 8 Uhr abends: Berücksichtigung der städtischen Sammlungen im Rathause (mit Damen). — 8 Uhr abends: Bankett, gegeben von der Stadt Wien im Rathause (mit Damen). Toilette: Für Damen Soiree- oder Sommertoilette, für Herren Bergkittel oder Frack.

Donnerstag, 19. September 1912:

9 Uhr vormittags: Vorträge der Sektion für Bergbau im großen und im mittleren Vortragssaale des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines, I., Eschenbachgasse 9.

*Sektion für Bergbau* (im großen Vortragssaale): 9 bis  $\frac{1}{2}$ 10 Uhr: Ingenieur Karl Keckstein, Seegraben: Die Rohrleitungen im Spülversatzbetriebe. —  $\frac{1}{2}$ 10 bis 10 Uhr: Professor Dr. Barthel Granigg, Leoben: Die Erzführung der Ostalpen. — 10 bis  $\frac{1}{2}$ 11 Uhr: Oberingenieur Karl Gold, Unterreichenau: Elektrische Überlandzentralen und ihre Bedeutung für die Verwertung minderer Braunkohlenflöze. —  $\frac{1}{2}$ 11 bis 11 Uhr: Oberbergat Karl Schraml, Linz: Über die Ausgestaltung der alpinen Salzbergbaue. Gleichzeitig im mittleren Vortragssaale: 9 bis  $\frac{1}{2}$ 10 Uhr: Ingenieur Direktor Anton Haiek, Wien: Die Vorteile der drehenden Bohrmethode bei Tiefbohrungen. —  $\frac{1}{2}$ 10 bis 10 Uhr: Ingenieur Josef Schöngut, Wien: Wirtschaftliche Betrachtungen über die Erzeugung von Elektrizität auf Kohlengruben. — 10 bis  $\frac{1}{2}$ 11 Uhr: Konsulent Dr. Peter Loeffler, Wien: Entwicklung und Stand der modernen Sprengstoffindustrie. —  $\frac{1}{2}$ 11 bis 11 Uhr: Bergassessor Leopold Lisse, Berlin: Elektrische Anlagen in Schlagwettergruben. Außerdem werden folgende Vorträge, die wegen Zeitmangels nicht zur Abhaltung gelangen können, in dem offiziellen Berichte über den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912, veröffentlicht werden: Direktor Theodor Giller, Mülheim. Neuere Druckluftlokomotiven für Grubenbahnen. Bergdirektor Julius Noth, Barwinek: Die ärarischen Petroleumfelder Galiziens. Oberingenieur Roemelt, Wien: Maschinelle Seil- und Kettenförderungen.

11 Uhr vormittags: Gemeinsame Schlußversammlung der beiden Sektionen im großen Vortragssaale des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines, I., Eschenbachgasse 9.

Nachmittags: Exkursion in die städtischen Gaswerke Leopoldau: Abfahrt Wien-Nordbahnhof 2 Uhr 30 Minuten nachmittags. Ankunft Leopoldau-Ladestelle 2 Uhr 58 Minuten nachmittags. Abfahrt Leopoldau-Ladestelle 5 Uhr 50 Minuten nachmittags. Ankunft Wien-Nordbahnhof 6 Uhr 9 Minuten nachmittags.

Gleichzeitig: Exkursion in die k. und k. Pulverfabrik Blumau: Abfahrt Wien, Station Hauptzollamt 1 Uhr 05 Minuten nachmittags. Ankunft Wien, Station Hauptzollamt 6 Uhr 25 Minuten abends.

Die für diese Exkursionen vom Komitee ausgegebenen Karten gelten als Fahrlegitimationen.

8 Uhr abends: Souper, gegeben vom Präsidenten des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs, Sr. Exzellenz Heinrich Grafen Larisch-Moennich, im Hotel »Metropole«, I., Morzinplatz 4 (mit Damen). Toilette: Für Damen Soiree- oder Sommertoilette, für Herren Bergkittel oder Frack.

Freitag, 20. September 1912:

Ganztätiger Ausflug in die Wachau<sup>1)</sup> (mit Damen): Abfahrt Wien-Westbahnhof 8 Uhr 35 Minuten früh. Ankunft in Melk 10 Uhr 30 Minuten vormittags. Unmittelbar darauf erfolgt die Abfahrt von Melk mit Sonderschiff der Donau-Dampfschiffahrtsgesellschaft. Landung in Spitz zirka 11 Uhr 45 Minuten vormittags. Dasselbst gemeinsames Mittagmahl, wozu die Coupons auf dem Dampfer zum Preise von K 3.— ausgegeben werden. Abfahrt von Spitz 1 Uhr 30 Minuten nachmittags. Ankunft in Wien-Nußdorf 5 Uhr 30 Minuten nachmittags. Auflösung des Bergmannstages. In Wien-Nußdorf werden Straßenbahnwagen bereitstehen, welche die Exkursionsteilnehmer in die inneren Stadtbezirke befördern.

---

<sup>1)</sup> Dieser Ausflug mußte infolge des ungünstigen Wetters leider unterbleiben.

Am 16. September fand als erste in der Reihe der Veranstaltungen des Allgemeinen Bergmannstages in den Räumen des Kursalons der

### **Begrüßungsabend**

statt, der in der animiertesten Stimmung verlief. Während des ganzen Abends sah man alte Studienkollegen und einstige Revierkameraden freudig aufeinander zueilten und sich herzlichst begrüßen. Der Obmann des Vorbereitenden Komitees, Oberbergrat Hüttemann, nahm das Wort zu folgender Ansprache:

»Ich will mit meinen heutigen Worten der morgigen offiziellen Begrüßung nicht vorgreifen, kann aber nicht umhin zu konstatieren, daß das Haupterfordernis zum Gelingen des Allgemeinen Bergmannstages durch die Beteiligung in so stattlicher Zahl erfüllt ist. Sie werden, meine verehrten Anwesenden, was die heutige Zusammenkunft betrifft, wohl mit mir den Eindruck haben, daß der Begrüßungsabend das schönste am ganzen Bergmannstag ist. Es ist ein ganz besonders erhebendes Gefühl, wenn man sich jahrelang nicht gesehen hat und hier wieder zusammentritt, seinen alten Freunden die Hand drücken und sich von ihrer Gesundheit und ihrem Wohlbefinden überzeugen kann. In diesem Sinne heiße ich Sie herzlichst willkommen und rufe Ihnen ein herzliches »Glückauf« zu.«

Nun wurde das alte stimmungsvolle Bergmannslied »Schon wieder tönt vom Turme her« angestimmt.

Die Teilnehmer erhielten an diesem Abende das Teilnehmerabzeichen, einen Plan von Wien, die anlässlich des Bergmannstages erschienenen Festnummern der montanistischen Fachzeitschriften, die Karten für die verschiedenen Veranstaltungen des Tages und von der Firma Friemann & Wolf eine Grubenlampe en miniature.

Unter überaus reger Beteiligung der maßgebenden Vertreter der heimischen Montanindustrie, der Regierung, hervorragender Fachmänner und Delegierter der verwandten ausländischen Korporationen fand am 17. September vormittags im Festsaaie des Industriehauses die Eröffnungssitzung des Allgemeinen Bergmannstages statt. Dieser Sitzung ist ein eigener Abschnitt in diesem Buche gewidmet.

Um 2 Uhr nachmittags fand im Kursalon unter Beteiligung fast aller Teilnehmer des Bergmannstages das

### **gemeinsame Festmahl**

statt.

Beim Festmahl ergriff zunächst Exzellenz Graf Larisch-Moenich das Wort zum folgenden Kaiser-Toaste:

»Meine hochverehrten Damen und Herren!

Die Vorträge, die wir heute schon gehört haben, und die wissenschaftlichen Arbeiten, welche uns der Bergmannstag noch bringen wird, führen uns die Fortschritte vor Augen, die der nie ruhende Geist der Technik auf einem wichtigen Gebiete seiner Betätigung, auf dem Gebiete des Montanwesens im Laufe der letzten Jahre erzielt hat. Daß die Technik sich in fruchtbarer Weise fortentwickelt und die Naturkräfte immer mehr dem Willen des Menschen dienstbar macht, wird wesentlich gefördert durch die Segnungen des Friedens, deren sich die meisten Kulturstaaten bereits seit einer längeren Zeitperiode zu erfreuen das Glück haben. Das aber danken wir in erster Linie dem bewährten Friedenssinne der erlauchten Herrscher, die in Weisheit und Güte die Schicksale dieser Staaten lenken und so nicht nur als oberste Schutzherren des Montanistikums, sondern insbesondere auch als wahre Friedensfürsten dem wissenschaftlichen Fortschritte auf unserem Fachgebiete die Wege ebnen.

Ich bitte Sie denn, meine hochverehrten Herren, mit mir allen jenen erlauchten Herrschern ehrfurchtsvoll zu huldigen, aus deren Reichen Vertreter des Montanistenstandes hier versammelt sind, und insbesondere einzustimmen in den Ruf: »Unser allergnädigster Herr und Kaiser, Seine Majestät Franz Joseph I., er lebe hoch, hoch, hoch!« (Begeisterte Hochrufe. Die Musikkapelle intoniert die Volkshymne.)

Nun führte Oberbergrat Hüttemann ungefähr folgendes aus.

»Der Allgemeine Bergmannstag läßt uns mit den hervorragendsten Vertretern des Bergwesens einige Stunden glücklich beisammen sein. Die lieben Worte, die Se. Exzellenz der Herr Minister für öffentliche Arbeiten heute vormittags sprach, müssen uns alle mit Freude erfüllen, und ich bin eins mit sämtlichen Bergleuten, wenn ich Seine Exzellenz an diesem Tage bei uns herzlichst willkommen heiße. (Beifall.)

Sie werden es mir als Bergmann zugute halten, wenn ich nun auch den Bergbehörden einige herzliche Worte widme. Bei uns Bergleuten bringt es der Beruf mit sich, daß wir mit den Bergbehörden in steter Fühlung sind, und so ist es denn auch erklärlich, daß, wenn zwei Bergleute zusammentreffen, stets auch von den Bergbehörden gesprochen wird. Von Frauen pflegt man zu sagen, daß die die besten sind, von denen man am wenigsten spricht. Ob nun davon nicht ein Körnchen Wahrheit auf die Bergbehörden Anwendung findet? Wie dem nun auch sei; sie sind unsere Kameraden im engeren Sinne und wir freuen uns, daß wir heute nicht von ihnen, sondern mit ihnen sprechen. Deshalb erhebe ich mein Glas auf das Wohl Seiner Exzellenz des Herrn Ministers und sämtlicher Herren Vertreter der Bergbehörden und bringe Ihnen ein herzliches Glückauf entgegen. Glückauf! (Glückauf!)«

Hierauf ergriff Se. Exzellenz der Minister für öffentliche Arbeiten Dr. Ottokar Trnka das Wort und führte folgendes aus:

»Mit Freude bin ich in Ihrer Mitte erschienen, um teilzunehmen an dieser Feier, zu welcher sich illustre Gäste von nah und fern zusammengefunden haben, um nach getaner Arbeit im beruflichen Kreise einige Stunden der Geselligkeit zu pflegen.

Vertreter der montanistischen Wissenschaft und Praxis haben sich bei dieser Tagung vereinigt, um im gegenseitigen Austausch der Gedanken den berg- und hüttentechnischen Fortschritt zu fördern. Daß Sie alle herbeigeeilt sind, um an dieser Tagung teilzunehmen, ist mir ein Beweis für die innigen Beziehungen, die gerade auf montanistischem Gebiete zwischen dem wissenschaftlichen und praktischen Betriebe bestehen.

Nichts bringt uns näher, als das lebendige Wort und so eröffnen uns auch Ihre Beratungen einen weitausgreifenden Ausblick auf all die bedeutungsvollen Fragen, welche für das gesamte wirtschaftliche Leben sich aus dem Aufschwunge jenes wichtigen Zweiges der Industrie, dem Sie angehören, stets von neuem ergeben.

Die Montanisten haben einen schönen Beruf, da es ihnen gegönnt ist, die Schätze der Erde zu heben und sie der Menschheit nutzbar zu machen. Fürwahr, es muß sie mit Stolz erfüllen, einem Stande anzugehören, der im Kampfe mit den Naturgewalten die schwierigsten Probleme gemeistert hat und durch seine Errungenschaften auf dem Gebiete der Volkswohlfahrt sich das Anrecht auf Anerkennung in vollem Maße erworben hat.

Sie haben sich auf dem Boden der Arbeit gefunden und streben als gemeinsames Ziel den Fortschritt auf technischem und sozialem Gebiete zum Nutzen und Frommen der Allgemeinheit an.

Die Liebe zu Ihrem Berufe hat Sie zusammengeführt, sie soll Sie auch künftig in Ihrer Tätigkeit leiten und den Erfolg Ihrer Arbeit verbürgen.

Und nun lassen Sie mich den Wunsch aussprechen, der mich heute vor allem beseelt: Möge den Berg- und Hüttenleuten auch in Zukunft beschieden sein, eine so fruchtbringende Tätigkeit zu entfalten, wie jene, auf welche Sie bei der heutigen Feier mit freudiger Genugtuung zurückblicken können, möge Ihre zielbewußte Arbeit jene Früchte zur Reife bringen, welche Ihr Stand durch seine Bedeutung im Staate, durch seine Pionierdienste für die Kultur und durch seine Verdienste auf dem Gebiete der wirtschaftlichen Hebung der Völker verdient.

Ich erhebe mein Glas auf das Blühen und Gedeihen aller Zweige des Berg- und Hüttenwesens, dem Wohle seiner Angehörigen sei es geweiht. Glückauf!• (Großer Beifall).

Nunmehr nahm Sektionschef Emil Ritter von Homann das Wort und sagte: »Eine gütige Fee hat mir zur Seite gestanden, als die Vorbereitungen zu dieser Tagung getroffen wurden und ließ mir eine Mission übertragen, an deren Erfüllung ich nur zaudernd schritt und der ich fürchte, nicht gewachsen zu sein. Es gilt das Lied auf unsere Damen. Der Bergmann lebt in einer eigenen Welt! Kein Dasein im Wechsel glanzvoller Tage und freudiger Feste ist ihm beschieden, im Ringen mit den gewaltigen Mächten der Natur ist vielmehr die Sorge sein häufiger Gast. Mit männlichem Stolze erträgt er es, im Bewußtsein, daß seine Arbeit der Volkswohlfahrt, der Förderung des allgemeinen Besten dient. »Die Heiterkeit, der Frohsinn und das Gottvertrauen«, so sagte bei der letzten Tagung der Bürgermeister der Stadt Wien, »halten den Mut des Bergmannes aufrecht und ermuntern ihn in seinem schweren Beruf.« Heiterkeit, Frohsinn und Gottvertrauen — fürwahr Charaktereigenschaften des Bergmannes — und doch ist mit ihnen sein Seelenleben, sein Fühlen und Denken nicht erschöpft. Gewohnt, in seinem Berufe Schweres zu vollbringen, hält er auf Kameradschaftlichkeit, jene vertrauensvollen persönlichen Beziehungen, jene erhebende Zuneigung bis zum Tode, die Hilfe schafft, wo es zu helfen gibt. Hilfsbereit in allen Lagen des Lebens, bereit, das eigene Ich zu wagen, wenn es die Rettung des Nächsten gilt, so lautet des Bergmannes ernste Devise. Kameraden hat der Bergmann unter seinen Berufsgenossen, der treueste und der verlässlichste Freund lebt ihm indessen an seiner Seite — die Frau, die mit ihm seine Sorgen teilt, die ihm hilft, die Kümernisse seines Berufes zu tragen, und ihm diesen zu verschönern sucht; ihr gebührt in erster Linie unser Dank, denn der Adel der Frauenseele kennzeichnet sich darin, daß sie gibt, ohne dafür zu fordern und unbekümmert um Äußerlichkeiten gerne die Widrigkeiten für den übernimmt, dem sie sich zu eigen weiß.

Und so bitte ich Sie denn, meine verehrten Damen, den Dank der Berg- und Hüttenleute für Ihr Walten in unserem hehren Stande aus meinem Munde entgegenzunehmen. Möge Sie in Ihrem Wirken jederzeit das Bewußtsein leiten, daß des Bergmanns Dank unauslöschlich ist.

Sie aber, meine sehr geehrten Herren, lade ich ein, mit mir das Glas zu erheben auf das Glück der Frauen unseres Standes und vor allem der, welche hier versammelt sind. Ihnen bringen wir unser herzlichstes Glückauf!« (Lebhafter Beifall.)

Sodann ergriff Herr Generaldirektor Dr. Schuster (Witkowitz) das Wort und führte folgendes aus:

»Fast ein Jahrzehnt ist seit dem letzten Bergmannstag verstrichen und vieles hat sich in dieser Zeit in und um uns geändert. Eines aber ist sich gleich geblieben, die Herzlichkeit, mit der die alte

Kaiserstadt an der Donau und deren Vertreter uns in ihren gastlichen Mauern empfangen haben.

Es würde zu weit führen, alle inneren und äußeren Vorzüge aufzuzählen, welche die Stadt Wien zu einem so beliebten Sammelpunkte für Veranstaltungen ähnlicher Art machen, wie der heutigen Tagung: Die architektonische Schönheit der Stadt, die zahllosen geschichtlichen Erinnerungen, die landschaftlichen Reize der Umgebung, die Liebenswürdigkeit der Bewohner, dies alles wurde ja seit Hans Sachsens »Lobspruch auf die Hauptstadt Wien« unzählige Male von begeisterten Besuchern besungen.

Obwohl auch wir uns dem Zauber dieser Reize nicht entziehen und dieselben voll auf uns wirken lassen, so haben wir als Techniker noch eins vor den übrigen Besuchern Wiens voraus: die Bewunderung der großen technischen Werke, welche die Stadt in den letzten Jahrzehnten geschaffen hat. Ich erinnere nur an die neue Wasserleitung, die städtischen Gas- und Elektrizitätswerke, die Straßenbahn und so vieles andere. Diese großartigen Arbeiten heimischer Ingenieure sind jedoch nicht allein vom technischen Standpunkte aus hervorragend, sondern auch vom ökonomischen für die Bewohner der Stadt von höchster Bedeutung.

Dank der relativen freien Entwicklungsmöglichkeit der einzelnen städtischen Industrieunternehmungen, welche das reiche Wissen und die Erfahrung der Leiter derselben zur Entfaltung gelangen läßt, sind diese Schöpfungen eines weitblickenden Gemeinsinnes heute außerordentlich ertragreiche Unternehmungen geworden.

Was die Bergleute unter uns aber ganz besonders mit der Stadt in engste Berührung bringt, ist, daß dieselbe nun auch unter die Gewerker gegangen ist, durch Schaffung eines eigenen städtischen Kohlenbergwerkes. Wir wünschen der Stadt auch auf diesem Gebiete vollen Erfolg.

Den Herrn Bürgermeister Dr. Neumayer verknüpfen ja Jugenderinnerungen aus seiner beruflichen Tätigkeit in der alten Berg- und Hüttenstadt Leoben mit unserem Stande und seinen Bestrebungen, welche dem neuen Werke zu Nutz und Frommen gereichen mögen.

Sie aber, meine sehr geehrten Damen und Herren, fordere ich auf, Ihren Dank für die munifizente Gastfreundschaft der Stadt Wien, für die Erlaubnis zur Besichtigung der neuen städtischen Gaswerke, für die Auszeichnung, die uns durch die Teilnahme mehrerer der ersten Funktionäre der Stadt an unseren Veranstaltungen zuteil wurde, dadurch zum Ausdruck zu bringen, daß Sie auf die Stadt Wien, auf ihren Bürgermeister, ein dreifaches »Glückauf« ausbringen.«

Direktor Goedicke hielt sodann eine launige Ansprache, in der er den technischen Fortschritt auf dem Gebiete des Berg- und Hütten-

wesens berührte und diesbezüglich auf das mechanische Grundgesetz hinwies, demzufolge eine beschleunigte Bewegung durch eine konstant wirkende Kraft hervorgerufen wird. Diese konstante Kraft stelle das Vorbereitende Komitee dar; tüchtige Männer haben sich der Aufgabe unterzogen, die Fachmänner zur Mitteilung ihrer Erfahrungen anzueifern, und eine noch nie dagewesene Beteiligung legt Zeugnis von dem Erfolge ab, mit dem dies geschehen ist. Redner erhebt sein Glas auf das Vorbereitende Komitee.

Im Anschluß an das Diner fand auf der großen Terrasse des Kursalons eine photographische Aufnahme der Teilnehmer statt.

---

Abends fand im Industrieause ein

### **Rout beim Minister für öffentliche Arbeiten**

Dr. Ottokar Trnka statt. Außer der Mehrzahl der Teilnehmer des Allgemeinen Bergmannstages mit ihren Damen waren beim Empfange erschienen: Die Minister Freiherr v. Georgi, R. v. Hussarek, R. v. Dlugosz, Freiherr v. Forster, Freiherr v. Heinold, Statthalter Baron Bienerth, Hofzeremonielldirektor Nepallek, die Sektionschefs Klimscha, v. Bernatzky, Baron Engel, Ritter von Beck-Managetta, Dr. v. Scheuchenstuel, Ritter v. Wimmer, R. v. Homann, Dr. Schauer, Dr. Rösch, Dr. Cwiklinski, Milos v. Fesch, Dr. v. Kelle, Dr. Ertl, Dr. Seidler, Baron Bahans, Dr. Mataja, Dr. Brosche, Riedl, Dr. Pranter, Baron Buschmann, Präsident Vetter, Präsident Breßler vom Niederösterreichischen Gewerbeverein sowie viele auswärtige Gäste.

Der Abend verlief in außerordentlich animierter Weise, wozu die prächtigen Räume, insbesondere aber die überaus herzliche Aufnahme seitens des Ministers für öffentliche Arbeiten und das gelungene Arrangement des Abends durch Herrn Sektionschef Emil Ritter v. Homann nicht wenig beitrugen.

---

### **Fachvorträge.**

Am 18. und 19. September fanden von 9 Uhr vormittags an Vorträge der beiden Sektionen für Bergbau- und Hüttenwesen, und zwar der Sektion für Bergwesen im großen Vortragssaale, der Sektion für Hüttenwesen im mittleren Vortragssaale des Österreichischen

Ingenieur- und Architektenvereins statt. Diesen Vorträgen sind eigene Abschnitte des vorliegenden Berichtes gewidmet.

---

Mittwoch, den 18. September, fand nachmittags eine Rundfahrt der Teilnehmer des Allgemeinen Bergmannstages in Salonwagen der städtischen Straßenbahnen statt.

---

### **Empfang der Teilnehmer im Rathause.**

Die Teilnehmer an dem Allgemeinen Bergmannstage waren am 18. September abends Gäste der Stadt Wien. Sie besichtigten zuerst unter Führung des Kustos Dr. Engelmann und des Adjunkten Reuther die städtischen Sammlungen und begaben sich sodann in den Stadtratssitzungssaal, wo Bürgermeister Dr. Neumayer die Herren und Damen auf das herzlichste empfing. Außer den Teilnehmern an dem Bergmannstage hatten sich eingefunden: Korpskommandant Ziegler, Stadtkommandant FML. Wikullil, die Vizebürgermeister Dr. Porzer und Hierhammer, die Sektionschefs R. v. Engel und Reutter, Vizepräsident des Landesschulrates Khoss v. Sternegg, zahlreiche Abgeordnete, Gemeinderäte und Bezirksvorsteher, Polizeipräsident-Stellvertreter Hofrat Freiherr von Gorup, in Vertretung des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines Vizepräsident Brausewetter und Sekretär Ingenieur Willfort.

Nachdem sich die Gäste versammelt hatten, hielt Bürgermeister Dr. Neumayer nachstehende Begrüßungsansprache:

»Eure Exzellenzen!

Meine sehr geehrten Damen und Herren!

Wir sind dem geehrten Komitee des Allgemeinen Bergmannstages außerordentlich dankbar dafür, daß die jetzige Tagung, gleich der seinerzeitigen im Jahre 1903, in Wien stattfindet. Bergbau und Hüttenwesen haben ja in den letzten Dezennien in der ganzen Welt eine ungeheure Bedeutung und Ausdehnung erfahren, ganz besonders aber die Produktion von Kohle und Eisen. In unserer Umgebung, in unserem engeren Heimatlande Niederösterreich wird zwar wenig Bergbau betrieben, aber nichtsdestoweniger hat die Großstadt und ihre Bevölkerung begreiflicherweise das größte Interesse an den Bestrebungen, welche Sie, meine sehr geehrten Herren, zu den Beratungen des Bergmannstages nach Wien geführt haben. Denn die

Großstadt ist einer der größten Konsumenten für die Produkte, welche durch den Bergmann zutage gefördert werden und die Gemeinde Wien verbraucht als großindustrielle Unternehmerin ungeheure Mengen von Kohle und Eisen in ihren Betrieben. Aber die Gemeinde Wien kommt für das Bergwesen nicht nur als Konsumentin in Betracht, sondern, wie den geehrten Herren bereits bekannt sein dürfte, seit neuester Zeit durch den Ankauf und Betrieb des Zillingdorfer Braunkohlenbergwerkes auch als Bergwerksbesitzerin. Diese Erwerbung habe ich bekanntlich trotz einiger Hindernisse durchgeführt. Ich bin dabei von der Anschauung ausgegangen, daß eine Millionenstadt hinsichtlich einer für das Leben des einzelnen und der Gesamtheit so wichtigen Angelegenheit, wie es die Kohlenversorgung ist, daß eine Stadt, welche für den eigenen Bedarf elektrisches Licht und elektrische Kraft zu erzeugen hat, nicht untätig sein dürfe, sondern daß sie verpflichtet ist, zum Wohle ihrer Bewohner in der Sache selbst zuzugreifen. Diese Auffassung wird auch heute bereits in den weitesten Kreisen geteilt. Ja die österreichische Regierung hat sogar schon vor einiger Zeit den Entwurf eines Gesetzes, betreffend die Abänderung des allgemeinen Berggesetzes im Abgeordnetenhaus eingebracht. Durch dieses Gesetz soll das Recht zur Aufsuchung und Gewinnung von Kohle dem Staate, den Ländern und Gemeinden vorbehalten und daher der irrationellen, spekulativen Ausbeutung durch den einzelnen entzogen werden. Ich fürchte nun wohl, daß mit dieser Abänderung des Berggesetzes nicht alle die großen Bergbaubesitzer einverstanden sind, daß daher der Schaffung dieses Gesetzes noch große Schwierigkeiten entgegentreten. Die Interessen aller Bevölkerungskreise — der Produzenten einerseits und der Konsumenten andererseits — lassen sich oft leider nicht gleichzeitig unter einen Hut bringen und wie es schon oft im Leben geht, muß der eine dem anderen, der Allgemeinheit zuliebe nachgeben. Die Montanisten oder Montangesellschaften — insoferne sie selbst Bergwerksbesitzer sind — sind ja übrigens die *beati possidentes*, deren wohl erworbenes Recht überhaupt nicht geschmälert werden kann, und so glaube ich, daß auch diese für die Bevölkerung so wichtige Angelegenheit eine gerechte und baldige Erledigung wird finden können. Jedenfalls geht auch aus dem Interesse, welches die hohe Regierung, die gesetzgebenden und verwaltenden öffentlichen Körperschaften dem Bergbau entgegenbringen, die ganz außerordentliche Bedeutung hervor, welche demselben, wie zu allen Zeiten, so namentlich in der heutigen, durch die technischen Errungenschaften so veränderten Zeiten zukommt. Die Arbeit, die Sie, meine sehr geehrten Herren, am Allgemeinen Bergmannstage leisten, ist daher von einer besonderen Wichtigkeit und ich erlaube mir den Wunsch auszusprechen, daß Ihre Beratungen vom

besten Erfolge begleitet seien und daß die nächsten Ziele, welche der Bergbau anstrebt, durch den Bergmannstag für den ganzen Stand des Montanwesens wie auch für die Allgemeinheit erreicht werden. Dadurch werden Sie sich, meine sehr geehrten Herren, nicht nur um das Berg- und Hüttenwesen, sondern um das Wohl der ganzen Bevölkerung die größten Verdienste erwerben. Indem ich Sie nun im Rathause herzlich willkommen heiße, bitte ich Sie, uns hier einige Stunden schenken zu wollen und von Ihren Beratungen in unserer Mitte bei einem Glase Österreicher Wein ein wenig auszuruhen. Ich freue mich, daß Sie meiner Einladung nachgekommen sind und rufe Ihnen ein herzliches Glückauf! zu!« (Lebhafte Glückauf!-Rufe.)

Landeshauptmann Exzellenz Graf Larisch-Moennich antwortete: »Ich danke Ihnen, sehr geehrter Herr Bürgermeister, von ganzem Herzen für die freundlichen Worte, die Sie an uns gerichtet haben. Seien Sie versichert, daß der Bergmannstag es hoch einschätzt, hier erscheinen zu dürfen, und daß wir den Aufenthalt hier gewiß zu den angenehmsten des Kongresses zählen werden. Wir sind glücklich, daß der Kongreß hier in unserer schönen Heimatstadt Wien abgehalten wurde; und ich bin überzeugt, daß nicht so viele Teilnehmer gekommen wären, wenn der Kongreß nicht hier stattgefunden hätte. Das verdanken wir alle unserem lieben guten Wien. Es ist uns eine Freude, daß Sie die große Liebenswürdigkeit hatten, uns hier gastlich zu empfangen, und im Namen aller danke ich Ihnen hiefür von ganzem Herzen.« (Lauter Beifall.)

Die Gesellschaft begab sich sodann in den Festsaal. Beim Eintritt in den Festsaal spielte die Kapelle des rumänischen Hofkapellmeisters S. W. Drescher, welche auch die Tafelmusik besorgte, einen flotten Marsch. Im Festsaale waren vier Tafeln mit zirka 1000 Gedecken aufgestellt.

Während des Mahles hielt Bürgermeister Dr. Neumayer den Kaisertoast. Er führte aus:

»Euere Exzellenzen! Meine sehr geehrten Damen und Herren! Es gibt wohl kaum einen anderen Stand, welcher von Poesie so umwoben ist als der Bergmannsstand. Ich erinnere Sie, meine verehrten Herren, als ehemalige Bergakademiker nur an die herrlichen Bergmannslieder. Alle Tugenden, die einem Manne eigen sein sollen, werden dem Bergmanne mit Recht zugeschrieben, der Mut, mit welchem er stündlich sein Leben einsetzt, das Gottvertrauen, mit welchem er in die Grube fährt und sein Leben und das der Seinen dem gütigen Walten des Allmächtigen überläßt, die Kraft und Ausdauer, mit welcher er den Kampf mit den Elementen aufnimmt, und wohl nicht in letzter Linie die Kameradschaft und Freundschaft, welche er

seinen Brüdern entgegenbringt. Alle diese Eigenschaften werden aber gekrönt durch die Liebe und Treue, mit welcher der Bergmann emporblickt zu dem allerhöchsten Schutzherrn des Bergbaues, zu dem Landesherrn, der Frau und Kinder schützt, während der Mann und Vater aus den Tiefen der Erde den Mitbürgern die Schätze bringt. Es ist Bergmannsart und Bergmannspflicht, sobald sich die Gelegenheit ergibt, diese Liebe zum Landesherrn und zum Vaterland zum Ausdruck zu bringen, und darum bitte ich Sie, meine sehr geehrten Damen und Herren, in diesem feierlichen Momente mit mir einzustimmen in den Ruf: Seine Majestät Kaiser Franz Joseph I. und die Souveräne aller auf dem Bergmannstage vertretenen Länder leben hoch! hoch! hoch!«

(Begeisterte Hochrufe. Die Musikkapelle intoniert die Volkshymne.)

Sodann erhob der Bürgermeister unter stürmischem Beifall sein Glas auf alle Gäste aus nah und fern.

Exzellenz Graf Larisch-Moennich: »Meine hochverehrten Damen und Herren! Gestatten Sie, daß ich mit nur wenigen Worten die Rede des Herrn Bürgermeisters, die in uns einen so freudigen Widerhall geweckt hat, beantworte. Wir sind heute Gäste der Stadt Wien. Schon der bloße Klang des Wortes Wien läßt in uns Österreichern die Herzen höher schlagen. Für den Österreicher ist Wien nicht bloß die Reichshauptstadt im politischen Sinne, für ihn ist sein Wien die Perle und der Inbegriff des Österreichertums, hochragend durch seine Bedeutung als Stätte edler Kunstpflege und warmfühlender, feinsinniger Menschlichkeit, als Wiege der heimischen Kultur. Aber auch die lieben Fachgenossen, die aus dem Auslande unserem Rufe folgten, um hier das Fest des Allgemeinen Bergmannstages zu feiern, sind sich mit uns der Bedeutung bewußt, welche der Wiener Stadt, der altehrwürdigen, ewig jungen Kaiserstadt an der Donau nicht nur für Österreich, sondern auch für die deutsche, die europäische Kultur inne wohnt. Und ich verhehle mir nicht, daß unsere ausländischen Freunde unserem Rufe wohl kaum in so stattlicher Anzahl gefolgt wären, wenn nicht eben Wien als Versammlungsort gewählt worden wäre. Meine hochverehrten Damen und Herren! Seit kurzem verbindet uns aber noch ein ganz besonderes Band mit dieser schönen Stadt. Die Stadt Wien, Frau Vindobona, ist seit einiger Zeit auch unsere Fachgenossin geworden (Beifall), die mit uns nach den schwarzen Diamanten schürft und mit uns auch unter den Fährnissen, die den Bergbautreibenden nur allzu oft bedrängen, zu leiden hat. Das Band, welches unsere Herzen an die schöne, ehrwürdige Stadt fesselt, wird noch inniger, seitdem uns sozusagen Berufsgenossenschaft verbindet. Der hochverehrte Herr

Bürgermeister und die geschätzten Stadtväter haben es in glänzender Weise verstanden, Gastfreundschaft und berufsgenossenschaftliche Kameradschaft zu üben, indem sie uns für heute in diese prächtigen Hallen luden, und zu dem, was Wien als Stadt zu bieten vermag, auch noch die erquickende Gabe der Geselligkeit fügen. Wir danken der Reichshauptstadt und ihren bewährten Führern auf das innigste für die Ehrung, die uns stets in freundlichstem Gedenken bleiben wird. Und so fordere ich Sie denn auf, meine sehr geehrten Damen und Herren, mit mir das Glas zu erheben und nach Bergmannsart einzustimmen in den Ruf: Ein frohes herzliches Glückauf der schönen Stadt Wien, ihrem allverehrten Herrn Bürgermeister Neumayer und seinen wackeren Kollegen in der Führung der Gemeinde. Glückauf!« (Stürmische Zustimmung.)

Sektionschef Ritter v. Homann nahm nun das Wort und sagte: »Se. Exzellenz der Herr Minister für öffentliche Arbeiten beklagt es ungemein, daß er verhindert ist, an dieser schönen Feier teilzunehmen, worauf er schon aus kollegialen Rücksichten so unendlichen Wert legen würde. Ich bin beauftragt, in seinem Namen Ihnen seine herzlichsten Grüße zu entbieten. Es ist nicht Zufall, daß gerade Wien als Ort von Kongressen gerne aufgesucht wird. Sind es einerseits die historischen Reize, die den Besucher gefangennehmen, so sind es andererseits auch die vielen Wahrzeichen künstlerischen und industrialen Geistes, welche allgemeine Bewunderung erregen. Wien ist nicht nur die Stadt überquellenden Lebens, sie ist die blühende Zentrale wissenschaftlicher, künstlerischer und wirtschaftlicher Entwicklung. Und gerade auf wirtschaftlichem Gebiete hat sich Wien in letzter Zeit besonders hervorgetan. Wer kennt sie nicht, die großen Schöpfungen dieses Gemeindewesens, durch welche es seine Impulsivität auf industriellem Gebiete, seine Leistungsfähigkeit in technischer Hinsicht so vielfach dargetan hat. Auch Sie sind den Reizen Wiens unterlegen. Wir stehen unter dem Zauber der Gastfreundschaft Wiens. Zu dem Glanze der Tagung, die wir eben begehen, hat wesentlich der Umstand beigetragen, daß wir nicht nur liebe Fachgenossen aus unserer engeren und weiteren Heimat, sondern auch Gäste aus dem Ausland in so stattlicher Zahl begrüßen konnten. Sie haben durch ihre Teilnahme an unseren Beratungen zu erkennen gegeben, daß ihre Bestrebungen eins sind mit unseren Bemühungen, die Erfolge des Bergbaues in Zukunft zu sichern und für den Bergbau selbst höhere Ehren zu erringen.« Der Redner dankt allen Kongreßteilnehmern für die Förderung dieser gemeinsamen Ziele und bringt ein dreifaches, mit großem Beifall aufgenommenes »Hoch« auf die Gäste aus dem Auslande aus.

Geheimer Bergrat Fürer (Schönebeck a. E.) feierte die Gastlichkeit der Stadt Wien und die Herzlichkeit der Bevölkerung.

Er betonte dann die Interessengemeinschaft zwischen dem Deutschen Reiche und Österreich und brachte dem gastlichen Wien ein herzliches Glückauf!, das bei den auswärtigen Gästen stürmischen Widerhall fand.

Oberberggrat Reutter (Kladno) brachte einen mit vielem Beifall aufgenommenen Toast auf die Damen aus.

In animiertester Stimmung verblieb die Gesellschaft bis in die späten Abendstunden beisammen.

Am 19. September, 11 Uhr vormittags, fand im großen Vortragssaale des Ingenieur- und Architektenvereines die Schlußversammlung des Allgemeinen Bergmannstages statt, über deren Verlauf in einem eigenen Abschnitt berichtet wird.

---

### **Exkursionen.**

Am 19. September nachmittags besichtigte eine größere Anzahl von Teilnehmern am Bergmannstage das neue Gaswerk der Gemeinde Wien in Leopoldau. Die Gäste waren unter Führung des Bergrates Backhaus und des Zentralinspektors Neblinger mit einem Separatzug der Nordbahn zur Personenthaltestelle Leopoldau gekommen und begaben sich von dort zu Fuß ins Werk. Im Verwaltungsgebäude begrüßte der Direktor der städtischen Gaswerke Menzel die Gäste in herzlicher Ansprache, die in ein Glückauf ausklang. Zentralinspektor Neblinger dankte namens der Teilnehmer für die Bewilligung zur Besichtigung. Nach eingehenden technischen Erläuterungen des Werkes durch Direktor Menzel wurde der Rundgang in mehreren Gruppen angetreten. An der Führung beteiligten sich außer Direktor Menzel Oberinspektor Seitz, der Werksleiter von Leopoldau Oberingenieur Marischka, die Ingenieure Seidinger und Pretsch. Besichtigt wurden: die große Kammerofenanlage, die Kühlanlagen, die Kohlenförderung, die Kokssortiererei, die Gassaugeranlage, die Gaswäscherei, das Gasmesser- und Kesselhaus, die Generatorgasanlage sowie die Anlagen zur Gewinnung der Nebenprodukte. Alle Anlagen und Einrichtungen fanden die Anerkennung der erschienenen Fachleute und Techniker.

Die Gemeinde Wien bot nun den Teilnehmern eine Jause. Nach mehrstündigem Aufenthalte fuhren die Gäste wieder in die Stadt zurück.

Am selben Nachmittag fand auch eine Exkursion in die ärarische Pulverfabrik in Blumau statt, zu der allerdings die Teil-

nehmerzahl beschränkt war. Auch diese Exkursion verlief sehr instruktiv und errang den vollen Beifall der Teilnehmer.

Das Komitee war vertreten durch die Herren Berginspektor Frič, Bergrat Kieslinger und Hofrat Poech.

Nach der Besichtigung der Pulverfabrik, die gruppenweise unter Führung des Direktor-Stellvertreters Oberstleutnant Faltis, des Oberstleutnants Wunder, Oberwerkführers Linhardt und Oberleutnants Besel erfolgte, begaben sich die Teilnehmer ins Offizierskasino, wo ein Büfett aufgestellt war. Hier ergriff Artillerie-General-Ingenieur Schlesinger von Benfeld das Wort, um im Auftrage und im Namen Sr. Exzellenz des Kriegsministers die Gäste herzlich willkommen zu heißen, worauf Hofrat Poech für die Erlaubnis zur Besichtigung der Pulverfabrik, für die außerordentlich liebenswürdige Aufnahme und für die ausgezeichnete Führung den herzlichsten Dank des Exkursionskomitees aussprach.

---

Die Reihe der Festlichkeiten anlässlich des Allgemeinen Bergmannstages schloß mit einem

### **Souper im Hotel Metropole,**

das Graf Larisch-Moennich den Teilnehmern des Bergmannstages gab. Zahlreiche offizielle Persönlichkeiten hatten der Einladung des Gastgebers Folge geleistet, darunter der Minister für öffentliche Arbeiten Dr. Ottokar Trnka, Eisenbahnminister v. Forster, Minister des Innern Baron Heinold, Statthalter Freiherr v. Bienert, Graf Hans Wilczek, Graf Adalbert Sternberg, die Bergbehörden unter Führung des Sektionschefs Ritter v. Homann, das gesamte Präsidium des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer usw. Unterstützt von seinen beiden Söhnen, machte Graf Larisch die Honneurs.

Namens der Gäste brachte Oberbergrat Hüttemann einen Toast auf den Gastgeber aus, indem er »unseren Grafen Larisch« hoch leben ließ. Nachdem noch Oberbergrat Hüttemann auch speziell auf die Vertreter der Presse gesprochen hatte, erwiderte in launiger Rede Graf Adalbert Sternberg, welcher unter anderem auch die volkswirtschaftlichen Grundlagen des Bergbaues und deren Bedeutung für den Staat kennzeichnete.

Erst in später Nachtstunde fand die Feier und damit auch der Bergmannstag sein Ende.

---

VERHANDLUNGEN  
DES  
BERGMANNSTAGES.

---

## Hauptversammlung vom 17. September 1912.

### **Beginn der Sitzung: 10 Uhr vormittags.**

Der Obmann des Vorbereitenden Komitees Oberbergrat G. Hüttemann leitet die Hauptversammlung mit folgender Ansprache ein:

»Hochverehrte Herren! Als wir im September des Jahres 1903 an die Auflösung des letzten Bergmannstages schritten, um nach mehreren Tagen gemeinsamer Arbeit und geselligen Zusammenseins in die heimischen Reviere zurückzukehren, wurde die Parole ausgegeben, der nächste Bergmannstag solle in vier Jahren abgehalten werden; mit seiner Vorbereitung wurde das Präsidium des letzten Bergmannstages betraut.

Meine sehr geehrten Herren! Ich erhebe nicht den Anspruch darauf, eine originelle Erklärung abzugeben, wenn ich hier reuevoll verkünde, daß das Präsidium des letzten Bergmannstages seiner Aufgabe nicht ganz gerecht geworden ist. Die Vorbereitung des nächsten österreichischen Bergmannstages hat das Präsidium zwar im Einvernehmen mit dem Vorstände des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer Österreichs in die Wege geleitet; schlechter steht es hingegen um die Einhaltung der vierjährigen Frist: Der letzte Bergmannstag fand im Jahre 1903 statt und heuer schreiben wir bereits 1912. Wenn das Präsidium des letzten Bergmannstages sich dessen schuldig gemacht hat, daß es einen längeren Zeitraum verstreichen ließ als ursprünglich bestimmt war, so glaubte es hiedurch der Stimmung unserer heimischen Fachgenossen Rechnung zu tragen, die, wenigstens nach seiner Empfindung, im Jahre 1907 die Zeit für die neuerliche Abhaltung eines Bergmannstages noch nicht für gekommen erachteten. Und so gingen denn noch einige Jahre vorüber und erst im Dezember 1911 trat über Initiative des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer Österreichs und im Einvernehmen mit dem Präsidium des letzten Bergmannstages ein Komitee zusammen, welchem die Aufgabe gesetzt wurde, im heurigen Herbst in Wien wieder einen Allgemeinen Bergmannstag zu veranstalten.

In das Komitee haben außer dem genannten Verein auch die anderen Zentralstellen berg- und hüttenmännischer Vereinigungen Österreichs, nämlich der Verein der Montan-, Eisen- und Maschinen-Industriellen in Österreich, der Zentralverband der Bergbau-Betriebsleiter Österreichs und die Fachgruppe der Berg- und Hütteningenieure des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereins Delegierte entsendet; der Minister für öffentliche Arbeiten, Dr. Ottokar Trnka, hat das Ehrenpräsidium des Bergmannstages übernommen.

Ich erlaube mir nun, der geehrten Versammlung die Mitteilung zu machen, daß sich bis zur Stunde 637 Teilnehmer mit 213 Damen zum Bergmannstage angemeldet haben. Für den einen oder anderen dürfte es interessant sein zu hören, daß sich im Jahre 1903 im ganzen 600 Personen angemeldet hatten, daß also die heutige Teilnehmerzahl die damalige um zirka 250 Personen übersteigt.

In meiner Eigenschaft als Obmann des Vorbereitenden Komitees erkläre ich nunmehr den Allgemeinen Bergmannstag Wien 1912 für eröffnet und gebe der frohen Hoffnung Ausdruck, daß die Tagung alle an sie geknüpften Erwartungen in reichstem Maße erfüllen werde. In diesem Sinne, meine Herren, rufe ich Ihnen ein herzliches Glückauf zu. (Lebhafte Rufe: Glückauf!)

Wir schreiten nunmehr zur Wahl des Präsidiums und ich erwarte hiezu einen Wahlvorschlag aus Ihrer Mitte.«

Bergdirektor Hvizdalek: »Sehr verehrte Herren! Ich glaube Ihrer freundlichsten Zustimmung versichert zu sein, wenn ich mir erlaube, anlässlich der Wahl des Präsidiums und des Bureaus Ihnen folgende Herren vorzuschlagen:

Als Präsidenten: Se. Exzellenz Grafen Larisch-Moennich (Beifall), als Vizepräsidenten den Herrn Sektionschef Ritter v. Homann, Herrn Oberbergrat Hüttemann und Herrenhausmitglied Hugo v. Noot (Beifall), als Schriftführer: die Herren Oberbergrat Pogatschnig, Bergrat Kieslinger und Dr. Blauhorn (Beifall).

Weiters erlaube ich mir zu beantragen, sämtliche Wahlen per Akklamation vorzunehmen.«

Obmann des Vorbereitenden Komitees Oberbergrat G. Hüttemann: »Da ich wohl annehmen darf, daß Sie, meine Herren, mit dem beantragten Wahlvorgange einverstanden sind (Zustimmung), bitte ich diejenigen Herren, welche dem Wahlvorschlage des Herrn Bergdirektors Hvizdalek zustimmen, die Hand zu erheben. (Geschieht.) Ich konstatiere die einstimmige Annahme des Antrages und ersuche Se. Exzellenz den Herrn Präsidenten, den Vorsitz zu übernehmen.«

Präsident Graf Larisch-Moennich (den Vorsitz übernehmend): »Hochgeehrte Versammlung! Sie haben soeben die Güte gehabt, Herrn

Sektionschef Ritter v. Homann, Herrn Oberbergrat Hüttemann, das Herrenhausmitglied Herrn v. Noot und mich in das Präsidium des Allgemeinen Bergmannstages, Wien 1912 zu wählen. Ich danke Ihnen hiefür im Namen der genannten Herren und im eigenen Namen vom ganzen Herzen. Seien Sie versichert, daß wir alles tun werden, was in unseren Kräften steht, um den Bergmannstag zu fördern, und daß wir alles dazu beitragen werden, damit er gute Arbeit verrichte. Dazu brauchen wir aber Ihre tatkräftige Unterstützung, um die ich Sie als Präsident hiemit ersuche. (Lebhafter Beifall.)

Und nun, meine hochgeehrten Herren, lassen Sie mich an die Begrüßung aller deren schreiten, die dem Aufrufe unseres Vorbereitenden Komitees Folge geleistet haben. Mein Willkommgruß gilt zunächst dem Herrn Minister für öffentliche Arbeiten, Exzellenz Trnka, der als oberster Chef der staatlichen Montanverwaltung unsere Tagung durch sein Erscheinen ausgezeichnet hat. Wir sind Seiner Exzellenz für diese ehrende Aufmerksamkeit zu aufrichtigem Danke verbunden und wollen in ihr ein Zeichen der Anerkennung erblicken, die von Seiner Exzellenz und der hohen k. k. Regierung der kulturellen und volkswirtschaftlichen Bedeutung des Berg- und Hüttenwesens gezollt wird. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Ich gestatte mir ferner, auch Se. Exzellenz den Herrn Minister Ritter v. Dlugosz auf das freundlichste zu begrüßen. (Beifall.)

Ich begrüße weiters Se. Exzellenz den Herrn Statthalter Dr. Freiherrn v. Bienerth, in dessen Verwaltungsgebiet unser heuriger Bergmannstag abgehalten wird und der es sich nicht nehmen ließ, durch persönliches Erscheinen sein gütiges Interesse für die Ziele des Kongresses zu bekunden. (Lebhafter Beifall.)

Mein Gruß gilt ferner den Vertretern unserer geliebten Reichshaupt- und Residenzstadt Wien, insbesondere dem in unserer Mitte erschienenen Herrn Vizebürgermeister Hierhammer. (Lebhafter Beifall.)

Und nun, geehrte Versammlung, wäre es eigentlich meine Aufgabe, die vielen Behörden und all die befreundeten Korporationen des In- und Auslandes, die uns durch Entsendung von Delegierten erfreuten, einzeln namhaft zu machen und einzeln willkommen zu heißen. Erlassen Sie mir dies, meine verehrten Herren, und gestatten Sie mir, namens des Präsidiums die hohen Behörden und die befreundeten Vereinigungen, die auf dem heurigen Bergmannstage offiziell vertreten sind, allgesamt und insgemein auf das wärmste zu begrüßen. Ebenso herzlich erklingt aber auch der Gruß, den ich den liebwerten Fachgenossen entbiete, die ohne besonderes Mandat, lediglich als Berg- und Hüttenleute dem Rufe von Berg- und Hüttenleuten gefolgt und von Schacht und Hütte, aus nah und fern hier zusammengekommen

sind. Es erfüllt mich mit ganz besonderer Freude, diesen Gruß an eine so reich besuchte, stolze Versammlung richten zu dürfen; denn durch Ihr zahlreiches Erscheinen, meine hochgeehrten Herren, haben Sie auf das schönste bewiesen, daß das Gefühl der Zusammengehörigkeit, der Geist der Kameradschaft, diese altbewährte Tugend der Montanisten, ungeachtet der lokalen Entfernungen und der staatlichen Grenzpfähle auch heute noch ungeschwächt fortlebt. Ihnen allen, allen ein herzliches Glückauf! (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Ich bitte nun den Herrn Schriftführer, den Einlauf zu verlesen.«

Schriftführer Dr. Blauhorn: »Von Sr. Durchlaucht dem Herrn Landmarschall von Niederösterreich Alois Prinzen Liechtenstein ist ein Entschuldigungsschreiben eingelangt, in dem er ausführt, daß Se. Durchlaucht der Einladung zur Eröffnung und Festversammlung des Bergmannstages sehr gerne gefolgt wäre, zu seinem lebhaftesten Bedauern aber daran verhindert sei.

Ein Entschuldigungsschreiben ist ferner vom Herrn Vizebürgermeister Hoß eingelaufen, der einer erfolgreichen Tagung des Bergmannstages seine herzlichsten und freundlichsten Glückwünsche entgegenbringt.

Von Herrn Sektionschef von Webern, einer Persönlichkeit, welcher der gesamte Bergbau Österreichs ein dankbares freundliches Andenken bewahrt (Beifall), ist ein Begrüßungstelegramm eingelangt. Das Telegramm wird verlesen. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Herr Oberbaurat Otto Günther, der Präsident des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereins, bedauert in einem aus Brioni hier eingetroffenen Schreiben, durch Abwesenheit von Wien verhindert zu sein, der ihn sehr ehrenden Einladung zur heutigen Tagung Folge zu leisten.

Ein tückisches Schicksal will es auch, daß die beiden Rektoren der montanistischen Hochschulen, die Herren Kirschner und Jeller, durch Krankheit am Erscheinen verhindert sind. Beide Herren entschuldigen auf telegraphischem Wege ihr Fernbleiben.«

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Der Ehrenpräsident des Bergmannstages Se. Exzellenz der Herr Minister für öffentliche Arbeiten hat das Wort.«

Minister für öffentliche Arbeiten Trnka: »Euere Exzellenzen! Meine hochverehrten Herren! Im Namen der österreichischen Regierung habe ich die Ehre, den Allgemeinen Bergmannstag wärmstens zu begrüßen und meiner lebhaften Genugtuung darüber Ausdruck zu geben, daß sich so viele und hervorragende Vertreter des berg- und hüttenmännischen Berufes zu dieser Tagung in Wien vereinigt haben.

Ich begrüße Sie mit um so größerer Freude, als ich — selbst aus dem Stande der Techniker hervorgegangen — nicht nur persönlich Ihren fachlichen Beratungen das größte Interesse entgegenbringe, sondern auch als Chef des Ressorts, in dessen Schoß nunmehr die wichtigsten Zweige der staatlichen technischen Verwaltung vereinigt sind, wohl der Überzeugung Ausdruck geben darf, daß die im Jahre 1908 vollzogene Angliederung des Montanwesens an das damals neu geschaffene Ministerium für öffentliche Arbeiten für den österreichischen Bergbau von den segensreichsten Folgen begleitet war und daß der Bergbau auch weiterhin aus seiner Verbindung mit den anderen vom Staate gepflegten Gebieten der Technik die größten Vorteile für seine gedeihliche Entwicklung ziehen werde.

Mit Genugtuung kann ich schon auf so manche in dieser Richtung seit der Kreierung des Ministeriums für öffentliche Arbeiten erzielte Erfolge hinweisen und darf auch mit Recht gerade von Ihren Beratungen neue wertvolle Anregungen für das mir anvertraute Amt erwarten. Ist doch, meine Herren, das Spezialfach, dessen Diensten Sie sich widmen, selbst einer der ältesten Zweige der Technik, dessen Geschichte in die graue Vorzeit, zu den Anfängen menschlicher Kultur zurückreicht. Gerade der Bergbau ist eines der Gebiete, auf denen zuerst wissenschaftliche Forschung sich betätigt und aus unscheinbaren Keimen zu hoher Blüte entwickelt hat.

Eingedenk der Bedeutung ihres Berufes, sind die Berg- und Hüttenleute aller Nationen jederzeit mit allen Kräften für gemeinsame Kulturarbeit eingetreten und haben in den Epochen technischen Fortschrittes stets hervorragenden Anteil an den Errungenschaften genommen, die durch vereinte Arbeit zur Verbesserung und Ausgestaltung des Betriebes erreicht worden sind.

Aber nicht nur auf kulturell-sozialem Gebiete und auf dem Gebiete der technischen Entwicklung hat sich bisher ihre Tätigkeit vollzogen; auch auf die Gestaltung des wirtschaftlichen Lebens hat sie nachhaltigen Einfluß ausgeübt und durchschlagende Erfolge zu erringen gewußt.

Ihre wissenschaftlichen Bestrebungen haben Sie auch diesmal von nah und fern zusammengeführt, um in gemeinsamer Beratung die Mittel zur Erzielung weiterer technischer Fortschritte zu erwägen. Die Forschung wandelt verschiedene Wege, gemeinsam indessen ist ihr Ziel: Die wissenschaftliche Erkenntnis der Natur zu bereichern und in stets höherem Maße deren Kräfte der Menschheit dienstbar zu machen. Mit Genugtuung können wir die Erfolge verzeichnen, die zur Bekämpfung der Naturgewalten, insbesondere beim Bergbaubetrieb in den letzten Dezennien erzielt worden sind; unermesslich groß sind die Errungenschaften der Technik in allen Zweigen des Berg- und Hüttenwesens; gleichwohl muß es unsere Sorge bleiben, fortzuschreiten

auf der Bahn der Erkenntnis und zu den bereits erzielten Erfolgen neue zum Nutzen der Menschheit hinzuzufügen.

Wenn es in allen technischen Zweigen volle Geltung hat, daß der Stillstand ein Rückschritt wäre, so gilt das im verstärkten Maße noch speziell in diesem Zweige des technischen Wissens und der technischen Praxis. Der Ernst, mit welchem Sie an diese hervorragenden Aufgaben herantreten, gibt die beste Gewähr, daß Sie das ersehnte Ziel voll erreichen und den bereits erzielten Erfolgen neue hinzufügen werden.

Möge es Ihnen gelingen, die noch unerforscht scheinenden Gesetze der Natur immer tiefer zu ergründen und die gewonnenen Erfahrungen und erreichten Erfolge dahin zusammenzufassen, daß des Menschen Geist die Kräfte der Natur beherrschen lerne. Möge Ihre Beratung eine neue wichtige Epoche auf dem langen und noch weitem Wege sein, auf welchem der moderne Mensch schreitet und, vom Wissensdrange vorwärts getrieben, nach der Siegeskrone der menschlichen Arbeit, nach der Siegeskrone der Bezwingung der Naturelemente strebt.

In diesem Sinne heiße ich Sie, meine hochverehrten Herren, im Namen der österreichischen Regierung nochmals herzlich willkommen und wünsche Ihren Beratungen vollen Erfolg.◀ (Lebhafter, allseitiger Beifall und Händeklatschen.)

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Der Vizebürgermeister der Reichshaupt- und Residenzstadt Wien, Herr Hierhammer, hat das Wort.«

Vizebürgermeister Hierhammer: »Sehr verehrte Herren! In Vertretung des Herrn Bürgermeisters heiße ich Sie in unserer Vaterstadt auf das allerherzlichste willkommen und danke Ihnen, daß Sie die Stadt Wien zum Schauplatze Ihres Bergmannstages gewählt haben. Ich begrüße Sie nicht nur in offizieller, sondern auch in kollegialer Weise, denn, wie Sie wissen, ist die Stadt Wien auch Montanistin geworden, und wir werden also, wenn die Herren uns morgen recht zahlreich das Vergnügen ihres Besuches schenken, unter Kollegen sein. (Beifall.)

Ich wünsche Ihren Beratungen selbstverständlich den besten Erfolg. Ich wünsche aber auch, meine geehrten Herren — und besonders gilt das denjenigen Herren, die von auswärts hieher gekommen sind — daß es Ihnen in Wien wohl gefallen möge.

Nehmen Sie, meine geehrten Herren, unsere Einladung für morgen ebenso herzlich an, wie sie gegeben worden ist. Was uns ganz besonders erfreut, ist der Umstand, daß Sie Ihre Damen mitbringen wollen. Wir werden die Damen mit Freude begrüßen und

überhaupt alles aufbieten, um unseren lieben Gästen einen angenehmen, recht lustigen Abend zu verschaffen. Als Wiener kann ich zu Ihnen nicht anders sprechen, als indem ich sage: Unterhalten Sie sich gut, seien Sie fröhlich bei uns. Ich wünsche Ihren Beratungen nochmals den besten Erfolg und heiße Sie herzlich willkommen.« (Lebhafter allseitiger Beifall und Händeklatschen.)

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Ich erteile Herrn Berghauptmann Hofrat Dr. Gattnar das Wort.«

Berghauptmann Hofrat Dr. Gattnar: »Exzellenzen! Hochansehnliche Festversammlung! Als derzeitigem Vizepräsidenten der Geologischen Gesellschaft in Wien wurde mir die ehrenvolle Aufgabe übertragen, den Allgemeinen Bergmannstag namens der Gesellschaft und ihres dienstlich verhinderten Präsidenten, Universitätsprofessors Franz Suess, auf das herzlichste zu begrüßen.

Als vor fünf Jahren seitens des Vorbereitenden Komitees zur Gründung der Geologischen Gesellschaft, dem anzugehören ich mit anderen Montanisten die Ehre hatte, der Aufruf an die geologischen und montanistischen Kreise zum Beitritte in den neuen Verein ergangen war, da wurde im Verlaufe der Komiteeverhandlungen wiederholt die bange Frage erwogen, ob denn auch die neue Gründung Anklang finden werde. Die Besorgnisse erwiesen sich als überflüssig, die Bemühungen des Komitees waren von glänzendstem Erfolge begleitet. Es hat nicht nur sofort eine große Anzahl in- und ausländischer Berufsgeologen und Montanisten den Beitritt angemeldet, es wurden auch seitens der hohen Regierung, insbesondere seitens des k. k. Ministeriums für öffentliche Arbeiten, und von den hervorragendsten Bergbauunternehmungen unseres Vaterlandes mit größter Bereitwilligkeit jene materiellen Mittel in erfreulichem Ausmaße zur Verfügung gestellt, ohne welche ein gedeihlicher Vereinsbetrieb einer auch praktischen Zielen zugewandten Wissenschaft unmöglich ist. Hiedurch wurde deutlich und in ehrendster Weise offenkundig, wie tief das Verständnis für die Notwendigkeit einer in anderen Kulturstaaten schon längst bestandenen Institution vorhanden war, die in ihr Programm von vornherein die vorzugsweise Pflege der praktischen Geologie im lebendigen persönlichen Verkehre mit bergmännischen Fachkollegen aufgenommen hatte.

Wenn sich daher am heutigen Festtage die Wiener Geologische Gesellschaft zum Worte gemeldet hat, so geschah es nicht nur, um Ihnen die herzlichsten und kollegialsten Grüße zu entbieten, sondern um mit Unterstreichung der geschichtlichen Tatsache vor dem breitesten Forum der montanistischen Öffentlichkeit neuerlich innigsten Dank auszusprechen für das wahrhaft hochherzige Patengeschenk, das

ihr vom Bergbaue in die Wiege gelegt wurde, und um das fernere Wohlwollen zu erbitten.

Meine Herren! So wie niemals vergessen werden darf, daß die Geologie als Wissenschaft ihre Wurzel im Bergbaue hat, so wird die Geologische Gesellschaft niemals vergessen dürfen, daß sie die Sicherstellung ihrer materiellen Bedürfnisse dem heimischen Bergbau zu verdanken hat. Möge der Allgemeine Bergmannstag auch diesmal die erwünschte Gelegenheit bieten, die uralten freundlichen Beziehungen zwischen Bergbau und Geologie im persönlichen Verkehre ihrer Vertreter immer inniger zu gestalten unter der gemeinsamen Devise: *cum malco et mente!* (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Der Vizepräsident des Ingenieur- und Architektenvereines, Herr Ing. Brausewetter, hat das Wort.«

Vizepräsident des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines Ingenieur Brausewetter: »Euere Exzellenzen! Hochgeehrte Herren! Infolge der Abwesenheit unseres Präsidenten, des Herrn Oberbaurates Günther, habe ich heute die ehrenvolle Aufgabe, Sie in Ihrer Gesamtheit als Bergmannstag im Namen des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines auf das wärmste und herzlichste zu begrüßen. — Wir begrüßen aber in Ihnen, meine Herren, nicht nur die von uns hochverehrten Fachkollegen, sondern auch die Repräsentanten zweier der bedeutendsten Industriezweige, die über alle Kulturländer reichen. — Sie sind berufen, meine Herren, und folgen diesem Rufe mit bewunderungswerter Energie, aus dem Schoße der Erde Schätze zu heben, welche der Industrie notwendig und der Volkswirtschaft förderlich sind. — Unter diesen Schätzen, die aus den Tiefen der Erde von Ihnen zum Besten der gesamten Menschheit gehoben werden, nehmen wohl die Kohle und das Eisen einen hervorragenden Rang ein, sind es ja doch diese beiden Produkte, welche der gesamten Industrie das Fundament, die heutige Gestaltung, gegeben haben. — Diese Ihre Tätigkeit hat einen eminent volkswirtschaftlichen Wert, denn sie schafft aus toten, kaum gekannten Werten Volksvermögen. —

Es handelt sich bei den letztgenannten Produkten um eine derartige Massenproduktion, daß es ganz besonders wertvoll ist, die Errungenschaften der Wissenschaften und der Technik rasch in die Praxis zu überführen. — Sind Ihnen nun, geehrte Herren, die Resultate der technischen Wissenschaften wünschenswert, ja notwendig, so ist es natürlich, daß die Wissenschaft, die ja durch Ihr Wirken Triumphe feiert, sich gern in den Dienst der Praxis stellt. Die Wissenschaft hat aber einen derartigen Umfang angenommen, daß sie nicht mehr von dem einzelnen beherrscht werden kann.

Es hat eine weitgehende Spezialisierung Platz gegriffen. Diese Spezialisierung mußte folgerichtig auch in der praktischen Verwertung der wissenschaftlichen Ergebnisse zum Ausdruck kommen.

Nun, meine Herren, die so aus den einzelnen Disziplinen entstandenen Spezialzweige sollen aber wieder einen Zusammenschluß finden und dieser Zusammenschluß wird in der schönsten Weise durch die Gesamtindustrie, die uns allen so nahe steht, gegeben. Dieser Zusammenschluß der Spezialwissenschaften verlangt aber auch, daß ihre Errungenschaften so rasch als möglich an die Praxis abgegeben werden, und wenn auch der moderne Fortschritt vieles zeitigt hat: Ein rascheres Beförderungsmittel für die Ausbreitung der Wissenschaft als den Fachverkehr der Kollegen untereinander, als das lebendige Wort, das den einzelnen Jüngern des Faches alle Fortschritte kundmacht, gibt es wohl nicht. Hieraus ergibt sich, welcher wissenschaftliche Wert und welcher Wert für die praktische Ausbeutung aller Errungenschaften derartigen Fachtagen innewohnt, wie Sie einen heute für Ihr Fach hierher einberufen haben.

Gestatten Sie mir denn, geehrte Herren, Ihrer nun beginnenden ersten wissenschaftlichen Arbeit im Namen des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines den schönsten Erfolg zu wünschen. Die Resultate mögen volkswirtschaftlichen Nutzen bringen, sie mögen Ihrem ganzen Stande und dem Rufe der Techniker zur Ehre gereichen, sie mögen zu den höchsten von Ihnen erstrebten Zielen die richtigen Wege weisen.

Daraufhin, meine Herren, rufe ich Ihnen im Namen des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines ein herzliches Glückauf zu. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Wünscht noch jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Wenn das nicht der Fall ist, danke ich den hochverehrten Herren Vorrednern namens des Bergmannstages auf das verbindlichste für die gütigen Worte, mit denen sie unsere Tagung eingeleitet haben. (Beifall.)

Wir wollen nunmehr zu der Konstituierung der Sektionen für Bergbau- und Hüttenwesen schreiten. Ich bitte die geehrte Versammlung zunächst um Erstattung eines Wahlvorschlages für die Sektion für Bergbau. (Oberbergrat Ecker meldet sich zum Wort.) Ich erteile Herrn Oberbergrat Ecker das Wort.«

Oberbergrat Andreas Ecker: »Ich erlaube mir, für die Wahl der Sektion für Bergbau folgende Herren in Vorschlag zu bringen:

Als Obmann: Herrn Oberbergrat Dr. August Fillunger, Mährisch-Ostrau (Beifall);

als Obmannstellvertreter: Herrn Hofrat Franz Poech, Wien, und Herrn Oberbergrat Karl Reutter, Kladno (Beifall);

als Schriftführer: Herrn Bergrat Ferdinand Backhaus, Wien, und Herrn Sekretär Dr. Albert Wolf, Wien.

Ich bitte um Ihre gütige Zustimmung zu diesem Wahlvorschlage und beantrage ferner, die Wahl per Akklamation vorzunehmen.«

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Die Herren haben den Wahlvorschlag gehört. Es ist der Antrag gestellt worden, die Wahl per Akklamation vorzunehmen. Ich darf wohl annehmen, daß die geehrte Versammlung diesen Wahlvorgang billigt (Zustimmung) und bitte diejenigen Herren, welche mit dem Wahlvorschlage einverstanden sind, die Hand zu erheben. (Geschieht.) Der Antrag ist angenommen, die genannten Herren sind somit gewählt.

Jetzt erbitte ich mir einen Vorschlag für die Wahl der Funktionäre der Sektion für Hüttenwesen. (Generaldirektor Doktor Schuster meldet sich zum Worte.) Herr Generaldirektor Schuster hat das Wort.«

Generaldirektor Dr. Schuster: »Ich erlaube mir, für die Sektion für Hüttenwesen nachstehende Herren vorzuschlagen:

als Obmann: Herrn Generaldirektor Georg Günther, Wien (Beifall);

als Obmannstellvertreter: Die Herren Professor Dr. Josef von Ehrenwerth, Leoben, und Direktor Zdenko Hořovsky, Wien (Beifall);

als Schriftführer: Die Herren Bergingenieur Dr. Theodor Haerdtl, Witkowitz, und Oberbergkommissär Robert Pohl, Wien.

Auch stelle ich den Antrag, die Wahl per Akklamation vorzunehmen.«

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Ich darf wohl auch diese Wahl per Akklamation vornehmen lassen (Zustimmung) und bitte jene Herren, welche den von Herrn Generaldirektor Dr. Schuster vorgeschlagenen Persönlichkeiten ihre Stimme geben wollen, die Hand zu erheben. (Geschieht.) Der Wahlvorschlag ist angenommen; die genannten Herren sind somit gewählt.

Zu einer geschäftlichen Mitteilung erteile ich dem Herrn Schriftführer das Wort.«

Schriftführer Dr. Blauhorn: »Ich möchte der geehrten Versammlung in Erinnerung bringen, daß die Fachvorträge in beiden Sektionen morgen um 9 Uhr vormittags in den Vortragssälen des Österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines, Eschenbachgasse Nr. 9, ihren Anfang nehmen.«

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Wir nehmen das zur Kenntnis.

Ich erteile nunmehr dem Herrn Generaldirektor Georg Günther das Wort zur Festrede.«

## Festrede

gehalten von **Generaldirektor Georg Günther.**

»Eure Exzellenzen! Hochverehrte Herren! Im Jahre 1858 traten die Berg- und Hüttenleute der Monarchie zum ersten allgemeinen Bergmannstage zusammen und heute sind wir zum achten Male aus gleichem Anlasse vereint, um, soweit es bei der Kürze der Zeit möglich ist, durch Vorträge und durch den direkten Meinungsaustausch unser fachmännisches Wissen zu klären und zu bereichern, zu hören, welche neuen Mittel uns Wissenschaft und Praxis an die Hand gegeben haben, um in unserer Berufssphäre zu wirken.

Neun Jahre waren wir nicht versammelt. Rascher denn je eilt unsere Zeit dahin, wenn ihre Eile nach der Menge der Ereignisse gemessen wird, die sie erfüllen. In ungeahnter Weise hat sich, insbesondere im letzten Dezennium, das wirtschaftliche Leben aller Kulturstaaten entwickelt. Steigender Wohlstand und damit erhöhte Bedürfnisse des Menschen hatten eine Steigerung der Güterproduktion zur Folge, wie sie vor kurzer Zeit kaum vorausgesehen werden konnte, und mit der steigenden Güterproduktion haben sich Handel und Verkehr gehoben, um den Austausch dieser Güter in alle Teile der Welt zu vermitteln.

Kein Produktionsgebiet aber zeigt diesen Aufschwung deutlicher als jenes von Kohle und Eisen, dieser beredtesten Gradmesser unseres kulturellen Fortschrittes. Hat sich doch die Weltproduktion an Kohle in den zwei Dezennien 1890 bis 1910 von 514 Millionen Tonnen auf 1123 Millionen Tonnen, das ist um 118 Prozent, jene an Roheisen von 275 Millionen Tonnen auf 656 Millionen Tonnen, also fast um 250% erhöht! (Hört! hört!)

Meine Herren! Es ist einleuchtend, daß diese mächtige Steigerung des Erfordernisses eine ebenso rasch zunehmende Erhöhung der Produktionsintensität und damit eine durchgreifende Änderung sämtlicher Produktionsmittel und Behelfe zur Folge haben mußte, weil es anders nicht möglich gewesen wäre, die für diese großen Produktionsziffern erforderlichen Arbeitskräfte zu beschaffen. Wo früher die schwielige Hand des Arbeiters mühsam wirkte und schaffte, leistet heute die Maschine ihre Titanenarbeit in früher nicht gekannter Ruhe und vollführt die kompliziertesten Bewegungen mit der größten Sicherheit und Präzision. Geistreiche Konstruktionen setzen allenthalben unser Auge in Erstaunen. Mehr als alle anderen Produktionsgebiete boten Bergbau und Hüttenwesen in schöpferischer Kraft wertvolle Anregungen für die Ausgestaltung der maschinellen

Betriebsmittel und insbesondere für einen durchgreifenden und bedeutenden Aufschwung der Elektrotechnik. Nie wären auch diese wichtigen industriellen Produktionsgebiete zu ihrer heutigen Bedeutung gelangt, hätten nicht die Bedürfnisse der montanistischen Produktion auf sie eingewirkt.

Wenn auch die Methoden der Gewinnung der mineralischen Schätze der Erde, wie der Erzeugung von Eisen und Stahl sowie sonstiger Metalle in den letzten zehn Jahren in mancher Richtung geändert und vervollkommenet und vielfach durch neue und vorteilhaftere ersetzt wurden, so zeigt sich doch der größte Fortschritt in der Richtung des leichten, sicheren und billigeren Transportes großer Massen und einer ökonomischen Ausgestaltung der Betriebe, insbesondere durch möglichste Arbeitsteilung, durch die weitestgehende Anwendung maschineller Betriebsmittel und die Ausnützung früher unbekannter Nebenprodukte.

Wenn auch die Entfaltung unseres heimischen Wirtschaftslebens infolge mannigfacher in der Struktur unseres Staatswesens gelegener Behinderungen nicht gleichen Schritt halten konnte mit jener hinsichtlich der Entwicklungsmöglichkeit günstiger gestellter Staaten und Nationen, so können wir uns doch getrost das Zeugnis ausstellen, daß wir, soweit es überhaupt möglich war, die Fahne des Fortschritts jederzeit hoch gehalten haben und uns alle jene Errungenschaften zunutze machten, welche der schöpferische Geist unserer Ingenieure ersonnen hatte. Dadurch war es auch möglich, zum Wohle unserer gesamten Volkswirtschaft das Preisniveau von Eisen und Kohle — von vorübergehenden Schwankungen abgesehen — unverändert zu erhalten, während in der gleichen Zeit die Erzeugnisse aller sonstigen landwirtschaftlichen und industriellen Produktionen eine zum Teil namhafte Preissteigerung erfuhren. Daneben war der österreichische Bergbau Hand in Hand mit den Bergbehörden unentwegt bemüht, für die Sicherheit seiner Arbeiter zu sorgen und dieselbe zu erhöhen, und die auf dem Gebiete des Arbeiterschutzes, insbesondere in unseren Schlagwettergruben, getroffenen Maßnahmen wurden vielfach auch vorbildlich für den Bergbau anderer Staaten.

So haben Bergbau und Hüttenwesen die ihnen zugewiesene wichtige kulturelle Aufgabe vollauf erfüllt, dank unseren tüchtigen Ingenieuren, die in stiller und rastloser Arbeit als Pioniere des Fortschrittes ihrem schwierigen, verantwortungsvollen und aufreibenden Berufe obliegen und in der Freude am werktätigen Schaffen, am siegreichen Bekämpfen der Natur und ihrer Elemente die Genugtuung ihres Lebens empfinden.

Leider aber ist diese Freude nicht immer ungetrübt; denn neben den Wandlungen auf dem Gebiete der technischen Produktion haben

sich im Laufe des letzten Jahrzehntes auch mannigfache Erscheinungen auf wirtschafts- und sozialpolitischem Gebiete gezeigt, welche gerade auf unsere Berufssphäre den nachteiligsten Einfluß üben müssen.

Nur große Produktionsstätten sind in der Lage, sich jener umfangreichen, auf Arbeitsteilung basierenden mechanischen Produktionsmittel zu bedienen, welche die Voraussetzung ökonomischer Betriebsführung sind, deren Beschaffung und Ausgestaltung jedoch bedeutender, von dem einzelnen kaum noch beizustellender Kapitalien bedürfen. Deshalb hat dieser Entwicklungsgang zu einer weitgehenden Kapitalassoziation und zu jener Form des Kapitalismus geführt, welche bedauerlicherweise ein Gegenstand lebhafter Anfeindungen, leider auch seitens eines großen Teiles unseres Bürgertums, ist.

Diesen Tendenzen verdanken wir mannigfache Versuche einer Behinderung oder Einschränkung der freien privaten Erwerbstätigkeit, insbesondere auf dem Gebiete der bergbaulichen Produktion, und einer weitgehenden differenziellen Belastung unserer Betriebszweige zugunsten anderer glücklicherer Berufssphären. Einer weiteren Geltendmachung derartiger Bestrebungen müssen wir im Interesse unseres gesamten Staatswohls mit größter Sorge entgegensehen.

Daneben sucht die Sozialdemokratie, vielfach unterstützt, selten durch unsere Regierung bekämpft, ihre erstarkte politische Macht zu verwenden, um Schritt für Schritt ihrem Zukunftsideale näher zu kommen. Wir, die wir mit dem Arbeiter leben, die wir ihn ununterbrochen am Werke sehen, sind ja naturgemäß seine Freunde und waren jederzeit bereit, ihm zu geben, was ohne Schädigung der Produktion, ohne Nachteile für unsere wirtschaftliche Stärke und ohne Preisgabe unserer Konkurrenzfähigkeit noch möglich ist. Leider aber sehen wir uns nur zu oft Forderungen und Experimenten gegenübergestellt, welche, ohne dem Arbeiter zu nützen, unserer Industrie und damit unserem gesamten Staatswesen nur namhaften Schaden zufügen müssen, und sind in der Abwehr derartiger Bestrebungen nicht immer der Unterstützung jener Faktoren teilhaftig, denen die Sorge für das Emporblühen unserer Volkswirtschaft in erster Linie anvertraut ist.

Wir werden heute und an den folgenden Tagen genügend Gelegenheit haben, durch interessante Vorträge und sonstige Diskussionen neue Gesichtspunkte zu sammeln und wertvolle Anregungen auf wissenschaftlichem und praktischem Gebiete zu empfangen, welche uns in die Lage setzen werden, die Arbeitsweise und die Gewinnungsmethoden in unserem Produktionsgebiete weiter zu vervollkommen, zur Ehre unseres Standes, zum Wohle der Gesamtheit, zum Segen für unser Vaterland.

Nicht besser aber können wir in unsere Tagung eintreten, als wenn wir in bergmännischer Treue unseres erhabenen Monarchen gedenken (die Versammlung erhebt sich von den Sitzen), der in beispielloser Pflichterfüllung und steter Sorge um den Frieden des Reiches seine schützende Hand auch über unser Schaffen breitet. Darum, meine Herren, fordere ich Sie auf, mit Begeisterung mit mir einzustimmen in den Ruf: Seine Majestät, unser Kaiser und oberster Bergherr, er lebe hoch!« (Die Versammlung bringt ein dreifaches begeistertes Hoch aus. — Allseitiger lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

\* \* \*

Vorsitzender Präsident Graf Larisch: »Wie wohl nicht anders zu erwarten war, haben die Schlußworte des Herrn Generaldirektors bei Ihnen begeisterte Aufnahme gefunden. Dies veranlaßt mich, die Anregung zu geben, der Bergmannstag möge ein alleruntertänigstes Huldigungstelegramm an Seine Majestät unseren allergnädigsten Kaiser absenden. (Allseitiger lebhafter Beifall und Händeklatschen.) Ich bitte die Herren, welche dieser Anregung zustimmen, dies durch Erheben von den Sitzen bekannt zu geben. (Die Versammlung erhebt sich unter lebhaftem Beifalle und Händeklatschen von den Sitzen.) Ich danke Ihnen für die einstimmige Annahme meines Antrages und werde zu seiner Verwirklichung alles Erforderliche veranlassen.

Wir schreiten nun in der Erledigung unserer Tagesordnung fort und treten in die Reihe der Fachvorträge ein.

Ich ersuche Herrn Oberinspektor Josef Popper, Mährisch-Ostrau, zum ersten Vortrag der Sektion für Bergbau: »Über die Organisation des Rettungswesens im Bergbau« das Wort zu ergreifen.«

# Über die Organisation des Rettungswesens beim Bergbaue.

Von

**Ingenieur Josef Popper,**

Oberberginspektor der Witkowitzter Steinkohlengruben, Mähr.-Ostrau.

Die Gefahren, welche dem Bergbaue im allgemeinen, insbesondere aber dem Kohlenbergbaue anhaften, haben naturgemäß seit jeher das Bestreben bei den Bergtechnikern gezeitigt, nicht nur allein Gefahrenmomente zu beseitigen, sondern auch nach Hilfsmitteln zu suchen, welche es ermöglichen, bei eingetretenen Unglücksfällen in der Grube den betroffenen Belegschaften möglichst rasche Hilfe und Rettung zu verschaffen.

Aus diesem Bestreben ergab sich in den verschiedenen bergbautreibenden Ländern ein förmlicher Wettbewerb in der Ausgestaltung des Rettungswesens beim Bergbaue und auch die österreichischen Bergtechniker haben in diesem Wettbewerbe eine keineswegs unansehnliche Rolle gespielt, was schon daraus hervorgeht, daß eine ganze Reihe von Atmungsapparaten von inländischen Erfindern herrührt (ich erwähne den Pneumatophor von Walcher, den Pneumatogen von Böck-Bamberger, den Aerolith von Sueß usw.), und daß über Anregung der aus bergbehördlichen Organen und praktischen Bergtechnikern bestehenden Schlagwetterkommission in Österreich zuerst, und zwar schon im Jahre 1897, beziehungsweise 1902 Verordnungen bezüglich obligatorischer Errichtung von Rettungsstationen bei jedem einzelnen Bergbaubetriebe von der Aufsichtsbehörde erlassen wurden.

Natürlich konnten solche vereinzelt und noch ganz rudimentäre Bestrebungen, die sich auch in einigen deutschen Bergpolizei-Verordnungen älteren Datums vorfinden, dem angestrebten Zwecke keineswegs genügen; die Erfahrung hat vielmehr gelehrt, daß das Rettungswesen beim Bergbaue als ein besonderer Zweig der Bergtechnik ausgebildet werden müsse, wenn anders wirkliche Erfolge im Ernstfalle erzielt werden sollen, aus welcher Erwägung sich logisch eine einheitliche Organisation dieses Betriebszweiges in

Rettungszentralen oder Rettungswehren ergab, die nach einem einheitlichen Plane systematisch ausgebildet werden und nicht für einen einzelnen Grubenbetrieb, sondern für ganze Reviere oder Gruppen von Betrieben wirksam sein sollen.

Eine diesbezügliche Anregung hat auch Bergrat Koehler in einem am allgemeinen Bergmannstage im Jahre 1903 gehaltenen Vortrage gegeben.

Dieses System der Zentralisation hat man allgemein als das zweckentsprechendste aufgenommen; die Art und Weise der Organisation ist aber in den verschiedenen Revieren und Ländern auch verschieden und man kann gegenwärtig vier Arten der Zentralisation des Rettungswesens im Bergbaue unterscheiden.

1. In einem Bergbaureviere wird eine Zentralrettungsstation geschaffen, die bei Vorhandensein eines für alle Gruben umfassenden Rettungslagers eine ständige Wehr besitzt, welche im Ernstfalle alarmiert, mit allen Hilfsmitteln und Apparaten ausgerüstet, mittels Gespanns, Automobils oder Eisenbahn zur Hilfeleistung herbeieilt. Die einzelnen Betriebe selbst haben keinerlei Rettungseinrichtungen und sind lediglich auf die Zentrale angewiesen.

Eine derartige Zentralisation ist sicherlich nicht zu empfehlen und man findet diese Art zumeist nur dort, wo mit den Einrichtungen des Rettungsdienstes für das Revier, wie es z. B. in Amerika geschah, erst begonnen wird. So wurde von der Regierung der U. S. A. am 1. Juli 1910 ein Bureau of Mines als besondere Sektion des Interior Departement ins Leben gerufen, das nicht nur über fixe, sondern auch über fahrbare Rettungsstationen in Eisenbahnwaggons verfügt.

2. Ein zweites System ist dadurch charakterisiert, daß für das Revier eine Zentralrettungsstation besteht, die ebenfalls über ein gemeinschaftliches Lager, sowie über eine ständige Wehr verfügt, welcher aber außerdem noch die Schulung der Rettungsmannschaften der einzelnen Betriebe und deren Beaufsichtigung obliegt. Diese Art der Zentralisation, welche durch ihre Doppelseitigkeit vielleicht allzu weitgehend angesehen werden kann, finden wir zum ersten Male durch Bergdirektor Meyer der Bergwerksgesellschaft Hibernia, ferner bei der Gelsenkirchener Bergwerksgesellschaft und bei der Zeche Rheinpreußen bei Homberg durchgeführt.

3. Als dritte Form wäre die im Aachener Revier eingeführte Organisation des Rettungswesens anzuführen, nach welcher auf der Grube Maria im Jahre 1907 durch den Verein der Steinkohlenwerke des Aachener Bezirkes eine Zentrale mit einem gemeinschaftlichen Apparatenlager, aber ohne Aufstellung einer Rettungswehr errichtet wurde. Die Mannschaften der einzelnen Betriebe werden in der

Zentrale theoretisch und praktisch für das Rettungswesen ausgebildet und durch periodische Übungen bei den einzelnen Betrieben im Training erhalten. Diese Form wurde auch bei der Zentralstation zu Matijewka im Donecgebiete im Jahre 1908 eingeführt. Auch diese Form der Organisation des Rettungswesens ist nicht besonders empfehlenswert und dürfte sich höchstens für kleinere Reviere mit räumlich nicht zu weit entfernten Betrieben oder für einzelne Gewerkschaften eignen.

4. In Erkenntnis der Mängel, welche den vorstehenden Organisationsformen anhaften, wurde am 1. Oktober 1910 im rheinisch-westfälischen Steinkohlenreviere durch den Vorstand des Vereines für bergbauliche Interessen im Oberbergamtsbezirke Dortmund eine Rettungszentrale ins Leben gerufen, deren Aufgabe

a) in der Festlegung eines einheitlichen Rettungsplanes für den Bezirk,

b) in der Hilfeleistung bei einer Katastrophe,

c) in der Beaufsichtigung der Geräte und Einrichtungen sowie der Rettungsmannschaften bei den einzelnen Zechen,

d) in der allfälligen Ausbildung der Rettungsmannschaften und

e) in der Prüfung neuer Konstruktionen von Rettungsapparaten und anderen einschlägigen Einrichtungen besteht.

An diese Zentrale haben sich bis zum 1. Mai 1912 231 Gruben des rheinisch-westfälischen Industrievieries angeschlossen, welche nach Maßgabe ihrer örtlichen Lage im Ernstfalle zur gegenseitigen Hilfeleistung obligatorisch verpflichtet sind. Diese Organisation hat sich auch insofern als vorteilhaft erwiesen, als die Zentrale selbst auf den Umfang der diversen Rettungseinrichtungen bei den einzelnen Betrieben keine Ingerenz ausübt und somit den lokalen Bestrebungen freien Spielraum läßt.

In ähnlicher Weise wurde auch die Zentralstelle in Beuthen in Oberschlesien von der Knappschaftsberufsgenossenschaft eingerichtet, nur erhielt sie insofern eine Erweiterung, als die Ausbildung der Rettungsmannschaft der einzelnen Gruben in einem besonderen Übungsraume in der Zentrale durchgeführt wird.

Auf die letztgeschilderte Art wurde auch die Rettungsstation des Vereines der Steinkohlenwerke des Dombrowaer Steinkohlenbeckens in Russisch-Polen zu Sosnowice errichtet und im März 1912 der Benützung übergeben.

Genau nach diesem System hat auch Herr Oberberggrat Doktor Fillunger schon im Jahre 1907 eine Rettungszentrale am Karolinenschachte in Mähr.-Ostrau begründet, infolge des Widerstandes einzelner Bergbauleitungen allerdings nicht für das Revier, sondern nur für die Betriebe der Witkowitz Steinkohlengruben, und er hat am

Rettungskongresse in Frankfurt a. M. hierüber einen eingehenden Bericht erstattet.

Diese Rettungszentrale ist jedenfalls die erste derartige Einrichtung in Österreich und da sich seit dem Vortrage in Frankfurt durch die Erfahrung diverse Änderungen in der Organisation und Ausrüstung ergeben haben, so möchte ich sie hier noch einmal kurz beschreiben.

Die Zentrale, welche sich innerhalb ihres fünfjährigen Bestehens als außerordentlich zweckmäßig bewährt hat, besteht aus einem Apparatenraum, einem Übungsraum und einer Remise, sowie einer Rettungswehr, welche unter Leitung eines Ingenieurs hauptsächlich aus Grubenaufsehern, Schußleuten und sehr verlässlichen Arbeitern gebildet wird. Die Rettungsleute sind in verschiedenen Schichtdritteln auf den nächsten Grubenbetrieben angelegt, um im Bedarfsfalle rasch zur Hand zu sein.

In der Zentralrettungsstation erfolgt die theoretische und praktische Ausbildung aller Rettungsleute der Zentrale sowohl wie der einzelnen Betriebe, und es obliegt ihr auch die Besorgung, Prüfung und Instandhaltung aller für das Rettungswesen bei den Betrieben und in der Zentrale erforderlichen Behelfe, so daß auch in dieser Richtung ein einheitliches System unter Sicherung der Verantwortlichkeit einer einzigen Stelle erzielt wurde.

Die Auswahl der Leute für die Rettungswehr der Zentrale erfolgt am Betriebe auf Grund einer genauen ärztlichen Untersuchung.

Gegenwärtig sind für die im Westreviere gelegenen Betriebe der Witkowitz Steinkohlengruben der Rettungswehr zugeteilt:

- 2 Betriebsingenieure,
- 1 Chefchemiker,
- 3 Grubensteiger,
- 1 Oberhäuer,
- 3 Schußleute und
- 5 Häuer, somit insgesamt

15 Mann und die Rettungswehr verfügt über nachstehendes Inventar:

- 1 normale und 1 Tragbahre für Förderschalen,
- 14 Aerolithapparate,
- 10 Drägerapparate, davon einer mit Grubentelephon,
- 15 elektrische Grubenlampen,
- 1 Rettungskasten mit Medikamenten,
- 2 Wiederbelebungsapparate, System Dr. Brat,
- 1 Pulmotor,
- 10 Dewarsche Flaschen für Aerolithe,

50 Drägerpatronen,  
Sauerstoffflaschen für 5000 l O,  
diverses Werkzeug, als Hacken, Sägen, Signalstricke usw.

Für den theoretischen Unterricht wurde folgender Lehrplan festgelegt:

I. Rettungswesen:

a) Das Atmen, physiologische Daten,

b) die Luft, Bestandteile, Anforderungen an gut atembare Luft, Grenzen,

c) Gasarten, welche in den Kohlenbergwerken vorkommen, Einfluß auf den menschlichen Organismus, Sauerstoff als Lebensträger (einfache Bestimmung), Stickstoff, Kohlensäure (einfache Bestimmung), Methan, Pielerlampe, Grisoumeter, Sicherheitslampe, Schondorfapparat, Kohlenoxyd, schwefelige Säure und Schwefelwasserstoff. Probenahme der Gase, Vorrichtungen.

II. Explosionen, Brandentstehungsursachen und deren Bekämpfung:

a) Unvorsichtigkeit,

b) Selbstentzündung der Kohle,

c) Schlagwetter,

d) Kohlenstaub,

e) Beleuchtung,

f) Schießarbeit,

g) Feuergefahren der Baukonstruktion,

h) Einführung und Lagerung brennbarer Gegenstände.

III. Rettungsapparate:

a) Prinzip und Anforderungen an Rettungsapparate,

b) Theorie der Rettungsapparate.

IV. Wiederbelebungsapparate.

V. Amtliche Vorschriften und Reglement der Rettungswehr.

VI. Über die erste Hilfeleistung in Unglücksfällen.

Abwechselnd mit dem theoretischen Unterricht, welcher von dem Leiter des Laboratoriums sowie von Betriebsingenieuren erteilt wird, geht Hand in Hand die praktische Einübung, welche zuerst im Freien und später im Übungsraume in irrespirablen Gasen ausgeführt wird. An diese Übungen schließen sich supponierte Aufgaben und Probealarmierungen bei den einzelnen Betrieben an.

Für die Beförderung der Rettungswehr ist ein auf Vollgummi laufender Apparatewagen besonderer Konstruktion vorgesehen, der für sechs bis acht Personen Raum bietet und auch alle für die Rettungsaktion und für die erste Hilfeleistung erforderlichen Apparate und sonstige Behelfe enthält. Für den Nachschub ist ein kleinerer,

ähnlicher Apparatwagen vorhanden und außerdem wurde in jüngster Zeit durch Anschaffung eines Personenautomobils die Möglichkeit einer noch rascheren Hilfeleistung gegeben.

Eine solche sorgfältig ausgewählte und ausgerüstete sowie nach einem einheitlichen Plane ausgebildete Rettungswehr leistet, auch wenn sie mit den Verhältnissen der durch die Katastrophe betroffenen Grube nicht vertraut ist, unter entsprechender Führung ortskundiger Grubenorgane viel mehr als die lokalen Rettungsleute, die nicht alle mit der gleichen Sorgfalt ausgebildet werden können und bei welchen vom Anfange auch die Erregung über das Geschehene mitwirkt; es besteht daher für mich gar kein Zweifel, daß man das Rettungswesen beim Bergbaue, wenn man im Ernstfalle wirklich etwas leisten will, in der angeregten Weise, das ist für ganze Reviere oder Gruppen von Betrieben, zentralisieren muß unter Belassung lokaler Rettungskolonnen, die aber gleichfalls von der Zentrale ausgerüstet und geübt werden müssen.

Zur Vervollkommnung einer derartigen Zentral-Rettungsstation glaube ich noch folgende Einführungen empfehlen zu können:

1. Die Unterbringung des Kommandanten und sämtlicher zum Rettungskorps gehöriger Mitglieder in Gebäuden in nächster Nähe der Zentralstation.

2. Die Arbeitseinteilung der Rettungsleute derart einzurichten, daß der Zentrale zu jeder Tag- und Nachtstunde stets mindestens sechs Mann nahe erreichbar zur Verfügung stehen.

3. Die Rettungsleute für sich und ihre Familien neben der Bruderladeversicherung auch auf Unfall zu versichern.

4. Die Rettungsleute der Zentrale mindestens alle 14 Tage zu Übungen heranzuziehen, an welche sich der theoretische Unterricht anzuschließen hat. Bei den Übungen in der Zentrale sollen die Rettungsleute hauptsächlich mit den Atmungsapparaten vertraut gemacht werden und es muß die Vertrautheit schließlich so weit gebracht werden, daß ihnen das Tragen und Benützen der Apparate in jeder beliebigen Körperlage keinerlei Schwierigkeiten bereitet. Aus dieser Ursache empfiehlt es sich daher auch, jedem einzelnen Rettungsmanne einen eigenen, nur für ihn bestimmten Atmungsapparat zuzuweisen.

5. Die Rettungsleute womöglich vollkommen in den Handgriffen der ersten Hilfeleistung auszubilden.

Es fragt sich nun, wie derartige Zentralrettungswehren mit den bei uns durch die Aufsichtsbehörde bei jedem einzelnen Betrieb vorgeschriebenen Rettungswehren in Einklang zu bringen sind, und ich möchte bei diesem Anlasse meine Anschauungen über den Wert der lokalen Rettungseinrichtungen zum Ausdrucke bringen.

Die geltende bergbehördliche Vorschrift ordnet die Errichtung von Rettungswehren bei den einzelnen selbständigen Grubenbetrieben an, wobei die Anzahl der Rettungsleute in einem bestimmten prozentualen Verhältnisse zur Mannschaftszahl der am stärksten belegten Schicht stehen muß, und die berghauptmannschaftliche Verordnung verlangt, daß die Rettungsleute mindestens zu sechs Übungen im Jahre verhalten werden.

Meines Erachtens kann eine solche, kaum notdürftig ausgebildete Mannschaft im Ernstfalle unmöglich genügen und es wird ihr insbesondere die für die oft sehr schwierigen Aufgaben unbedingt erforderliche Ausdauer in der Benützung der Atmungsapparate mangeln. Ohne diese Ausdauer, ohne die Gewöhnung an den Apparat ist aber eine erfolgreiche Aktion unter schwierigen Verhältnissen ganz ausgeschlossen, denn jeder, der Gelegenheit hatte, mit einem Atmungsapparate atmend Grubenbefahrungen mitzumachen, weiß, welche Schwierigkeiten z. B. bei der Befahrung von niedrigen Bauen und Kanälen auftreten, die erst durch oftmaliges Üben in kurzen Zeitabschnitten überwunden werden können, und an alle diese Erscheinungen muß der Rettungsmann bei stets wiederholten Grubenübungen gewöhnt und in Übung erhalten werden.

Hat der Übende auf diese Art und Weise seinen Apparat in allen möglichen Lagen erprobt, dann wird sich das Vertrauen festigen und er wird nicht vor Hindernissen zurückschrecken, die im Grubenbetriebe alltäglich sind. Für die Rettungsleute in der Zentrale wie auch bei den Betrieben muß daher ein besonderes Gewicht auf die Übungen in der Grube selbst gelegt werden.

Auch die Instandhaltung der Apparate und sonstigen Behelfe bei den Rettungsstationen auf den Betrieben ist unmöglich so sorgfältig durchzuführen wie bei einer Zentrale und darauf muß ein besonderes Gewicht gelegt werden, denn ein unbrauchbarer oder schlecht betreuter Apparat bildet eine eminente Gefahr für den Benützer.

Nach all dem hat es den Anschein, als ob der Institution der Schachtrettungsmannschaften überhaupt jede Berechtigung abgesprochen werden müßte. So weit möchte ich aber keineswegs gehen; ich bin vielmehr der Ansicht, daß neben der Zentral-Rettungswehr auf jedem selbständigen Grubenbetriebe eine geringe Anzahl von gut ausgebildeten Rettungsleuten gehalten werden muß, da es sich bei Schlagwetterkatastrophen nicht selten darum handelt, unmittelbar nach dem Geschehnis Vorkehrungen zu treffen (Schließen von Wettertüren, Herstellung von Schallungen usw.), die nicht auf die Rettungsleute der Zentrale warten können, und es sind lokalkundige Rettungsleute auch als Führer für die Zentral-Rettungswehr erforderlich.

Es wird vielfach behauptet, daß für die Schachtwehren der Umstand spricht, daß infolge des Vorhandenseins der Apparate am Betriebe eine raschere Hilfeleistung möglich sei. Aber auch dieser Vorteil ist nicht so groß, als es anfänglich scheint; denn die Alarmierung der Schachtmannschaft und das unmittelbar vor dem Gebrauche vorzunehmende Prüfen der Atmungsapparate wird wahrscheinlich ebensoviel Zeit in Anspruch nehmen, als die Alarmierung einer gut disziplinierten, mit einem Teile der Mannschaft stets Bereitschaft haltenden Zentral-Rettungswehr, deren Apparate, da unter steter Kontrolle, immer gebrauchsfähig sind.

Mit diesen Ausführungen glaube ich die Vorteile einer Zentral-Rettungswehr gegenüber den Schacht-Rettungswehren zur Genüge erörtert zu haben und es würde mein Vorschlag noch einmal kurz zusammengefaßt dahin gehen, die Schacht-Rettungsmannschaften zu reduzieren und dafür Zentral-Rettungswehren nach Revieren oder Revierteilen, und zwar in der Art einzuführen, daß unter Leitung eines ständig dieser Institution zugeteilten Beamten Bergleute (Aufseher, Schußleute, Häuer) von sämtlichen zugehörigen Betrieben im Rettungsdienste systematisch in der oben angeführten Weise ausgebildet werden und es wäre auch die Ausbildung der reduzierten Schacht-Rettungsmannschaften dem Kommandanten der Zentral-Rettungswehr zu überlassen.

Die Bergbehörden selbst nehmen schon in der Frage der Errichtung von Zentral-Rettungswehren einen ähnlichen Standpunkt ein, da sie im Falle der Errichtung der Zentral-Rettungsstationen der Anforderung nach Erleichterungen in bezug auf die behördlichen Vorschriften für die Rettungsmannschaften bei den einzelnen Betrieben Genüge leisten, wie dies beispielsweise seitens des k. k. Revierbergamtes in Mährisch-Ostrau in der Frage der Errichtung einer Zentral-Rettungsstation für das Ostrevier des Ostrau-Karwiner Kohlenbezirkes geschehen ist.

Überblickt man nun den Fortschritt des Rettungswesens im Bergbaue im letzten Dezennium, so ist im Falle eines einverständlichen Zusammenwirkens aller beteiligten Faktoren eine ebenso exakte Vervollkommnung der bergbaulichen Rettungsfürsorge zu gewärtigen, wie es bereits im Tagesbetriebe der Fall ist, und es erscheint auch die Hoffnung begründet, daß es menschlichem Wissen und Können gegönnt sein wird, die Folgen unberechenbarer Zufälligkeiten der Wirkungen entfesselter Elemente im Bergbaubetriebe tunlichst abzuschwächen und sogar ganz zu beseitigen.

Vizepräsident Oberbergrat Hüttemann, der inzwischen den Vorsitz übernommen hat: »Wir sind, meine Herren, immer einig, wenn es gilt, das Leben und die Gesundheit in Schutz zu nehmen und alles zu tun, was möglich ist, um dieser Aufgabe gerecht zu werden. Durch Ihren Beifall haben Sie bekundet, wie angenehm Sie von dem Vortrage des Herrn Oberberginspektors Popper berührt sind. Ich bitte ihn, den herzlichsten Dank der Versammlung entgegenzunehmen. (Lebhafter Beifall.)

Ich erteile nunmehr Herrn Professor Dr. v. Ehrenwerth zu seinem Vortrage: »Zur Frage der Trocknung des Hochofenwindes« das Wort.«

# EINFLUSS der FEUCHTIGKEIT des WINDES.

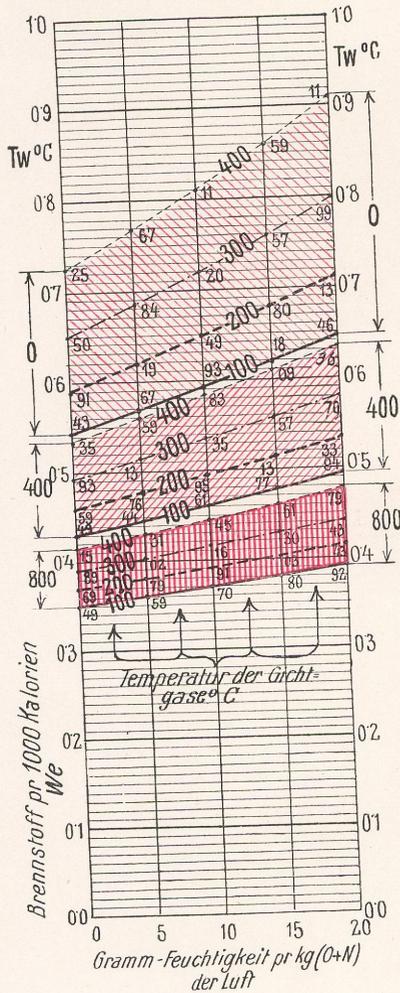
Koks mit 10% v.C. (85%) Asche.  
Brennstoff pr 1000 Kalorien We, v=0

Koks mit 10% v.C. (85%) Asche.  
Brennstoff pr 1000 Kalorien We, v=10

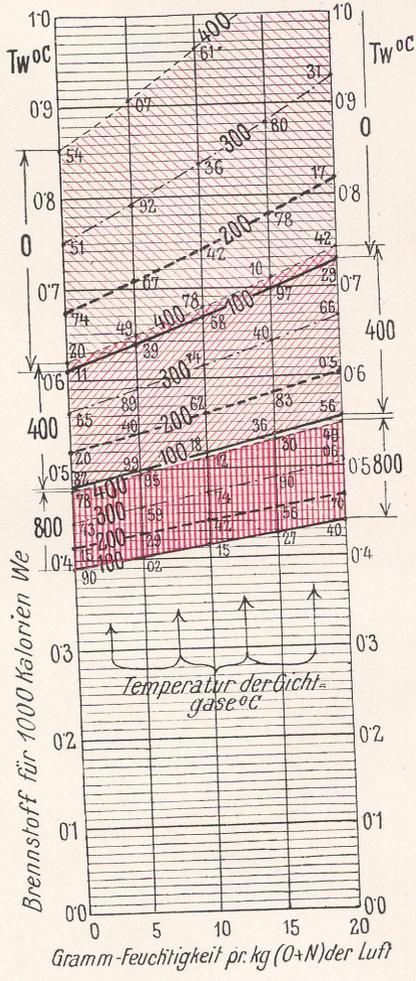
Koks mit 15% v.C. (12,2%) Asche.  
Brennstoff pr 1000 Kalorien We, v=0

Koks mit 15% v.C. (12,2%) Asche.  
Brennstoff pr 1000 Kalorien We, v=0,10

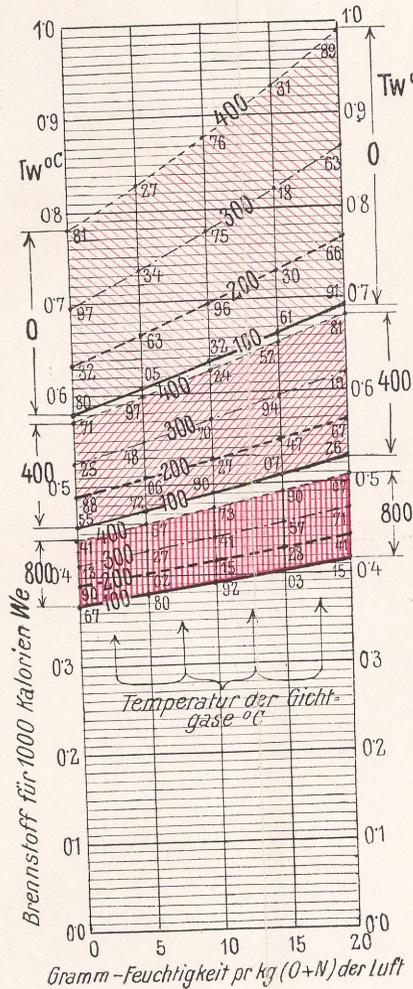
Koks mit 15% v.C. (12,2%) Asche  
Brennstoff pr 1000 Kalorien We, v steigend.



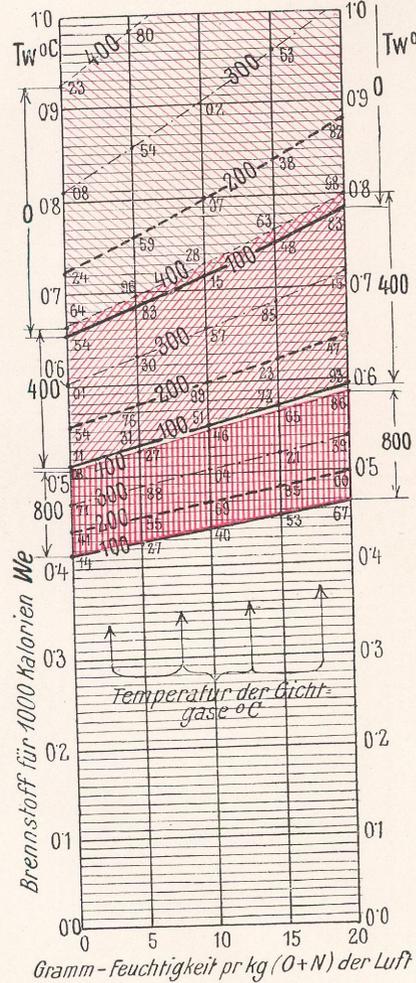
I



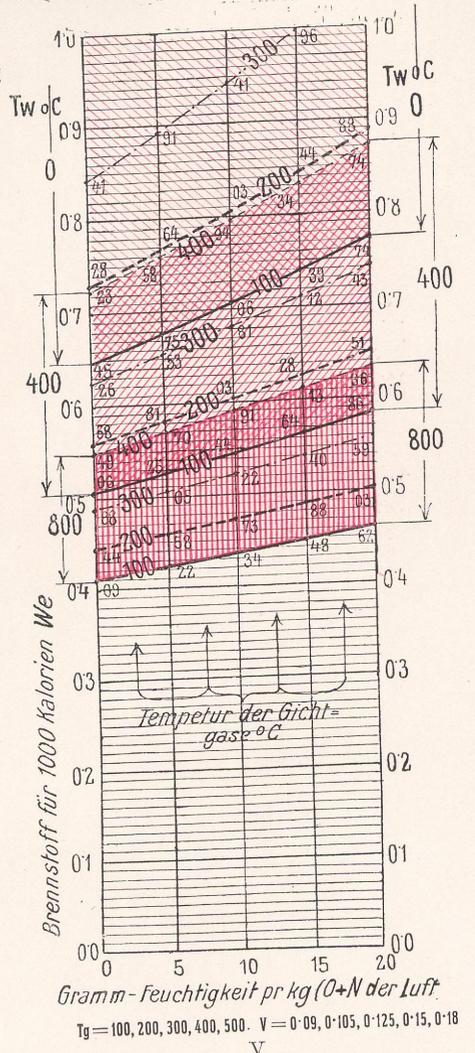
II



III



IV



V

Tg = 100, 200, 300, 400, 500. v = 0, 0,10, 0,125, 0,15, 0,18

# Zur Frage der Trocknung des Hochofenwindes.

Von

**Prof. Dr.-Ing. h. c. Josef v. Ehrenwerth,**

Leoben.

Mit einer Tafel.

Alle Rechte vorbehalten.

Bisherige Rechnungen über den Einfluß der Feuchtigkeit des Windes auf den Brennstoffverbrauch im Eisenhochofen, die in den Vorlesungen stets durchgeführt werden, ergeben für den heimischen Holzkohlen-Hochofenbetrieb auf gares weißes Eisen in gutgeschützten Öfen, die extremen Feuchtigkeitsverhältnisse von Winter und Sommer in Rechnung genommen, daß man im Winter pro 100 kg Roheisen zirka 5 kg weniger Brennstoff brauchen müsse, als im Sommer.

In der Tat bestätigt dies die Praxis annähernd mit einer Differenz von einigen Kilogramm.

In den Rechnungen wurden alle anderen Verhältnisse als gleichbleibend angenommen.

Gayleys überraschende Mitteilungen von Resultaten der Arbeit mit nach seinem System — durch Ausfrieren — getrockneter Luft bei den Hochofen zu Etna bei Pittsburg — Ersparung von 20% Brennstoff, Koks mit 10.5 bis 12.5% Asche, 24% Mehrproduktion, Erniedrigung der Gichttemperatur von 280 auf 190°, Erhöhung der Windtemperatur von 390 bis 400° auf 466° bei gleichzeitig regulärem Gang, durch Entfeuchtung der Luft von 13 auf 4 g pro Kubikmeter — und andere Mitteilungen späterer Zeit<sup>1)</sup> veranlaßten mich, der

<sup>1)</sup> Bei den Warwick-Hochofen zu Pottstown, U. S. A., rechnet man (Stahl und Eisen. 1909, Nr. 8, S. 283 uf.) bei 750 Tageserzeugung mit 21% Ersparung an Brennstoff und 23% Mehrproduktion, bei Entfeuchtung der Luft von 9 (in früheren Versuchen 18 g) auf 3.5 g und

	Windtemperatur	Gichttemperatur
bei Gießereiroheisen . . . . .	540°	260°
bei basischem Roheisen . . . . .	480°	150°

Bei Quest, Keen & Nettleford zu Cardiff erzielte man mit getrocknetem Wind gegen gewöhnlichen Betrieb (nach: Stahl und Eisen. 1909, S. 291/292):

	Ersparung	Mehrproduktion
bei Arbeit auf Brennstoffherzeugung . . . . .	18.4%	14.1%
bei Arbeit auf hohe Produktion . . . . .	13.4%	26.4%

Detaillierte Angaben sind nicht vorhanden.

Sache tiefer nachzugehen und in erster Linie die Frage zu beantworten:

Welche Menge Brennstoff ist erforderlich, um bei verschiedener Luftfeuchtigkeit, verschiedenen Temperaturen von Wind und Gichtgasen und verschiedenen Wärmeverlusten durch Mitteilung und Ausstrahlung, dem Ofen dieselbe Menge — 1000 Kalorien — »effektiver« freier Wärme zu liefern?

In dieser Art wurden Holzkohle mit 2% Asche und 7% Wasser und Koks mit 8.5, 12.2 und 15.6% Asche und pro 1 Teil Kohlenstoff, 3% Gasen und 5% Wasser unter Annahme verschiedener Wind- und Gichttemperaturen und verschiedener prozentualer Ausstrahlungsverluste in Rechnung gezogen und es wird die ganze Arbeit seinerzeit publiziert werden.

Aus dieser sehr umfangreichen Arbeit mögen die Hauptergebnisse für die beiden ersten Kokssorten für um 400° verschiedene Wind- und um 100°, beziehungsweise 50° verschiedene Gichttemperaturen, für 0 und 10%, und ebenso für mit der Gichttemperatur steigende Ausstrahlungsverluste vorgeführt werden, welche in Tabellen und Diagrammen wiedergegeben sind.

Die Tabellen enthalten die Brennstoffmengen pro 1000 Kalorien freier Wärme bei 0, 5, 15 und 20 g Luftfeuchtigkeit pro Kilogramm (O + N) für 0°, 400 und 800° Temperatur des Windes und 100, 200, 300, 400°, Tabelle I auch für 150°, Tabelle II auch für 500° Temperatur der Gichtgase, und zwar Tabelle I für 10%, Tabelle II für mit der Gichttemperatur steigend 9, 10.5, 12.5, 15 und 18% Wärmeverlust durch Mitteilung und Ausstrahlung (1. Zeile), darunter, jede Tabelle, für keinen Verlust in dieser Richtung ( $v = 0$ ) als theoretische Resultate, und im Anschluß daran die prozentualen Ersparungen an Brennstoff, und zwar:

1. infolge Verminderung der Windfeuchtigkeit von 15 auf 5, d. i. um 10 g pro Kilogramm (O + N) bei gleichbleibender Gichttemperatur (1. Kolonne);

2. infolge durch Entfeuchtung des Windes um diese 10 g eintretender Temperaturerniedrigung der Gichtgase (2. Kolonne);

3. die Gesamtersparung infolge beider Faktoren (3. Kolonne).

Diesen Daten — abgesehen von den Schlußergebnissen — entsprechend wurden die vorliegenden Diagramme entworfen, von denen I und II auf Koks mit 8.5%, III bis V auf solchen mit 12.2% Asche sich beziehen.

---

Von einem Hochofen im Westen berichtet Gayley, als Durchschnittsresultat durch sechs Jahre, 10% Brennstoffersparung bei 12% Produktionserhöhung; von einem anderen Werk 7.5% Ersparung, 23% Produktionserhöhung, und in allen Fällen gleichmäßigeren Gang (Stahl und Eisen. 1911, I, S. 583).

Sie geben in den Ordinaten der in den drei Feldern für 0, 400 und 800° Windtemperatur liegenden, den verschiedenen Gichtgas-temperaturen angehörenden Kurven den relativen Brennstoffbedarf pro 1000 Kalorien freier Wärme für die als Abszissen aufgetragenen Feuchtigkeitsgehalte der Luft, und zwar:

I und III für den Fall, daß kein Wärmeverlust stattfindet,  $v = 0$  sei, II und IV für 10% Wärmeverlust,  $v = 0.10$ , und V für mit der Gichttemperatur steigenden Wärmeverlust,  $v = 0.09$  bis  $0.18$ .

Daraus ergibt sich in bestimmten Zahlenwerten und anschaulicher Weise:

1. daß der ökonomische Wert der Trocknung des Windes um so höher ausfällt, mit je niedriger Wind-, mit je höherer Gichttemperatur der Ofen zuvor arbeitete — eine natürliche Folge der Ersparung an Brennstoff, des geringeren Wärmekonsums in Zersetzung der nunmehr geringeren Feuchtigkeit, des Entstehens von weniger Gasen, die langsamer aufströmend die Wärme rascher und vollkommener abgeben und kühler entweichen, wodurch der Wärmeverlust durch Mitteilung und Strahlung, wie durch die Gichtgase herabgesetzt wird — und selbstverständlich auch um so höher, je mehr überhaupt Wärme durch Mitteilung und Strahlung verloren geht;

2. daß infolge des durch Ersparung an Brennstoff herbeigeführten geringeren Volumens der Gichtmaterialien, wie des geringeren Windbedarfes pro Einheit der Erzeugung, bei gleicher Durchsetzzeit Ofen, Gebläse und Windwärmapparate nun für eine größere Produktion ausreichen, also die Erzeugung steigt, was auch die Praxis allgemein bestätigt.

3. Daß infolgedessen, daß bei weniger feuchtem Wind auf dieselbe Wärme weniger Gase entstehen, die Temperatur in der Verbrennungszone steigen muß, also nicht nur der Schmelzgang beschleunigt, sondern auch der Si-Gehalt des Roheisens wie die Qualität hinsichtlich Gehalt an S erhöht werden muß, was ebenfalls durch die Praxis erwiesen ist.

Entfernung von 5 g Wasserdampf pro Kilogramm (O + N) der Luft bringt eine Temperaturerhöhung von rund 32 bis 35°, die einer Erhöhung der Windtemperatur um zirka 40 bis 45° entspricht. In dieser Art stellt sich die Windtrocknung an die Seite der Wind-erhitzung, jedoch mit dem wesentlichen Unterschied, daß bei ersterer die Menge der Gichtgase vermindert wird, während sie bei letzterer unverändert bleibt.

4. Als ganz natürliche Folge endlich ergibt sich bei gleichmäßigerem Feuchtigkeitsgehalt, wie ihn die Trocknung des Windes

herbeiführt, ein gleichmäßigerer Ofengang, den Gayley sogar höher schätzt, als die Ersparung an Brennstoff.

Der in den Hochofen gegichtete Brennstoff verteilt sich im Verlauf des ganzen Prozesses bekanntlich für drei Zwecke:

für Reduktion ( $B_R$ ), für Kohlung des Eisens ( $B_C$ ) und für Wärmung ( $B_W$ ), während ein Teil ( $B_G$ ) im Gichtstaub nutzlos ausgetragen wird.

Auf die Einheit Roheisen bezogen, reduziert sich daher die prozentuale Ersparnis  $E_B$ , wenn die prozentuale Ersparung an Wärmekohle mit  $E_W$  bezeichnet wird, auf:

$$E_B = \frac{E_W \cdot B_W}{B_W + B_R + B_C + B_G},$$

während der Gesamtverbrauch an Brennstoff pro Tonne Erzeugung um so mehr vermindert wird, je höher er vorher war.

Untersuchungen der Praxis haben ergeben, daß durch Verminderung der Windfeuchtigkeit auch die Reduktion begünstigt wird (siehe Van Flotens und Dr. mont. h. c. Wüsts Publikationen in »Stahl und Eisen« und Wüsts »Mitteilungen«, 1911), wie die Menge an Gichtstaub, also auch der Verlust an allen Gichtmaterialien herabgesetzt wird, was als natürliche Folge der Verminderung der Ausströmungsgeschwindigkeit der Gichtgase eintreten muß, überdies aber von Gayley vom Betrieb zu Etna berichtet wird.

Daß die Praxis bei den verschiedenen Feuchtigkeitsverhältnissen von Winter und Sommer nicht größere Differenzen im Brennstoffverbrauch ergibt, ist bei den modernen, in der Regel schlecht geschützten Kokshochöfen durch die verschiedenen Ausstrahlungsverluste begründet, welche in jedem Fall der Durchsetzzeit proportional sind und naturgemäß im Winter in höherem Maße sich einstellen als im Sommer und derart den Einfluß der Feuchtigkeit des Windes mehr oder weniger ausgleichen.

Einstweilen abgesehen von den übrigen günstigen Wirkungen der Neuerung, und nur die rechnungsgemäße Brennstoffersparung ins Auge gefaßt, erweisen insbesondere die in den drei letzten Kolonnen angeführten Rechnungsergebnisse, daß der ökonomische Erfolg der Windtrocknung ein sehr verschiedener sein, unter Umständen aber auch sehr bedeutender werden kann, und daß sich daher auch die Frage nach deren Einführung durchaus nicht mit einer Rechnung für alle Fälle abtun läßt.

Das Urteil in dieser Richtung ist unter allen Umständen von lokalen Verhältnissen, Luftfeuchtigkeit und Brennstoffpreis, überdies aber auch von der Art des Produktes und Anforderung an dasselbe betreffs seiner

Weiterverbreitung, von der Durchsetzzeit und selbst von der Bauart des Ofens und Qualität des Brennstoffes abhängig.

Jedenfalls ist die Einführung, entsprechende Luftfeuchtigkeit vorausgesetzt, vor allem in Erwägung zu ziehen, beziehungsweise sicher von Vorteil:

1. für Hochöfen, welche bei schon hohen Windtemperaturen doch mit hohen Gichttemperaturen arbeiten: Hochöfen für Erzeugung von Ferromangan, Ferrosilizium, Ferrochrom . . . ;

2. für Hochöfen in besonders feuchten Gegenden, an der See, besonders im Süden, für welche beide Fälle — 1 und 2 — der Vorteil kaum in Frage kommen kann; aber auch

3. für Hochöfen, die überhaupt mit hohem Brennstoffaufwand arbeiten, an hoher Gichttemperatur leiden, Roheisen erzeugen, welches in seiner Weiterverarbeitung hinsichtlich Zusammensetzung sehr empfindlich ist, Bessemer-, Gießerei-Roheisen, im allgemeinen Si-reicheres Roheisen; und im allgemeinen um so mehr

4. bei Hochöfen mit schlechtem Schutz gegen Wärmeverluste, besonders kleinen Öfen dieser Ausführung, und bei langen Schmelzreisen.

Die praktische Durchführung dieser Neuerung hat verschiedene Phasen durchgemacht und ist in weiterer Entwicklung. Da darüber indes Zeitschriften ausführlich berichten, darf ich mich auf wenige Worte beschränken.

Man ist insbesondere in Vervollkommnung des Ausfrierverfahrens zu stufenweiser Trocknung übergegangen und benützt für die Vortrocknung kühles Wasser, für die Vollendrocknung, im Anschluß daran, das alte und auch kombinierte Verfahren, z. B. eine gekühlte Salzlösung vor dem Ausfrieren usw., vereinigt Vor- und Vollendrocknung in einem Turm, und erzielt in Anlage und Betrieb Ersparungen.

Als von besonderem Interesse mag die Trocknung auf chemischem Wege, durch festes  $\text{CaCl}_2$  — System Daubine & Roy — bemerkt werden, welche von der »Deutsch-Luxemburger Bergwerks- und Hüttenaktiengesellschaft« zu Differdingen ausgeführt und in Berichten als billigste in Anlage und Betrieb und erfolgreichste in diesem dargestellt wurde.

Mein Bestreben, diese, sowie Gayleys Anlage bei »Deutscher Kaiser« in Bruckhausen zu besuchen und im Betrieb zu beobachten, hatte jedoch keinen Erfolg, indem beide Unternehmungen mir mitteilten, daß die Anlagen außer Betrieb seien, wozu letztere noch bemerkte: »weil man darin keinen Vorteil fand«.

Nicht unerwähnt kann bleiben, daß die Wärme, welche zur Zersetzung der Windfeuchtigkeit im Hochofen verbraucht wird, als Wärmeleistung des in der Zersetzung entstehenden Wasserstoffes in

**Bedarf an Brennstoff**  
Erste Zahlenreihe für  $v = 0.10$ ,

Temperatur ° C		Koks mit 10% v C (8.5%) Asche						
Wind	Gicht	Gramm Feuchtigkeit pro Kilogramm (O + N)				Prozent Ersparnis		
		0	5	15	20	pro 10 g F.	pro G. T. $\Delta$	Summe
0	100	0.611	639	697	729	8.33	4.77	13.10
		0.543	567	618	646	8.25	4.23	12.48
	150	641	670	735	770	8.75	5.00	13.75
		0.566	591	647	677	8.61	4.42	13.03
	200	674	707	778	817	9.10	10.67	19.77
		591	619	680	713	8.93	9.34	18.27
	300	751	792	880	931	10.07	12.35	22.42
		650	684	757	799	9.74	10.67	20.41
	400	854	907	1.022	1.089	11.30	14.35	25.65
		725	767	859	911	10.73	12.16	22.89
400	100	0.482	499	536	556	6.90	3.72	10.62
		0.429	444	477	494	6.82	3.30	10.12
	150	500	519	559	579	7.16	3.87	11.03
		443	459	495	512	7.04	3.43	10.47
	200	520	540	583	605	7.37	8.14	15.51
		459	476	513	533	7.23	7.17	14.40
	300	565	589	640	666	7.93	9.18	17.11
		493	513	557	579	7.70	8.00	15.70
	400	620	649	711	742	8.58	10.29	18.87
		535	559	609	636	8.24	8.86	17.10
800	100	0.390	402	427	440	5.70	3.00	8.70
		0.349	359	380	392	5.66	2.68	8.34
	150	402	415	441	455	5.88	3.09	8.97
		358	369	392	403	5.81	2.76	8.57
	200	415	429	456	470	6.00	6.47	12.47
		369	379	403	416	5.92	5.73	11.65
	300	443	459	490	506	6.34	7.15	13.49
		389	402	430	443	6.21	6.29	12.50
	400	478	495	530	549	6.70	7.85	14.55
		415	431	461	479	6.53	6.82	13.35

**pro 1000 Kalorien Wärme.**

zweite Zahlenreihe für  $v = 0$  (theoretisch).

Nr. I.

Koks mit 15 $\frac{0}{10}$ v C (12·2 $\frac{0}{10}$ ) Asche)							k <sub>12·2%</sub> : k <sub>8·5%</sub>	
Gramm Feuchtigkeit pro Kilogramm (O + N)				Prozent Ersparnis			f = 5g	f = 15g
0	5	15	20	pro 10 g F.	pro G. T. $\Delta$	Summe		
0·654	683	748	783	8·62	4·88	13·50	1·069	1·072
0·580	605	661	691	8·47	4·32	12·79		
686	718	791	829	9·16	5·14	14·30		
604	632	694	728	8·80	4·66	13·46		
724	759	838	882	9·44	11·05	20·49	1·073	1·077
632	663	730	766	9·16	9·66	18·82		
808	854	953	1·010	10·49	13·47	23·96	1·077	1·082
697	734	818	863	10·04	10·98	21·02		
923	980	1·113	1·189	11·80	15·02	26·82	1·082	1·088
781	827	931	989	11·20	12·54	23·74		
0·511	531	572	593	7·05	3·80	10·85	1·065	1·066
0·456	472	507	526	6·95	3·37	10·32		
532	552	596	619	7·30	4·05	11·35		
470	488	527	557	7·20	3·56	10·76		
554	576	623	647	7·53	8·20	15·73	1·067	1·068
488	506	547	567	7·37	7·37	14·74		
601	630	685	715	8·14	9·39	17·53	1·069	1·071
524	548	594	619	7·87	8·20	16·07		
664	696	763	798	8·83	10·62	19·45	1·072	1·074
571	597	652	681	8·45	9·12	17·57		
0·414	427	453	467	5·80	3·05	8·85	1·062	1·063
367	380	403	415	5·75	2·72	8·47		
427	440	468	484	5·98	3·38	9·36		
379	390	415	428	5·90	2·86	8·76		
441	456	485	500	6·10	6·63	12·73	1·063	1·064
390	402	428	441	6·02	5·85	11·87		
471	488	521	539	6·47	7·29	13·76	1·064	1·066
413	427	457	471	6·32	6·43	12·75		
508	527	565	586	6·85	8·15	15·00	1·065	1·068
441	457	490	507	6·65	6·88	13·53		

### Bedarf an Brennstoff

Erste Zahlenreihe für v mit der Gicht-

Temperatur ° C		Verh. v ‰	Koks mit 10 <sup>0</sup> / <sub>10</sub> v C (8·5 <sup>0</sup> / <sub>10</sub> ) Asche						
Wind	Gicht		Gramm Feuchtigkeit pro Kilogramm (O + N)				Prozent Ersparnis		
			0	5	15	20	pro 10 g F.	pro G.T. Δ	Summe
0	100	9	0·603	631	688	720	8·34	11·16	<b>19·50</b>
			0·543	567	618	646	8·25	8·46	<b>16·71</b>
	200	10·5	679	712	784	822	9·11	13·33	<b>22·44</b>
			591	619	680	713	8·93	9·34	<b>18·27</b>
	300	12·5	780	825	918	971	10·20	16·70	<b>26·90</b>
			650	684	757	799	9·74	10·67	<b>20·41</b>
	400	15	939	996	1·128	1·205	11·65	21·28	<b>32·93</b>
			725	767	859	911	10·73	12·16	<b>22·89</b>
	500	18	1·185	1·277	1·486	1·619	14·07		
			822	875	995	1·066	12·02		
400	100	9	0·476	494	530	549	6·86	9·11	<b>15·97</b>
			0·429	444	477	494	6·82	6·62	<b>13·44</b>
	200	10·5	523	543	587	609	7·39	10·67	<b>18·06</b>
			459	476	513	533	7·23	7·17	<b>14·40</b>
	300	12·5	586	611	664	692	7·97	13·15	<b>21·12</b>
			493	513	557	579	7·70	8·00	<b>15·70</b>
	400	15	673	706	774	811	8·85	16·03	<b>24·88</b>
			535	559	609	636	8·24	8·86	<b>17·10</b>
	500	18	804	847	939	992	9·84		
			586	615	674	708	8·90		
800	100	9	0·386	397	422	435	5·70	7·65	<b>13·35</b>
			349	359	380	392	5·66	5·35	<b>11·01</b>
	200	10·5	418	432	459	475	6·00	9·00	<b>15·00</b>
			369	379	403	416	5·92	5·73	<b>11·65</b>
	300	12·5	459	475	508	524	6·40	10·75	<b>17·15</b>
			389	402	430	443	6·21	6·29	<b>12·50</b>
	400	15	515	535	574	594	6·80	13·09	<b>19·89</b>
			515	521	461	479	6·53	6·82	<b>13·35</b>
	500	18	693	618	668	695	7·44		
			445	463	497	515	6·90		

**pro 1000 Kalorien Wärme.**

temperatur steigend; zweite für  $v = 0$  (theoretisch).

Nr. II.

Koks mit 15% v C (12.5% Asche)							k <sub>12.2%</sub> : k <sub>8.5%</sub>	
Gramm Feuchtigkeit pro Kilogramm (O + N)				Prozent Ersparnis			f = 5g	f = 15g
0	5	15	20	pro 10 g F.	pro G. T. Δ	Summe		
0.645	675	739	774	8.66	11.36	20.02	1.069	1.072
0.580	605	661	691	8.47	8.65	17.12		
728	764	844	888	9.45	13.79	23.24	1.074	1.078
632	663	730	766	9.15	9.66	18.81		
841	891	996	1.055	10.57	17.31	27.88	1.079	1.085
697	734	818	863	10.04	10.98	21.02		
1.015	1.084	1.235	1.328	12.24	22.21	34.45	1.087	1.094
781	827	931	989	11.20	12.54	23.74		
1.301	1.407	1.653	1.812	14.87			1.104	1.113
888	949	1.085	1.166	12.50				
0.506	525	564	586	7.00	9.27	16.27	1.063	1.064
456	472	507	526	6.95	6.75	13.70		
558	581	628	651	7.54	10.99	18.53	1.067	1.068
488	506	547	567	7.37	7.37	14.74		
626	653	712	743	81.8	13.39	21.57	1.071	1.073
524	548	594	619	7.87	8.20	16.07		
723	758	834	874	9.06	16.51	25.57	1.076	1.079
571	597	652	681	8.45	9.12	17.67		
866	914	1.017	1.079	10.18			1.082	1.085
627	658	725	762	9.15				
0.409	422	448	462	5.83	7.74	13.57	1.061	1.062
367	380	403	415	5.75	5.43	11.18		
444	458	488	503	6.10	9.17	15.27	1.062	1.063
390	402	428	441	6.02	5.85	11.87		
488	505	540	559	6.50	11.01	17.51	1.063	1.065
413	427	457	471	6.32	6.43	12.75		
549	570	613	636	7.00	13.34	20.34	1.065	1.068
441	457	490	507	6.65	6.88	13.53		
634	661	715	745	7.63			1.068	1.072
474	492	535	549	7.04				

den Gichtgasen wiedergefunden wird, was in solchen Fällen zu beachten ist, wo die Gichtgase in ihrem Wärmewert möglichst vollkommen ausgenützt werden.

Ich kann diesen wichtigen Gegenstand nicht schließen, ohne auf die Arbeiten anderer (Prof. Dr. ing. h. c. Le Chateliers, Professor Howes, Dr. ing. F. Lürmanns, Prof. Mathesius', Prof. Osanns, Prof. Dr. J. W. Richards, Van Vlootens, Chr. Prof. Dr. h. c. Wüsts) hinzuweisen, welche nebst anderen in »Stahl und Eisen« und anderen Zeitschriften publiziert wurden.

---

Vizepräsident Sektionschef Ritter v. Homann, der inzwischen den Vorsitz übernommen hat: »Sie haben durch Ihren Beifall Ihrem Danke für den Herrn Vortragenden Ausdruck gegeben, und mir erübrigt, das noch in formaler Weise zu tun. Wir alle wissen, welche hohe Bedeutung der Trocknung des Hochöfenwindes zukommt. Wir haben daher die licht- und wertvollen Ausführungen mit dem größten Interesse verfolgt und sind dem Herrn Vortragenden für seine Ausführungen zu größtem Danke verbunden. (Lebhafter Beifall.)

Die Tagesordnung unserer Eröffnungssitzung ist erschöpft. Wir danken Ihnen nochmals herzlichst für die Auszeichnung, die Sie dem Bergmannstage durch Ihren Besuch zuteil werden ließen, und wünschen den weiteren Beratungen dieser Tagung vom ganzen Herzen den vollsten Erfolg. Glückauf! (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.) Ich schließe die Sitzung.«

(Schluß der Sitzung um 12 Uhr 15 Minuten nachmittags.)

---

## Sektion für Bergwesen.

**I. Tag: 18. September 1912.**

(Beginn der Sitzung 9 Uhr vormittags.)

Vorsitzender Obmann Oberbergrat Dr. Fillunger: »Geehrte Versammlung! Ich eröffne die heutige Sitzung der Sektion für Bergwesen und nehme die Gelegenheit wahr, mich gleichzeitig bestens dafür zu bedanken, daß Sie die große Güte hatten, mir das Vertrauen zu schenken, Ihre Versammlungen zu leiten. Ich werde mich bemühen, Ihr Vertrauen nach Kräften zu rechtfertigen. (Bravo!) Bevor wir in das Programm eingehen, erteile ich dem Herrn Vizepräsidenten des Ingenieur- und Architektenvereines das Wort.«

Vizepräsident des Ingenieur- und Architektenvereines Brausewetter: »Ich weiß, die geehrten Herren sind hier zu wichtigen fachwissenschaftlichen Beratungen versammelt und deswegen bitte ich mir nur für einige Minuten gütigst Gehör geben zu wollen. Wir haben heute das besondere Vergnügen, Sie in unseren Räumen hier begrüßen zu können, und es ist eine alte gute Wiener Sitte, daß, wo in einem Hause liebe Freunde zu Gäste erscheinen, es die angenehmste Pflicht des Hausherrn ist, sie auf das herzlichste zu begrüßen, und das, hochgeehrte Herren, tue ich im Namen des Hausherrn, des österreichischen Ingenieur- und Architektenvereines.

Viele von Ihnen, hochgeehrte Herren, sind ja unsere Mitglieder und fühlen sich ohnehin hier zu Hause. Diejenigen aber, welche wir nicht das Vergnügen haben, als Mitglieder in unserem Verein schätzen zu dürfen, die bitte ich, sich hier ebenfalls zu Hause zu fühlen. Ich möchte, indem ich Sie nochmals herzlich begrüße, noch darauf hinweisen, daß den Herren selbstverständlich auch die Klubräume, wie die anderen Lokalitäten des Vereines während Ihres ganzen Aufenthaltes hier zur Verfügung stehen und daß wir uns besonders freuen werden, wenn Sie sich in diesen Räumen wohlfühlen.

Unser Verein ist — ich glaube es ohne Überhebung sagen zu können — in wissenschaftlich-technischer Beziehung ein historischer Zentralpunkt. Seit einer langen Reihe von Jahren wurden wohl alle

großen technischen Fragen des Reiches hier angeschnitten, hier beraten und unser Verein war stets bemüht, dieselben zum guten Ende zu führen. Dieser Zentralpunkt hebt auch das Standesbewußtsein von uns Ingenieuren und deswegen sind wir stolz und glücklich, Ihnen zu Ihren wissenschaftlichen Beratungen unsere Lokalitäten zur Verfügung stellen zu können. Ich rufe Ihnen ein herzliches Glückauf! zu und wünsche Ihren Beratungen den von Ihnen erwarteten und sicheren guten Erfolg. Ich danke Ihnen, meine Herren, daß Sie mir die paar Minuten geschenkt haben, und wünsche, daß Sie sich bei uns wohlfühlen.« (Lebhafter Beifall.)

Vorsitzender: »Sehr geehrter Herr Vizepräsident, geehrte Versammlung! Ich bin Ihrer Zustimmung sicher, wenn ich mir erlaube, Ihnen, sehr geehrter Herr Vizepräsident, als Vertreter des Ingenieur- und Architektenvereines einerseits den aufrichtigsten Dank für die freundlichen Worte auszusprechen, die Sie uns soeben gesagt haben, anderseits zu danken für das lebenswürdige Entgegenkommen und die Ehre, die Sie dem Bergmannstag durch die Überlassung Ihrer Lokalitäten erwiesen haben. Wir wissen diese Ehre zu würdigen und hoffen, daß die wissenschaftlichen Erörterungen, in die wir jetzt eintreten wollen, den Traditionen dieser Stätte würdig sein werden.

Wir gelangen nun zu den Vorträgen.

Ich bitte Herrn. Oberbergkommissär R y b a mit seinem Vortrage zu beginnen.«

# Die Tomsonsche Schacht-Fördereinrichtung mit elektrisch betätigten Senkbühnen am Schachte Julius III der k. k. Bergdirektion Brüx.

Von

**Ingenieur Gustav Ryba,**  
k. k. Ober-Bergkommissär in Brüx.

Die Gesteungskosten eines jeden Bergbaubetriebes sind bei Ausnützung sämtlicher auf die Minderung der Löhne und Materialausgaben abzielenden Behelfe sowie unter sonst gleichbleibenden Verhältnissen nur eine Funktion der Förderleistung. Je mehr die Anlage in dem gleichen Zeitraume produziert, um so mäßiger fallen die Gesteungskosten für die Fördereinheit aus. Ein Mittel, um unter den obigen Voraussetzungen die Gesteungskosten herabzusetzen, ist somit auf alle Fälle eine Erhöhung der Förderleistung der Anlage. Ist kein Grubenfeld mehr da, welches durch Schaffung neuer Abbaufrenten zur Erhöhung der Förderleistung herangezogen werden könnte, so hilft die Konsolidierung der Grubenbetriebe aus. Es wird ein Förderbetrieb aufgelassen und das Grubenfeld dieser Anlage einem, oder unter Umständen auch mehreren Nachbarbetrieben zum Abbaue zugewiesen.

Eine derartige Konsolidierung der Grubenbetriebe wurde im Jahre 1912 auch bei der k. k. Bergdirektion Brüx durchgeführt. Es wurde am Schachte Julius IV, der sehr ungünstige Frontverhältnisse besaß, mit Ende Jänner 1912 der Förderbetrieb aufgelassen und das Grubenfeld dieser Anlage auf die Nachbarschächte Julius III und V aufgeteilt. Julius III erhielt das Grubenfeld nördlich des Bielaflusses im Ausmaße von  $833.514 \text{ m}^2$ , wodurch die freie Abbaufäche dieses Schachtes auf  $2.066.866 \text{ m}^2$  oder ungefähr 46 Grubenmaße vermehrt und die Lebensdauer desselben auf weitere 60 Jahre erstreckt wurde.

Der Schacht Julius III, der mit Schluß des Jahres 1911 bereits durch 26 Jahre in Förderung stand und in diesem Zeitraume rund 67 Millionen Zentner Kohle förderte, sollte nach der Stilllegung des Förderbetriebes am Schachte Julius IV in täglich zwei 8 stündigen

Förderschichten jährlich 3·6 Millionen Zentner fördern. Den technischen Einrichtungen dieses Schachtes wurde bei seiner Errichtung im Jahre 1883, wo man bezüglich der Leistungsfähigkeit der Schächte wesentlich bescheidenere Ansprüche als heute stellte, eine damals ansehnliche Jahresleistung von 2·5 Millionen Zentner bei zwei Förderschichten zu 10 Stunden im Tage zugrunde gelegt. Wie daher vorauszusehen, waren die technischen Einrichtungen des Schachtes, darunter auch die Schachtfördereinrichtung, selbst bei ihrer äußersten Anspannung; nicht in der Lage, diese um 44<sup>0</sup>/<sub>0</sub> erhöhte Förderleistung in dem oben angegebenen, reduzierten Förderzeitraume auch zu erbringen. Es mußte daher Abhilfe geschaffen werden.

Bisher wurde aus dem 200 m tiefen Schachte mit einer zwei-etagigen Schale mit je einem Hunte von 7 q Ladung pro Etage gezogen. Der Huntewechsel erfolgte auf beiden Etagen zeitlich getrennt, indem nach Durchführung des Huntewechsels auf der einen Etage die Schale um den Etagenabstand überhoben und sodann der Huntewechsel auf der anderen Etage vorgenommen wurde.

Wie einleitend bemerkt, mußte die unzulängliche Schacht-Fördereinrichtung leistungsfähiger werden.

Von den verschiedenen Auskunftsmitteln zur Hebung der Leistung einer bestehenden Schachtförderanlage wurde die Tomsonsche Schachtfördereinrichtung als das leistungsfähigste und dabei immer noch das billigste zur Einführung beschlossen. Diese Einrichtung gestattet dadurch eine größere Leistung der Förderanlage, daß sie ein Überheben der Schachtschalen überflüssig macht, somit einen gleichzeitigen Huntewechsel auf allen Etagen zuläßt und daß sie das auf eigenen Senkbühnen erfolgende Hunteüberheben in die Zeit des nächsten Schalenaufzuges verlegt.

Insoweit liegt eigentlich keine Neuerung vor, da ja auf diesen Grundsätzen basierende Fördereinrichtungen schon vor Jahrzehnten im Bergbaue in Benützung standen. Ich erwähne diesbezüglich nur, daß bereits in den neunziger Jahren eine derartige Einrichtung am Schachte Julius III selbst in Benützung stand. Sie erforderte jedoch zuviel Bedienungspersonale und es trat daher sehr bald — wegen Personalersparnis — die bis in die letzte Zeit benützte Fördermethode mit Überheben der Schale und aufeinanderfolgendem Huntewechsel an ihre Stelle.

Es frägt sich nun um die unterschiedlichen Konstruktionsprinzipien der Tomsonschen Schachtfördereinrichtung. Diese bestehen in der Hauptsache in Nachstehendem:

1. Während sonst Schachtschalen und Senkbühnen räumlich getrennt voneinander angeordnet erscheinen, sind dieselben bei Tomson

knapp aneinander gerückt, wodurch das sonst unerläßliche, dabei aber unverläßliche und kostspielige Zwischenpersonale erspart wird.

2. Während sonst im Prinzip nur eine doppeltrümmige Bremseneinrichtung erforderlich ist, stehen bei Tomson zwei derartige doppeltrümmige Bremsen in Benützung.

3. Schließlich sind hier auf sämtlichen Etagen der Schalen und Senkbühnen die Huntefahrbahnen geneigt, so daß die Hunte selbsttätig anlaufen und hiedurch ein wesentlich rascherer Huntewechsel ermöglicht wird.

Diese Fördereinrichtung rührt von dem verstorbenen Bergingenieur E. Tomson, Direktor der Harpener Bergbau-Aktiengesellschaft, her und sie steht auf den Schächten Preußen I, Preußen II und Scharnhorst der oben genannten westfälischen Bergbauunternehmung in Benützung. Auf das Wesen dieser Einrichtung werde ich bei der Vorführung der Fördereinrichtung des Schachtes Julius III mit einigen Bemerkungen zurückkommen.

In Westfalen arbeitet diese Einrichtung hydraulisch mit Druckwasser, was dort infolge des milden Seeklimas ohne weiteres tunlich ist. Mit Rücksicht auf die in Nordwestböhmen in manchen Jahren (1912) herrschenden langwährenden und energischen Fröste erschien jedoch die Benützung des Druckwasserbetriebes nicht ratsam. Man beschloß daher, an dessen Stelle elektrische Energie zu verwenden. Nach dieser Richtung hin bedeutet die Anlage des Schachtes Julius III eine Neuerung und einen Fortschritt. Da diese Einrichtung des Schachtes Julius III die erste derartige Anlage mit elektrischem Antriebe ist, so dürfte deren Vorführung zweifellos das Interesse der Fachkreise verdienen.

Der Wechsel des Energiemittels erforderte eine durchgreifende Rekonstruktion der ganzen Anlage, so daß von der Tomsonschen Fördereinrichtung eigentlich nur das Prinzip übernommen wurde. Wie bei einer jeden Neueinrichtung, so hatte man auch hier erst eine Unmenge von Hindernissen zu überwinden, bevor ein klagloser flotter Betrieb registriert werden konnte. Große Schwierigkeiten bereitete auch der Umstand, daß es sich hier nicht um eine Neuanlage, sondern um den Umbau einer bestehenden Anlage handelte, wobei Betriebsstörungen tunlichst vermieden werden mußten, was im Vereine mit der erforderlichen Füllortsabänderung die zu lösende Aufgabe wesentlich erschwerte.

Die vorzuführende Fördereinrichtung ist am Auslaufboden und im Füllorte erforderlich. Wir wollen diese Einrichtung am Auslaufboden betrachten, da hier die schwierigen Verhältnisse vorliegen. Anschließend hieran werden die Unterschiede der einfacheren Einrichtung im Füllorte besprochen.



raturen bedingt werden. Die Wankasche Aufsatzvorrichtung macht in vorteilhafter Weise ein Anheben der Schale vor ihrem Einlassen überflüssig. Es besteht für jedes Trumm eine Aufsatzvorrichtung und sind die diesbezüglichen Handhebel *Hh* auf der gleichnamigen Seite des Seilturmgerüsts angeordnet. Um beim Aufsetzen der Schale ein Ausknicken der Aufsatzvorrichtung hintanzuhalten, wird der Handhebel bei seinen Endstellungen mit einer Sperrklinke in der Führungskulisse festgelegt.

Wie bereits bemerkt, benützt die Einrichtung zwei doppeltrümmige Bremsen mit zweietagigen Gestellen, die knapp an die Schachtschalen gerückt sind. (Abb. 1.) Es ist somit unmittelbar vor und hinter jeder Schachtschale *S* eine zweietagige Senkbühne *VS<sub>n</sub>*, *LS<sub>n</sub>* angeordnet. Diese Senkbühnen dienen dazu, auf der einen Seite die in die Schale einzulaufenden Leerhunte und auf der anderen Seite die aus der Schale auslaufenden Vollhunte aufzunehmen. Zwecks selbsttätigen Anlaufens der Hunte sind die Laufschiene auf sämtlichen Etagen der Schalen und Senkbühnen im Gefälle hergestellt, und zwar wurde auf Grund von vielen Versuchen ein Gefälle von 35·2‰ gewählt. Selbst der schlechteste Leerhunte läuft bei diesem Gefälle selbsttätig an, behält daher auf den Laufschiene nur solange seinen Platz, als er durch Radsperren *A* (Abb. 3) festgelegt erscheint.

Um bei heftigen Erschütterungen der Schale ein Zurücklaufen der Hunte zu verhindern, sind hier auf beiden Etagen der Schalen sowie auf der oberen Etage der Vollhuntsenkbühne (auf der Auslaufseite) Rücklaufradsperren *R* vorgesehen (Abb. 3), die dem Hunde nur in der Richtung des Gefälles einen Durchgang gestatten.

Bei der gewöhnlichen Tomsonschen Fördereinrichtung ist die Sache derart getroffen, daß bei normaler Belastung die Verstellung der Senkbühnen keiner Maschine bedarf, vielmehr das Gewicht der Ladung im Vollhunte vollauf genügt, um den Leerhunte auf der anderen Senkbühne anzuheben. Die vier Senkbühnen sind somit in ihren Bewegungen zwangsweise voneinander abhängig, so daß das Übergewicht der einen Senkbühne sowohl auf die Nebensenkbühne als auch auf die diagonal gegenüberliegende Senkbühne übertragen wird.

Diese zwangsweise Abhängigkeit der Bewegungen wird dadurch erreicht, daß jedesmal die nebeneinander liegenden Senkbühnen an einer gemeinsamen Kette hängen, die über eine fixe Rolle geht und sich so das Gleichgewicht halten, während andererseits jede Senkbühne von einem Plunger getragen wird, deren hydraulische Zylinder derart miteinander verbunden sind, daß die diagonal gegenüberliegenden Zylinder miteinander kommunizieren. Die Verbindungsrohre zwischen den einzelnen Zylindern münden in

einen gemeinschaftlichen Steuerungsapparat, der es gestattet, die Geschwindigkeit der Senkbühnen nach Belieben zu regeln und die Senkbühnen in jedem Punkte ihres Weges sofort und sicher zum Stillstande zu bringen, somit Aufsatzvorrichtungen für die Senkbühnen nicht notwendig sind.

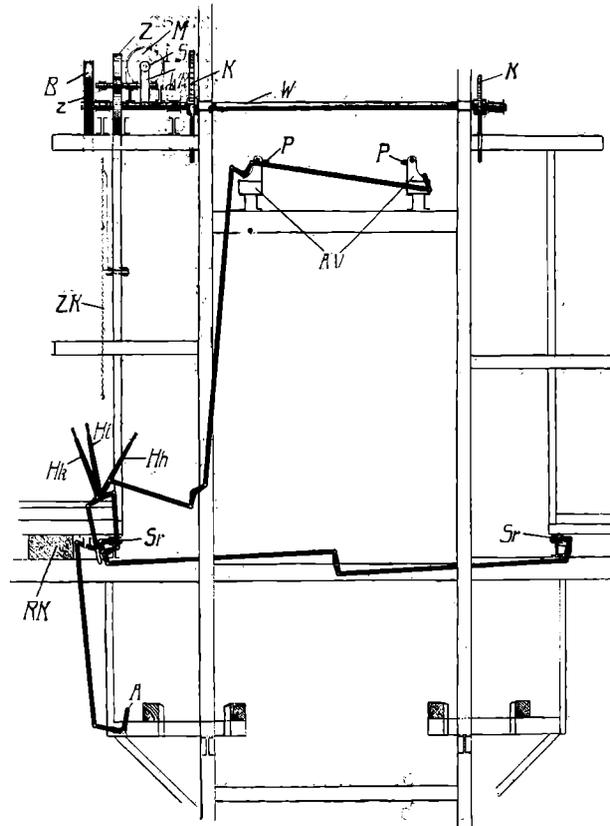


Abb. 2.

Infolge des Entfalles des Druckwasserbetriebes waren hier mehrfache Änderungen, beziehungsweise Ergänzungen erforderlich:

1. Für die zwangsweise Abhängigkeit je zweier nebeneinanderliegenden Senkbühnen wurde ihre Verbindung mittels Kette *G* und Rolle *K* an der Oberseite beibehalten. (Abb. 1 und 3.)

2. Um jedoch die für die Kraftübertragung erforderliche Verbindung zweier diagonal gegenüberliegenden Senkbühnen herzustellen, sitzen hier die Kettenrollen *K*, nicht wie bei der gewöhnlichen Tomson-Förderanlage auf zwei getrennten Wellen, sondern auf einer gemeinschaftlichen Welle *W*, die, zwischen den

beiden Schachtschalen hindurchgehend, am Seilturmgerüste in fünf Lagern gestützt ist. Die Kraftübertragung erfolgt hier durch die Kette selbst, daher statt einer gewöhnlichen Kette eine Gallsche Gliederkette tritt und statt gewöhnlichen Kettenrollen gezahnte Kettenscheiben benützt werden.

3. Für die Regulierung der Geschwindigkeit der Senkbühnen ist hier an das Ende der gemeinsamen Kettenscheibenwelle eine Bremsvorrichtung gesetzt, die als Entlüftungsbandbremse ausgebildet ist. Die für die Betätigung dieser, auf der Einlaufseite situierten Bremsvorrichtung *B* dienende Zugkette *ZK* ist zweiteilig und zu beiden Seiten des Schachtgerüstes angeordnet. Hier ist auch der Anschläger placiert.

4. Damit im Interesse eines störungslosen Hunteeinlaufes die Laufschiene der Senkbühnen mit jenen der Schale genau zusammenfallen, ist hier infolge des fehlenden Druckwasserbetriebes eine Aufsatzvorrichtung *Sr* eingebaut, welche die Senkbühnen einseitig faßt. (Abb. 2.) Die für diese Senkbühnenaufsatzvorrichtung erforderlichen Betätigungshebel *Hl* sind beim Signalwärterstande links und rechts vom Schachtgerüste angeordnet. Durch jeden dieser Hebel werden die Aufsatzvorrichtungen beider Trumme gleichzeitig betätigt, wodurch jede der vier Senkbühnen mit je zwei Schubriegeln *Sr* gefaßt wird.

5. Zwecks gleichmäßiger Belastungsverhältnisse sind die Böden je zweier nebeneinanderliegenden Senkbühnen durch eine Unterkette von gleichem Einheitsgewichte wie die Gallschen Ketten miteinander verbunden.

6. Für die normalen Belastungsverhältnisse der Anlage genügen zu ihrer Betätigung die bisher genannten Einrichtungen.

Um jedoch bei abnormalen Belastungsverhältnissen — wie sie sich beim Förderbetriebe durch nicht vollbeladene Kohlenhunte oder durch mit Holz beladene Hunte auf der Vollhunteseite, oder durch Hunte mit einzulassenden Materialien auf der Leerhunteseite und schließlich bei der Mannschaftsfahrung ergeben — die Senkbühnen nach Belieben in ihrer Höhenlage verstellen zu können, war eine Ergänzung der Anlage durch Beigabe eines motorischen Antriebes erforderlich.

Für diesen Zweck wurde auf der Einlaufseite ein kleiner Drehstrommotor *M* vorgesehen (Abb. 1, 2), der bei 720 Umgängen pro Minute, bei 225 Volt Spannung und 50 Perioden 8 PS entwickelt und hiebei den Senkbühnen eine Sekundengeschwindigkeit von 0,18 *m* erteilt. Die Motorwelle steht durch eine kleine doppelwirkende Benukupplung, durch ein gekapseltes eingängiges Schneckengetriebe *S, WR* und ein Stirnradvorgelege *z, Z* mit

der Kettenscheibenwelle  $W$  in Verbindung. Von Wesenheit ist hier die Benützung von Stahlguß für Kettenscheiben und Zahnräder sowie eine reichliche Dimensionierung der Naben und Tangentialkeile, da sonst Brüche erfahrungsgemäß sehr leicht vorkommen.

Der für den motorischen Antrieb erforderliche Reversierkontroller  $RK$  (Abb. 2) ist unter dem Auslaufboden angeordnet. Der Kontroller wird vom Anschläger nur eingerückt, während die Ausrückung die abwärtsgehende Leerhuntsenkbühne mit einem Anschläge automatisch besorgt, der an den Hebel  $A$  anstößt. Links und rechts vom Gerüste sind auf der Einlaufseite die Hebel  $Hk$  zum Kontroller angeordnet, wobei stets beim Einrücken des Hebels die demselben zunächst liegende Senkbühne eine Abwärtsbewegung vollführt.

Für die Unterbringung aller soeben genannten Konstruktionen war eine Abänderung und im Zusammenhange damit eine örtliche Verstärkung des Seilturmgerüsts erforderlich.

## II. Die Hunteverriegelungsvorrichtungen und deren Auslösung.

Infolge der geneigten Fahrbahnen auf den Schalen und Senkbühnen laufen die Hunte selbsttätig an. Sie müssen daher nach Beendigung des Huntewechsels auf ihrem normalen Standorte durch Sperren  $A$  (Abb. 3) festgelegt werden. Es sind zu diesem Behufe auf beiden Etagen der Schalen, auf beiden Etagen der Leerhuntsenkbühnen sowie auf der oberen Etage der Vollhuntsenkbühnen Arretiervorrichtungen vorgesehen, welche die Vorderräder der Hunte festlegen.

Dort, wo die Arretiervorrichtungen  $A$  auf beiden Etagen eines Gestelles angeordnet sind, bilden dieselben durch Stangen  $D$  und Hebel  $BCE$  ein zusammenhängendes System, so daß bei einer Aktivierung des Arretiersystems die Arretiervorrichtungen gleichzeitig auf beiden Etagen der betreffenden Gestelle betätigt werden.

Bezüglich der Auslösung dieser Arretiervorrichtungen ist nachstehendes getroffen:

1. Es lassen sich die Arretiervorrichtungen auf der Schale und der zugehörigen Leerhuntsenkbühne, und zwar auf allen vier Etagen gleichzeitig mittels eines am Schachtgerüste auf der Auslaufseite angebrachten Handhebels  $L$  betätigen.

2. Es lassen sich auf beiden Etagen der Leerhuntsenkbühne die Arretiervorrichtungen für sich, also ohne jene der Schale betätigen, und zwar durch einen auf der unteren Etage der Leerhuntsenkbühne vorgesehenen Handhebel  $H_1$ . Es ist dies dann notwendig,

wenn die Hunte von der Senkbühne und von der Schale mit verschiedenen Geschwindigkeiten ablaufen.

3. Man kann die Arretiervorrichtung auf der oberen Etage der Vollhuntsenkbühne für sich allein aktivieren, und zwar durch einen auf dieser Etage angeordneten Handhebel *Zh*.

Die prinzipielle Einrichtung des Arretiermechanismus ist auf allen Etagen der Schale und Senkbühne die gleiche.

Die eigentliche Radsperr bildet ein einarmiger Hebel *A* (Abb. 3),

der an seinem freien aufgebogenen Ende durch einen aufragenden Hebelarm *B* gestützt wird. Es werden beide Vorderäder eines jeden Hantes von diesen Radsperrn gefaßt. Die diese zwei Radsperrn eines Hantes stützenden Hebelarme *B* sitzen auf einer gemeinschaftlichen am

Schalen-, beziehungsweise Leerhunt-Senkbühnengerüste verlagerten Welle *C*, die an einer an der Außenseite des bezüglichen Gestelles vertikal verschiebbaren Hubstange *D* mittels eines Hebels *E* gelenkig angehängt ist. Diese schwer

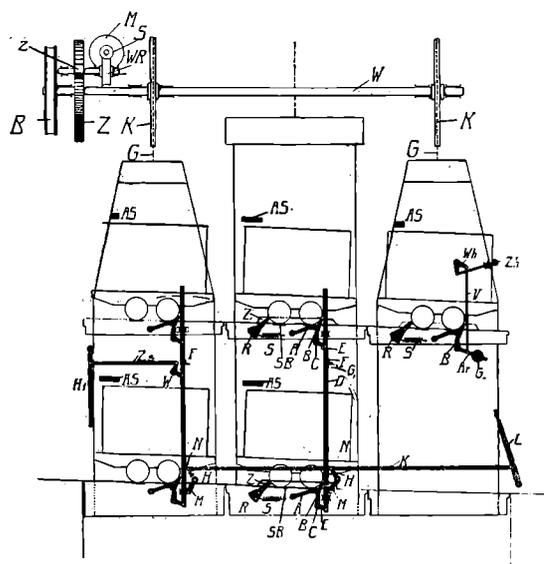


Abb. 3.

gehaltene Stange *D* hat das Bestreben, stets ihre tiefste Lage anzunehmen, bei welcher Lage der Hunt verriegelt erscheint. Die Abwärtsbewegung dieser Stange wird durch einen Anschlag *F* begrenzt, der früher gegen den oberen Schalenboden, heute jedoch gegen eine am Schalengerippe befestigte Querstange *G* stößt.

*Ad 1.* Für die im Punkte 1 bemerkte gemeinschaftliche Entriegelung der Hunte auf der Schale und der zugehörigen Leerhuntsenkbühne sind am Schachtgerüste zwei Winkelhebel *H* drehbar angebracht, die durch eine Zugstange *K* mit dem bereits genannten Handhebel *L* auf der Auslaufseite zusammenhängen. Die freien und auch schwereren Arme *M* dieser Winkelhebel *H*, die stets ihre tiefste Lage annehmen und hiedurch die ganze Entriegelungsvorrichtung stets in ihre Normallage zurückbringen, gehen normal an der Schubstange *D* der Arretiervorrichtungen vorbei. Erst beim Zurückziehen des Handhebels *L* auf der Auslaufseite fassen diese Arme *M* die

Schubstange  $D$  der Schale und der Leerhuntsenkbühne an einem vorstehenden Bolzen  $N$ , heben sie in die Höhe und entriegeln so die Hunte auf beiden Etagen der Schale und der Leerhuntsenkbühne.

*Ad 2.* Der Verriegelungsmechanismus auf beiden Etagen der Leerhuntsenkbühne läßt sich durch einen auf der unteren Etage angeordneten Handhebel  $H$  für sich allein entriegeln.

*Ad 3.* Desgleichen läßt sich die Arretiervorrichtung auf der oberen Etage der Vollhuntsenkbühne für sich allein durch einen auf dieser Etage angebrachten Handhebel  $Zh$  entriegeln.

### III. Ergänzungskonstruktionen.

Bei der bisher vorgeführten Ausstattung der Anlage war man jedoch nicht in der Lage, einen klaglosen flotten Betrieb zu führen. Um dies zu erreichen, waren noch verschiedene Ergänzungskonstruktionen notwendig.

*A.* Zunächst waren Einrichtungen notwendig zur Behebung der Anstände, die durch die Verschiedenheit der Hunt konstruktionen in Westfalen und Nordwestböhmen bedingt wurden.

*B.* Weiters waren Ergänzungskonstruktionen erforderlich, um ein Entriegeln der Hunte beim unrichtigen Stande der Schale und der zugehörigen Senkbühnen zu verhindern.

*C.* Schließlich wurde es noch notwendig, gegen ein selbsttätiges Entriegeln der Hunte auf der Schale während des Durchganges der Schale durch den Schacht vorzubauen.

Zu diesen drei Momenten die nachstehenden Ausführungen:

*Ad A.* Während in Westfalen mit Rücksicht auf die Dimensionierungen der dortigen Grubenausfahrten schmale und niedere, dafür aber lange Hunte in Benützung stehen, werden in Nordwestböhmen breite und hohe, dafür aber kurze Hunte verwendet, die daher eine große Neigung zum Kippen besitzen. Beim Verriegeln der einlaufenden Hunte kamen nahezu stets Entgleisungen vor, was einen flotten Betrieb direkt ausschloß. Es wurden, um diesbezüglich abzuhelpen, nachstehende Ergänzungskonstruktionen eingebaut:

1. Um das Aufkippen der einlaufenden Hunte an ihrem rückwärtigen Ende zu begrenzen, wurden auf beiden Etagen der Schale sowie auf der oberen Etage der Vollhuntsenkbühne kräftige Anschläge  $AS$  (Abb. 3) angebracht.

2. Um zu bewirken, daß die aufkippenden Hunte beim Niederfallen mit ihren Rädern stets auf die Laufschienen auffallen und nicht entgleisen, wurden Zwangschienen  $Z$  (Abb. 3) eingebaut, die vorteilhaft für Vorder- und Hinterräder vorzusehen sind.

3. Die Hunteräder stellen durch ihr ständiges Niederfallen auf die gleichen Stellen der Laufschiene auf letzteren mit der Zeit Vertiefungen her, wodurch dann das selbsttätige Anlaufen der Hunte immer mehr verzögert wird und schließlich überhaupt nicht mehr erfolgt. Um diesbezüglich abzuwenden, wurden an jenen Stellen, wo die Hunteräder beim normalen Stande der Hunte auf den Laufschiene stehen, gehärtete und leicht auswechselbare Stahlbeilagen *SB* angebracht.

*Ad B.* Es kam weiters wiederholt vor, daß die gemeinsame Entriegelungsvorrichtung der Leerhuntsenkbühne und Schale bei richtig stehender Leerhuntsenkbühne und unrichtig stehender oder gar abwesender Schale oder aber bei richtig stehender Schale und unrichtig stehenden Senkbühnen betätigt wurde, was stets größere Betriebsstillstände bedingte.

Um in dieser Richtung abzuwenden, wurden sowohl bezüglich der Schale als auch bezüglich der Senkbühnen Sperren für den am Schachtgerüste angebrachten Entriegelungsmechanismus eingebaut. Diese Sperren werden von der richtig stehenden Schale sowie von der richtig stehenden Senkbühne ausgelöst, so daß nur dann, wenn die Schale und die zugehörigen Senkbühnen richtig stehen, eine Entriegelung erfolgen kann.

*Ad C.* Es haben sich schließlich wiederholt Anstände in der Weise ereignet, daß die Schale mit gut verriegelten Hunden das Füllort verließ und erst ungefähr 25 m unter dem Tagkranze, also an jener Stelle, wo der Maschinenwärter die Bremse einsetzt, im Schachte stecken blieb. Die Behebung dieses Anstandes war jedesmal sehr zeitraubend sowie gefährlich und machte den betreffenden Hunt normal kaputt.

Für diese eigentümliche Erscheinung liegen drei Erklärungsversuche vor:

1. Beim scharfen Herauffahren und plötzlichem Bremsen könnte infolge des Beharrungszustandes der schweren Schubstange der Arretiervorrichtung eine Relativbewegung zwischen Stange und Schale eintreten, die eine Entriegelung der Hunte zur Folge hätte.

2. Auf der Schale liegen immer Kohlenstücke. Beim Verriegeln der Hunte im Füllort könnte nun ein Kohlenstückchen zwischen den oberen Schalenboden und den die Abwärtsbewegung der Schubstange begrenzenden Anschlag gelangen, wodurch dann die Radsperre mit dem sie stützenden Arme keine gerade Linie, sondern eine gebrochene Linie bildet, so daß bei einer scharfen Fahrt mit plötzlich einsetzender Bremsung eine Ausknickung des genannten Hebelsystems erfolgen kann, was gleichfalls eine Entriegelung der Hunte nach sich zieht.

3. Bei Hunten mit verbogener Stirnwand oder mit verbogener Seilgabel, beziehungsweise verbogenem Kettenmitnehmer könnte ein Anstreifen der letzteren an der Verschalung des Fahrtrummes erfolgen, wodurch eine Verklemmung der Schale im Schachte eintreten kann.

Die diesbezüglich getroffenen Vorbeugungsmaßnahmen waren:

*Ad 1.* Es wurde eine Sperrung der Hunteverriegelung auf der Schale eingebaut, so daß der Verriegelungsmechanismus der Schale nur im Füllorte und am Auslaufboden für die Entriegelung automatisch freigegeben wird, während des Schachtdurchganges aber gesperrt bleibt.

*Ad 2.* Der Anschlag *F* der Hubstange *D* wurde versetzt, so daß keine Kohlenstücke den richtigen Stand des Verriegelungsmechanismus stören können.

*Ad 3.* Die Radsperren wurden angeschweißt, wodurch der Hunt auf der Schale weiter nach rückwärts zu stehen kam.

### **B. Einrichtungen im Füllorte.**

Im Füllorte ist die prinzipielle Einrichtung der Förderanlage die gleiche wie am Auslaufboden, nur treten hier durch die einfacheren Verhältnisse auch Vereinfachungen der Konstruktionen ein.

Da hier im Gegensatz zum Auslaufboden der Huntewechsel bei aufruhenden Senkbühnen erfolgt, so entfällt auch die Aufsatzvorrichtung für dieselben; aus demselben Grunde entfällt auch die Aufsatzvorrichtung für die Schale.

Für das Unterbringen der gesamten Konstruktionen sowie für deren Stützgerüste war, wie bereits bemerkt, eine umfangreiche Füllortabänderung notwendig, die während des Förderbetriebes ohne jede Störung desselben erfolgte und nahezu den schwierigeren Teil des Problems abgab.

Die Vollhuntsenkbühne besitzt auf beiden Etagen eine Hundeverriegelung. Bei der Leerhuntsenkbühne — auf der Auslaufseite im Gegensatz zum Auslaufboden — ist dieselbe nur für die untere Etage erforderlich. Da jedoch im letzteren Falle für die sonst übliche Konstruktion der Verriegelungsvorrichtung die erforderliche Bauhöhe fehlte, so mußte die Konstruktion etwas geändert werden; während sonst die Räder festgelegt werden, wird hier die Vorderachse gefaßt.

Die gemeinschaftliche Entriegelung der Hunte auf der Schale und der Vollhuntsenkbühne — auf der Einlaufseite — erfolgt auch hier durch einen am Stützgerüste verlagerten Mechanismus.

Der zur Betätigung dieser Entriegelungsvorrichtung dienende Handhebel befindet sich jedoch hier, im Gegensatze zur Anordnung am Tage, auf der Auslaufseite.

Für die separate Entriegelung auf beiden Etagen der Vollhunten senkbühne ist ein Handhebel auf der oberen Etage dieser Bühnen und für die separate Entriegelung des Leerhuntes auf der unteren Etage der Leerhunten senkbühne ein Hebel auf dieser Etage der Leerhunten senkbühne angeordnet.

Die Sperrvorrichtungen der Verriegelungen sind hier gleichfalls für Schale und Senkbühnen vorgesehen.

Der gesamte Antriebsmechanismus ist hier auf der Auslaufseite angeordnet, somit auch der Anschläger auf dieser Seite seinen Stand hat.

### **C. Einrichtungen für den systematischen Huntelauf am Auslaufboden und im Füllorte.**

Infolge der Neigung der Fahrbahnen auf der Schale und den Senkbühnen erfordert die Fördereinrichtung sowohl am Auslaufboden, als auch im Füllorte eine vollkommen systematische Bewegung der Voll- und Leerhunten. Es müssen die Hunten am Tage und in der Grube auf der Ostseite einlaufen und auf der Westseite auslaufen. Zu diesem Behufe mußte am Tage auf der Einlaufseite ein eiserner Vorbau an das Schachthaus angeschlossen werden und in der Grube eine Verlängerung des Füllortes nach beiden Seiten erfolgen und überdies zwei Umbrüche geschaffen werden.

Für die selbsttätige Bewegung der Hunten sorgen am Tage und in der Grube Rillenplattenböden mit genau vorgeschriebenem Hunteweg, die mit den Anschlußgleisen in entsprechendem Gefälle liegen. Zur Wiedergewinnung der hierbei verlorenen Höhen sind am Auslaufboden zwei elektrisch betätigte Huntetransportvorrichtungen mit Unterkette und Mitnehmerwagen vorgesehen, während dies in der Grube die in das Füllort einmündenden Seil-, beziehungsweise Kettenbahnflügel besorgen.

### **D. Wirkungsweise der Anlage.**

Zunächst die Vorgänge am Tage:

Die nördliche Schale käme mit zwei Vollhunten herauf. Sie wird mit ihrem Kopffahmen von der Wankaschen Aufsatzvorrichtung gefaßt. Beim Aufsetzen der Schale wird einmal die Entriegelungsvorrichtung am Schachtgerüste automatisch freigegeben und überdies die Sperrung der Schubstange auf der Schale ausgelöst (I). (Abb. 4.)

Die nördlichen Senkbühnen wurden bereits während des Schalenaufganges derart überhoben, daß ihre unteren Etagen konform der Schale mit dem Auslaufboden zusammenfallen. Die soeben genannten Senkbühnen stehen richtig, somit auch sie den Entriegelungsmechanismus freigegeben (I).

Die nördliche Leerhuntsenkbühne enthält auf jeder Etage einen Leerhunt; die nördliche Vollhuntsenkbühne ist auf beiden Etagen leer (I).

Bei den südlichen Senkbühnen schneiden die oberen Etagen mit dem Auslaufboden ab. Die südliche Vollhuntsenkbühne enthält in dieser Etage noch einen Vollhunt und die südliche Leerhuntsenkbühne bereits einen Leerhunt (I').

Der Mann auf der Auslaufseite zieht den Handhebel der Entriegelungsvorrichtung heraus. Die Vollhunte laufen auf beiden Etagen aus der Schale in die Vollhuntsenkbühne auf der Auslaufseite und aus der Leerhuntsenkbühne auf der Einlaufseite, laufen auf beiden Etagen die Leerhunte in die unterdessen freigewordene Schale ein. Der Mann auf der Auslaufseite läßt sodann den Hebel der Entriegelungsvorrichtung aus, worauf der Entriegelungsmechanismus auf dem Schachtgerüste sowie die Verriegelungsvorrichtungen auf der Schale und der Leerhuntsenkbühne wieder ihre Normalagen annehmen. Dieses Auslassen des Entriegelungshebels muß rechtzeitig geschehen, nicht zu früh und nicht zu spät, wozu eine gewisse Übung gehört. Im ersten Falle würden die auslaufenden Hunte mit ihren Hinterrädern an den Radsperrn hängen bleiben, während im anderen Falle die Vorderräder der bereits eingelaufenen Hunte über die Radsperrn hinauslaufen würden (II).

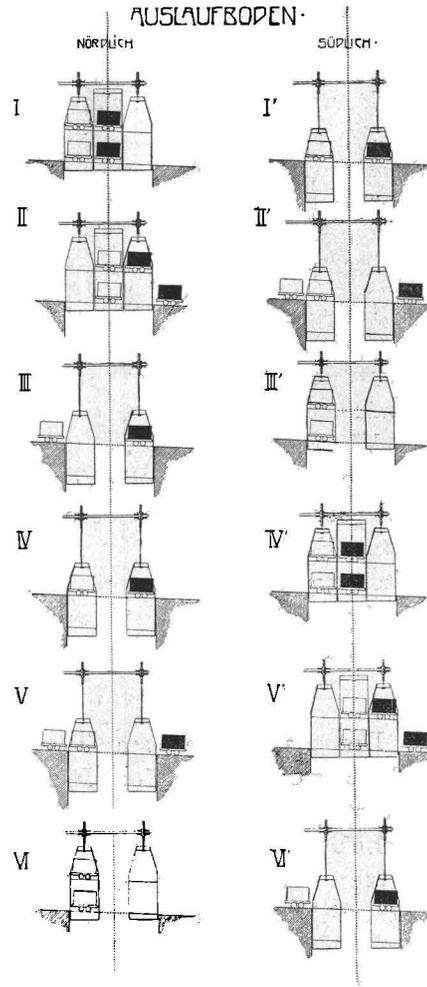


Abb. 4.

Der Vollhunt der unteren Schalenetage läuft durch die nördliche Senkbühne einfach durch (II). Erst jetzt wird der Vollhunt auf der oberen mit dem Auslaufboden abschneidenden Etage der südlichen Vollhuntsenkbühne abgezogen, was für den ruhigen Stand der Senkbühnen von Wesenheit ist (II').

\*

Derselbe Vorgang vollzieht sich gleichzeitig im Füllorte, jedoch im südlichen Trumm und mit dem Unterschiede, daß hier die Vollhunte in die Schale einlaufen und die Leerhunte aus der Schale auslaufen.

\*

Sobald der Huntewechsel im Füllorte erfolgt ist, gibt der daselbst stehende Anschläger das Fertigsignal zum Auslaufboden und sobald auch hier der Huntewechsel vollzogen wurde, gibt der Anschläger des Auslaufbodens das Signal zur Fördermaschine, worauf der nächste Aufzug erfolgen kann.

Während nun die Schale den nächsten Aufzug vollführt, wird am Tage und im Füllort die Verstellung der Senkbühnen vorgenommen, wobei der Vollhunt auf den tieferen und der Leerhunt auf den höheren Horizont gebracht wird (III). Am Auslaufboden erfolgt die Verstellung der Senkbühnen derart (III'), daß die unteren Etagen der südlichen Senkbühnen konform der heraufkommenden südlichen Schale mit dem Auslaufboden abschneiden (IV').

\*

Der Anschläger am Tage zieht bei der Verstellung der Senkbühnen zuerst den Hebel der Senkbühnen-Aufsatzvorrichtung zurück, lüftet dann die Bremse und schaltet hierauf den Fahrhebel des Reversierkontrollers ruckweise ein. Das Ausschalten dieses Fahrhebels besorgt die abwärtsgehende Leerhuntsenkbühne automatisch mittels eines Anschlages. Die Bremse bleibt während des größeren Teiles des Senkbühnenweges offen; erst in den letzten Augenblicken der Bewegung wird die Bremse langsam eingerückt. Nachdem der Mechanismus zur Ruhe gekommen ist, wird der Hebel der Senkbühnen-Aufsatzvorrichtung wieder eingerückt.

### **E. Kosten der Anlage.**

Die Kosten der kompletten Anlage samt allen damit zusammenhängenden Abänderungen, Um- und Zubauten betragen K 110.000, somit die vorgeführte Anlage noch das billigste Auskunfts-mittel war.

### **F. Erfolge und Betriebserfahrungen.**

Bei der alten Fördermethode mit Überheben der Schale und aufeinanderfolgendem Huntewechsel wurde ein Aufzug normal in 1 Minute vollführt, wobei 30 Sekunden auf den eigentlichen Aufzug und 30 Sekunden auf die Zwischenmanipulationen entfallen. Es ergibt dies in der Stunde 60 Aufzüge oder 120 Hunte.

Bei täglich  $14\frac{1}{2}$  Stunden reiner Förderzeit, bei einer Huntefüllung von 7 *q* und bei einem 4%igen Abzug für den Letten, ergibt sich eine theoretische Tagesleistung von 1670 Hunten oder 117 Waggons zu 10 *t*. Bei 300 Arbeitstagen resultiert eine Jahresförderung von rund 3,500.000 *q*. Diese Leistung ist jedoch in Wirklichkeit nicht zu erbringen, da es ausgeschlossen ist, daß die Förderanlage das ganze Jahr hindurch an jedem Tage genau  $14\frac{1}{2}$  Stunden ohne jede Störung im Betriebe stehen kann. Die höchste Förderleistung der alten Anlage betrug auch nur 3,000.000 *q* im Jahre.

Bei der neuen Fördereinrichtung werden normal 21 Aufzüge pro Viertelstunde = 84 Aufzügen oder 168 Hunten in der Stunde erbracht. Es ergibt dies unter denselben Bedingungen wie oben 2340 Hunte oder 164 Wagen zu 10 *t* im Tage und nahezu 5,000.000 *q* im Jahre, somit gegenüber der eingangs genannten Jahresleistung von 2,500.000 *q* sich ein Plus von ungefähr 100% und gegenüber der früher genannten theoretischen Jahresförderung von 3,500.000 *q* noch immer ein Plus von 40% berechnet.

Es wurden bei der neuen Fördereinrichtung ohne jede Beeinträchtigung der Betriebssicherheit auch 24 und selbst 25 Aufzüge in 15 Minuten erbracht, was unter den früheren Bedingungen 192 Hunte für die Stunde, 2790 Hunte oder 195 Wagen zu 10 *t* im Tage und nahezu 6,000.000 *q* für das Jahr ergibt.

Diese hohen Leistungen sind selbstverständlich nur rein theoretisch und sind dieselben infolge des unvermeidlichen Auftragsmangels seitens des Händlers in den Sommermonaten, infolge des usuellen Wagenmangels der Bahnen im Herbst, wo gerade eine lebhaftere Nachfrage nach Kohle herrscht, sowie auch infolge des durch den Kammerbruchbau bedingten zeitweiligen Kohlenmangels der Grube in Wirklichkeit nicht zu erbringen. Hiezu kommen noch unvermeidliche Störungen in den Förder-, Sortierungs- und Verladeeinrichtungen.

Bei der neuen Fördermethode dauert ein Aufzug 36 bis 43 Sekunden. Hievon entfallen 29 bis 30 Sekunden auf den eigentlichen Aufzug und 7 bis 13 Sekunden auf die Zwischenoperationen.

Einen guten Einblick in die Unterschiede des Förderbetriebes von einst und jetzt gewähren die Diagramme des Karlikschen Tachographen (Abb. 5).



Wie die vorstehenden Ausführungen beweisen, wurde die gestellte Aufgabe trotz aller sich entgegenstellenden Hindernisse zur vollsten Zufriedenheit gelöst. Hierbei muß jedoch bemerkt werden, daß die ganze Anlage nicht einfach ist, sondern einen ziemlich komplizierten Apparat vorstellt, der, wenn er zur Zufriedenheit funktionieren soll, einer sorgfältigen Überwachung, Instandhaltung und auch Bedienung bedarf.

Bezüglich der Bedienung stellt die neue Einrichtung wesentlich höhere Anforderungen in psychischer Beziehung an die Bedienungsmannschaft, wenn auch in physischer Hinsicht infolge der vielfachen Automatik eine ziemliche Entlastung dieses Personales eingetreten ist.

Hierbei sind die Verhältnisse am Auslaufboden durch die Zugabe der beiden Aufsatzvorrichtungen schwieriger als im Füllorte. Der Anschläger des Auslaufbodens hat zu bedienen:

Die Aufsatzvorrichtung der Schalen, die Aufsatzvorrichtung der Senkbühnen, den Fahrhebel zum Reversierkontroller, wobei diese drei Hebel zu beiden Seiten des Seilturmgerüsts in eigenen Führungsgerüsten angeordnet sind. Weiters hat der Anschläger hier noch zu bedienen die Bremse und die Signalvorrichtung zur Fördermaschine.

Die seitens der Skodawerke in Pilsen gelieferte Anlage steht jetzt das dritte Jahr in einwandfreiem Betriebe und imponiert jedem Zuseher durch den automatischen Huntewechsel, durch die Präzision der Bewegungen und durch die hiedurch bewirkte Raschheit des Förderbetriebes.

Vorsitzender Oberbergrat Dr. Fillunger: »Wünscht jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Es ist nicht der Fall. Ich glaube, Ihrer Zustimmung sicher zu sein, wenn ich dem Herrn Vortragenden für seine ausgezeichneten Ausführungen den besten Dank der Versammlung ausspreche. (Lebhafter Beifall).

Mit Rücksicht auf die Kürze der Zeit und das Programm des Nachmittags ist es notwendig, daß sich die Herren jener Kürze befeßen, die im Programme vorgeschrieben ist und einem jeden Redner nicht länger als eine halbe Stunde Vortragszeit gibt. Meine Aufgabe ist es, mit aller Rücksichtslosigkeit ein Überschreiten dieses Termins zu verhüten.

Ich erteile nunmehr Herrn Professor Redlich, Leoben, zu seinem Vortrage: »Das Schürfen auf Erze von ostalpinem Charakter« das Wort.«

# Das Schürfen auf Erze von ostalpinem Charakter.

Von

**Prof. Dr. Karl A. Redlich,**

Leoben.

Der Wanderer, der die Gräben und Täler unserer Ostalpen durchzieht, findet allenthalben Ruinen verschiedener Schmelzwerke, riesige Halden, verfallende Hütten usw., und mit Wehmut denkt er des einst hier blühenden Bergbaues, an den Reichtum der fast ausgestorbenen Gewerkenfamilien, welche patriarchalisch, Familienvätern gleich, mitten unter den Arbeitern residierten.

Man ist nur zu leicht geneigt, der modernen Großindustrie allein die Stilllegung der vielen kleinen Eisen- und anderer Metallwerke in die Schuhe zu schieben, obwohl sie gegenteilig infolge der Erzeugung von Massenprodukten es ermöglicht hat, einzelne Spezialartikel in kleineren Betrieben zu erzeugen und durch engen Zusammenschluß mit diesen deren Existenz zu ermöglichen.

Nur in einzelnen Fällen läßt sich nachweisen, daß der Kleinbetrieb dem großen weichen mußte, in den meisten anderen dagegen war es das in unseren Alpen eigentümlich auftretende Erz, welches mit seiner momentanen Erschöpfung oder herabgeminderten Qualität das Erlöschen der Öfen und Werke zur Folge hatte. Es ist natürlich, daß es die Unternehmungslust stets von neuem reizt, die verlassen Stätten wieder aufzusuchen, um neuerdings den Bergsegen heraufzubeschwören. Leider geschieht dies meist in so widersinniger Weise und so planlos, daß nicht nur der gewünschte Erfolg ausbleibt, sondern der ursprünglich sanguinische Schürfer froh ist, wenn er mit einem blauen Auge davonkommt, schwörend, sich nie wieder an ein solches Geschäft heranzuwagen.

Irgendwo liegen alte Halden und eine Reihe von verfallenen Stollen. Der Volksmund weiß zu erzählen, daß zur Zeit der Gegenreformation die Bergleute ausgewandert seien, oder aber, daß ein unredlicher Meister den Bergbau zum Erliegen gebracht habe, um später sich selbst der Schätze zu bemächtigen, welche Arbeit durch seinen frühen Tod vereitelt wurde. Diese Erzählungen können nicht genug phantastisch sein, um den Laien zu veranlassen, sein Geld

in unfruchtbaren Schurfarbeiten anzulegen. Bald finden sich auch alte Bergleute, die in der Grube noch gearbeitet haben und sich deutlich erinnern, reiche Erzanbrüche verlassen zu haben. Nun beginnt man wahl- und ziellos, alte Stollen auszuheben; damit man ja nicht zu spät kommt, wird bereits eine Aufbereitung für unbekannte Erze gebaut, und man kann von Glück sprechen, wenn man bei einer bescheidenen Endsumme stehen bleibt, wenn nicht das Verlorene den Spieler zu neuem Einsatz lockt.

Wer in den Alpen schürfen will, muß sich vor allem die Frage vorlegen, ob an der von ihm gewählten Stelle bereits Bergbau getrieben wurde oder nicht. In ersterem Falle ist es notwendig, der Geschichte der ehemaligen Urproduktionsstätte nachzugehen, wo möglich die alten Grubenkarten aufzustöbern, kurz das ganze historische Material zusammenzutragen.

Hier stößt man bereits auf die ersten Schwierigkeiten. Die Quellen fließen nur äußerst spärlich. Mit einem wahren Vandalismus hat man bis in die letzte Zeit in den Archiven — wie der bürokratische Ausdruck lautet — die Akten skartiert und so in vielen Fällen dem Forschen die Möglichkeit genommen, die Ursachen zu erheben, warum der Bergbau zum Erliegen kam. Erst in neuerer Zeit ist hier eine Besserung eingetreten, die Archive wurden teilweise akademisch gebildeten Beamten unterstellt, die bisher als Käsepapier verwerteten Akten werden nun in ihren Resten zurückgekauft und gesammelt. Eine Zentrale für Grubenkarten, Bohrresultate usw. fehlt leider noch immer, da die Sammelstelle der Revierbergämter nur auf dem Papiere besteht.

Dennoch ist es von der größten Wichtigkeit zu erfahren, welche Gründe den Niedergang einer Grube beeinflußt haben und schließlich den Stillstand hervorriefen. Hier ist es der geringere Kupfergehalt, welcher eine Schwefelkupferkiesgrube zum Erliegen brachte, dort der große Wasserzudrang, der bei den früheren primitiven technischen Mitteln die Grube ersaufen ließ, z. B. Zeiring bei Judenburg oder Radmer im Ennstal usw. usw.

Die Angabe der Produktionsdaten wird es nicht nur ermöglichen, uns über die Größe des ehemaligen Bergbaues ein Bild zu machen, sondern durch Herausrechnung des Edelmetallgehaltes ein ausgezeichnetes Mittel an die Hand geben, den Reichtum der Erze zu beurteilen.

Schließlich ist es das Wichtigste, alle alten Grubenkarten, Bohrprofile usw. des zu untersuchenden Gebietes zu sammeln, da wir vor allem in den tektonisch so stark gestörten Alpen aus ihnen reiche Schlüsse auf das Vorkommen der Erze werden ziehen können. Abgesehen davon, daß alte Grubenkarten häufig Detailbeschreibungen enthalten, den Verlauf der Lagerstätte, gewisse

Gesetzmäßigkeiten, wie Erzfälle, Ärmerwerden gegen die Teufe usw. anzeigen, erlauben sie häufig die Angabe jener Punkte, von welchen aus die neue Schurfarbeit ausgehen soll.

Erst nach diesen Vorarbeiten beginnt die Arbeit im Felde. Große Halden lassen die Stellen des ehemaligen Bergbaues erkennen. Nur selten wird es notwendig sein, diese auf ihren Metallgehalt zu untersuchen (Eisenerzhalden der ältesten Zeit, welche oft einen nicht zu unterschätzenden Gehalt an diesem Metall besitzen), meistens haben aber unsere Vorväter sehr rein gearbeitet.

Daran schließt sich die wichtigste Aufgabe, die geologische Aufnahme des Gebietes, die namentlich in den Alpen besondere Kenntnisse erfordert — ich begreife darunter die gesamte Naturbetrachtung.

Es würde hier zu weit führen, die gewöhnlichen Schurfregeln hervorzuheben, die jeder gebildete Montangeologe kennt, oder sie in zahlreichen Büchern lesen kann<sup>1)</sup>, z. B. daß man sich nicht durch die Oxydations- oder Zementationszone täuschen lassen darf usw. Ich will auch nicht hier über bekannte Einteilungen der Lagerstätten sprechen, sondern aus der Menge der Beobachtungen nur jene herausgreifen, welche größtenteils auf eigener Erfahrung beruhen, daher noch wenig bekannt sind.

Den ganzen Alpenzug Österreichs begleitet in den älteren Schichten von den kristallinen Schiefen bis zum Beginn der Trias ein Typus von Erzlagerstätten, der sich durch seine scheinbare Konkordanz in den Schichten auszeichnet und dadurch seit alters her Veranlassung gab, ihn als Lager zu bezeichnen, obwohl dieser Name durchaus nicht berechtigt ist. Nur von dieser Art der Lagerstätten soll in diesem Artikel gesprochen werden. Ihr Inhalt ist in seinen extremen Gliedern sehr verschieden, in Wirklichkeit aber sehr ähnlich. Beginnen wir mit den Karbonaten. Da sind in erster Linie die Siderite. Am Semmering mit Pitten, Reichenau-Payerbach beginnend, bis nach Tirol reichend, erlangen sie ihren Kulminationspunkt am Vordernberg-Eisenerzer und am Hüttenberger Erzberg. Sie liegen durchaus nicht, wie man früher geglaubt hat, in ein und derselben Altersschicht, reichen vielmehr von den älteren kristallinen Schiefen (Hüttenberger Erzberg usw.) über das Silur-Devon (Vordernberger Erzberg usw.), das Karbon (Turrach usw.), in das Perm und die Werfener Schichten (Gollrad, Neuberg usw.), vielleicht sogar noch höher hinauf. Ob das allmähliche Ausklingen in den jüngeren Schichten ein zufälliges oder auf einer gewissen Gesetzmäßigkeit beruhendes ist, läßt sich bis heute noch nicht nachweisen.

<sup>1)</sup> Krusch P., Die Untersuchung und Bewertung von Erzlagerstätten, II. Auflage 1911.

Ihre Paragenesis betrachtend, sehen wir in erster Linie Siderit, Ankerit (durch wechselnden Eisen- und Magnesiumgehalt ausgezeichnet), Schwefelkies, Kupferkies, Zinnober, Bleiglanz, Zinkblende, Arsenkies, Manganerze, Fahlerze, seltener Nickelkobalterze und Antimonerze; hin und wieder Baryt und Talk.

Das Wichtigste ist ihre Form, welche innig mit ihrer Entstehung zusammenhängt. Wir können zwei Haupttypen unterscheiden, die doch wieder innig zusammenhängen, es sind die Schiefererze und die an Kalk gebundenen.

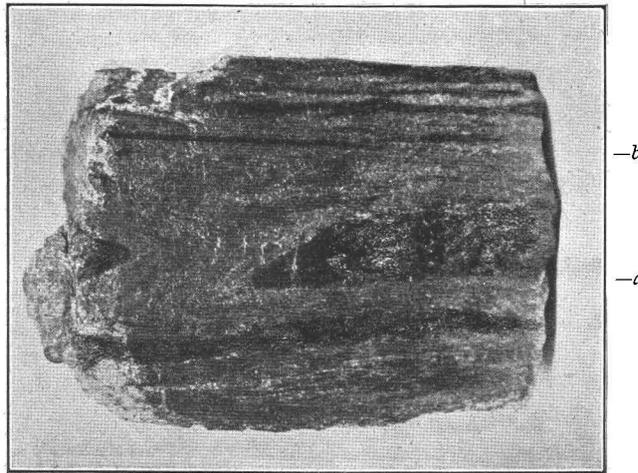


Abb. 1.  
Schiefererz vom Hohenwart. *a* Siderit, *b* Schiefer.

Erstere finden wir z. B. bei Payerbach-Reichenau, beide sind vertreten in der Radmer, ebenso am Hüttenberger Erzberg usw. Die Schiefererze bilden größere oder kleinere Imprägnationen in den verschiedensten Schiefen, folgen meistens der Faltung und Fältelung der letzteren und machen so den Eindruck, als ob sie syngenetisch in denselben liegen würden, mit anderen Worten, auf sedimentärem Wege, ähnlich den Kohlenlagern, entstanden wären. Als besonders gutes Beispiel mag ein Handstück von den Schürfen unterhalb des Hohenwart auf der Saualpe hier abgebildet werden. (Abb. 1.)

Daß diese Erze nicht als Lager erklärt werden können, vielmehr spätere Imprägnationen darstellen, wobei ein Teil der Schiefer aufgezehrt wurde, läßt sich an der oft beobachteten Diskordanz und Durchträngung des Nebengesteins, den Brocken des Nebengesteins im Erz (oft mit neu gebildetem Quarz als Randzone) (Abb. 2) und im Auftreten im Eruptivgestein (Siderite am Fuße der Rax in den Porphyroiden) erkennen.

Aber auch das Zuscharen von primären Erztrümmern, wie des Josef-Ganges in der Gollrad bei Neuberg, das schon Miller v. Hauenfels<sup>2)</sup> beobachtet hat, ist ein Beweis für das Gesagte.

Die Form ist daher langgestreckt und linsenförmig, daraus erklärt sich die Art der Beschürfung. Auch tektonische Einflüsse können zur weiteren Zerreißung des Linsenzuges führen.

Ist eine solche Linse ausgebaut und hat man nicht durch Obertagsausbisse (die fehlen können, wenn die Linse nicht zutage reicht) oder durch Aufschlüsse in der Grube eine neue Lagerstätte aufge-

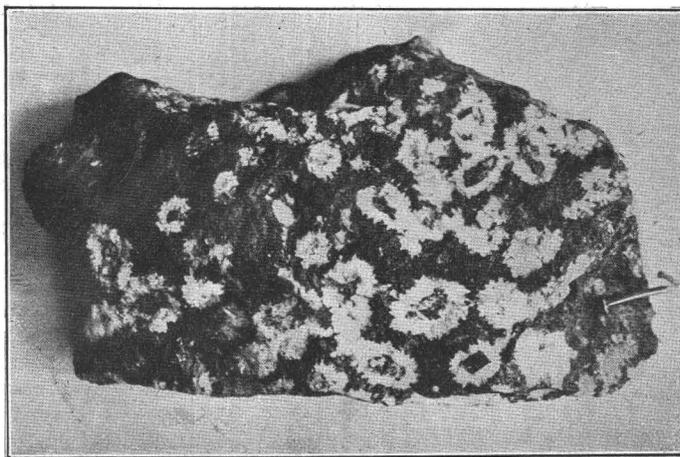


Abb. 2.<sup>3)</sup>

Kokardenerze aus dem Prayer Stollen in Edlach.

schlossen, dann führt meistens nur der Zufall zur Aufdeckung neuer Erzmittel, da das systematische Schürfen zu große Summen verschlingt. Der größte Fehler aber ist es, daß aus dem Nichterkennen der richtigen Form falsche Schlüsse gezogen werden. Meistens werden Verwerfungen für das Verlorengehen der Lagerstätte verantwortlich gemacht (es gibt natürlich auch solche), kühne markscheiderische Konstruktionen sollen hier helfen, der Erfolg ist natürlich gleich Null. Ein treffendes Beispiel liefert der Sideritbergbau am Fuße der Rax<sup>4)</sup> zwischen Hirschwang und Prein. (Abb. 3a.) Hier liegen mehrere Erzzone, die tiefste im karbonen Grünschiefer und Phyllit, darüber folgen zwei im Porphyroid, die Hauptlagerstätte im

<sup>2)</sup> Miller R. v. Hauenfels, Die nutzbaren Minerale von Obersteiermark. Berg- und Hüttenmännisches Jahrbuch der k. k. Bergakademien. Wien 1864. Bd. XIII, S. 238.

<sup>3)</sup> Entnommen der Arbeit Redlichs über Eisensteinbergbaue Payerbachs l. c.

<sup>4)</sup> Redlich K. A., Die Eisensteinbergbaue der Umgebung von Payerbach-Reichenau. Jahrbuch der k. k. Bergakademien. 1907. Bergbaue Steiermarks, Leoben, Verlag Ludwig Nüßler. 1907.

Verrucano (derbes rotes Konglomerat) und schließlich untergeordnete Schmitzen im Werfener Schiefer. (Abb. 3a und b.) Der größte Teil folgt der Schichtung, nur einzelne verqueren sie als echte Gänge (Abb. 3b); beim Verfolgen nach der Teufe hat es sich gezeigt, daß sie immer schwächer wurden, schließlich zur Steinschneide herabsanken.

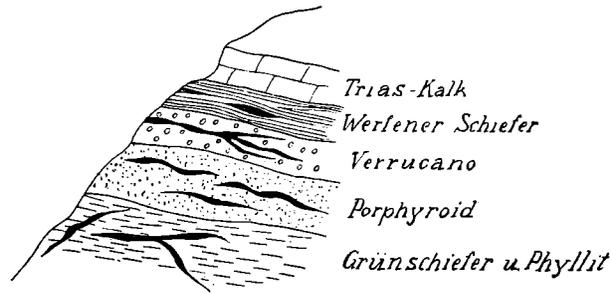


Abb. 3a.

Schematisches Profil durch die Erztonen von Edlach gegen die Rax.

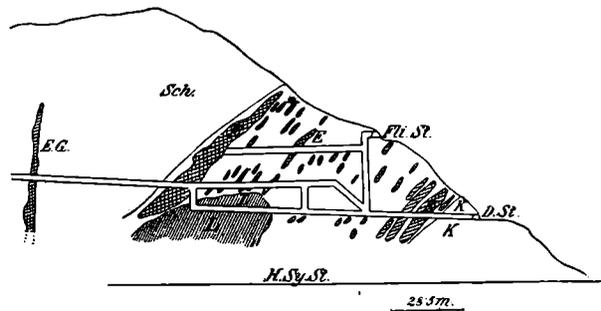


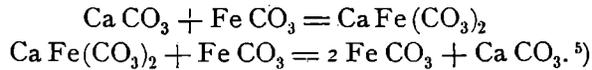
Fig. 3b.

Profil des Floriani- (*Fli. St.*) und Dreifaltigkeits-Stollens (*D. St.*) im Haupterzlager des Erzberges bei Edlach (Kleinauer Revier) nach einer Grubenkarte von A. K. Schmidt aus dem Jahre 1846, entnommen der Arbeit Sigmunds: Mineralien Niederösterreichs. *E* In der Schichtung gelegene Erzlinsen. *K* Quarzkonglomerat. *Sch.* Schiefer. *L* Letten und mürber Schiefer. *E. G.* Quer zur Schichtung gelegene Erzlinse. *H. Sy. St.* Horizont des Sybold-Stollens.

Die Konstruktion verschiedener Störungen, wie sie schon in den siebziger Jahren der leider viel zu wenig bekannte Berggrat C. W. Schmidt feststellte, dem wir die Beschreibungen der meisten alpinen Bergbaue jener Zeit verdanken, waren daher auf falscher Basis aufgebaut. Nicht so sehr in der Teufe ist die Fortsetzung zu suchen, als vielmehr im Streichen, da ist es wahrscheinlicher, neue Erzmittel zu finden. Dasselbe gilt für die weitere Fortsetzung im Westen. Die kleinen Erzvorkommen im Göstritzgraben, in der Fröschnitz usw. sind ausgebaut, oder doch schon so mit Schiefnern durch-

wachsen, daß es erst nach genauer systematischer Begehung möglich sein wird, Punkte anzugeben, die hoffnungsreich sein werden, neue, wenn auch meistens kleinere Erzmittel aufzudecken.

Die zweite Art sind die metamorphen Lager. Wo die Erzlösung auf Kalke stößt, wird sie dieselben teilweise verdrängen und so Ankerit-Sideritlagerstätten bilden, wobei die Umwandlung in zwei Phasen vor sich gehen kann:



Wir sehen in diesem Typus stets den Ankerit und den Siderit innig gemischt, den Kalzit dagegen als leichtest lösliche Substanz größtenteils weggeführt. Es kann aber auch an eine direkte Umsetzung gedacht werden, so daß das Bikarbonat des Eisens unter bestimmten bis jetzt nicht näher bekannten Verhältnissen den Kalk löst und sich selbst als einfach kohlensaures Eisen absetzt.

Die Form dieser Lagerstätte wird sich nach der tektonischen Lage der Kalke in den Schieferkomplexen richten, sie wird zwei übereinander gelegte Schuppen bilden, wenn sie, wie z. B. am Erzberg durch jüngere Werfener Schichten in zwei Teile getrennt ist, sie wird die Linsenform annehmen, wenn die Kalkbank durch tektonische Einflüsse perlschnurartig zerwalkt ist, oder sie wird eine eingefaltete Wurzel darstellen einer einst noch größeren Syn-, beziehungsweise Antiklinale. Aus dieser Beschreibung ergibt sich auch die Art der Beschürfung. Die Erkenntnis der geologischen Stellung des Muttergesteines wird auch die äußersten Grenzen der Schürfarbeiten anzeigen. Zwei besondere Momente sind bei dieser Art der Lagerstätten vor allem ins Auge zu fassen. Die innige Vermischung von Ankerit und Siderit ergibt zum mindesten einen großen Abfallsquotienten, oft ist die Lagerstätte nicht genügend reif, wenn ich mich so ausdrücken darf, d. h. die  $\text{Fe CO}_3$ -Zufuhr war so gering, daß das Ankeritstadium  $[\text{Ca Fe (CO}_3)_2]$  nicht überschritten wurde. Da nun der Ankerit mit seinen zirka 20% Eisen nicht bauwürdig ist, haben wir in

---

<sup>5)</sup> Diese Gleichungen basieren nur auf der Beobachtung in der Natur und konnten bis jetzt nicht nach den physikalisch-chemischen Gesetzen geprüft werden. Es wäre vielleicht der umgekehrte Weg sehr empfehlenswert, aus diesen Beobachtungen und den theoretischen Gesetzen die Detailphasen der Metasomatose zu studieren. Es könnten daraus wertvolle Anhaltspunkte über Temperatur, Druck, Zusammensetzung der Agentien für die verschiedenen Phasen der Umbildung gewonnen werden. Hierbei wäre ins Auge zu fassen, ob nicht im Laufe dieser Entwicklungsgeschichte einmal ein kolloidaler Zustand anzunehmen wäre, worauf die eigentümlichen Rosetten im Magnesite hindeuten würden (siehe Redlich, Typen der Magnesitlagerstätten. Zeitschrift für praktische Geologie. XVII. Jahrgang, 1909, S. 307), deren Form vollständig ident ist mit Magnesitrosetten, welche Dittler (der mir die Einsicht in sein Manuskript gewährte) durch Einwirkung von Kohlen-säure auf amorphes Magnesiumkarbonat erhielt.

den Ostalpen eine große Menge solcher Lagerstätten, die dem Un-  
erfahrenen reiche Erzanbrüche vortäuschen, um so mehr, als der grob-  
kristallinische Charakter dieses Minerals den Irrtum bestärkt. Bedenkt  
man ferner, daß die Tagwässer den Ankerit häufig bis zu großer  
Tiefe in Limonit verwandeln, so kann es geschehen, daß ohne ge-  
nügende chemische Untersuchung des unter dem eisernen Hute  
liegenden Materiales eine ganz falsche Diagnose gestellt wird. Daß  
es hier alle Übergangsglieder bis zum reichen Erzberg gibt, brauche  
ich wohl nicht erst zu sagen, und es wäre wohl des Versuches wert,  
durch Aufbereitung — vielleicht auf elektromagnetischem Wege —  
dieses ärmere Gut anzureichern und so der Verwertung zuzuführen.  
Für jeden Fall bilden diese heute noch verachteten Gesteine eine  
Zukunftsreserve, ähnlich wie die ärmeren Minetteerze für Frankreich  
und Deutschland. Schließlich haben wir auch im Kalk ursprünglich  
auftretende Hohlräume, die von Erz erfüllt werden können, so daß  
wir, wie bei den Bleibergbauen in Raibl, neben den metamorphen  
Lagerstätten reine Hohlräumeausfüllungen vor uns haben, die manches-  
mal dadurch kenntlich sein werden, daß die Grenzlinien zwischen Erz  
und Kalk ziemlich scharfe sind. Das Fehlen eines Blattes, d. h. die innige  
Verwachsung des Kalkes mit dem Siderit, könnte als ein Fortwachsen  
des Siderites in das Muttergestein unter direkter Umsetzung gedeutet  
werden. Beispiele für solche Hohlräumeausfüllungen findet man in vielen  
Gebieten der metamorphen Sideritlagerstätten, da in den stark gequälten  
paläozoischen Kalken Spalten selbstverständlich sind, die dann mit  
der Erzlösung erfüllt werden. Ich bilde hier eine solche Hohlraum-  
ausfüllung im Kalk von Neuberg (Steiermark) (Abb. 4) ab.

Ähnliche Verhältnisse finden sich in dem bekannten Silber-  
Sideritbergbau von Zeiring bei Judenburg (Steiermark). Die Gegend  
besteht aus Gneisen, Glimmerschiefer und Hornblendschiefer mit ein-  
geschalteten Kalken. Letztere sind teilweise vom Erz verdrängt, teil-  
weise sind in ihnen Spalten vorhanden, welche mit Siderit,  
Fahlerz, Bleiglanz und Kupferkies ausgefüllt waren. (Nach einer  
brieflichen Mitteilung Hofrat v. Höfers in Leoben.)

Die Siderite sind also, wie wir gesehen haben, teils an Schiefer,  
teils an Kalk gebunden, die schwerer löslichen Schiefer werden der  
eindringenden Erzlösung einen größeren Widerstand entgegensetzen,  
daher geringmächtigere Lagerstätten bilden, die leichter löslichen  
Kalke dagegen werden der Lösung Gelegenheit geben, sich genügend  
auszubreiten, daher jene mächtigen Stockformen annehmen, die der  
Segen unserer Eisenindustrie geworden sind.

Reichere Manganführung kann Veranlassung zu metamorphen  
Mangankarbonatlagerstätten geben, die wiederum im eisernen Hut  
sich in Manganoxyde umwandeln.

Mit den Sideritlagerstätten genetisch innig zusammenhängend sind die kristallinen Magnesitvorkommen unserer Ostalpen. Sie liegen vorzugsweise im Karbon und sind, soweit sie bis jetzt bekannt wurden, durchwegs metamorphe Bildungen nach Kalk (sogenannte Schiefererze, wie sie bei dem Siderit auftreten, konnte

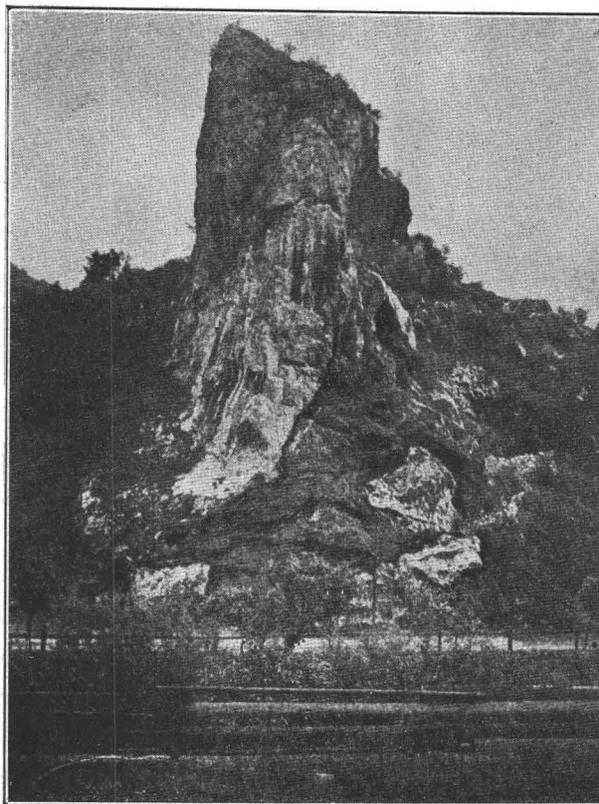
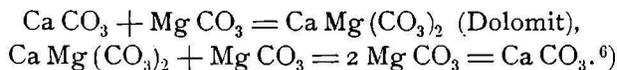


Abb. 4.

Siderit und Ankerit (das Dunkle im Bilde) erfüllt eine Spalte im Kalk.

ich bis jetzt nirgends mit Sicherheit beobachten). Die Bildung dürfte ähnlich wie beim Siderit in zwei Phasen vor sich gehen:



Die Magnesiumbikarbonatlösungen verwandeln den Kalk in Dolomit, dann verdrängen sie diesen, erfüllten dabei wohl auch vorhandene Spalten und es bildet sich neben Magnesit der Kalk, als Schlußphase erscheint abermals Dolomit, da die jüngsten Spaltenaus-

<sup>6)</sup> Für diese Gleichungen gilt dasselbe, was beim Siderit gesagt wurde; der experimentelle Nachweis steht noch aus.

füllungen im Magnesit aus grobspätigem Dolomit bestehen. Einzelne Beobachtungen in der Natur lassen es als wahrscheinlich erscheinen, daß auch direkte Umsetzungen von Magnesit nach Kalk ohne das Übergangsglied Dolomit möglich sind, nach analogen Vorgängen, wie wir sie beim Eisen geschildert haben, da wir am Semmering im Südbahnsteinbruch bei Aue Magnesit direkt im Kalk eingelagert sehen, ebenso auf der Kotalpe bei Turrach, wo längs feiner Spalten der Magnesit, ohne daß das Mittelglied Dolomit nennenswert hervortritt, der Kalk direkt verdrängt zu sein scheint.

Es ist eigentlich nicht ganz richtig, von Magnesitlagerstätten zu sprechen, wir müßten vielmehr den Namen Breunerit anwenden, da stets kleinere oder größere Mengen von Eisen vorhanden sind, so daß eine vollständige Reihe existiert, welche von

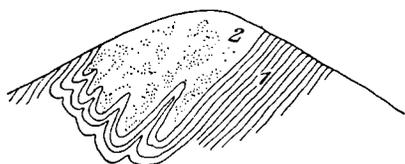


Abb. 5.

Das Magnesitvorkommen von St. Martin.  
1 Tonschiefer, 2 Magnesit und Dolomit.

$MgCO_3$  (Magnesit) über  $MgFe(CO_3)_2$  (Breunerit) zu  $FeCO_3$  (Siderit) führt. Mit dem  $MgFe(CO_3)_2$  kann dann der  $CaFe(CO_3)_2$  (Ankerit) in innige Berührung treten, so daß wir Karbonatlagerstätten antreffen, in welchen die drei Elemente Magnesium, Eisen und Kalzium vertreten sind. Überwiegt das Eisen, dann kann es mit Nutzen gewonnen werden,

obwohl der Magnesiumgehalt der Reduktion im Hochofen Widerstand entgegengesetzt wird. Für die Beschürfung der alpinen Magnesitlagerstätten sind, abgesehen von den allgemeinen Regeln, folgende Umstände maßgebend: Entsprechend der Genesis ist vor allem die tektonische Form der umgewandelten Kalkmassen zu berücksichtigen. Bald sind es perlschnurartig getrennte Linsen, wie am Semmering, bald ist es eine Einfaltung, St. Martin im Ennstal (Abb. 5), bald eine größere Platte, Radenthein in Kärnten, welche der Metamorphose anheimgefallen sind, und so gilt es in erster Linie, die genaue Umgrenzung der Masse festzustellen. Einer der größten Fehler, der aus der Nichtbeachtung dieser Erkenntnis hervorgeht und der immer wiederum geschieht, ist der Glaube an ein fortlaufendes Lager. Man verbindet die aus dem Schiefer hervorstehenden Köpfe zu einem fortlaufenden Ganzen mit unendlicher Teufe und berechnet auf diese Weise viele Millionen Waggons Rohmagnesit.

Erst bei näherer Untersuchung stellt es sich heraus, daß diese Mugeln durchaus nicht zusammenhängen, vielmehr die Reste einer Kalkbank bilden, welche zu Magnesit metamorphosiert und dann oft tektonisch zerrissen wurde. Das ganze Vorkommen,

für welches eventuell bereits eine Reihe von Öfen gebaut wurde, schrumpft zu einer kleinen, wenige hundert Waggons umfassenden Masse zusammen. Ein Beispiel dafür liefert der Magnesit bei Klamm, welcher die Bewohner des Semmering alarmiert hat und von dem der Eingeweihte lächelnd sagen muß, viel Lärm um ein Nichts, ein Vorkommen, das nie zu einem Bergbau, um so weniger zu einer Brennstätte Veranlassung geben wird. Ein anderes sehr gutes Beispiel liefern die Magnesite des Dientenergrabens bei Salzburg. (Abb. 6.)

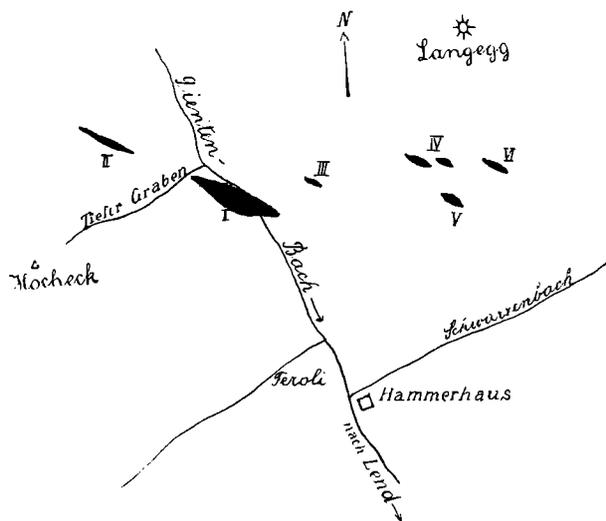


Abb. 6.

Situation des Magnesitvorkommens im Dientenergraben (Pongau, Salzburg). I—VI sind größere und kleinere Magnesitlinsen im schwarzen Tonschiefer eingebettet.

Bei dem Wirtshaus Feroli wird die Linse I durch das Bachbett in zwei ungleich große Teile geschnitten. Das kleinere Ende liegt am linken Ufer, der bei weitem größere und zweifellos abbauwürdige Teil ist am rechten Ufer. An dieses Hauptvorkommen schließen sich SO.—NW. streichend eine Reihe kleinerer Linsen an, die untereinander in keinem Zusammenhang stehen. Alle diese Vorkommen liegen im schwarzen Tonschiefer eingebettet.

Umgekehrt darf diese Regel nicht verallgemeinert werden. Der Magnesit und der Schiefer sind oft so stark ineinander verknüpft, daß sie äußerlich als getrennte Massen erscheinen, beim Aufschürfen in der Tiefe aber ein zusammenhängendes größeres Stück bilden, wie es sich in Hisnyóviz in Ungarn gezeigt hat.

Neben der Massenbestimmung spielt bei der Beurteilung einer Magnesitlagerstätte die chemische Zusammensetzung eine Hauptrolle. Vor allem ist es der Dolomit, welcher oft große Lagerstätten

unbauwürdig machen kann, derselbe ist entsprechend der Genesis des Magnesits mit diesem oft so innig gemengt, daß bis zu 70<sup>0</sup>/<sub>0</sub> als Bruchstein auf die Halde wandern müssen. Umgekehrt darf das Auftreten von Dolomitwänden nicht schrecken, da bereits der nächste Meter wieder edles Material anfahren kann. Wenn es gelingen sollte, durch eine richtige Aufbereitung — in der letzten Zeit hat man auf elektromagnetischem Wege günstige Resultate erzielt — den Kalk, beziehungsweise Dolomitgehalt solcher Magnesite herabzusetzen, dann werden manche an Masse große Vorkommen der Ostalpen, welche bis heute unbauwürdig waren, einem gewinnbringenden Abbau zugeführt werden können. Das Vorhandensein einer gewissen Eisenmenge wird das Sintern des Magnesits beschleunigen, wodurch Brennmaterial gespart, die Feuerbeständigkeit nur um ein Minimales herabgesetzt werden wird; das Fehlen, beziehungsweise Zurücktreten des Eisens ist kein Grund, daß die Sinterung ausbleibt, es werden nur bedeutend höhere Hitzegrade nötig sein, dagegen wird bei solchem Material, selbst bei stärkstem Feuer das Weichwerden vermieden. Der Kalk (Dolomit), die Kieselsäure (Talk, Tonschiefer), die Tonerde (Tonschiefer) dürfen nur in solchen Mengen vorhanden sein, daß sie zu einem die Magnesiumoxydkristalle verbindenden Glase verschmelzen können, da sie sonst unverarbeitet im fertigen Produkt verbleiben und die Beständigkeit desselben stark herabsetzen.<sup>7)</sup> Mit den Schiefererzen des Siderites könnten die alpinen Talklagerstätten<sup>8)</sup> verglichen werden, insofern als die Magnesiumlösungen ihre Zufahrtswege in den Schiefen fanden, diese unter Hinzuziehung der Kieselsäure mit Magnesiumsilikaten (Talk und Rumpfit) anreichernd. Die Form dieser Lagerstätten würde dieser Erklärung zu Hilfe kommen.<sup>9)</sup>

Wie schon erwähnt wurde, führen alle Karbonatlagerstätten unserer Ostalpen, neben anderen Sulfiden, Kupferkies und Fahlerz. Wenn diese Mineralien überhandnehmen, tritt das Karbonat in seiner Gewinnbarkeit zurück, die ersteren dagegen in den Vordergrund, wir haben dann eine Kupferlagerstätte vom Typus Mitterberg vor uns, die nichts anderes ist als eine Sideritanhäufung, wie wir sie in

---

<sup>7)</sup> Ausführliches über das Schürfen auf Magnesite findet sich in dem Artikel: Entstehung und Vorkommen und Verwertung des Magnesits. Handbuch der Mineralchemie. Herausgegeben von C. Doelter, Bd. I.

<sup>8)</sup> Redlich K. A. und F. Cornu, Genesis der alpinen Talklagerstätten. Zeitschrift für praktische Geologie. 1910.

<sup>9)</sup> Daß sich der Rumpfit (das Magnesiumaluminiumsilikat) in den Talklagerstätten so selten findet, obwohl die Magnesiumlösungen bei der Durchspülung der Tonschiefer diese so reichlich benetzten, findet seine Erklärung in der fast vollständigen Unzersetzbarkeit derselben, so daß das  $Al_2O_3$  nur höchst selten in Aktion treten konnte.

Die Kieselsäure des Talks stammt vor allem aus dem leicht zersetzbaren Quarz, der sich in Lagen und Linsen genügend reichlich im Muttergestein findet.

Payerbach-Reichenau gesehen haben, mit reicherer Kupferführung. Der steirische Erzberg findet seine streichende Fortsetzung in der Radmer. Die sporadischen Kupferkieseinsprenglinge im Siderit des ersteren erreichen in der Radmer eine solche Konzentration, daß jahrhundertlang hier Kupfer und nicht Eisen gewonnen wurde. Der schon erwähnte Silber-Sideritbergbau Zeiring gehört genetisch und geologisch der Sideritreihe jener kristallinen Schiefer an, welche am Hüttenberger Erzberg ihre prominenteste Stellung erreicht. Der Unterschied zwischen beiden ist nur ein quantitativer und kein qualitativer, da an dem einen Orte die Sulfide, an dem anderen die Karbonate für die Praxis besonders in Betracht kommen.

Aus diesen Beispielen ergibt sich von selbst, daß hier dieselben Schurfregeln zur Anwendung kommen, wie wir sie für die Karbonat-lagerstätten aufgestellt haben; ergänzend mag hinzugefügt werden, daß die Sulfidführung dort reicher zu sein scheint, wo der Gangcharakter auch schon äußerlich hervortritt, auch die räumliche Ausdehnung scheint dann eine größere zu sein. Der Sulfidgehalt der kristallinen Magnesite wurde bis jetzt noch nirgends so reich angetroffen, daß ein Ausbringen dieser Erze sich gelohnt hätte.

Die Möglichkeit, den Siderit solcher Lagerstätten durch elektromagnetische Aufbereitung zu extrahieren, wird Veranlassung geben, auch kupferärmere Vorkommen mit Vorteil auszu-beuten, da das nun reine Eisenkarbonat als Eisenerz, der Chalkopyrit als Kupfererz Verwendung finden. Ein ausgezeichnetes Beispiel hierfür bietet Kropf in Oberungarn, dessen Eisenerze wegen ihres Kupfergehaltes früher unverwendbar, jetzt ein sehr gutes Eisen liefern und als wichtiges Nebenprodukt Kupfer geben. Umgekehrt liegen die Verhältnisse in Mitterberg (Salzburg), wo nicht nur die alten Halden in dieser Weise einer neuerlichen Aufbereitung zugeführt wurden, sondern auch die frisch geförderten Erze außer Kupfer- als Nebenprodukt Eisenerz liefern.<sup>10)</sup>

Nimmt der Schwefelkies und Kupferkies an Quantität zu, so kommen wir über verschiedene Mittelglieder zu dem eigentümlichen Typus der Schwefelkupferkieslagerstätten in den kristallinen Schiefen, wie sie bei uns in Öblarn im Ennstal, in Kalwang im Palten-tal, bei Zell am See usw. usw. vertreten sind, und genau so wie die Siderite in den Karpathen ihre Fortsetzung finden. Die Erzführung ist eine sehr einfache. Die Hauptmasse ist der Schwefelkies,

---

<sup>10)</sup> Das sporadische Auftreten von Baryt, z. B. Payerbach-Reichenau, Hüttenberg usw., welches Mineral als nicht vorbehaltenes dem Grundeigentümer gehört, hat schon des öfteren Veranlassung gegeben, es neben dem Siderit zu gewinnen, eine größere Industrie konnte sich jedoch auf die wenigen Waggons, die bei dieser Gelegenheit gefördert wurden, nicht gründen.

der in den oberen Horizonten bis 6% Kupfer enthielt, welcher Kupfergehalt gegen die Teufe so abnimmt, daß viele Werke wegen der seinerzeitigen Unverwendbarkeit des Schwefelkieses zum Erliegen kamen. Bleiglanz, Zinkblende, Arsenkies, Antimonit, Siderit und Ankerit (die selteneren paragenetisch auftretenden Mineralien sind für diese Studie belanglos) sind stellenweise so angereichert, daß sie den Schwefelkies überwiegen. Das Ganze ist von massiger Struktur. Wegen der scheinbaren Konkordanz innerhalb der Schichten wurden diese Erze die längste Zeit ihrer Entstehung nach als sedimentäre Flöze angesehen und danach auch beschürft. Erst die neuere Erkenntnis hat gezeigt, daß sie genau so wie die Schiefererze des

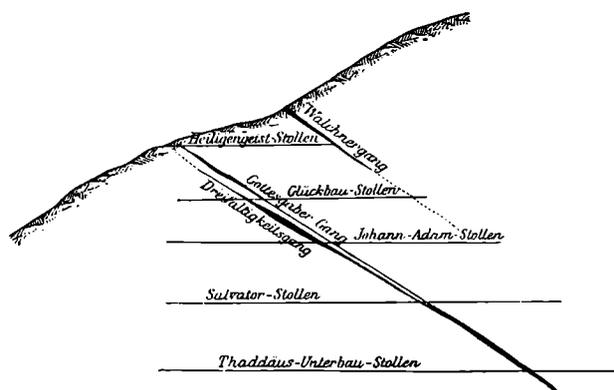


Abb. 7.

Profil durch die Kieslagerstätte von Öblarn im Ennstal (entnommen der Arbeit Redlichs: Ein Beitrag zur Genesis usw. l. c. Zeitschrift für praktische Geologie 1912.)

Siderites langgestreckte epigenetische Züge bilden, welche lokal eine gewisse Anordnung zeigen, die dem Schürfer einen wichtigen Fingerzeig für die fortlaufende Arbeit bietet. Dies hat Vogt<sup>11)</sup> für Norwegen schon lange erkannt und es ist mir<sup>12)</sup> gelungen, diese Regeln auch in den Alpen bestätigt zu finden. In Öblarn z. B. sehen wir nach der Teufe sich ablösende langgestreckte Linsenzüge (Fig. 7); Schurfarbeiten in das Liegende des Gottesgeberganges sind zwecklos, dagegen wäre die streichende Fortsetzung unserer Gänge, die als minderwertige Imprägnation in den benachbarten Gräben ausbeißt, zu untersuchen, ob sich nicht diese Imprägnationen zu Konzentrationen verdichten.

<sup>11)</sup> Vogt, Über die Kieslagerstätten vom Typus Roros usw. Zeitschrift für praktische Geologie. 1894, S. 41, 117, 173.

<sup>12)</sup> Redlich K. A., Ein Beitrag zur Genesis der alpinen Kieslagerstätten. Zeitschrift für praktische Geologie. 1912, S. 197.

Was wir in Öblarn in kleinem Maßstabe sehen, können wir in Louisental<sup>13)</sup> (Fundul Moldowi, Bukowina) in großen Dimensionen beobachten. Hier sind es Linsen, die eine Art generellen Adelsvorschub gegen das Hangende von Südosten nach Nordwesten zeigen, so zwar, daß die oberste und reichste Linie einen sehr hohen Kupfergehalt (bis 15%) hatte und durch die reiche Quarzführung sich einem normalen Lagergang vom Typus Mitterberg näherte (gegen die Teufe zu ging sie in unbauwürdige Pochgänge über), während die nächste einen derben Schwefelkiesstock darstellte, welcher von einer dritten, und dieser wieder von einer vierten gleichartigen Masse usw. abgelöst wurde. Die Verwerfungen und Störungen innerhalb der ganzen Gruppe, welche selbstverständlich, sogar im großen Maße, vorhanden sind, sind in der nun folgenden ganz schematischen Darstellung nicht berücksichtigt. (Abb. 8.)

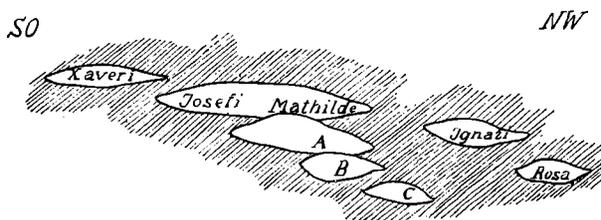


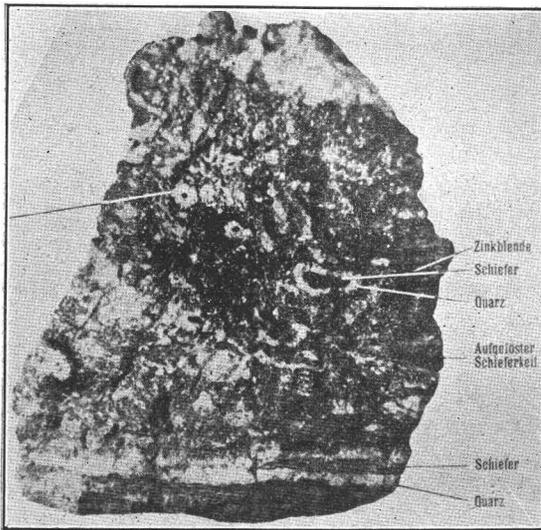
Abb. 8.

Schematisches Längsprofil durch die Kieslagerstätte Louisental (Fundul Moldowi) in der Bukowina.

Diese Linsen zeigen natürlich selten eine scharfe Umgrenzung gegen das Nebengestein, sie sind vielmehr oft von einer viele 100 m mächtigen und kilometerweit streichenden Zone von Schwefelkiesimprägnationen begleitet, welche letztere den Abbau selbstverständlich nicht lohnen. Da geschieht es nun häufig, daß jahrelang Schurfarbeiten in dieser Zone vergeblich sind, während man plötzlich in größerer Tiefe auf eine Konzentration von Derberzen stößt. Ein ausgezeichnetes Beispiel für das Gesagte bildet Louisental. Das Ärar hat hier durch jene mächtigen und gewiß verlockenden Kiesimprägnationen veranlaßt, Jahrzehnte geschürft, ohne auf eine Konzentration zu stoßen, und erst der Nachfolger Manz fand mittels eines Erbstollens die erste mächtige Kupferkieslinse, welche durch Jahrzehnte seine Kupferhütte mit großem Erfolg alimentieren konnte. In der Teufe fuhr er noch die zweite Lagerstätte (A) an; dieselbe war aber an Kupfer schon so arm, daß sie die Ausbeute an diesem Metall nicht lohnte. In den neunziger Jahren des vorigen Jahrhunderts, als man den Schwefelkies schätzen

<sup>13)</sup> Redlich K. A., Der Kiesbergbau Louisental (Fundul Moldowi) in der Bukowina. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1906, Nr. 23.

lernte, erinnerte man sich des hier stehengebliebenen Kiesstockes, der nun dem Abbau zugeführt wurde. Bei dieser Gelegenheit wurden auch die tieferen Linsen erschürft und ausgerichtet. In diesem Beispiele — ich konnte Louisental wegen der gleichen petrographischen und tektonischen Verhältnisse der Karpathen mit den Alpen als alpines Muster wählen — sehen wir die ganze Geschichte dieses Typus und die zweckmäßige Beschürfung vor uns: Zuerst Kupferkies-, dann Schwefelkiesbergbau, durch Aufsuchung der einzelnen Linsen, entsprechend der im Abbau gefundenen Regeln des Auftretens der



Linsen von Südosten nach Nordwesten gegen die Teufe. In bezug auf den Chemismus der Erze sei hervorgehoben, daß in erster Linie ein hoher Schwefelgehalt gewünscht wird, ferner daß nicht Sulfide vorhanden sein sollen, welche der Abröstung des Schwefels große Hindernisse in den Weg legen, umgekehrt durch das Gebundensein an Schwefel die Abbrände entwerten, z. B. Zink, welches als Zinkblende kaum zu entfernen ist. Ist ein Eisenwerk in der Nähe, so

Abb. 9.  
Kokardenerz vom Schneeberg in Tirol, entnommen der Arbeit Graniggs, l. c.

werden die Abbrände willkommene Eisenerze sein, namentlich, wenn sich aus ihnen noch das Kupfer, Gold und Silber rentabel extrahieren läßt.

In den Schwefelkieslagerstätten finden sich oft recht ansehnliche Massen von Bleiglanz und Zinkblende; wenn letztere die ersteren überwiegen, kommen wir zu den Bleiglanz- und Zinkblendelagerstätten, wie wir sie von zahlreichen Stellen unserer Alpen kennen (Schneeberg in Tirol, Tal, Taschen, Feistritz bei Graz). Granigg<sup>14)</sup> und Lazarevic<sup>15)</sup> haben den metamorphen Charakter im Sinne Lindgreens dieses Typus richtig erkannt und besonderes Gewicht auf die Schiefererze mit sekundärer Quarzrandzone gelegt.

<sup>14)</sup> Granigg B., Die stoffliche Zusammensetzung der Schneeberger Lagerstätte. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1908, Nr. 27—32.

<sup>15)</sup> Lazarevic, Zeitschrift für praktische Geologie. 1911, S. 316 und 467.

Zum Vergleich mit den sideritischen Schiefererzen (Abb. 2) sei ein Handstück dieser Erze abgebildet, das die vollständige Analogie beider zeigt. (Abb. 9.)

Nickel, Kobalt, Antimon und Quecksilbererze finden sich nicht nur sporadisch in dem von uns beschriebenen Erztypus, sie können sich so anhäufen, daß sie schließlich abbauwürdig werden. Kobalt und Nickel finden wir in einzelnen Analysen der Siderite von Neuberg und Altenberg im Mürztal (Steiermark) als Imprägnationen in den Sideriten von Turnau, schließlich als größere Anhäufungen in den Sideriten der Karpathen. Der Zinnober ist am Erzberg ein seltenes Mineral, zwei Stunden weiter entfernt in der Krumpfen am Fuß des Reichensteins wurde er in den siebziger Jahren abgebaut und lieferte jährlich mehrere Zentner Quecksilber. Noch reicher sind die Zinnobervorkommen von Turrach, die reine Schieferimprägnationen sind. Zusammenfassend können wir sagen: Die altkristallinen und paläozoischen Schichten unserer Ostalpen und Karpathen sind reich an Eruptivgesteinen und Erzen, welche sich fast alle in bezug auf Entstehung und Form nur quantitativ und nicht qualitativ unterscheiden; bald wird der Siderit, bald der Kupferkies, bald der Bleiglanz usw. der Lagerstätte den jeweiligen Namen geben. Vorwiegend sind diese Typen in der Grauwackenzone der Nordalpen vertreten. Nicht so sehr die Störungen, als vielmehr die natürliche Umgrenzung der Lagerstätten bereitet ihrem Abbau ein Ende und aus dieser Erkenntnis ergibt sich vor allem die Art des Schürfens.

---

Vorsitzender: Ich richte an die Versammlung die Frage, ob jemand das Wort zu ergreifen wünscht. (Nach einer Pause.) Nachdem das nicht der Fall ist, danke ich dem Herrn Professor Dr. Redlich namens der Versammlung auf das herzlichste für die Behandlung des aktuellen Themas. (Lebhafter Beifall.)

Herr Direktor Ernst Gmeyer aus Laibach hat folgenden Vortrag angemeldet: »Über tonnlägige Schächte und eine neuartige Schlepschachtförderung«. Ich bitte Herrn Direktor, das Wort zu ergreifen.

# Über tonnlägige Förderschächte und eine neuartige Schleppschachtförderung.

Von

**Bergdirektor Ernst Gmeyer,**

Laibach.

In Höfers Taschenbuch für Bergmänner auf S. 287 ist zu lesen: »Tonnlägige Schächte erhalten immer rechtwinkligen Querschnitt und empfehlen sich nur in nicht schwimmendem Gebirge, bei kleinen Grubenfeldern und nicht zu großer Teufe. Sie sind zwar billiger in ihrer Herstellungsweise als seigere Schächte, haben aber den Nachteil des größeren Hangenddruckes, der kostspieligen Förderung und Wasserhaltung und empfehlen sich daher ebensowenig wie die gebrochenen Schächte. Sie sind in Amerika behufs raschen Aufschlusses und Aufbaues häufig angewendet.«

Hoffentlich gelingt es mir, durch meine heutigen Ausführungen nachzuweisen, daß es besser wäre, wenn der betreffende Abschnitt in einer zukünftigen Auflage dieses vorzüglichen, in so kurzer Zeit jedem praktischen Bergmann unentbehrlich gewordenen Handbuches vielleicht folgende Fassung bekäme: »Tonnlägige Schächte erhalten meist rechteckigen Querschnitt, können aber gegebenenfalls, z. B. bei großem Seitendrucke, auch runden Querschnitt erhalten und empfehlen sich fast in jedem Gebirge. Mit Vorteil lassen sie sich überall dort an Stelle von Seigerschächten anwenden, wo diese ohne Schachtbohr- oder Senkschachtbetrieb geteuft werden; insbesondere bei großen Grubenfeldern, wobei die Teufe, bis zu welcher man gehen kann, von den örtlichen Verhältnissen abhängt. Sie sind manchmal zwar teurer in ihrer Herstellung als seigere Schächte, können leicht größeren Hangenddruck haben — da von einem solchen bei seigeren Schächten keine Rede sein kann — empfehlen sich aber trotzdem wegen der viel, viel billigeren Förderung und Wasserhaltung, selbst wenn man gezwungen ist, gebrochen zu fördern, was natürlich möglichst vermieden werden soll. — Nicht nur die praktischen Amerikaner wenden sie häufig an, sondern sie finden auch in Europa häufige Anwendung, und zwar mit bestem Erfolge. (Siehe den Aufsatz Ranzingers in der »Österreichischen Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen« Nr. 45 des Jahres 1906.)«

Also durchwegs das Gegenteil von dem, was in der gegenwärtigen Auflage des Handbuches zu finden ist, und mit der Beweisführung ist mir schon die Disposition für meine Ausführungen gegeben.

1. Tonnlägige Schächte erhalten meistens rechtwinkligen Querschnitt, der uns natürlich bedeutend lieber ist als der runde, da er viel leichter und daher billiger herzustellen ist und eine fast vollständige Querschnittsausnützung gestattet. Bei tonnlägigen Schächten können wir deshalb den rechtwinkligen Querschnitt anwenden, weil wir den Vorteil des Hangenddruckes (soll wohl heißen Firstendruckes) haben, welchen wir im Firstgewölbe auffangen und durch Widerlager und Ulmmauer auf die Sohle übertragen können.

Wir sind also beim Schleppschachte in der angenehmen Lage, den kreisförmigen Querschnitt zu vermeiden, der wegen der schwierigen

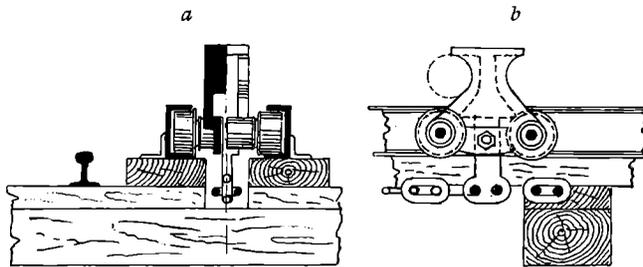


Abb. 1.  
Zweiseitiger Mitnehmer.

Herstellungsart und wegen des Umstandes, daß man gezwungen ist, vier Segmente, welche zur Förderung nicht benützt werden können, der Form wegen mitherzustellen, bedeutend teurer zu stehen kommt und daher womöglich vermieden werden soll. Die Übertragung des Hangenddruckes auf die Sohle gestattet auch First-, Ulm- und Sohl- ausbau verschieden zu dimensionieren und auf diese Weise viel an Material zu ersparen, während die seigere Schachtröhre mit gleichen Abmessungen, welche nach dem Maximaldruck berechnet werden, ausgeführt werden muß. Ist man aber gezwungen, mit dem Schleppschacht durch Gebirge mit großem Seiten- oder Sohldruck oder durch alten Mann, stark wasserführendes Gebirge usw. zu gehen, so kann man partienweise zu rundem oder einem anderen beliebigen Querschnitte übergehen, je nachdem wo man den Druck auffangen und wohin man ihn übertragen muß.

2. Tonnlägige Schächte empfehlen sich fast in jedem Gebirge, wo man Seigerschächte ohne Schachtbohr- oder Senkschachtverfahren abteufen kann. Bei der Anlage tonnlägiger Schächte wird man natürlich, wenn die Lagerstätte nicht söhlig ge-

lagert ist, trachten, den Schacht möglichst lange in der Lagerstätte zu treiben und hiebei auch über  $20^{\circ}$  Neigung bis  $30^{\circ}$  gehen, da die Herstellungskosten durch das erhaute Gut erheblich reduziert werden. Der idealste Fall ist natürlich der, wenn das Flöz so verflächt, daß es zu Tage ausbeißt. Dann wird man ohne Rücksicht auf die größere Länge entweder im Verflächen oder, wenn dieses zu groß, diagonal mit  $20-25^{\circ}$  Einfallen den Schacht in der Lagerstätte treiben und oft kann man hiebei Aufschluß und Vorrichtung vereinigen. In jedem Gebirge aber, wo man einen Seigerschacht teufen kann, kann man auch ein Gesenke teufen, meist sogar ist streckenmäßiges Vorgehen einfacher als schachtmäßiges.

Von besonderem Vorteile wird es aber sein, wenn man im Hangenden der geneigt abgelagerten Lagerstätte wasserführende Schichten hat, deren Durchteufung man durch die Tonnlage vermeiden kann. Man wird dann zwar Abbau mit Spülversatz anwenden müssen oder gegebenenfalls in die Lage versetzt sein, die wasserführende Schicht mittels Bohrlöchern aus der Grube durch dieselbe oder durch einen eigenen Wasserstollen sukzessive zu entwässern. Jedenfalls kann man, wie gesagt, überall dort, wo man Seigerschächte teuft, auch tonnlägige treiben, ausgenommen, wenn man auf das Teufen mittels Senkschächten oder Schachtbohrungen, Gefrier-

verfahren usw. angewiesen ist. Ich sage, man kann, ob man es auch tun wird, hängt aber von ganz anderen Argumenten ab.

3. Tonnlägige Förderschächte wendet man nur bei großen Grubenfeldern an. Der Schleppschacht wird mit Vorteil überhaupt nur bei Massenerzeugung Anwendung finden, da seine Leistungsfähigkeit weit über die jedes Seigerschachtes gesteigert werden kann. Die kontinuierliche Förderung aus Schleppschächten gestattet z. B. mit einer Geschwindigkeit von nur  $0,5 \text{ sek./m}$  und  $10 \text{ m}$  Hunteabstand pro Stunde;  $180$  Hunte pro Tag;  $180 \times 24 = 4320$  Hunte à (angenommen)  $6 \text{ q}$  verkäufliches Quantum =  $259,2$  rund  $250$  Waggon — oder pro Jahr (mit  $300$  Betriebstagen gerechnet)  $75.000$  Waggon zu ziehen —, welche Leistung durch Vergrößerung der Geschwindigkeit bis  $1 \text{ m}$  noch verdoppelt werden kann.

Wir werden also Schleppschächte nur bei sehr großen Grubenfeldern anwenden, wobei wir die Anlage eines zweiten und dritten seigeren Förderschachtes, den wir, um das gleiche Quantum herauszubringen, anlegen müßten, ersparen. Natürlich ist dieser Vorteil um so mehr ins Gewicht fallend, je größer die Teufe des Schachtes, mit welchem

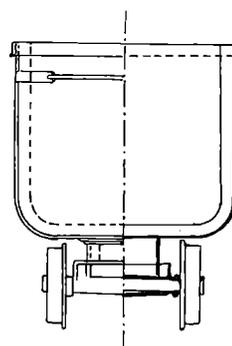


Abb. 2.  
Hunt der Johannestaler Schleppschachtförderung.

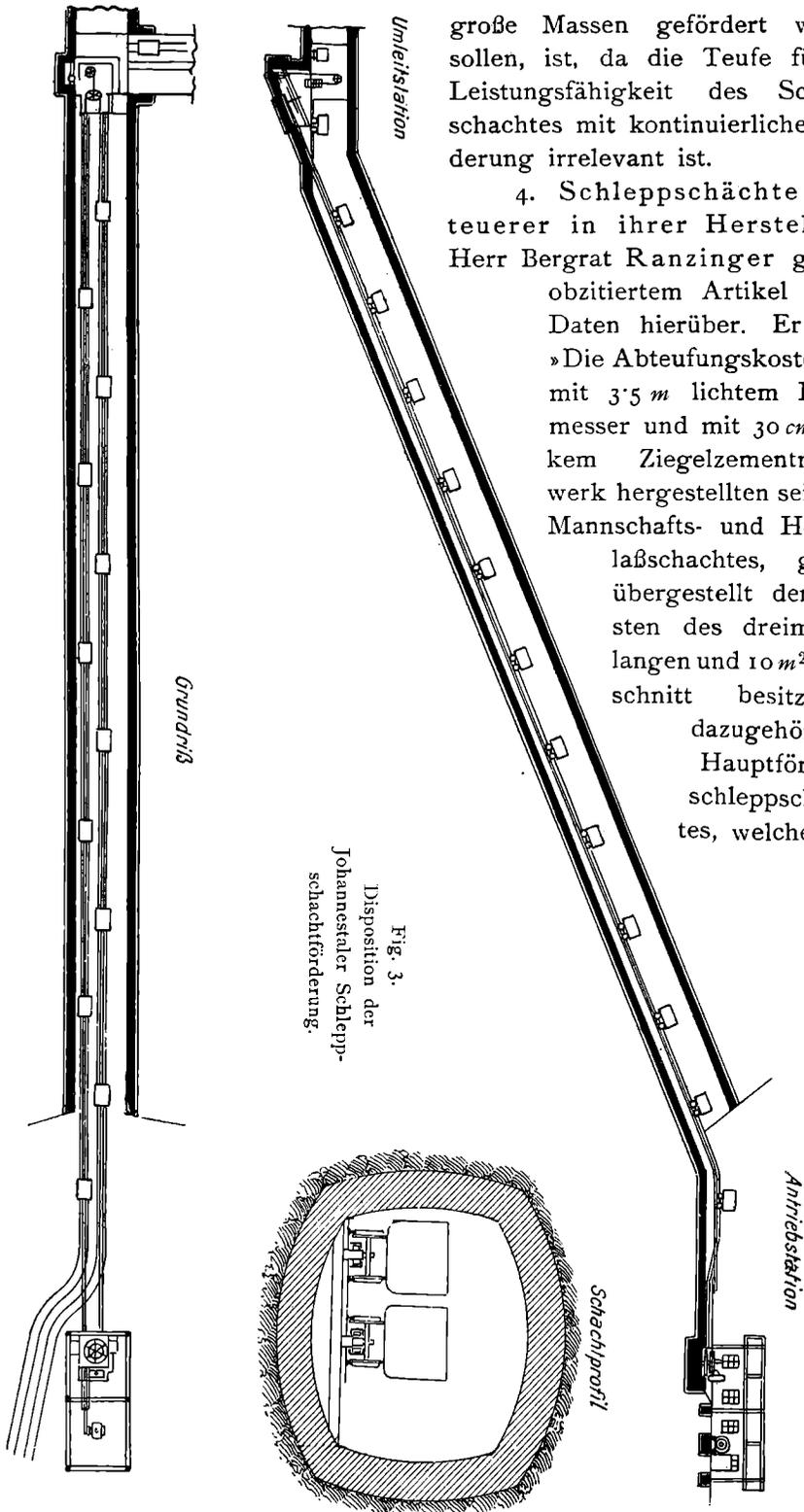


Fig. 3.  
Disposition der  
Johannestaler Schlepp-  
schachtförderung.

große Massen gefördert werden sollen, ist, da die Tiefe für die Leistungsfähigkeit des Schleppschachtes mit kontinuierlicher Förderung irrelevant ist.

4. Schleppschächte sind teurer in ihrer Herstellung. Herr Bergrat Ranzinger gibt in obzitiertem Artikel einige Daten hierüber. Er sagt: »Die Abteufungskosten des mit 3,5 m lichtigem Durchmesser und mit 30 cm starkem Ziegelzementmauerwerk hergestellten seigeren Mannschafts- und Holzeinlaßschachtes, gegenübergestellt den Kosten des dreimal so langen und 10 m<sup>2</sup> Querschnitt besitzenden dazugehörigen Hauptförder-  
schleppschachtes, welcher mit

Eichenholz und Eichenpfosten ausgezimmert ist und dessen Mundloch und Füllort gemauert wurden, waren um etwa 20% höher und die Abteufungszeit des Schleppschachtes war um 30% kürzer.«

Wir ersehen daraus: Der Mannschafts- und Holzeinlaßschacht hatte einen Querschnitt von  $9,62\text{ m}^2$ , der Massenförderschleppschacht nur  $10\text{ m}^2$ . Die Abteufzeit des letzteren war trotz der dreifachen Länge um 30% kürzer als des minder wichtigen Zwecken dienenden Seigerschachtes. Es ist kaum fraglich, daß der Seigerschacht, wenn er als Förderschacht statt mit  $3,5\text{ m}$  mit  $5\text{ m}$  lichtem Durchmesser, also  $19,63\text{ m}^2$  Querschnitt ausgeführt worden wäre, nicht um 20% billiger, sondern wesentlich teurer zu stehen gekommen wäre, trotzdem er bei weitem nicht das Quantum hätte bewältigen können, als der  $10\text{ m}^2$ -Schleppschacht mit kontinuierlicher Förderung, abgesehen von der Zeitersparnis, die dann noch viel größer als 30% gewesen wäre. Es ist also auch die Behauptung, daß tonnlägige Schächte wegen ihrer weit größeren Länge teurer sind als seigere, nicht allgemein gültig.

5. Über den »Hangenddruck in Seigerschächten« will ich hinweggehen. Über die günstigen Druckverhältnisse in tonnlägigen Schächten habe ich sub 1 schon gesprochen.

6. Schleppschächte sind billiger in der Förderung. Und zwar sind in erster Linie schon die Anschaffungskosten der Fördermaschine bedeutend billiger, da sie viel schwächer gebaut werden kann. Für größere Teufen ist der anfängliche Förderungs-

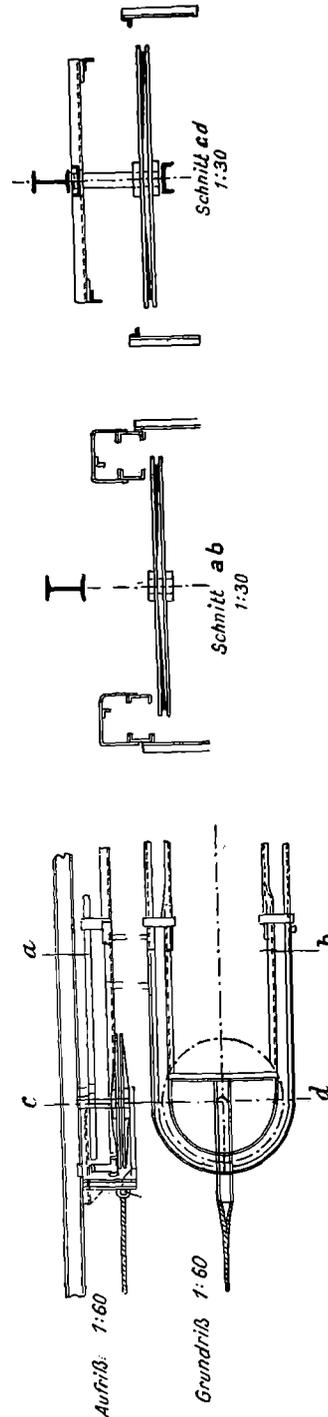


Abb. 4.  
Umleitscheibe und Spannvorrichtung.

widerstand  $W$  der maximale, und zwar, da die Gewichte der Fördergefäße sich aufheben, gleich der Nutzlast  $q$  plus dem Seilgewicht  $G$ . Dazu kommen noch die auf den Treibkorbumfang reduzierten Nebenhindernisse, die man mit 4% der gesamten Seilbelastung annimmt. Somit ist:

$$W \text{ max.} = q + G + 0.04(q + G + 2F),$$

wobei  $F$  das Gewicht der Fördergefäße bedeutet. Für die Fördergeschwindigkeit  $v$  wird die Nutzleistung  $N = \frac{W \cdot v}{75}$ .

Nehmen wir, um ein Zahlenbeispiel zu rechnen, bei einer Seigerteufe von 200 m das Gewicht.

F der Förderschale mit 6 Wagen . . . . .	4000 kg
G das Seilgewicht mit . . . . .	1500 kg
q die Förderlast = 6 × 600 . . . . .	3600 kg
v max. . . . .	10 m

so ist  $W = 3600 + 1500 + 0.04 \cdot (3600 + 1500 + 8000)$ , also = 5624 kg.

Die Nutzleistung  $N = \frac{5624 \times 10}{75} = 750$  PS. Man muß also bei einem angenommenen Wirkungsgrade von 60% eine Maschine von 1250 PS. nehmen.

Wie stellt sich nun die Berechnung der Antriebsmaschine bei Schleppschächten mit kontinuierlicher Förderung?

- Ist  $q$  das Seil- oder Kettengewicht für den laufenden Meter,
- $a$  der Hunteabstand,
- $P_v$  das Gewicht der beladenen,
- $P_e$  das Gewicht der leeren Hunte,

so läßt sich das Zugsorgan und die Hunte als eine gleichmäßig über die Bahn verteilte Last betrachten. Das Gewicht für die Bahnlänge

$$l = \left(g + \frac{P}{a}\right) \cdot l.$$

Um dieses Gewicht aufwärts zu ziehen, ist ein Zug  $Z$  erforderlich, der sich aus der relativen Schwere

$$\left(g + \frac{P}{a}\right) l \sin. \alpha = \left(g + \frac{P}{a}\right) h$$

und der Reibung

$$\mu \cdot \left(g + \frac{P}{a}\right) \cdot l \cos. \alpha = \mu \left(g + \frac{P}{a}\right) \cdot l$$

zusammensetzt. Somit ist

$$Z = \left(g + \frac{P}{a}\right) (h + \mu \cdot l).$$

$\mu$ , der Gesamtreibungskoeffizient, kann bei rollender Reibung mit 0.01 eingesetzt werden. Nehmen wir für das obige Zahlenbeispiel einen

tonnlägigen Schacht von 200 m Seigerteufe und einem Einfallswinkel von 20°, so ergibt sich eine flache Länge von 585 m, rund 600 m.

Der Schacht sei ausgerüstet mit einer kontinuierlichen Kettenförderung mit 10 m Hunteabstand und 0,5 m Geschwindigkeit.

Das Kettengewicht  $g$  gleich 15 kg pro laufenden Meter. Das Gewicht des vollen Hutes = 1200 kg. Setzt man diese Ziffern in obige Formel, so erhält man als maximale Zugkraft:

$$Z = \left( 15 + \frac{1200}{10} \right) (200 + 0,01600) = 27.810 \text{ kg.}$$

Die Nutzleistung der anzuwendenden Maschine ist also gleich

$$N = \frac{28.000 \times 0,5}{75} = 190 \text{ PS.}$$

Man muß demnach bei tonnlägiger Förderung und 60% Wirkungsgrad eine Maschine von 330 PS. wählen, also zirka ein Viertel so stark als bei Seigerförderung und wird ein viel größeres Quantum damit fördern können. Aber auch im Betriebe können große Ersparnisse an teurerer Menschenkraft gemacht werden, indem man den Zulauf und Ablauf der Förderwagen automatisch einrichtet.

Betriebsstörungen werden selten auftreten und gegebenenfalls in einem streckenartigen Baue, wo man beliebig viel Arbeitsküren anlegen kann, in viel kürzerer Zeit und billiger beseitigt.

Wenn wir Vorstehendes zusammenfassen, so kommen wir zu dem Resultate:

Handelt es sich darum, große Massen aus beträchtlicher Teufe bei gutem Deckgebirge zu fördern, so wird man vorteilhaft tonnlägige Schächte anwenden, vorausgesetzt, daß man eine tadellose kontinuierliche Fördervorrichtung anwenden kann.

Ich habe diese wichtigste Frage in dem Marien-Gesenke des meiner Leitung unterstehenden Werkes der Johannestaler Kohlen-gewerkschaft durch eine Schlepptschachtförderung eigenen Systemes gelöst, welche jetzt seit vier Jahren im Betriebe steht, und will nunmehr an Hand von Skizzen die Einrichtung beschreiben.

Die Anlage ist eine Kettenförderung mit endloser Kette und zwangsläufig geführten Mitnehmern. Die aus U-Eisen gebildete Mitnehmerfahrbahn ist um 70 mm höher gelegen als die Schienenoberkante der Huntebahn. Der Mitnehmer ist, wie aus der Zeichnung ersichtlich, zweiseitig ausgebildet und mit Schmierhülsenradsätzen versehen,

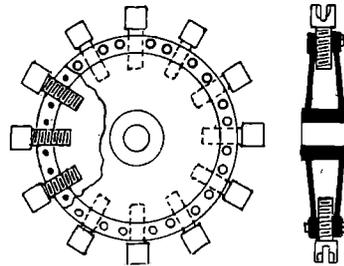


Abb. 5.  
Kettengreiferscheibe Pat. Bömches  
& Reinhold.

welche innerhalb der **U**-Eisen laufen und geführt werden. Der Mitnehmer ist gelenkig mit an der Kette angeschweißten Stegen verbunden, um ein Verklemmen zu vermeiden.

Für ein klagloses Funktionieren der Förderung ist die Hauptbedingung eine tadellose fixe Bahn mit unverrückbarem Höhen- und Seitenabstand der beiden Lauflinien. Dies wurde dadurch erreicht, daß wir auf jedem zweiten der in  $70\text{ cm}$  Abstand voneinander entfernten Eichenschweller gußeiserne Schuhe einbauten, welche die beiden Schienen und die **U**-Eisen starr verbinden.

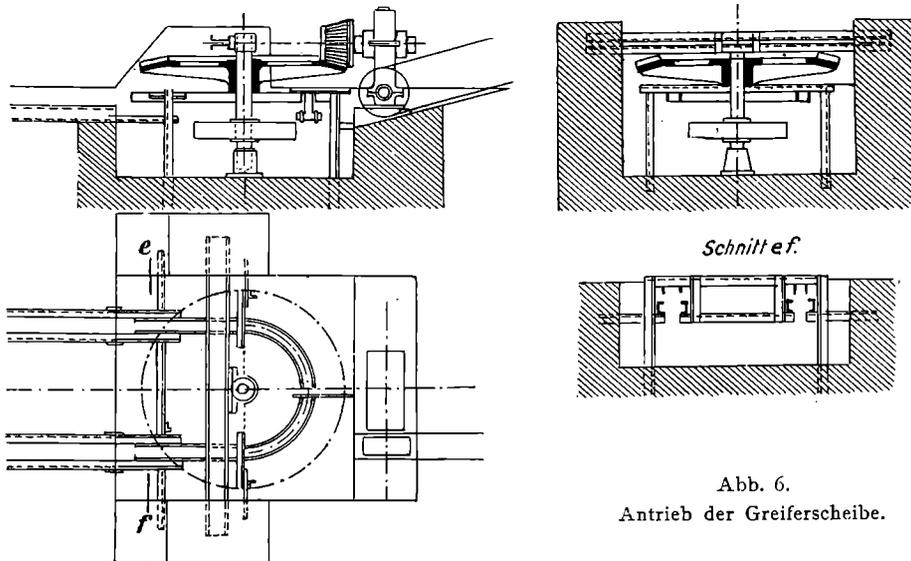


Abb. 6.  
Antrieb der Greiferscheibe.

Die Wirkungsweise der Schleppschachtförderung ist aus der Dispositionszeichnung ersichtlich. Der Hunt rollt selbsttätig oder durch Handkraft zum Gesenkfuße, unter der Platte nach Umlaufung der mit Spannvorrichtung versehenen Umleitscheibe kommt der Mitnehmer so hervor, daß er nur die Vorderachse der Hunte fassen kann (also ein Kippen ausgeschlossen wird) und zieht den Hunt mit einer Geschwindigkeit von  $0,5-1\text{ m}$  zu Tage. Obertags wird der Hunt noch ein Stück horizontal gezogen, dann erhalten die Führungs-**U**-Eisen eine Biegung nach unten, so daß die Mitnehmer außer Eingriff kommen, während die Hunte auf mäßig geneigter Bahn weiterrollen.

Die **U**-Eisen werden dann wieder in die Horizontale gebracht, laufen über eine Kettengreiferscheibe (Patent Bömches & Reinhold), welche mittels Zahnrad und Schneckenvorgelege angetrieben wird. Durch entsprechende Biegung der Huntebahn und der **U**-Eisen des ablaufenden Trummes (Leergeleise) wird erreicht, daß die leeren Hunte bis zu dem tiefsten Punkt obertags zurollen, wo abermals die

Vorderachse von dem von unten kommenden Mitnehmer erfaßt wird. Der Hunt wird dann über eine Überhebung gehoben und eilt in der Neigung so vor, daß die Hinterachse auf der anderen Seite des Mitnehmers zum Eingriff kommt und wird so abgebremst.

Bei dieser Anordnung sind wir in die Lage versetzt, alle Neigungen der Bahn zu durchfahren, ohne daß eine Rolle eingeschaltet ist. Es findet ein vollständiger Gewichtsausgleich der toten Last statt, so daß die Kette beliebig stark dimensioniert werden kann, es gibt bei der ganzen Anlage nur rollende Reibung und ist die Leistungsfähigkeit der Bahn eine fast unbeschränkte, da Betriebsstörungen nur durch Kettenriß verursacht werden können. Ein Kippen oder Auspringen der Hunte ist aber ganz ausgeschlossen, wenn — und das ist die einzig wichtige Bedingung — die Bahn in Ordnung ist. Natürlich lassen sich auch Krümmungen in der Richtung der Bahn durch entsprechende Biegung der U-Eisen ausführen, nur muß man in diesem Falle entweder eine größere Bahn für das Spanngewicht geben, oder eine Ableitkettenrolle unter den Schienen anbringen.

Mit Konstruktionsdetails will ich die Herren nicht langweilen, doch stehe ich jedem der Herren, der sich dafür interessiert, gerne mit näheren Aufklärungen zu Verfügung.

---

Vorsitzender: Meldet sich jemand zum Wort? (Nach einer Pause.) Es ist nicht der Fall, ich danke dem Herrn Direktor bestens für seinen Vortrag (lebhafter Beifall) und erteile dem nächsten Vortragenden, Herrn Bergassessor Otto Dobbelsstein aus Essen, zu seinem Vortrage: »Drahtlose Grubentelephonie« das Wort. (Nach einer Pause.) Da der Herr Bergassessor momentan nicht zugegen ist, erteile ich dem nächsten Vortragenden, Herrn Oberingenieur Dr. Havliček aus Mährisch-Ostrau, das Wort zu seinem Vortrage: »Betriebsergebnisse bei Zentrifugalpumpen und Turbo-kompressoren«.

# Betriebsergebnisse bei Zentrifugalpumpen und Turbokompressoren.

Von

**Oberingenieur Dr. J. Havlíček,**

Mährisch-Ostrau.

Die elektrische Arbeitsübertragung hat es mit sich gebracht, daß man statt der langsamlaufenden Wasserhaltungen mit Kolbenmaschinen raschlaufende Zentrifugalpumpen einzuführen begann.

Anfang 1900 hat dieser Vorgang angefangen, und bis heute ist die elektrisch angetriebene Kolbenpumpe nahezu gänzlich durch die Zentrifugalpumpe verdrängt worden.

Begünstigt wurde dieses rasche Umsichgreifen der Zentrifugalpumpe durch die geringen Anschaffungskosten dieser Maschinen, durch den geringen Raumbedarf, der bei Maschinenräumen in der Grube eine große Bedeutung hat, und nicht in der letzten Linie durch die Mode.

Es liegt nun die Frage nahe, wie sich diese Maschinen im längeren Betriebe halten und ob sie den in sie gesetzten Erwartungen entsprochen haben.

Bei neuen Pumpen mit den höchst zu erreichenden Wirkungsgraden ergab die Kalkulation, daß die Zentrifugalpumpe etwas günstiger arbeitet als die Plungerpumpe, sofern bei dieser Kalkulation die Anlagekosten innerhalb zehn Jahren amortisiert werden sollten, und der Strompreis mit 3,5  $\frac{h}{kWh}$  pro Kilowattstunde angenommen wurde.

Bei diesem Vergleiche ergab es sich, daß der Mehrbedarf an Strom bei der Zentrifugalpumpe durch die höhere Amortisationsquote und die höheren Kosten für die Reinigung und Reparatur der Kolbenpumpe reichlich aufgewogen wurde.

So stand die Kalkulation für eine neue Pumpe; wollen wir nun zusehen, wie es sich mit einer Pumpe verhält, die durch einige Jahre im Betrieb stand.

Ein sand- und säurefreies, normales Grubenwasser vorausgesetzt, in welchem also nur Kohlen- und Bergeschlamm enthalten

ist, sind die Abnützungen an den Leitrad- und Laufradschaufeln nicht bedeutend.

Nach einem fünf- bis siebenjährigen Betriebe ist ein Auswechseln der Lauf- und Leiträder nicht erforderlich, längere Erfahrungen stehen mir leider nicht zur Verfügung.

Dies gilt jedoch nur für Pumpen bis zu höchstens 1500 Touren pro Minute. Von rascher laufenden Pumpen als solchen mit zirka 3000 Touren pro Minute soll entschieden abgeraten werden, da sich bei solchen Pumpen auch bei normalem Grubenwasser Defekte an

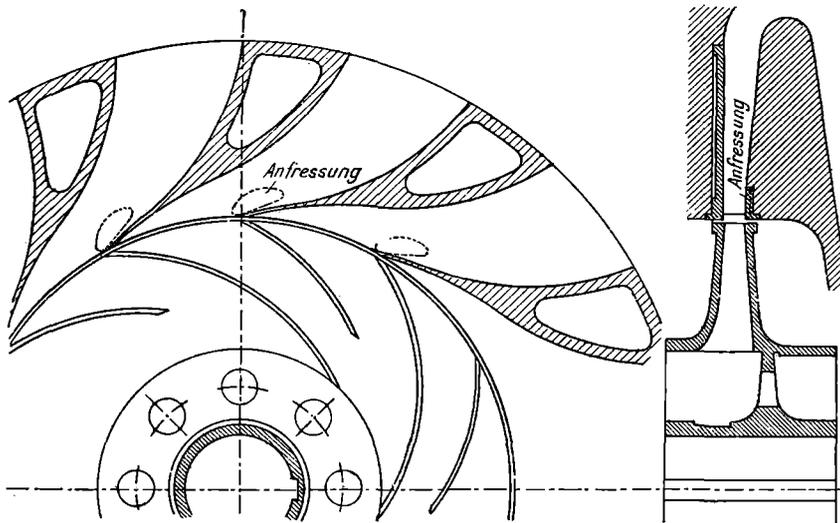


Abb. 1.

den Schaufeln gezeigt haben. Nur bei ganz reinem Wasser, wie z. B. für Kesselspeisung kann auch diese höhere Tourenzahl gewählt werden.

Bei etwas säurehaltigem, und selbst bei nur salzhaltigem Wasser werden die Lauf- und Leiträder aus Bronze gar nicht, doch die benachbarten gußeisernen Teile des Gehäuses und die schmiedeeiserne Welle ziemlich stark angegriffen.

Bei solchen Wässern empfiehlt es sich, die Leitkanäle im Bereiche der Leitschaukel ganz aus Bronze herzustellen und über die Welle eine Metallbüchse zu ziehen.

Bei Pumpen mit gußeisernem Gehäuse, bei welchen sich derartige Korrosionen zeigen, können die betreffenden Stellen, die sich an den Eintrittsstellen der Leitkanäle zeigen, ausgedreht und durch Metallringe ausgefüllt werden. (Abb. 1.)

Bei neuen Konstruktionen werden derartige Ringe schon in der Fabrik hergestellt, so daß derartige Erhaltungen und Reparaturen bei diesen neuen Konstruktionen vollkommen entfallen.

Größerem Verschleiß sind die Dichtungen zwischen dem rotierenden Laufrad und dem stehenden Gehäuse unterworfen.

Diese Dichtungsringe sind aus der Abb. 2 ersichtlich. Die Zeichnung ist nach einer Pumpe der Maschinenfabrik Andritz angefertigt worden, doch sind die Dichtungen bei Pumpen anderer Systeme prinzipiell ganz gleich.

Im Spalte  $S$  zwischen dem Laufrad  $A$  und Leitrad  $B$  ist ein Druck  $P_2$  vorhanden, der größer ist als der Druck  $P_1$  im Einlaufkanal des Laufrades.

Ist die Abdichtung zwischen dem Gehäuse und dem Laufrad in der Fläche I bis II nicht gut, so wird eine beträchtliche Wassermenge  $q$  nur innerhalb eines Laufrades zirkulieren, wie dies mit dem Pfeile angedeutet ist.

Dadurch wird die geförderte Wassermenge geringer und der Wirkungsgrad der Pumpe kleiner.

Dies bedingt auch die einzige größere Erhaltungsarbeit bei den Zentrifugalpumpen.

Der Luftraum bei diesen Dichtungen wird auf zirka  $0,2 \text{ mm}$  gemacht und kann bis zu  $\frac{1}{2} \text{ mm}$  betragen, ohne daß dadurch der Wirkungsgrad der Pumpe bedeutend kleiner werden würde.

Im allgemeinen wird es bei normalen Wasserverhältnissen genügen, alle zwei Jahre einmal die Pumpe zu öffnen und die ausgelaufenen Dichtungsringe durch neue zu wechseln.

Durch diese Betrachtung wird es auch klar, daß die Zentrifugalpumpen mit verhältnismäßig großen Wassermengen und niederen Drücken bessere Wirkungsgrade ergeben müssen als jene mit geringer Wassermenge und hohen Drücken.

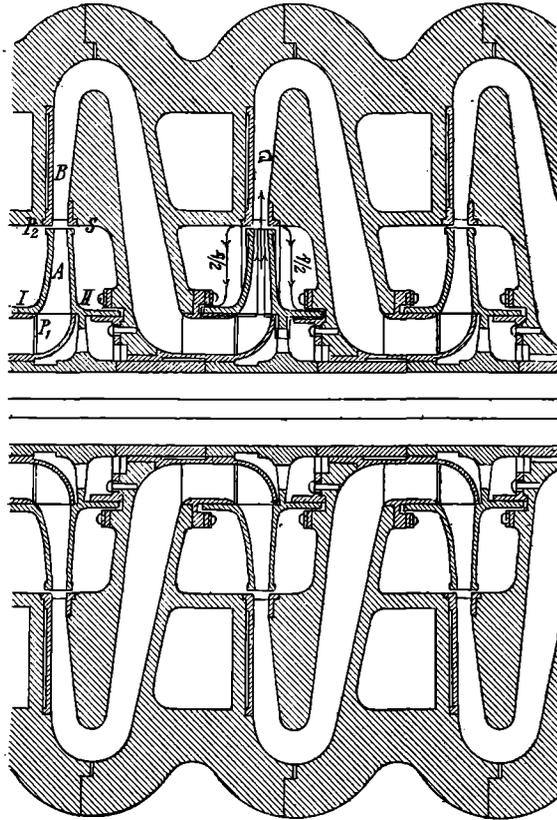


Abb. 2.

Denn der Verlust  $q$  pro Rad ist desto empfindlicher, je kleiner das Verhältnis  $\frac{Q}{q}$  (Abb. 2) ist und je mehr Räder vorhanden sind, da bei jedem Rad die Wassermenge  $q$  und im Rade selbst zirkuliert. Es ist nicht zweckmäßig, bei hohen Drücken kleine Wassermengen zu wählen.

Die unterste Grenze, die noch zulässig wäre: bei 300 *m* Druckhöhe eine Leistung von etwa 1500 *l* pro Minute.

Bei derartigen neuen Pumpen werden Wirkungsgrade der Pumpe allein von 65% garantiert. Zweckmäßiger sind Pumpen für 3000 *l* pro Minute. Bei diesen Pumpen können Wirkungsgrade von 70% garantiert werden. Ist  $Q > 6000$  *l* pro Minute, so können Wirkungsgrade bis zu 74% und darüber erreicht werden.

Je nach den örtlichen Verhältnissen, Zufluß, Größe der Sumpfstrecken, Pumpenzeit muß dann das günstigste gewählt werden.

Ich habe eine Reihe von Pumpen, die seit dem Jahre 1905, beziehungsweise 1907 laufen, untersucht und gefunden, daß bei geringer Erhaltung, die sich etwa nach je zweijährigem Betrieb auf Auswechslung der Dichtungsringe und Ausfüllung der korrodierten Stellen durch Bronzeringe beschränkt hat, ein bedeutendes Verschlechtern des Wirkungsgrades nicht eingetreten ist.

Bei den Pumpen für 1500 *l* pro Minute ging  $\eta$  von zirka 66% auf zirka 64% zurück.

Bei den Pumpen für 3000 *l* pro Minute ging  $\eta$  von zirka 71% auf zirka 69% zurück und bei den Pumpen für 6000 *l* pro Minute konnte  $\eta$  dauernd über 72% erhalten werden.

Zieht man diese Resultate in Rechnung, so ergibt sich, daß die Zentrifugalpumpen auch im Dauerbetrieb billiger sind als Kolbenpumpen.

Zur ständigen Erhaltung gehören noch die Stopfbüchsen der Pumpen.

Da bei der Rotation die Welle in der Stopfbüchse immer an ein und derselben Stelle läuft, wird die Welle dort von jeder Pakung, die noch probiert wurde, so stark angegriffen, daß die Welle nach zirka ein- bis zweijährigem Betrieb ausgewechselt werden mußte.

Damit die kostspielige Welle nicht ersetzt zu werden braucht, wurde bei den alten Wellen derjenige Teil, der in der Stopfbüchse läuft, mit einer Metallbüchse überzogen, die dann nach Bedarf ausgewechselt wurde.

Bei neuen Pumpen wurde die Metallbüchse an dieser Stelle gleich bei der Bestellung vorgeschrieben.

Hin und wieder gaben auch die mangelhaften Entlastungen der axialen Schübe Ursache zu Betriebsstörungen, doch werden derartige Anstände leicht und mit geringen Kosten behoben.

Im allgemeinen ist die Ursache der Axialschübe die ungleiche Abnutzung der früher besprochenen Dichtungen zwischen dem Lauf-rad und dem Gehäuse und es sollten in solchem Falle die Dichtungs-ringe ausgewechselt werden.

Der Druckausgleich an und für sich ist bei den verschiedenen Systemen verschieden. Sie alle zu beschreiben, gehört nicht in den Rahmen dieses Vortrages. Es möge an dieser Stelle nur darauf hin-gewiesen werden, daß man über die Details der sogenannten Ent-lastung bei dem zu wählenden System noch vor der Bestellung der Pumpe im klaren sein soll.

Wie die elektrische Arbeitsübertragung die Entwicklung der Zentrifugalpumpe, so hat der Dampfturbinenbau mit seinen hohen Tourenzahlen die Entwicklung des Turbokompressors mit sich ge-bracht. Es soll an dieser Stelle nicht über den Ausbau und die kon-struktiven Details dieses Maschinensystemes gesprochen werden. Nä-heres darüber findet man in der Literatur und unter anderem in meiner Arbeit über den Kolben- und Turbokompressor, die im Jahr-gang 1909 der »Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure« er-schienen ist.

Zurzeit läuft meines Wissens in Österreich nur ein Turbokom-pressor für hohe Drucke, und zwar bei den Witkowitz Gruben am Tiefbauschacht in Mährisch-Ostrau.

Diese Maschine läuft seit 1. April 1908 fast ununterbrochen.

Es stehen mir somit Betriebserfahrungen durch  $4\frac{1}{2}$  Jahre hindurch zur Verfügung. Bemerkt soll nur werden, daß der Turbokompressor durch zwei Abdampfturbinen mit zusammen 450 PS. betrieben wird; bei 4600 Touren pro Minute soll er  $4000\ m^3$  pro Stunde Luft ansaugen und auf 6 Atmosphären Überdruck komprimieren. Er wurde von den Skoda-Werken in Pilsen nach dem System Rateau erbaut.

Während des vierjährigen Betriebes hat sich keinerlei Störung am Kompressor selbst ergeben — hingegen hat die Antriebsturbine wiederholt versagt — doch haben diese Störungen, zusammen im ganzen höchstens zehn Tage — die Sonntage ausgenommen — wäh-rend des viereinhalbjährigen Betriebes in Anspruch genommen.

Diese zehn Tage und die Sonn- und Feiertage ausgenommen, ist die Maschine die ganze übrige Zeit Tag und Nacht gelaufen.

Bei den Übernahmsversuchen hat der Kompressor bei 4600 Touren pro Minute  $4050\ m^3$  pro Stunde angesaugt, auf 6 Atmosphären Überdruck komprimiert und hiebei  $6500\ kg$  Abdampf konsumiert.

Nach vierjährigem Betrieb wurde der Versuch wiederholt, hiebei hat der Kompressor bei 4700 Touren pro Minute  $3850\ m^3$  pro Stunde angesaugt; auf sechs Atmosphären Überdruck komprimiert und hie-bei  $6300\ kg$  Abdampf pro Stunde konsumiert.

Bei der Inbetriebsetzung wurde zirka  $1\text{ m}^3$  angesaugter Luft mit  $1'603\text{ kg}$  Abdampf komprimiert.

Nach vierjährigem Betrieb wurde zirka  $1\text{ m}^3$  angesaugter Luft mit  $1'605\text{ kg}$  Abdampf komprimiert.

Bezüglich des Wirkungsgrades ist die Maschine somit nach vierjährigem Betriebe noch gleich gut geblieben, hingegen ist die Leistung der Maschine etwas zurückgegangen.

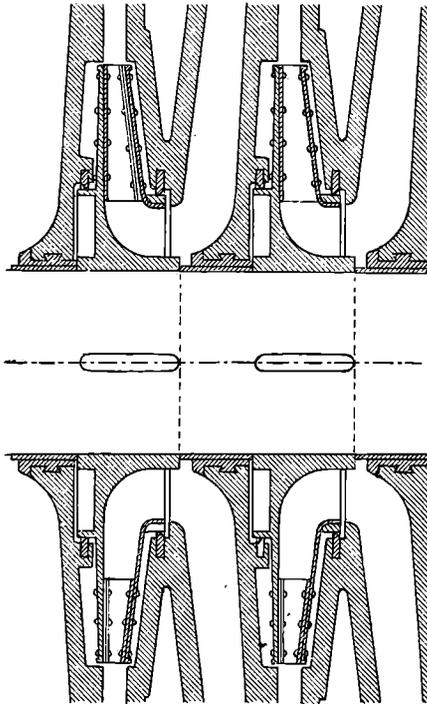


Abb. 3.

Früher wurden bei 4600 Touren pro Minute  $4050\text{ m}^3$  pro Stunde angesaugt, jetzt wurden bei 4700 Touren pro Minute  $3850\text{ m}^3$  pro Stunde angesaugt.

Die Ursache dieses Rückganges in der Leistung liegt wie bei den Zentrifugalpumpen im Auslaufen der Dichtungen zwischen dem Laufrad und dem Gehäuse (Abb. 3).

Sind diese nicht mehr in Ordnung, was bei unserem Kompressor infolge Vibration bei den Defekten an der Turbine tatsächlich eingetreten ist, so zirkuliert ein gewisses Luftquantum nur im Rade selbst, wodurch die Leistung des Kompressors beeinträchtigt wird.

Durch das Auslaufen dieser Dichtungsringe kann auch bei dem Turbokompressor der Ausgleich des axialen Schubes gestört werden. Zur Regelung dieses Druckausgleiches werden bei den neuen Konstruktionen Druckausgleichskolben mit Öldruck bei jedem Kompressorkörper vorgesehen, wodurch jederzeit durch Einstellung des Öldruckes ein vollkommener Druckausgleich erzielt werden kann.

So wie bei den Zentrifugalpumpen läuft auch bei den Turbokompressoren die ganze Erhaltung nur auf die Erneuerung der Dichtungsringe hinaus. Dies ist auch bei den Turbokompressoren mit geringen Kosten verbunden. Bei unserem Turbokompressoren soll dies nach etwa fünfjährigem Betrieb zum ersten Male erfolgen. Nach der Auswechslung dieser Ringe wird der Kompressor wieder dem Zustande bei der Inbetriebsetzung gleichkommen.

Die Abnützung der Lager ist minimal; die übrigen Teile der Maschine sind überhaupt nicht angegriffen worden.

Zufolge der guten Erfahrungen, die mit diesem Kompressor gemacht worden sind, wurden von den Witkowitz Gruben im Laufe dieses Jahres zwei weitere Turbokompressoren bestellt.

Einer für  $8000\text{ m}^3$  pro Stunde und 6 Atmosphären 3000 Touren pro Minute mit elektrischem Antrieb für den Salomon-Schacht und ein zweiter für  $8000\text{ m}^3$  pro Stunde und 6 Atmosphären 4500 Touren pro Minute mit Turbinenantrieb für Abdampf und Frischdampf für den Louis-Schacht.

So wie die Hochdruckzentrifugalpumpe erst bei einem gewissen Verhältnis zwischen der Wassermenge und dem Drucke empfohlen werden kann, so besteht auch beim Hochdruckturbokompressor ein minimales Luftquantum, unter welchem derselbe nicht mehr rationell arbeitet und daher nicht empfohlen werden kann.

Bei sechs Atmosphären Überdruck ist  $4000\text{ m}^3$  pro Stunde die minimalste rationelle Ansaugleistung; hingegen kann ein Turbokompressor für 6 Atmosphären Überdruck und  $8000\text{ m}^3$  pro Stunde Ansaugleistung dem Kolbenkompressor vorgezogen werden.

So wie die große Dampfturbine über 1000 PS. die Kolbendampfmaschine verdrängt hat, so wird mit der Zeit der große Turbokompressor den Kolbenkompressor über  $8000\text{ m}^3$  pro Stunde Ansaugleistung verdrängen.

Zwecks guter Betriebsführung ist die periodische Messung an den Maschinen unerlässlich.

Ich will hier sowohl für die Wassermessung als auch für die Luftmessung leicht ausführbare Meßmethoden, die sich bei uns vorzüglich bewährt haben, kurz andeuten, da gerade in dieser Beziehung große Ungleichheiten bestehen und ich die Regelung dieser Meßmethoden für ungemein wichtig halte.

Gleich hinter der Pumpe wird der Druck durch den Regulierschieber auf die gewünschte Größe abgedrosselt. Das Wasser läßt man in ein Gefäß, das mit der Förderschale auf den gewünschten Horizont gebracht werden kann, hineinfließen. Am Boden des Gefäßes befindet sich eine Ausflußdüse mit gut abgerundeter Mündung, durch welche das oben zufließende Wasser in den Pumpensumpf abfließen kann. Nach kurzer Zeit wird sich im Meßgefäße ein Wasserniveau  $h$  über der Düsenmündung einstellen. (Abb. 4.)

Die theoretische Geschwindigkeit, mit der das Wasser aus dem Behälter ausfließt, ist  $v = \sqrt{2gh}$ .

Ist die Ausflußfläche  $F$  der Düse bekannt, so ergibt sich die ausfließende Wassermenge in Kubikmeter pro Sekunde

$$Q_{\text{sec}} = F_{m_2} \times \varphi \times \sqrt{2gh_m}$$

Fläche  $F$  und die Höhe  $h$  müssen in Metern angegeben werden,  $\varphi$  ist der Ausflußkoeffizient.

Bei Düsen mit gut abgerundeter Mündung und einem lichten Durchmesser über  $80\text{ mm}$  ist nach meinen Messungen  $\varphi \approx 0.99$ .

Es wird vor der Messung zweckmäßig die Größe der Düse rechnerisch so groß bestimmt, daß sich bei der Messung etwa eine Druckhöhe von zirka  $1\text{ m}$  einstellt.

Auf ganz gleichem Prinzip beruht auch die Luftmessung.

Beim Turbokompressor wird mit einem Regulierventil der Druck auf die gewünschte Größe abgedrosselt, beim Kolbenkompressor muß

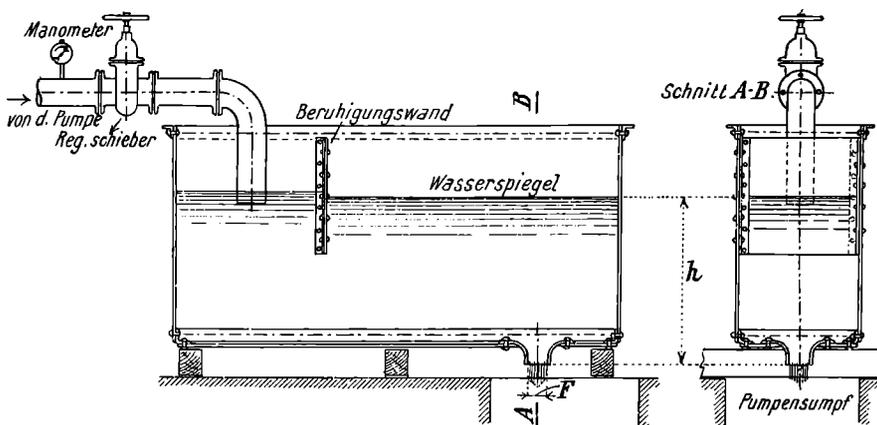


Abb. 4.

wegen des Ausgleiches der Druckschwankungen ein entsprechendes, vollkommen dichtes Reservoir zwischen dem Kompressor und dem Regulierventil eingeschaltet werden.

Die hinter dem Ventil ausfließende Luft wird zu einem Rohr geführt, an dessen Ende eine Ausflußdüse mit gut abgerundeter Mündung die Luft ins Freie ausläßt (Abb. 5).

Der Querschnitt  $F$  der Düse soll so bemessen werden, daß sich in dem Rohr  $R$  ein Druck einstellt, der nicht kleiner ist als  $50\text{ mm}$  und nicht größer als etwa  $800\text{ mm}$  Wassersäule.

Liest man gleichzeitig die Temperatur  $t$  der Luft und den Überdruck im Rohre  $R$  ab, so ergibt sich die sekundlich angesaugte Luftmenge vom barometrischen Druck und der Temperatur des Raumes, in welchem die Luft ausströmt.

$Q$  in Kubikmeter pro Sekunde =  $F \times \varphi \times 0.24 \sqrt{T \times h}$ ,  
wobei  $F$  = Ausflußquerschnitt der Düse in Quadratmeter,  
 $\varphi$  = Ausflußkoeffizient, der =  $0.98$  gesetzt werden kann,  
 $T = 273 + t^\circ\text{ C}$  die absolute Temperatur in  $^\circ\text{ C}$ ,  
 $h$  = der Überdruck in Millimetern Wassersäule im Rohre ist.

Das Ablesen und Ausrechnen bereitet bei dieser Art der Luftmessung keinerlei Schwierigkeiten.

Es liegt ein Bedarf an guten und praktischen Druckluftmeßapparaten vor, da über den tatsächlichen Druckluftverbrauch der

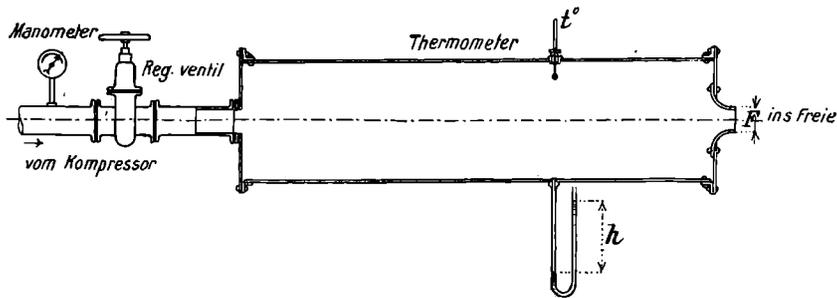


Abb. 5.

Bohrmaschinen, Schrämmaschinen und Bewetterungsdüsen keinerlei Versuchsergebnisse vorliegen.

Auf Grund der vorbeschriebenen Meßmethode möchte ich einen billigen und zuverlässigen Apparat vorschlagen, den jeder am Betriebe selbst herstellen kann.

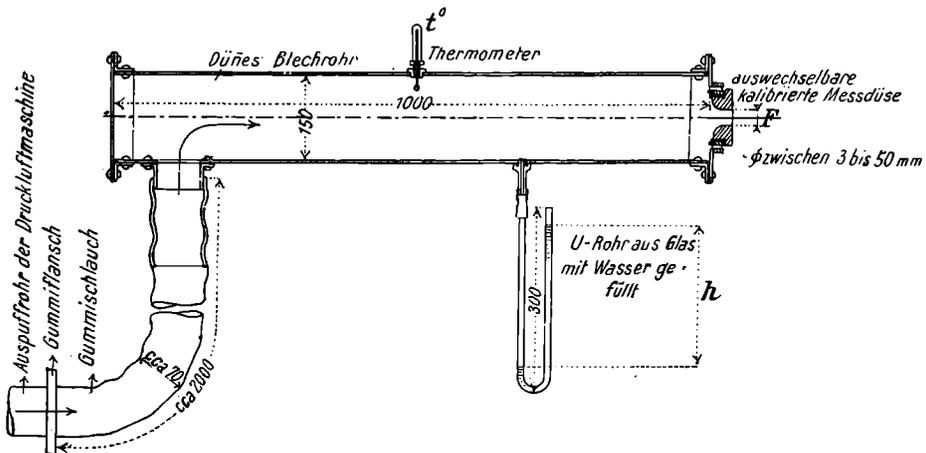


Abb. 6.

Mit diesem Apparat soll nicht wie mit den anderen, teuren Apparaten die der Maschine zugeführte, gedrückte, sondern die von der Maschine abgehende bereits expandierte Luft gemessen werden. Der Apparat könnte laut Abb. 6 hergestellt werden.

Preßt man den Gummischlauch an den Auspuff der zu messenden Maschine, und liest dann die Temperatur  $t$  und den Wasserüberdruck  $h$  im M-Rohr ab, dann ist die von der Arbeitsmaschine konsumierte

Luftmenge bezogen auf den barometrischen Druck und die Temperatur des Grubenraumes, in dem die Messung stattfindet, in Kubikmeter pro Sekunde.

$$Q \text{ Kubikmeter pro Sekunde} = F \times 0.24 \sqrt{T h},$$

wobei  $F$  = Düsenausflußquerschnitt in Quadratmeter,

$T$  = absolute Temperatur =  $273 + t^{\circ} \text{C}$ ,

$h$  = Wasserüberdruck in Millimeter Wassersäule.

Der Ausflußkoeffizient  $\phi$  kann bei diesen Messungen = 1 gesetzt werden.

Diesen Apparat kann ein Arbeiter leicht überall hintragen. Dieser Mann würde dem messenden Ingenieur zur Hilfe bei der Messung genügen.

Die kalibrierten Düsen können leicht in der Tasche mitgenommen, an Ort und Stelle eingeschraubt und so gewählt werden, daß sich »h« zwischen 100 bis 300 *mm* einstellt.

Es wäre zu wünschen, wenn mit Hilfe dieses Apparates in das heute noch dunkle Gebiet der Druckluftwirtschaft einer Grube mehr Licht gebracht werden würde.

Vorsitzender Oberbergrat Dr. Fillunger: Ich eröffne die Diskussion. Wünscht jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Es ist nicht der Fall. Ich sage dem Herrn Vortragenden für seine Ausführungen besten Dank. (Lebhafter Beifall.)

Ich erteile nunmehr dem Herrn Bergassessor Dobbstein, Essen, das Wort zu seinem Vortrage über »Drahtlose Grubentelephonie«.

# Über drahtlose Grubentelephonie.

Von

**Bergassessor Otto Dobbelstein,**

Essen-Ruhr.

Man kann sich heutzutage kaum noch größere technische Betriebe ohne telephonische Verbindung der verschiedenen Werkstätten und Bureaus untereinander vorstellen. Das Telephon ist über Tage ein unentbehrliches Hilfsmittel für die Großindustrie geworden. Die einzige Ausnahme hievon macht der unterirdische Grubenbetrieb, wo man das Telephon in manchen Ländern nur sehr spärlich verwendet. Der Grund hiefür ist nun nicht etwa darin zu sehen, daß die weit auseinander liegenden unterirdischen Betriebe eine telephonische Verständigung besser entbehren könnten, als die Betriebe über Tage. Im Gegenteil wäre die Möglichkeit einer telephonischen Verbindung für die Gruben noch viel erwünschter, weil die einzelnen Betriebspunkte, beziehungsweise die Steigerreviere im allgemeinen bedeutend weiter von dem Schacht und dem Betriebsführerbureau entfernt liegen, als industrielle Betriebe über Tage. Man ist zu der allgemeinen Anwendung der Telephonie vielmehr deshalb nicht übergegangen, weil die einfachen Drahtverbindungen in der Grube wegen der schwierigen Isolation und der leichten Zerstörbarkeit nicht zu gebrauchen sind und man gezwungen ist, gut isolierte und armierte Kabel zu verwenden, wodurch eine derartige Anlage außerordentlich kostspielig wird. Zudem ist man dauernd der Gefahr ausgesetzt, daß selbst bei bester Verlegung guter Telephonkabel diese durch Gebirgsbewegungen zerrissen werden. Abgesehen von den hohen Kosten für die Kabelleitungen hat gerade die Betriebsunsicherheit von Telephonanlagen mit Drahtverbindungen unter Tage ihrer häufigeren Verwendung hindernd im Wege gestanden. Diese Übelstände würden bei der drahtlosen Telephonie in Fortfall kommen und die Verwendung des Telephons unter Tage wesentlich erleichtern. Von diesen Erwägungen ausgehend wurden von dem Ingenieur Reineke aus Bochum und dem Betriebsingenieur Ufer der Zeche Carolinenglück langwierige Versuche angestellt, um ein für die Grube brauchbares

System der drahtlosen Telephonie auszubilden; diese Versuche sind, wie ich Ihnen später zeigen werde, von Erfolg gekrönt worden.

Um das Verständnis für die Erfindungen, die sich auf die Telephonie vom Förderkorb nach dem Maschinistenstand und die eigentliche Telephonie unter Tage erstrecken, zu erleichtern und die für den Grubenbetrieb angepaßten Eigenarten dieses neuen Telephonie-systems besser kennzeichnen zu können, ist es erforderlich, vorerst kurz die Grundzüge der drahtlosen Telegraphie und drahtlosen Telephonie über Tage zu erläutern. Das Wesen der drahtlosen Telegraphie beruht darauf, daß durch Wechselströme von hoher Spannung in einem Leitungssystem elektrische Wellen entstehen, welche die Eigenschaft haben, auch den umgebenden Äther in Schwingung zu versetzen. Diese Schwingungen werden durch einen metallischen Leiter aufgefangen und auf den sogenannten wellen-

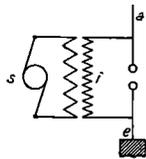


Abb. 1.  
Einfacher Sendeapparat.

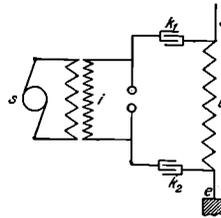


Abb. 2.  
Sendeapparat nach Braun.

empfindlichen Kohärer oder Fritter übertragen, der in eine Sekundär-Schwachstromleitung mit einem Telephon eingeschaltet ist. Die einfachste Form des Senders der drahtlosen Telegraphie ist durch Abb. 1 gekennzeichnet.

Durch einen Funkeninduktor  $i$ , an dessen Sekundärspule zwei Metallkugeln angeschlossen sind, werden zwischen ihnen Funken von hoher Spannung erzeugt, die bekanntlich nicht einen elektrischen Stoß, sondern eine sehr rasch oszillierende Entladung darstellen; dadurch entstehen elektrische Wellen in den Leitern, die sich auch auf die angeschlossenen linearen Leiter, die Antenne  $a$  und die Erdung  $e$  fortpflanzen, die ähnlich wie der Resonanzboden bei Stimmgabeln wirken.

Wendet man nach Braun als Stromquelle Leidener Flaschen an, die durch einen Funkeninduktor mit sehr hohen Spannungen geladen werden, und schaltet hinter den Entladungskugeln einen mit zwei Kondensatoren  $k_1$  und  $k_2$  versehenen Ringleiter  $l$  zwischen die Antenne  $a$  und die Erdleitung, so erhält man bei der Funkenentladung für die elektrischen Wellen einen geschlossenen Schwingungskreis, in dem sie viel länger schwingen können und infolge der großen Kapazität

der Kondensatoren bei jeder Entladung auch größere Energiemengen ausgelöst werden. Macht man nun den linearen Leiter, die Sendeantenne so lang, daß die Perioden der Schwingungen in ihr mit den Perioden in dem geschlossenen Schwingungskreis harmonieren, so verstärken sich die Wellenbewegungen in beiden gegenseitig. Anstatt nun die Antenne unmittelbar mit dem geschlossenen Schwingungskreis zu verbinden, kann man sie auch, wie Abb. 3 zeigt, neben die verbindende Drahtspule legen und nur die Induktionswirkung ausnützen, wodurch gewisse Vorteile in bezug auf die Abstimmungsmöglichkeit erreicht werden. Wendet man bei der Funkenstrecke an Stelle des hochgespannten Wechselstromes Gleichstrom an, und erzeugt einen Lichtbogen, so entstehen keine stoßweise auftretenden

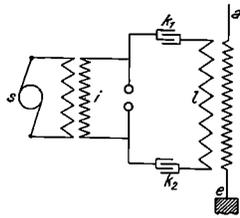


Abb. 3.

Sendeapparat nach Braun mit Induktionswirkung.

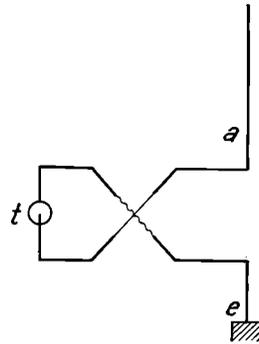


Abb. 4.

Thermodetektor.

elektrischen Schwingungen, sondern kontinuierlich verlaufende Schwingungen. Graf Arco wendet hier den instruktiven Vergleich mit der Stimmgabel an, die beim Anschlagen einen kurzen schnell abklingenden Ton, beim Anstreichen mit dem Violinbogen, das dem Gleichstrom entspricht, aber einen anhaltenden Ton gleicher Stärke von sich gibt. Man ist also in der Lage, durch Öffnen und Schließen des Stromkreises hörbare Töne von verschiedener Länge zu erzeugen, deren Schwingungen sich in den Äther fortpflanzen und von der Empfangsstation mit Hilfe eines Telephons wahrgenommen werden, und damit ähnlich wie bei der Morse-Telegraphie zu arbeiten. Vergrößert man nun den Widerstand zwischen den Elektroden dadurch, daß man den Lichtbogen in einer Wasserstoffatmosphäre brennen läßt und bläst den Lichtbogen sofort nach seinem Entstehen magnetisch immer wieder aus, so entstehen schließlich so schnelle elektrische Schwingungen, daß unser Ohr sie nicht mehr wahrzunehmen vermag. Damit ist die Grundbedingung für die drahtlose Telephonie über Tage geschaffen.

Die Empfangsstation wird nunmehr dauernd vom Sender beeinflusst, und durch das Empfangstelephon fließt ein kontinuierlicher Strom. Wird nun in den Sendekreis ein Mikrophon eingeschaltet, so entstehen beim Sprechen Schwingungen geringerer Schwingungszahl, die auf die kontinuierlich ausstrahlenden elektrischen Wellen einwirken; diese nach den Sprachschwingungen beeinflussten Wellen erzeugen an der Empfangsstation im Telephon die gleichen Schwingungen, die hörbar sind.

Für die Empfangsstation genügt aber ein einfaches Telephon nicht allein. Die elektrischen Wellen müssen erst Gleichströme auslösen, die das Telephon betätigen. Man hat hierfür besondere Instrumente, die Detektoren. Eine dieser Einrichtungen besteht aus einem feinen Thermoelement, dem Thermodetektor, der in Abb. 4 schematisch dargestellt ist.

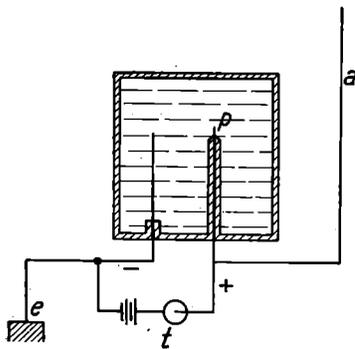


Abb. 5.  
Galvanischer Detektor.

Die von der Antenne aufgenommenen Schnellfrequenzströme fließen durch die beiden feinen Drähte aus Wismut und Antimon, wobei an der Berührungsstelle Joulsche Wärme entsteht. Diese Wärme erzeugt in dem Thermoelement schwache Gleichströme, die die

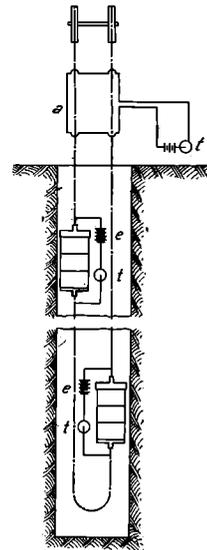


Abb. 6.  
Schematische Darstellung des Schachttelephons.

Membran des Telephons in entsprechende Schwingungen versetzen.

Ein zweiter Weg besteht darin, daß man die von der Antenne kommenden elektrischen Wellen in ein Element leitet, dessen eine Elektrode aus der Spitze eines feinen Platindrahtes besteht. Durch die elektrischen Wellen werden an dieser Spitze in der umgebenden Schwefelsäure der durchströmenden schwankenden Energie entsprechend Wasserstoffbläschen gebildet, die den Stromkreis eines mit dem Detektor in Serie geschalteten sekundären Elementes den Sprachschwingungen entsprechend beeinflussen. Eine große Schwäche dieses Systems besteht aber darin, daß kein genügend sicherer Anruf auf größere Entfernungen erfolgen kann. Außerdem beansprucht diese Telephonie bei kurzen Entfernungen nach Angaben des Grafen Arco eine Primär-Energie von 220 Volt und 4 Ampere, so daß ihre Verwendung unter Tage wegen der hohen Betriebskosten selbst dann

nicht in Frage käme, wenn die übrigen empfindlichen und teuren Apparate für den rauhen Grubenbetrieb geeignet wären und keine neue Gefahrenquelle hinsichtlich der Schlagwetter und Kohlenstaubentzündung bedeuten würden, da bei elektrischen Wellen, die von hochgespannten Strömen erzeugt werden, Funkenentladungen entstehen.

Die drahtlose Grubentelephonie beruht nun insofern auf einem

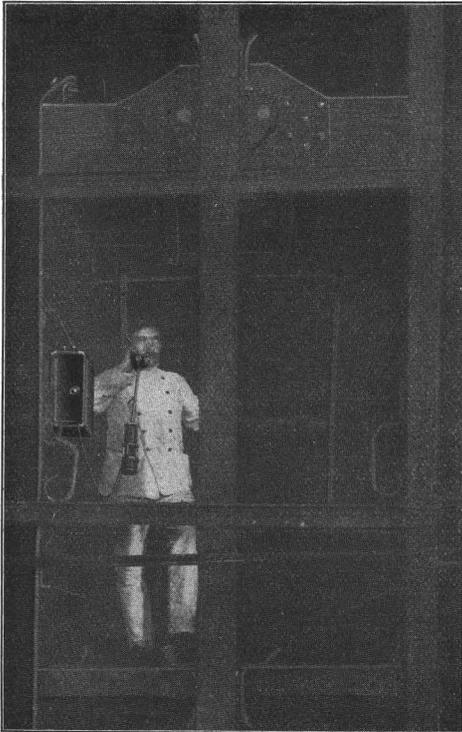


Abb. 7.

Anordnung und Betätigung des Handapparates auf dem Förderkorb.

anderen Grundgedanken als die drahtlose Telephonie über Tage, als bei ihr die in der Grube überall vorhandenen unvollkommenen und schlecht isolierten Leiter, die Rohrleitungen und Grubenschienen mit zu Hilfe genommen werden. Diese Ausnützung bringt den großen Vorteil mit sich, daß die erforderlichen Apparate wesentlich einfacher und billiger sind und daß auch die benötigten Primärströme mit einigen Schwachstromelementen erzeugt werden können, also keine großen Betriebskosten verursachen. Insbesondere gilt dies von der Schachttelephonie zum Fördermaschinenstand; sie beruht auf einer einfachen Induktionswirkung. Im Schachtgerüst ist, wie Abb. 6 zeigt, eine Leiterschleife befestigt, die mit einer Batterie von Elementen und einem Mikrophon im Maschinenhaus verbunden wird.

Die beim Sprechen in diesem Stromkreis erzeugten Stromschwankungen induzieren auf das Förderseil, das mit dem Unterseil und durch die metallische Verbindung der Seilscheiben ebenfalls einen in sich geschlossenen Leiter darstellt, elektrische Ströme. Durch einfache Einschaltung eines Telefons zwischen die Enden des Ober- und Unterseils im Förderkorb kann nun eine Verständigung erzielt werden. Diese Einschaltung ist nun aus Betriebsrücksichten, wegen des Seilabhauens und im Interesse einer betriebssicheren Verbindung mit den Seilenden derart vorgenommen, daß,

wie die Abb. 6 zeigt, der Anschluß an das Seil oberhalb und unterhalb des Korbes gemacht, wodurch im gewissen Sinne ein Nebenschluß entsteht. Die durch diesen Nebenschluß fließenden Schwachströme genügen aber vollständig zur Erregung der Schallmembran des Telefons im Förderkorb und umgekehrt am Maschinenstand.

Die Einrichtung hat man auf Zeche Carolinenglück bei Bochum in der Weise getroffen,

daß in den Förderkörben ein Stöpselkontakt angebracht ist, in den im Bedarfsfalle ein tragbarer Handapparat eingeschaltet wird. Abb. 7 gibt diese Anordnung wieder. Im Maschinenhaus ist, wie Abb. 8 zeigt, neben dem Maschinenstand ein Telephonhalter stationär eingebaut, so daß der

Maschinenführer während der Bedienung der Maschine sein Ohr an den Telephonhörer halten

kann. Neben dem Telephon befindet sich der Weckapparat, der seitlich an der Wand des Maschinenhauses untergebracht ist. Auf die Konstruktion des Anrufers komme ich später bei der eigentlichen Grubentelephonie, wo er ebenfalls in derselben Form verwendet wird, zurück.

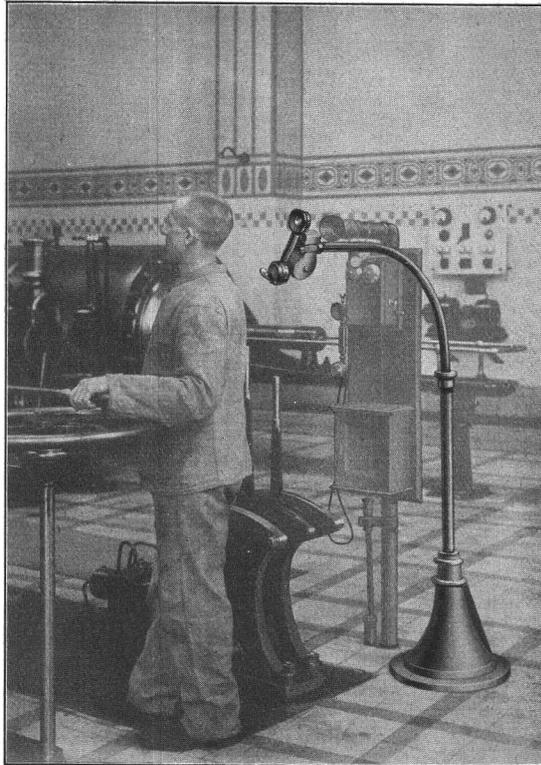


Abb. 8.

Anordnung des Telephonhalters im Fördermaschinenhaus.

Wir kommen nun zu der eigentlichen Grubentelephonie, bei der das Verhalten der tieferen Gebirgsschichten im Gegensatz zur Erdoberfläche eine wichtige Rolle spielt. Während nämlich die Erdoberfläche für die Elektrizität einen riesenhaften Kondensator darstellt, der die ihr zugeführten Elektrizitätsmengen sofort aufnimmt, ohne daß ihr natürliches elektrisches Gleichgewicht gestört wird, verhalten sich die tieferen Gebirgsschichten gegenüber statischen elektrischen Ladungen fast wie eine Isolation. Da nun die Grubenleitungen immer Schienen, Rohrleitungen und feuchtes Grubenklein

aufwiesen, sind sie als ein zwar unvollkommenes Leitungssystem aufzufassen, das aber durch die umgebenden Gebirgsschichten so isoliert ist, daß es schon für verhältnismäßig geringe statische elektrische Ladungen unmittelbar als linearer Leiter benützt werden kann, wobei selbst kurze vollständige Unterbrechungen der Schienen oder Rohrleitungen überbrückt werden. Die statische Ladung dieser linearen Leitung erfolgt durch einen geschlossenen Stromkreis von 12 Volt Spannung und etwa 0,5 Ampere, in dem ein Mikrophon als Sender und ein Induktionsapparat eingeschaltet ist, der die beim Sprechen

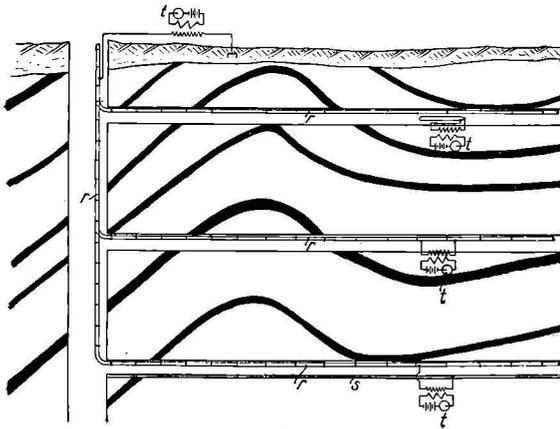


Abb. 9.  
Schematische Darstellung der Grubentelephonie.

gegen das Mikrophon entstehenden Wechselströme in solche von einigen 1000 Volt Spannung umsetzt. Diese hochgespannten Schwachströme mit hoher Frequenz pulsieren in dem angeschlossenen unvollkommenen Leitungsnetz der Grube und pflanzen ihre elektrischen Schwingungen ähnlich wie die Antenne bei der drahtlosen Tele-

graphie in den umgebenden Äther fort. Infolge dieser Eigenschaft kann der lineare Leiter auch an mehreren Stellen unterbrochen sein, ohne daß der Zusammenhang und die Richtung der elektrischen Wellen gestört wird.

Zum Auffangen dieser statischen Schwingungen von der Sendeantenne kann man nun je nach den vorliegenden Verhältnissen drei Wege einschlagen, die auf der Abb. 9 schematisch dargestellt sind. Es ist dabei die Annahme gemacht, daß eine Rohrleitung vom Tage her in die Grubenräume führt. Den einfachsten Fall zeigt die Anordnung auf der unteren Sohle, wo das Empfangstelephon unmittelbar an die Rohrleitung (die Senderantenne) angeschlossen ist und wo die statischen Wellen in die Schienenleitung mit anderem Potential abgeführt werden. Auf der zweiten Sohle ist an der Senderantenne ein Nebenschluß hergestellt, dessen Länge sich nach der zu überbrückenden Entfernung von dem Sendeapparat richtet und im praktischen Bergwerksbetriebe etwa zwischen 5 und 10 m schwankt. Auf der obersten Sohle ist keine unmittelbare Verbindung hergestellt; hier dient eine Drahtschleife als Antenne.

Die Hauptschwierigkeit bestand in der Konstruktion eines geeigneten Anrufes. Nach mancherlei Mißerfolgen ist es Reineke ge-

lungen, einen Wecker zu finden, der einwandfrei arbeitet. Er beruht darauf, daß ein bestimmter Ton mit einem Summer erzeugt wird. Die dadurch entstehenden elektrischen Schwingungen werden an der Empfangsstelle auf eine Membran übertragen, die auf die Schwingungen des Summers abgestimmt ist. Die bisher versuchten Anrufer mit Schallmembran, über der eine Feder mit Spitze angeordnet war, arbeiteten nicht zuverlässig, da die Membran sich schon durch Temperatureinflüsse verzieht. Die Folge davon war, daß die Spitze der Feder sich dann entweder fest an die Membran legte, so daß keine Unterbrechung mehr erfolgte, oder so weit abstand, daß es überhaupt keinen Kontakt mehr

gab. Abb. 10 zeigt die Konstruktion des neuen Anrufapparates. Bei diesen bestimmten Schallwellen gerät die Membran *m* ebenfalls in Schwingungen; über ihr ist ein ausgeglichener Kontaktwagebalken *k* mit feiner Spitze *s* aufgehängt, der unabhängig von den Temperaturein-

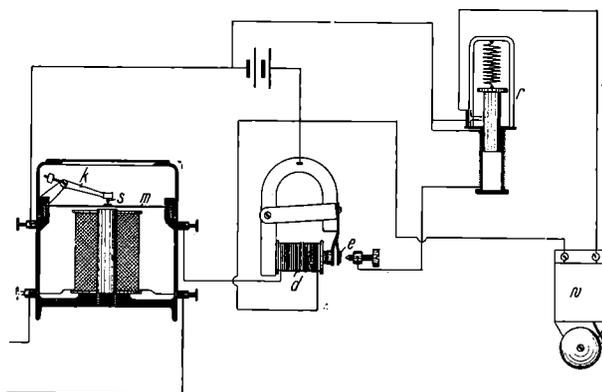


Abb. 10.

Schematische Darstellung des Anrufers.

flüssen ist. Dieser kann den Schwingungen nicht folgen und infolgedessen wird ein permanent durch diese Spitze und die Membran fließender Schwachstrom unterbrochen, der einen an einer Feder befestigten Eisenkern dauernd in einer Drahtspule *d* festhält. Sobald er unterbrochen wird, schließt sich durch die zurückschnellende Feder *e* ein zweiter Stromkreis, in dem die Weckerschelle liegt. Diese Anordnung zeigte aber den Übelstand, daß, wenn bei mechanischen Erschütterungen der Kontakt zwischen der Membran und der Spitze des Wagebalkens momentan unterbrochen wurde, die Weckerschelle ertönte. Um die Wirkung dieser momentanen Unterbrechung aufzuheben, wurde in den zweiten Stromkreis, also den Weckerstromkreis ein Verzögerungsrelais *r* eingeschaltet, so daß erst bei länger dauernder Unterbrechung des Kontaktes zwischen Wagebalkenstift und Membran, die nur durch die Schwingungen der Membran hervorgerufen werden können, der Stromkreis der Weckerschelle *w* geschlossen wird. Die Klingel ertönt also erst dann, wenn ein bestimmter Ton von dem Summer der Sendestation durch Einschalten des Schwachstromes mit Hilfe eines Druckknopfes erzeugt wird, der entsprechende Schwin-

gungen in dem Rohrleitungssystem der Grube hervorruft, die durch die Antenne der Empfangsstation aufgenommen und auf die Membran des Weckapparates übertragen werden. Auf diese Weise ist es auch möglich, von der Sendestation durch Einschalten von Summern mit verschiedener Tonhöhe eine ganze Reihe von Empfangsstationen einzeln anzurufen, ohne daß die anderen in Tätigkeit treten.

Bei einfachen Anlagen wird es indessen vollkommen ausreichend sein, durch eine verabredete Anzahl von Klingelzeichen die ge-



Abb. 11.

Anordnung des tragbaren Telephons in der Grube.

wünschte Station zum Abheben des Hörers zu veranlassen, ähnlich wie das jetzt bei ländlichen Telephonanlagen geschieht, wo alle angeschlossenen Teilnehmer mitangerufen werden.

Um die Apparatur der Station nun zu vereinfachen, wird die Primärspule des Induktionsapparates, der beim Sprechen zur Erzeugung der hohen Spannung dient, auch zur Betätigung des Summers verwendet, wobei die Sekundärspule durch den Druckknopf gleichzeitig automatisch ausgeschaltet wird.

Um an dem Summer die Unterbrechungsfunken zu vermeiden, ist er an einen kleinen Kondensator angeschlossen.

Die Apparatur besteht also an beiden Stationen nur aus einigen Schwachstromelementen, einem kleinen Induktionsapparat, der gleichzeitig zur Betätigung des Summers dient, einem Mikrophon nebst Telephon und dem Weckapparat. Die Eifrichtung ist, wie Abb. 11 zeigt, in einem kleinen tragbaren Gerät von 11 kg untergebracht. Auf Zeche Karolinenglück bei Bochum wird ein derartiges Telephon-system auf 1,7 km Entfernung vom Schachte mit bestem Erfolge im regelrechten Betriebe gebraucht, und zwar befindet sich ein Apparat (s. Abb. 12) über Tage im Zimmer des Betriebsführers, der an die

Rohrleitungen im Schacht angeschlossen ist, so daß man in der Lage ist, sich von dort aus mit den weitestlegendsten Punkten in der Grube telephonisch zu verständigen.

Es könnten nun Zweifel darüber entstehen, ob diese drahtlose Telephonie durch Starkstromanlagen in der Grube (elektrische Lokomotivförderungen, Wasserhaltungsmaschinen usw.) gestört wird. Das ist, wie praktische Versuche gezeigt haben, nicht der Fall, wenn keine unmittelbare metallische Verbindung mit der Starkstromquelle hergestellt wird, und erklärt sich ohne weiteres daher, daß diese Ströme nur sehr niedrige Frequenzen und Spannungen im Vergleich zu den oszillierenden Strömen in den Antennen besitzen.

Endlich könnte noch das Bedenken geltend gemacht werden, daß die elektrische Schießarbeit durch diese Ströme gefährdet würde. Aber auch hier hat sich gezeigt, daß die Zünder auf diese Ströme in keinem Falle ansprechen, weil die Strommengen zu gering sind.

Welche weittragende Bedeutung die Möglichkeit dieser Verständigung mit allen Teilen der Grube hat, braucht nur kurz gestreift zu werden. In betriebstechnischer Hinsicht soll nur hervorgehoben werden, daß sich der Betriebsführer nach der Einfahrt der Steiger sofort über den Zustand aller Abteilungen unterrichten und gegebenenfalls entsprechende Anweisungen geben kann. Ferner können Störungen im Förderbetrieb über Tage sofort gemeldet werden, um eventuell erforderlich werdendes Personal oder Material in die Grube zu beordern.

Für den Sicherheitsdienst ist es von besonderer Bedeutung, daß die Verbindung in der Grube selbst durch große Brüche nicht gestört wird, da die elektrischen Wellen genügende Fortleitung in den Bruchstücken von Rohrleitungen und Schienen und im Grubenklein auf der Streckensohle finden.

Zum Schluß sollen nun nochmals die wichtigsten Unterschiede der drahtlosen Telephonie über Tage und unter Tage hervorgehoben werden.

1. Für die Telephonie unter Tage sind nur sehr schwache und gefahrlose Primärströme von etwa 12 Volt Spannung erforderlich,

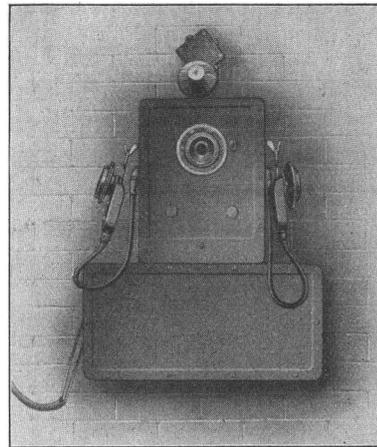


Abb. 12.  
Ansicht der stationären Telephoneinrichtung.

während man über Tage mit 220 Volt arbeitet, so daß die Betriebskosten bei der Grubentelephonie sich ungefähr in dem Rahmen der normalen Telephonie halten.

2. Während für die drahtlose Telephonie über Tage bisher noch kein einwandfrei arbeitender Anrufer erfunden wurde, ist diese Aufgabe für Telephonie unter Tage auf einfache und betriebssichere Weise gelöst.

3. Die Sendeapparate für die drahtlose Telephonie über Tage sind komplizierte Lichtbogenapparate mit maschineller Stromversorgung, während für die Grubentelephonie Schwachstromelemente und einfache Induktoren genügen.

4. Das gleiche gilt von den Empfangsapparaten, für die über Tage besondere Einrichtungen, die Detektoren erforderlich sind, während unter Tage das einfache Telephon ausreicht.

---

Vorsitzender Oberbergrat Dr. Fillunger: »Wünscht jemand an den Herrn Vortragenden das Wort zu richten? (Niemand meldet sich). Es ist nicht der Fall. Ich danke dem Herrn Vortragenden für seine Ausführungen auf das beste.« (Lebhafter Beifall.)

Das Wort erhält nunmehr Herr Ingenieur Sauer, Wien, zu seinem Vortrage: »Die Elektrotechnik im Bergbau seit dem letzten Bergmannstage, Wien 1903«.

# Die Elektrotechnik im Bergbaue seit dem letzten Bergmannstage, Wien 1903.

Von

**Ingenieur Robert Max Sauer,**

Wien.

## **Einleitung.**

In dieser Abhandlung sollen einige Fortschritte im Anwendungsgebiete der Elektrizität im Bergbaue seit dem letzten Bergmannstage in Wien, also seit dem Jahre 1903, erwähnt werden. Das Anwendungsgebiet ist, wie ja bekannt, ein außerordentlich großes, so daß es ganz ausgeschlossen ist, in Details einzugehen oder das Gebiet auch nur annähernd erschöpfend zu behandeln.

Der Gegenstand soll in möglichst objektiver Weise behandelt werden.

Der Stoff ist entsprechend der Produktion folgendermaßen eingeteilt:

I. Die elektrischen Stromquellen, die Zentralen und Transformatoren samt Fernleitungen und einigen Nebeneinrichtungen.

II. Die eigentliche Anwendung beim Abbaue.

## **I. Zentralen usw.**

Jeder moderne Bergbau hat heute seine eigene elektrische Zentrale oder ist an eine Zentrale angeschlossen. Eine Regel, ob das eine oder das andere vorzuziehen ist, kann man wohl nicht ableiten, denn es kommt bei der Errichtung einer Zentrale immer auf ganz besondere Verhältnisse an. Vielfach spielt es eine Rolle, ob es sich um ein Kohlenwerk oder um einen anderen Bergbau handelt; ob dem Kohlenwerke eine Koksanstalt angegliedert ist, oder ob es mit einem Eisenwerke verbunden ist; oft kann noch die Nähe einer Wasserkraft den Entschluß beeinflussen. Sehen wir von diesem Falle ab, so ist es wohl heute der gewöhnlichste Fall, daß man eine Dampfmaschine verwendet. Doch zieht man es oft vor, die Koksofengase oder die Hochofengase direkt in Gasmaschinen nutzbar zu

machen. In den allerseltensten Fällen besorgt ein Rohölmotor bei einem Bergbaue den Antrieb der Dynamomaschine.

Während man bei der Verwertung der Abhitze der Koksöfen pro zirka 8 bis 10 *kg* Koksofeneinsatz nur eine Kilowattstunde erhält, ist die Verbrennung der Koksofengase unter den Kesseln schon weniger ungünstig; es ergeben rund 2·3 bis 3 *m*<sup>3</sup> Gas von 3000 bis 3500 Kalorien 1 Kilowattstunde und bei Ausschaltung von Kesseln, also bei direkter Verbrennung des Gases in den Gaskraftmaschinen ergibt etwa 0·8 bis 1 *m*<sup>3</sup> Gas von demselben Heizwerte schon 1 Kilowattstunde. Wenn man jedoch z. B. eine Kohle von ungefähr 6000 Kalorien verwendet, so geben bei direkter Verbrennung der Kohle unter den Kesseln bei mittelgroßen Dampfmaschinen zirka 1·3 bis 1·5 *kg* eine Kilowattstunde. Hat man Gasgeneratoren, so resultiert bei Verwendung von Kesseln und Dampfmaschinen ein Wert von zirka 2·5 *kg* pro Kilowattstunde und bei Gasmaschinen 0·75 *kg* pro Kilowattstunde. (»Glück auf!«)

Die Gasmaschinen haben eine durchschnittliche Leistung von 600 bis 1500 PS. und eine der Kolbengeschwindigkeit entsprechende niedrige Drehzahl von 150 bis 80, so daß bei direkter Kupplung — und diese kommt ja meistens in Betracht — nur langsam laufende Dynamomaschinen Verwendung finden.

Die Gasmaschinen nützen wohl die außerordentlich billigen Koks- ofen- oder Hochofengase aus, aber die Kosten der Wartung, der Reparaturen, des Schmieröls usw. sind sehr hoch. Berücksichtigt man noch die Kosten der Maschinen, der Gasreinigung, der Fundamente und nicht zuletzt die der Reserven, die ja unbedingt notwendig und fast ebenso teuer sind, so wird man finden, daß die Ökonomie der Gas- gegenüber jener der Dampfmaschinen samt den Kesseln keinen großen Unterschied zeigt. Ein weiterer Umstand ist auch der, daß man bei Gasmaschinen keine zu großen Einheiten baut, während man Dampfmaschinen von ganz gewaltigen Kapazitäten konstruiert.

Es ist wegen der häufigen Verwendung von Dampfmaschinen im Dampfmaschinenbau ein gewaltiger Fortschritt zu verzeichnen. Es sind ungefähr zehn Jahre her, als die ersten größeren rasch laufenden Dampfmaschinen, die Dampfturbinen bestellt wurden. Die Kolbendampfmaschinen wurden in den letzten Jahren immer mehr und mehr zurückgedrängt, und werden meistens nur bei kleineren Einheiten unter 500 PS verwendet. Die vielen Vorzüge der Turbo-Aggregate gegenüber den Dynamomaschinen, welche von Kolbenmaschinen angetrieben werden, haben den Turbodynamomaschinen eine ziemlich rasche Verbreitung verschafft.

Allerdings waren beim Entwicklungsgange der Turbo-Aggregate verschiedene Schwierigkeiten durch richtige Konstruktion zu beseitigen.

In erster Linie waren es die hohen Beanspruchungen des Materials durch die Fliehkraft, denn die Umfangsgeschwindigkeiten der Maschinen betragen 60 bis 100 *m*. Von der Verwendung der ausgeprägten Pole und der Bleche beim Rotor ist man abgekommen; man verwendet jetzt zweckmäßigerweise Rotoren aus massivem Stahl. Der Rotor wird dann mit der Welle aus einem Stücke gemacht. Die Nuten, welche die Erregerwicklung aufzunehmen haben, werden ausgehobelt oder ausgefräst, die Wicklungsköpfe müssen durch Kappen aus Material mit einem hohen magnetischen Widerstande gehalten werden usw.

Ebenso hat sich der Statoraufbau durch die verschiedenen Kühleinrichtungen, Kühlnuten usw. im Laufe kurzer Zeit geändert. Während man früher bei Turbogeneratoren mit Leistungen von 1000 bis 5000 Kilowatt-Ampère die Kühlung des Generators oder die Wärmeabfuhr durch einen besonderen Ventilator besorgt hat, erhalten auch diese Typen in den Generator eingebaute Ventilatoren, also »eigene« Kühlung. Nur bei Maschinen von 10.000 PS. und darüber wird noch eine »fremde« Kühlung verwendet. Die Kühlluft reinigt man gewöhnlich durch Luftfilter. Die Maschinen werden vollständig abgeschlossen, so daß man beim Betriebe gar keine sich bewegenden Teile bemerkt.

Auch was die Größe der Maschinen, bezogen auf die Tourenzahl betrifft, wurde ein ganz bedeutender Fortschritt in den letzten drei Jahren konstatiert. Während man noch vor drei Jahren Drehstrommaschinen von 5000 Kilovolt-Ampère bei 3000 Touren nicht baute, werden diese jetzt ohne weiteres gebaut, ja 6000 Kilovolt-Ampère und 7000 Kilovolt-Ampère-Maschinen bei 3000 Minutenumdrehungen offeriert. Bei einer Drehzahl von 1000 geht man schon über Werte von 20.000 Kilovolt-Ampère hinaus.

Bei Gleichstrom-Turbodynamos sind wohl die Leistungen bedeutend kleiner; es kommt hier noch der heikle Kollektor hinzu, welcher wegen der meist hohen Stromstärken breit wird und von mehreren Schrumpfringen gehalten werden muß. Es braucht nicht besonders erwähnt zu werden, daß die Entwicklung der Turbogeneratoren noch lange nicht abgeschlossen ist, und daß sich hier dem Konstrukteur ein großes Feld für Neukonstruktionen und Neuerungen darbietet.

Vergleichen wir nun die Anschaffungs- und Betriebskosten der Kolbendynamos und der Turbodynamos, so ergibt sich bei Maschinen über 400 bis 500 PS. ein Vorteil zugunsten der Turbo-Aggregate. Die Fundamente sind einfacher und billiger, der Schmierölverbrauch bedeutend geringer, die Wirkungsgrade höher, die Wartung einfacher usw. Bei Turbogeneratoren haben wir weiters die Möglichkeit,

über 4000 PS.-Einheiten wesentlich hinauszugehen; es sind Turbo-Generatoren für Leistungen bis 30.000 PS. im Baue, während man bei Kolben-Dampfmaschinen über 4000 PS.-Einheiten nur selten hinausgekommen ist. Bei größeren Einheiten sind natürlich die Wirkungsgrade besser, als bei kleineren.

Es seien beispielsweise die Dampfverbrauchsziiffern eines 5000 PS.-Turbo-Aggregates angeführt (Melms-Pfenninger, Maschinenbau-A.-G. vorm. Breitfeld, Daněk & Co., für Zentrale Wien, Engerthstraße):

Das Turbo-Aggregat macht 890 Touren und ist für eine Dampfspannung von 11 Atmosphären, bei 300° Dampf-temperatur und einem 92%igen Vakuum gebaut.

Der Dampfverbrauch pro Kilowattstunde war bei 896 Touren, einer Admissions-Spannung von 10·1 Atmosphären vor der Turbine, beziehungsweise 9·18 Atmosphären vor dem ersten Rade, bei einem Vakuum im Abdampfrohre von 70·76 *cm*, also bei 36·5° C, das ist bei 93·3%, 7·07 *kg*, oder reduziert auf die früher angegebenen Daten 6·32 bis 6·20 *kg* pro Kilowattstunde. Bei diesem Versuche ist die Kondenswassertemperatur beim Eintritt 7·8° C und beim Austritte 22·7° C gewesen.

Bei noch größeren Einheiten ist der Dampfverbrauch natürlich noch günstiger; so ist er z. B. bei einem 7000 Kilowatt-, also 10.000 PS.-Turbo-Aggregate bei 960 Touren, 12·5 Atmosphären Admissions-Spannung und 97·5% Vakuum 5·7 *kg* pro Kilowattstunde. (Erste Brüner Maschinenfabriks-Gesellschaft für die Zentrale Simmering).

Hat man es jedoch mit einem gemischten Dampf- und elektrischen Betriebe zu tun, sind also einige Objekte: z. B. Fördermaschinen, Walzenzugmaschinen, Dampfhammer usw. mit Dampf betrieben, während die anderen durch Elektromotoren angetrieben werden, so macht man sich die Wärme des Abdampfes in sogenannten Abdampfturbinen zunutze.

Es werden große Dampfakkumulatoren aufgestellt, welche je nach Bedarf auch noch mit frischem Dampf gespeist werden können.

Ein solcher sogenannter Rateauscher Wasserakkumulator ist im Eisenwerke Ternitz aufgestellt worden. Diese Abdampfturbine ist für 300 PS. gebaut.

Im allgemeinen wird das Dampfspannungsgefälle von 1·3 bis 1·25 Atmosphären absolut bis auf 0·14 bis 0·15 Atmosphären ausgenützt. Es ist selbstverständlich, daß es sich hier nur um Aufstellung kleinerer Aggregate handeln kann. Der Dampfverbrauch pro Kilowattstunde ist 12 bis 24 *kg*, im Mittel etwa 16 *kg*.

Aus der Kolbendampfmaschine hat sich der Verbrennungsmotor entwickelt; ob sich auch aus der Dampfturbine in gleich rascher

Weise die Gasturbine entwickeln wird, läßt sich noch nicht sagen. Es werden wohl hie und da Versuche gemacht; dabei spielen die hohen Tourenzahlen, der ungleichmäßige Gasdruck und die hohen Temperaturen eine große Rolle.

Es sei hier auf einen Versuch hingewiesen (Brown-Boveri-Holzwarth); die Maschine, die für 1000 PS. gebaut war, konnte nur 150 PS. leisten. Der thermische Wirkungsgrad war 17 bis 23<sup>0</sup>/<sub>100</sub>, während er bei Dampfmaschinen 50 bis 70<sup>0</sup>/<sub>100</sub> ist. Allerdings sagt Prof. Stodola, daß der Wirkungsgrad nur 15·5<sup>0</sup>/<sub>100</sub> betragen hat, und weist nach, daß ein Wirkungsgrad von mehr als 30<sup>0</sup>/<sub>100</sub> nicht recht vorkommen kann. Es ist natürlich derzeit jedes Urteil über die Zukunft der Gasturbine ausgeschlossen.

Die billigen Gesteungskosten der Kilowattstunde bei Verwendung weniger großer Dampfmaschinen an einer Stelle, statt vieler kleiner an verschiedenen Stellen, führt zur Errichtung größerer Zentralen und Überlandzentralen; so zentralisieren z. B. die Julius-Schächte, die Nordbahn-Schächte und andere ihre Stromerzeugungstellen.

Es können natürlich noch andere Umstände mitspielen, z. B. — wie erwähnt — das Vorhandensein von Wasserkraften, welche nutzbar gemacht werden können, oder das Vorhandensein von Kohlenfeldern, besonders dann, wenn die Kohle sich nicht besonders zum Transporte eignet.

Die Energie wird dann durch Fernleitungen an die Verbrauchsstelle geleitet, wo wegen der gewöhnlich hohen Spannung ein Transformator aufgestellt wird.

Dabei werden hohe Anforderungen hinsichtlich der Sicherheit des Betriebes gestellt.

So wurde z. B. von der Rossitzer Überlandzentrale ein zweiter Leitungsstrang auf gesondertem Gestänge von Segen Gottes nach Brünn geführt.

Um beim Vorhandensein mehrerer besonderer Zentralen den Betrieb unabhängig von den einzelnen Zentralen zu gestalten, verbindet man oft die Zentralen untereinander, wie es z. B. beim Eisenwerke Kladno der Fall ist, welches mit der Zentrale Schöller-Schacht verbunden ist, oder wie es in Trifail der Fall ist, wo die Zentrale in Trifail mit der Zentrale in Sagor über eine Fernleitung parallel arbeitet.

Heute baut man schon sehr große Transformatoren-Einheiten z. B. für Leistungen von 4000 bis 5000 Kilovolt-Ampère und darüber.

Dort, wo man mit der natürlichen Luftkühlung nicht mehr das Auslangen findet, verwendet man künstlich, entweder durch Wasser oder Luft gekühlte Transformatoren. In beiden Fällen hat man noch

besondere Kontrollapparate, welche das richtige Funktionieren der Kühlung anzeigen und den Maschinisten auf Störungen in der Kühlung aufmerksam machen, so z. B. Kontaktthermometer oder Minimal-Wassermelder usw.

Was die Spannung anbelangt, so ist man wohl erst in den letzten zehn Jahren zur Verwendung sehr hoher Spannungen geschritten. Eine Spannung von 10.000 Volt ist heute nicht mehr so selten. Allerdings ist erst eine einzige 110.000 Volt-Anlage in Europa, und zwar bei Lauchhammer im Betriebe, hauptsächlich deshalb, weil ja in den meisten Fällen keine Notwendigkeit vorliegt, so hohe Spannungen anzuwenden.

In den Zentralen werden gewöhnlich noch Kontrollapparate angebracht. Man kontrolliert dadurch am einfachsten das Personal. So verwendet man registrierende Dampfspannungszeiger, Zählwerke für die Speisepumpen, automatische Wagen für die Kohle oder elektrische Apparate, und zwar registrierende Spannungs-, Frequenz- und Leistungszeiger, weiters Zähler für die einzelnen Speiseleitungen usw.

Dadurch, daß man z. B. das Leistungsdiagramm vor sich hat, kann man besonders bei kleineren Zentralen eine gleichmäßige Belastung und bessere Ausnützung der Zentrale erreichen, z. B. einige Pumpen in der Mittagspause oder während des Schichtwechsels, wo der allgemeine Kraftbedarf etwas geringer ist, arbeiten lassen u. dgl.

## **II. Die eigentliche Anwendung der Elektrizität.**

Das Bohren und Schrämme:

Es ist eine strittige Frage, ob das elektrische Bohren oder das pneumatische oder das kombinierte, also das elektro-pneumatische besser, d. h. billiger und ökonomischer ist, und es ist schwer, unparteiisch festzustellen, welches System den Vorzug verdient, da sich an einigen Stellen dieses und an anderen Stellen jenes System gut bewährt und seine Anhänger gefunden hat.

Beim rein elektrischen Bohren wird der  $\frac{1}{2}$ - bis 3-pferdestarke Motor meistens direkt auf die Bohrmaschine selbst gesetzt und an Niederspannung angeschlossen.

Sowohl die Drehbohrmaschinen als auch die Stoßbohrmaschinen erhalten einen Vorschub von Hand aus mittels einer Kurbel und werden entweder auf Spannsäulen, oder auf einem fixierbaren Wagen befestigt. Auf einem solchen Wagen werden dann auch mehrere Maschinen montiert, auch drei bis vier, um die Bohrung zu forcieren. Die letztgenannte Befestigungsart hat noch den Vorteil, daß der Wagen mit den Bohrmaschinen, wenn die Sprengung erfolgen soll, rascher weggefahren werden kann.

Die elektrischen Schrämmaschinen bestehen gewöhnlich aus entweder um eine vertikale oder horizontale Achse drehbar angeordneten oder parallel zur eigenen Achse verschiebbaren Bohrmaschinen oder sie sind eigenartig gebaute Maschinen mit Schlitzrädern oder Ketten und werden dann durch einen gewöhnlichen Motor angetrieben.

Was nun die elektro-pneumatischen Maschinen anbelangt, so wird die komprimierte Luft durch einen fahrbaren Kompressor an Ort und Stelle erzeugt. Man erspart sich also die teure, von einer Zentralstelle ausgehende Druckluftleitung, die oft viele Kilometer lang ist und in den seltensten Fällen in zufriedenstellender Weise abgedichtet werden kann.

Der kleine fahrbare Kompressor speist dann die Bohrmaschinen, wenn er untertags verwendet wird, natürlich mit Grubenluft. Die drei- bis siebenpferdigen Bohrmaschinen, welche von der Ingersoll-Rand Co. gebaut werden, wären als Repräsentantinnen des elektro-pneumatischen Bohrsystems zu nennen; sie zeichnen sich besonders durch die schnelle Arbeit aus.

Was den Energieverbrauch der Bohrmaschinen anbelangt, so sei auf die Veröffentlichung in der Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 1910, hingewiesen. Darnach ist der Kraft-, beziehungsweise Arbeitsbedarf bei den verschiedenen Bohrmaschinensystemen mit Druckluftgetriebe: zirka 10 bis 15 PS., beziehungsweise die Arbeit 700 bis 4000 *mkg* pro Kubikzentimeter behauenes Gestein<sup>1)</sup> und bei den elektrischen Systemen: 1 bis 4 PS., beziehungsweise 60 bis 210 *mkg*.<sup>2)</sup>

Die Besprechung der rein pneumatischen Bohrmaschinen fällt nicht in den Rahmen dieser Abhandlung.

#### Kompressoren:

Wenn die Erzeugung der Druckluft zentralisiert ist, so stellt man entweder langsamlaufende Kolbenkompressoren oder raschlaufende Turbokompressoren auf. Die kleineren Kolbenkompressoren bis etwa 100 PS. werden meist mittels Riemen angetrieben, die größeren jedoch mit den langsamlaufenden Motoren direkt gekuppelt. Die Wirkungsgrade sind fast ebenso hoch wie die der gleichgroßen Dampfmaschinen. So ist z. B. der mechanische Wirkungsgrad eines Kom-

---

1) Fröhlich & Klüpfel . . . . .	13·18 PS.	731 <i>mkg</i>
Schwarz . . . . .	10·72 PS.	3941 <i>mkg</i>
Hoffmann . . . . .	15·24 PS.	909 <i>mkg</i>
Flottmann . . . . .	15·56 PS.	1476 <i>mkg</i>
2) Union . . . . .	3·73 PS.	205 <i>mkg</i>
Lange, Lorke & Cie. . . . .	1·65 PS.	64 <i>mkg</i>
Assessor Schulte . . . . .	2·09 PS.	137 <i>mkg</i>

pressors für  $4000 m^3$  angesaugte Luft pro Stunde und  $6\frac{1}{2}$  Atmosphären bei 407 PS. Energieaufnahme rund 88%; der volumetrische Wirkungsgrad 94% (die Hauptdaten, beziehungsweise die Dimensionen dieses speziellen Kompressors sind nach einer Ausführung: Niederdruckzylinder 600 mm, Hochdruckzylinder 360 mm, gemeinsamer Hub 530 mm, Drehzahl 120. Kompressor bei der früheren Gewerkschaft Marie-Anne bei Mährisch-Ostrau).

Bei Kompressoren kann man auch das Anlassen und Abstellen des Motors selbsttätig in Abhängigkeit vom Drucke der Preßluft bringen. Bei Überschreiten eines gewissen Druckes hört der Motor auf zu arbeiten und wird erst bei Erreichung eines bestimmten kleineren Druckes wieder angelassen. Etwas Ähnliches läßt sich natürlich auch mechanisch erreichen, z. B. dadurch, daß man einfach das Saugventil durch einen Hilfskolben anhebt, wobei der Motor dann unbelastet weiterläuft und nur die Leerlaufenergie konsumiert.

Bei großen Kompressoren über 500 PS., also bei  $6\frac{1}{2}$  Atmosphären Druck und bei einer stündlichen Leistung von  $5000 m^3$  wird die Frage aktuell, ob ein Kolbenkompressor oder ein Turbokompressor verwendet werden soll. Bei niedrigeren Leistungen nimmt man bei den billigeren Anschaffungskosten den etwas schlechteren Wirkungsgrad mit in den Kauf. Bei großen Leistungen werden von den Maschinenfabriken bereits sehr hohe Wirkungsgrade genannt; viele Umstände sprechen zugunsten der Turbokompressoren, z. B.: die niedrigen Anschaffungskosten, der kleinere Raumbedarf, daher ein kleineres Maschinenhaus, das kleinere, einfachere und billigere Fundament, die einfachere Wartung, der geringere Schmierölbedarf usw.

Ein großer Vorteil ist der, daß man reine Luft erhält, ohne Ölrückstand, wie dies bei Kolbenkompressoren nicht der Fall ist; die angesaugte Luftmenge könnte auch durch Änderung der Motordrehzahl geregelt werden.

Bisher sind allerdings nur noch wenige Turbokompressoren im Betriebe, weil ein zu geringer Bedarf an großen Kompressoren ist und weil der Turbokompressor ein Produkt der letzten Jahre ist.

Die Motoren dieser hochtourigen Turbokompressoren werden direkt gekuppelt und haben natürlich eine der hohen Drehzahl — ein solcher Turbokompressor macht gewöhnlich 2900 Touren — entsprechende Konstruktion.

Ein Beispiel eines Rateauschen Schleuder- und Turbokompressors ist nach »Bansen« im Buche Gewinnungsmaschinen 1911: Die Kompressoren haben eine Umfangsgeschwindigkeit von 175—215 m/sek,

die Tourenzahl ist 2600—3200; die minutlich angesaugte Luft ist 1000—1200 m<sup>3</sup>; die Druckstufe pro Rad ist zirka 1/5 Atmosphäre. Gewöhnlich werden 12—25 Räder verwendet.

Die Anschaffungskosten der Kolbenkompressoren schwanken zwischen K 280—160 pro Pferdekraft.<sup>3)</sup>

Der Arbeitsbedarf ist für 1 m<sup>3</sup> Luft von 1 Atmosphäre auf 6 Atmosphären etwa 20.000 kgm<sup>4)</sup>, dabei muß man die tatsächliche Kompression durch Kühlung der isothermischen nähern.

Bei 6 1/2 Atmosphären Druck kann man also bei größeren Kompressoren pro 1 m<sup>3</sup> Luft und Stunde etwa 0.1 Pferdekraftbedarf rechnen.

Die Betriebskosten bei Kolbenkompressoren sind rund 0.3 h pro Kubikmeter angesaugter Luft.

Nach Dinglers »Polytechnischem Journal«, 1910, Heft 36—39, wo die hydraulischen Kompressoren des Wasserkraftdruckluft-Syndikates Mühlheim (Rhein) beschrieben sind, werden allerdings diese als die billigsten im Betriebe genannt, doch ist ja das Verwendungsgebiet desselben beschränkt.<sup>5)</sup>

#### Ventilatoren:

Die Wettermaschinen sind entweder kleine Sonderventilatoren oder große Schachtventilatoren.

Die Flügel der Sonderventilatoren werden meistens direkt auf das Wellenende des raschlaufenden Motors gesetzt, weshalb der dadurch eintretende axiale Druck von den Lagern aufgenommen werden

<sup>3)</sup> Und zwar nach Bansen:

Bis 200 PS. . . . .	K 220—280 pro Pferdekraft
» 300 PS. . . . .	K 180—200 » »
» 500 PS. . . . .	K 160—180 » »

<sup>4)</sup> Beziehungsweise nach Bansen bei:

	2 Atmosphären	4 Atmosphären	6 Atmosphären
bei isothermischer Kompression . . . . .	6900	13.800	17.900 kgm
» adiabatischer » . . . . .	7700	17.100	23.500 kgm
also mehr um . . . . .	12%	23%	31%
Endtemperatur bei adiabatischer Kompression:			
bei 10° C Anfangstemperatur . . . . .	73°	115°	203°
» 20° C » . . . . .	85°	165°	220°

<sup>5)</sup> Pro 1000 m<sup>3</sup> Luft und 6 Atmosphären wären die Betriebskosten:

1. Beim Elektrokompessor . . . . . Mk. 3.2
2. Bei einem direkt mit einer Wasserturbine angetriebenen Kolbenkompressor . . . . . Mk. 1.36
3. Bei einem hydraulischen Kompressor . . . . . Mk. 0.47

muß. Die Ventilatoren sind mit Regulierschiebern ausgerüstet, ruhen auf leichten Gestellen und sind leicht transportabel.

Die großen Schachtventilatoren werden entweder mittels Riemen angetrieben, das ist jedoch meistens nur bei kleineren Leistungen der Fall, oder sie werden direkt mit den elektrischen gekuppelt.

Wenn man z. B. die äquivalente Grubenweite oder die Widerstandshöhe ändert, so verlangt man oft, daß die Windmenge oder der Druck geregelt werden soll. Da sich dies durch einen

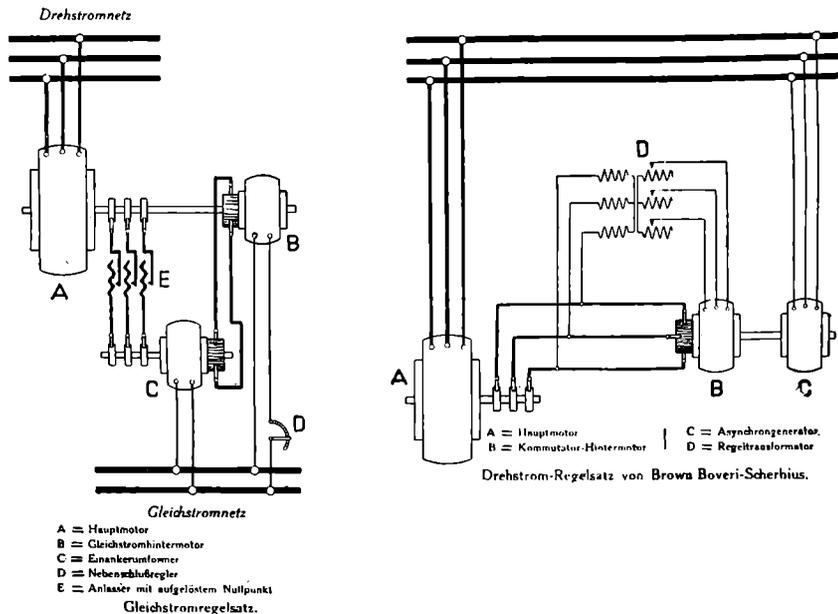


Abb. I.

Regulierschieber nicht gut erzielen läßt, weil bei einer derartigen Regelung bei großen Ventilatoren Vibrationen der Luft auftreten, welche sich auf das Blechgehäuse der Ventilatoren übertragen, was zu schweren Konstruktionen und zu Gehäuseversteifungen führt, so hat man bei Drehstromanlagen — und nur solche kommen bei den meisten Gruben in Betracht — die Drehzahl des Ventilators auf verschiedene Weise geändert. Dies kann bei kleineren Motoren und bei Riemenbetrieben durch Auswechseln der Riemenscheiben geschehen. Aber bei größeren, direkt gekuppelten Motoren muß zu anderen Hilfsmitteln gegriffen werden.

Da die Verwendung eines Rotorwiderstandes nicht nur eine dauernde Energievernichtung bedeutet, also unökonomisch ist, sondern auch sehr große Anlasserkonstruktionen ergibt, und da Motoren mit Polumschaltung teuer sind, so hat man sich in neuerer Zeit

auf die Verwendung eines Regelsatzes oder eines Drehstrom-Kollektormotors beschränkt.

Man unterscheidet Regelsätze mit Gleichstromhintermotoren, solche mit Drehstromhintermotoren, reine Drehstromregelsätze und solche mit Frequenzwandlern. (Siehe Schaltschemen.)

1. Die Verwendung der Regelsätze mit Gleichstromhintermotoren wurde unabhängig voneinander von Linsemann (S. S. W.), Krämer (Felten & Guilleaume, Lahmayerwerke) und von Alexander Heyland vorgeschlagen. Die Umformung der elektrischen Energie erfolgt mittels eines Einankerumformers. Die umgeformte Energie kann entweder an ein Gleichstromnetz abgegeben werden, oder sie

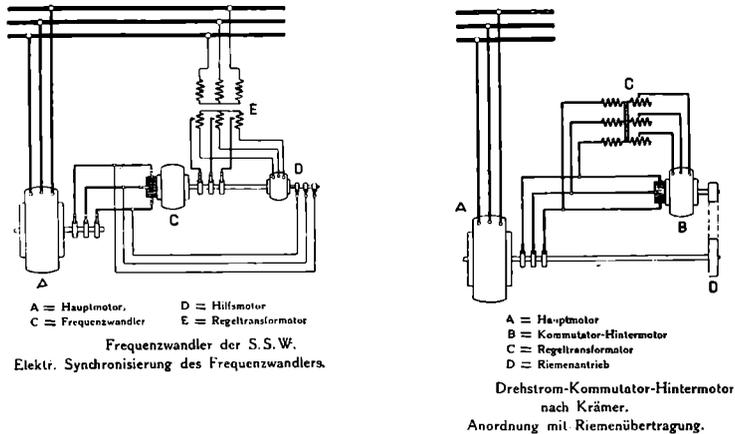


Abb. 2.

kann wieder auf einen Motor gedrückt werden, welcher auf die Welle des Hauptmotors arbeitet, wobei drei Maschinen nötig sind. Die Regelung geschieht sehr einfach durch einen Nebenschlußregler des Gleichstrommotors. Bei Feldverstärkung läuft der Motor langsamer.

Das Anlassen geschieht durch einen Anlasser mit aufgelöstem Nullpunkte. Einen Hauptvorteil hat der Regelsatz, nämlich den, daß die Phasenverschiebung bei bestimmten Leistungen auf ungefähr 1 eingestellt werden kann.

2. Statt des Gleichstromhintermotors kann auch ein Drehstromhintermotor verwendet werden.

Der Kollektormotor arbeitet gewöhnlich auf die Sekundärseite des Hauptmotors. Hier sind nur zwei Maschinen notwendig.

3. Dr. Scherbius hat die Verwendung eines Drehstromregelsatzes empfohlen.

Der Drehstromregelsatz wird dann besonders aufgestellt. Die Energieabgabe an ein Netz erfolgt durch einen übersynchronlaufenden Asynchrongenerator.

4. Schließlich sei noch der Frequenzwandler erwähnt, der jedoch sehr selten angewendet wird.

Der Rotor des Hauptmotors wird auf einen Umformer geschaltet, der dann über einen Zwischentransformator nach umgewandelter Frequenz die Energie wieder an das Primärnetz abgibt. In diesem Falle kommt noch das Synchronisieren hinzu, das aber ziemlich einfach ist.

Bei den meisten Regelsätzen wird die Anordnung so getroffen, daß der Hauptmotor beim Versagen des Hintermotors oder Hinteraggregates allein betrieben werden kann.

Bedeutend einfacher als beim Regelsatze liegen die Verhältnisse beim Drehstrom-Kollektormotor. Der Kollektormotor ändert seine Drehzahl bei Verstellung der Bürsten. Es wird meistens ein Drehstrom-Kollektormotor mit Seriencharakteristik verwendet, d. h. bei großem Drehmomente, also z. B. beim Beschleunigen und Anlassen ist die Drehzahl klein und umgekehrt bei kleinem Drehmomente groß. Gegen das sogenannte Durchgehen des Drehstrom-Kollektormotors mit Seriencharakter werden besondere Vorkehrungen getroffen. Man kann z. B. die Bürsten durch ein Fliehkraftpendel (Trenckregler) in eine Lage bringen, welche einer kleineren Drehzahl entspricht, oder man kann einen Motor ganz vom Netze abtrennen; den Motor kann man aber auch so bei der Berechnung auslegen, daß er eine gemischte Charakteristik hat, daß er also bei Entlastung nicht durchgeht, sondern eine gewisse höchste Tourenzahl, für welche er gebaut wird, nicht überschreitet. Der Drehstrom-Kollektormotor hat der Hauptsache nach einen Stator wie ein gewöhnlicher Asynchronmotor und einen Rotor wie ein Gleichstrommotor. Auf dem Kollektor des Motors schleift entweder ein einziger Bürstensatz oder zwei Bürstensätze, ein fester und ein verstellbarer. Der Kollektor erhält nicht die volle Statorspannung, sondern gewöhnlich eine niedrigere, ungefähr 30–150 Volt, was entweder einen Zwischen- oder Vortransformator notwendig macht. Diese Maschinen, welche sich erst in den letzten Jahren eingebürgert haben, stellen eigentlich die eleganteste Lösung des Problems der Tourenregelung bei Drehstromanlagen dar.

Der Vollständigkeit halber sei noch die Regulierung der Drehzahl durch Anwendung der Leonard-Schaltung erwähnt, welche für diesen speziellen Zweck, also für den Ventilatorantrieb, eigentlich schon überholt ist. Es sei hier auf die Anwendung bei der Lüftungsanlage am Tauerntunnel hingewiesen, wo ein Ventilator mit einem Energiebedarf von 1100 PS. bei 200 Touren durch zwei Motoren be-

trieben wird. Diese zwei Motoren erhalten ihre Energie über zwei Drehstrom-Gleichstromumformer. Es wurden wegen der Reserve zwei Motoren von etwa  $\frac{3}{5}$  des vollen Kraftbedarfes gewählt, damit bei Versagen eines Motors oder eines Umformers noch immer der Ventilator mit einer kleineren Drehzahl, also kleineren Leistung arbeiten kann.

#### Pumpen:

Während vor neun Jahren im allgemeinen langsamlaufende Kolbenpumpen, welche mit Dampf betrieben wurden, zur Aufstellung gelangt sind, ist man heute meistens auf die rasch laufenden Zentrifugalpumpen übergegangen. Die Vorteile liegen ja außer Frage: die Pumpen wurden auf der Sohle des Schachtes aufgestellt; man mußte eine lange Dampfleitung in den Schacht führen und dies ergab ganz erhebliche Verluste durch Kondensation des Dampfes. Das Anheizen dieser Pumpen samt Rohrleitung hat, abgesehen von der Zeit, viel Wärme, also viel Dampf benötigt. Heute ist dies alles wohl ein ziemlich überwundener Standpunkt. Man legt statt der Dampfleitung ein Kabel und nimmt statt der schweren Kolbenpumpen mit dem großen Raumbedarfe eine Zentrifugalpumpe. Man hat sich auch durch eine einfache Rechnung von der Rentabilität dieses Vorganges überzeugt. In vielen Fällen kann man sich bei kleineren Maschinen die Wartung der Zentrifugalpumpen ersparen, was bei Dampfmaschinen wohl niemals der Fall ist. Durch die allgemeine Verbreitung dieses Pumpensystems mit den Spezialkonstruktionen für Förderung von Salz- und Kalisole, Grubenwasser, Schlamm usw., ist wohl auch der große Aufschwung auf diesem Gebiete zu verzeichnen.

300—1000 pferdige Motoren zum Antriebe von Zentrifugalpumpen sind heute keine Seltenheit.

Nicht selten wählt man Pumpen, welche selbsttätig anlaufen, wenn der Sumpf gefüllt ist, und sich selbsttätig abstellen, wenn der Sumpf entleert ist. Das erfolgt durch Verwendung von Hilfseinrichtungen nicht nur sehr einfach, sondern auch sehr verlässlich. Die Pumpenmotoren erhalten sogenannte Selbstanlasser und der Motorschalter wird durch ein Hilfsrelais eingeschaltet, beziehungsweise umgekehrt, der Motor wird bei entleertem Sumpfe ganz vom Netze abgetrennt, also stillgesetzt.

In manchen Fällen wird auch die Regelung der Drehzahl verlangt; dann kommen dieselben Einrichtungen in Betracht, wie sie beim Regeln der Drehzahl der asynchronen Drehstrommotoren zum Antriebe von Ventilatoren erwähnt wurden. Das kann z. B. dann eintreten, wenn man dieselbe Pumpe später auf einem tieferen Horizonte montieren will.

### Schlämmen:

Es ist wohl selbstverständlich, daß dort, wo elektrische Energie einem Bergwerke zur Verfügung steht, die Elektrizität auch für den Schlämmbetrieb Verwendung findet. Die Brecher und auch die Pumpen werden elektrisch betrieben, welche das Schlammwasser oft in sehr hohe Reservoirs ausgießen, so z. B. sind in Trifail in der Pumpstation an der Save vor etwa sechs Jahren zwei Pumpen aufgestellt worden, welche das Wasser aus einem Zwischenreservoir — das wegen des schwankenden Wasserspiegels des Savafusses und wegen des Sandgehaltes des Wassers gemacht wurde — entnehmen; und auf das Reservoir auf der Bukovagora drücken. Die manometrische Förderhöhe ist 32 Atmosphären, die statische Druckhöhe ist 280 m, die Wassermenge  $2,5 m^3$  in der Minute, der Kraftbedarf ist ungefähr 240 PS. Zum Antriebe der Pumpen wurden zwei 280 PS.-Motoren mit 3000 Volt Spannung und 1460 Touren installiert. Heute überwindet man noch größere Druckhöhen.

Eine interessante Neuerung aus der letzten Zeit sei hier erwähnt, die allerdings vom elektrotechnischen Standpunkte nur eine weitere Verwendung der Zentrifugalpumpe darstellt. Nicht nur zum Wasserfördern werden die Pumpen verwendet; es wird das Wasser samt dem zur Schlämmerei benötigten Versatzmaterialie durch eine elektrisch angetriebene einfache oder Doppelpumpe in eine Rohrleitung gedrückt und dort weitertransportiert. Die Drehzahl der Pumpe wird regelbar gemacht, damit man den Druck steigern, also den Transportweg durch Verlängern der Rohrleitung vergrößern kann. Selbstredend muß dabei mit der Abnützung der Laufräder sowie der Pumpen gerechnet werden. Eine in Tatabánya bei Bánhida laufende Pumpe benötigt bei 1350 Touren ungefähr 100 PS. Das Ändern der Drehzahl der Pumpe geschieht dort durch Auswechseln der Riemenscheibe.

### Separationen:

Bei Separationen wählt man ebenfalls mit Vorliebe den elektrischen Antrieb, und zwar bei kleineren den Antrieb durch einen einzigen Motor, bei größeren Separationen oft den Einzelantrieb.

Die Wipper, die Rätter, die Brecher, die Pumpen, die Wäsche, die Transportbänder, die Entstaubungsanlage, die Aufzüge, die Schiebebühnen, die Wagen, die Rangierwinden, die Depotaufzüge usw. werden elektrisch angetrieben.

Auch die Nebenanlagen, die Werkstätten, Sägen, die Maschinen für die Beschickung der Koksöfen, die Kohlenstampfmaschinen, Bagger, die Brikettfabriken usw. werden mit elektrischer Energie versorgt.

Bei den Brikettpressen speziell wird oft nebst der Drehzahlregelung eine Tourenverminderung der Antriebsmotoren bei erhöhtem Drehmomente gewünscht, wozu sich der Drehstromkollektormotor ganz besonders gut eignet.

#### Schlagwettersichere Motoren:

Ein besonderes Kapitel ist die Konstruktion von schlagwettersicheren Motoren.

In vielen Fällen wird bei einem Methangehalte von 0,5% nur die Aufstellung von schlagwettersicheren Motoren gestattet. Dabei hat der Motor den einschlägigen Vorschriften mit den Ergänzungen der k. k. Berghauptmannschaft in Wien vom 16. Jänner 1910 zu entsprechen, um ein Zünden der Schlagwetter führenden Luft zu vermeiden.

Das Hauptverdienst, auf diesem Gebiete bahnbrechend gewirkt zu haben, gebührt wohl der »Kommission für schlagwettersichere Einrichtungen«, welche in den Jahren 1905 und 1906 in Gelsenkirchen auf der Bismarck-Grube eine Versuchsstation errichtet hat. Darauf haben einige Firmen, welche sich mit dem Baue schlagwettersicherer Einrichtungen befassen und solche auch ausprobieren, eigene Prüfstationen errichtet; so z. B. existiert in Nürnberg eine solche bei den Schuckert-Werken. In den Prüfstationen werden die wirklich vorkommenden Verhältnisse kopiert. Die Station besteht aus einem schweren Gehäuse, das jedoch zwei Stirnflächen aus Papier hat, das natürlich fast bei jedem Versuche zerrissen wird, aus einem Ventilator, um die Luft mit dem zu verwendenden Gase zu mischen, einem Heizkörper, um im Winter eine Temperatur entsprechend der Grubenwärme zu erzeugen, denn die Probierstation muß ja wegen der Explosionen im Freien stehen, aus einem Fundamentrost zur Montage der Motoren usw. Um die verschiedenen Spannungs- und Stromstärken erzeugen zu können, ist in der Nähe ein Umformer aufgestellt, dann gibt es noch Registrierinstrumente, eine Kohlenmühle, eine Gasuhr — da für die Versuche Leuchtgas verwendet wird — eine Stoppuhr, verschiedene Meßinstrumente, Zündkerzen usw.

In Kopitz bei Brüx soll nun eine Versuchsstation, die erste in Österreich, errichtet werden.

Man unterscheidet zwei Hauptgruppen von Motoren: ganz gekapselte Motoren oder geschlossene Motoren mit Öffnungen mit Schutznetzen oder Schutzplatten von vorgeschriebener Konstruktion.

Ein vollkommen geschlossener Motor ist wie ein vollkommen geschlossener Kessel zu behandeln. Es hat sich nun bei den Versuchen ergeben, daß der Druck, der bei der Explosion auftritt, 7 Atmosphären nicht übersteigt. Dieser Druck tritt bei einem Gasgemisch von ungefähr 8 bis 9% Methan auf und ist unabhängig von der

Größe des Raumes und der Temperatur. Der Druck von 7 Atmosphären wurde schon unter Berücksichtigung der höheren Entzündlichkeit bei größeren Teufen, also bei größerer Dichtigkeit der Gase bestimmt. Die »Explosionszeit« ist  $\frac{1}{4}$  bis 1 Sekunde. Die Entzündungstemperatur der Schlagwettergase ist ungefähr  $650^{\circ}$  C.

Die erwähnten besonderen Vorschriften vom 16. Jänner 1910 schrieben vor, daß die Gehäuse der Schlagwetter-Motoren einem Drucke von 8 Atmosphären widerstehen müssen. Das gibt wohl sehr schwere Konstruktionen. Ein Motor von 1 PS. wird bereits derart schwer, daß man zu anderen Hilfsmitteln gegriffen hat. Man verwendet Platten-Schutzmotoren; der Motor erhält Kühlöffnungen, durch welche die Außenluft eintreten kann. Das sich im Motorgehäuse eventuell entzündende Gasgemisch wird auf dem Wege nach außen durch den Plattenschutz bereits so abgekühlt, daß eine Zündung der außen liegenden schlagwetterführenden Grubenluft nicht zu befürchten ist.

Bemerkt sei, daß sich ein Gewebeschutz oder Rohrschutz nur unsicher bewährt hat, und daß der Plattenschutz den an ihn gestellten Anforderungen in jeder Weise entsprochen hat.<sup>6)</sup>

Man hat festgestellt, daß ein Nachbrennen bei Verwendung eines Plattenschutzes nur selten und nur bei starker Ventilation vorkommt. Doch wird die Sicherung der Kapslung dadurch nicht beeinflusst, unter Umständen allerdings der Motor ruiniert. Die Apparate werden so ausgeführt, daß sie eine Ölkapslung erhalten.<sup>7)</sup>

Die Verwendung von Gewebenetzen in zwei Schichten, die außerdem durch perforiertes Blech geschützt sein müssen, hat man nicht zugelassen.

Eigentümlich ist es auch, daß bei ruhiger Flamme, wie sie bei der Sicherheitslampe mit Drahtgewebe vorkommt, die Grubenluft nicht gezündet wird, während bei der Explosion dasselbe Schutznetz mit 144 Maschen pro Quadratcentimeter und  $0,35$  mm Drahtstärke in

<sup>6)</sup> Im Wesen besteht der Plattenschutz aus Metallringen mit einer Flanschenbreite von  $50$  mm und einer Stärke von  $0,5$  mm. Die Schlitzte, die durch Dazwischenlegung von geeigneten Blechen oder Distanzstreifen erhalten werden, haben ebenfalls eine Breite von  $0,5$  mm. Dabei werden Dichtungen aus Gummi und wenig haltbaren Materialien wegen der Zerstörung durch Wärme nicht zugelassen. Das Verhältnis der gesamten Austrittsöffnung in Quadratmillimetern muß zum Luftinhalte des Motors in Kubikmillimeter gerechnet, kleiner sein als  $1 : 50$ , weil sonst nach den Vorschriften das Gehäuse einen Druck von mindestens 5 Atmosphären aushalten muß.

<sup>7)</sup> Das heißt, die Kontakte der Schalter müssen so tief unter dem Ölstand sein, daß beim Unterbrechen des Stromkreises und bei den sich fast immer dabei bildenden Öldämpfen ein Heraustreten der Funken und der heißen Öldämpfe ausgeschlossen ist. Es wird zu diesem Zweck nur verlangt, daß eine hinreichend hohe Ölschicht sich über der Funkenstrecke befindet.

einer einzigen Lage keinen Schutz bietet, und daß die außen befindlichen Gase entzündet werden. Es kommt also hauptsächlich auf die Oberfläche des Schutzkörpers, welche von den abzukühlenden Gasen bestrichen wird, an.

#### Transporteinrichtungen:

Für den Transport der gewöhnlichen Materialien ober- und untertags hat man, um die menschliche Arbeitskraft durch die mechanische zu ersetzen, also um an Löhnen, soweit es geht, zu sparen, Hilfseinrichtungen geschaffen. Lokomotiven, Seilbahnen, Haspel, Fördermaschinen usw. kommen zur Anwendung. Um die Kosten des Transportes des geförderten Gutes von der Abbaustelle zum Grubenhunte zu reduzieren, verwendet man Schüttelrinnen oder Rutschen. Diese können natürlich elektrisch angetrieben werden; für diese Zwecke ist es notwendig, daß die Schwingungszahl der Rutsche bei Aufhängung oder bei der Anordnung mit Pendelstelen genau mit der Motor-Drehzahl korrespondiert, weshalb eine Tourenregelung nötig ist. Bei Gleichstrom wird dies durch Feldänderung bewirkt; doch verwendet man ja meistens nur Drehstrom und dann wird ein Schlupfanlasser verwendet, wodurch die normale Drehzahl auf 75 bis 80% herabgemindert werden kann.

Der Antrieb der Fördergurte ist natürlich sehr einfach.

#### Seilbahnen:

Beim Antrieb von Seilbahnen werden ganz gewöhnliche Motoren verwendet, wenn auch der Anlauf wegen der zu beschleunigenden Massen etwas schwieriger ist. Interesse bieten nur die Hilfseinrichtungen; z. B. das Abstellen der Seilbahnen von irgendeinem Orte durch einfaches Drücken auf einen Druckknopf, wodurch das Einfallen des Ankers eines Haltemagneten bewirkt wird, der wieder die Fallgewichtsbremse zur Wirkung bringt; dabei wird auch der Motor vom Netze abgeschaltet. Ferner wird bei zu großer Geschwindigkeit durch einen Zentrifugalkontaktunterbrecher ebenfalls indirekt die Bremse betätigt. Oder es kann bei Überlastung, z. B. bei Entgleisen eines Hutes, die Überlastung des Motors optisch angezeigt und gleichzeitig oder später der Motor abgestellt werden. Weiters kann man bei Schlappwerden oder Reißen des Seiles die Seilbahn durch Betätigung eines sogenannten Schlappseilschalters zum Stillstande bringen, der nichts anderes ist, als ein einfacher Ausschalter, der durch den Seildruck, in der Stromschlußstellung gehalten wird usw.

#### Haspel- und Fördermaschinen:

Die wichtigsten Transporteinrichtungen sind wohl die Haspel und die Fördermaschinen. Die Haspel werden wegen ihrer geringeren Bedeutung oft mit weniger Hilfseinrichtungen ausgestattet als die großen Fördermaschinen.

Ein einfacher Motor für intermittierenden Betrieb, eine Steuerwalze mit Widerstand, eine Schalttafel, zwei Endausschalter, selten noch ein Haltemagnet mit Fallgewichtsbremse, eine Sicherung gegen eine zu hohe Drehzahl, und ein paar Kontrollinstrumente bilden die einfache Ausstattung des elektrisch angetriebenen Haspels.

Ganz anders verhält sich dies bei den Fördermaschinen mittlerer und großer Leistung. Da kommt es nun darauf an, wie groß die Zentrale ist, ob sie die Belastungsstöße beim Anfahren der Fördermaschinen aushält, und ob die Spannungsschwankungen im Netze dabei zu groß werden. Während kleine Fördermaschinen bei Zentralen, welche eine entsprechend große Grundbelastung haben, ohne weiteres an die Zentrale geschaltet werden können, ist dies bei größeren Fördermaschinen mit Leistungsspitzen von 1000 bis 2000 PS. und noch mehr kaum möglich.

Es sollen nun die beiden Gruppen von Fördermaschinen besprochen werden.

Die kleineren Fördermaschinen können bei Drehstromnetzen entweder durch einen asynchronen Induktionsmotor oder durch einen Drehstromkollektormotor angetrieben werden. Besonders sei auf die Verwendung asynchroner Hochspannungsdrehstrommotoren zum Antriebe von Haspeln hingewiesen. Der Motor erhält dabei, um ihn besonders bei längeren Leitungen — seien es Kabel oder Freileitungen — vor Schaden zu bewahren, verschiedene Schutzeinrichtungen, z. B. Drosselspulen, Schutzschalter oder Schutzumschalter mit oder ohne Hilfsmotor usw.

Sehr gut eignet sich der Drehstromserienkollektormotor zum Antriebe kleiner Fördermaschinen, da wegen des Reihenschlußcharakters die Drehzahl bei größeren Drehmomenten klein ist. Beim Fördermotor wird also das Anfahren entsprechend dem Drehmomente langsamer erfolgen als beim gewöhnlichen Induktionsmotor, d. h. der Drehstromkollektormotor wird sich dem jeweiligen Belastungsdrehmomente anpassen. (Vergleichsdiagramme.) Die Drehzahl der Motoren wird gewöhnlich aus konstruktiven Gründen ziemlich hoch gehalten, meistens über 300, so daß bei Fördermaschinen mit Drehstromkollektormotoren in der Regel ein Zahnradvorgelege zur Anwendung kommt. Das Anlassen ist sehr einfach: der Maschinist verstellt durch den Steuerhebel die Bürsten auf dem Kollektor, wobei sich die Geschwindigkeit des Motors ändert. Dadurch, daß die Bürsten auf dem feinteiligen Kollektor schleifen, ist das Anlassen ein sanfteres, im Gegensatz zum Anlassen des Motors durch eine Steuerwalze. In den Förderpausen kann der Motor z. B. durch eine Querbewegung des Steuerhebels vom Netze abgeschaltet werden. Der Motor wird gegen das »Durchgehen« geschützt, da eine zu hohe Drehzahl dem Getriebe

schädlich sein könnte. Auf dem Schachte Bartensleben der Gewerkschaft Burbach bei Helmstadt, Hannover, läuft ein solcher Motor mit 250 PS. bei 300 Touren.

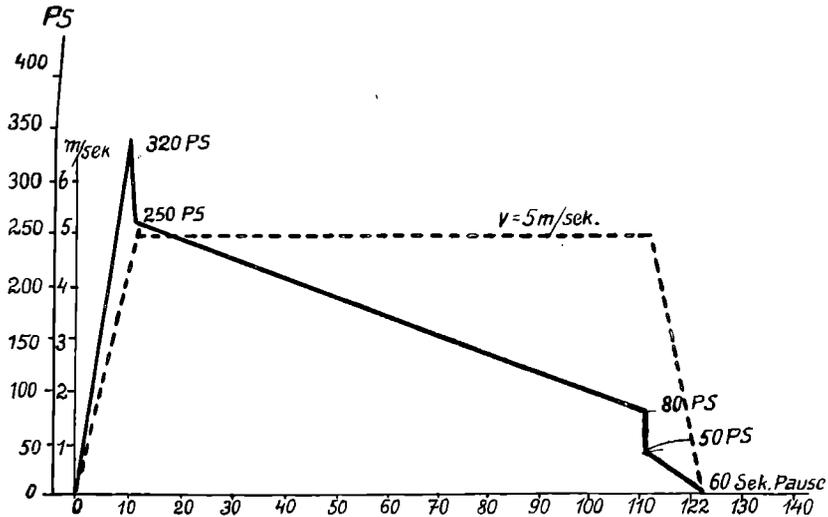


Abb. 3.

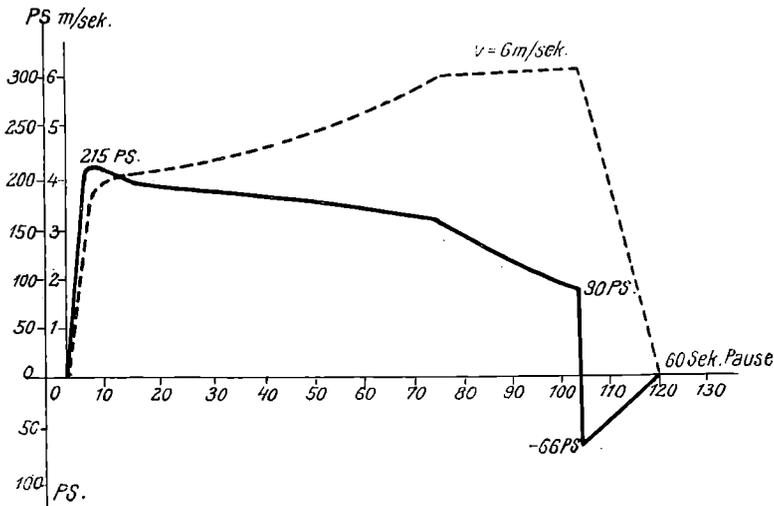


Abb. 4.

Leistungsdiagramm bei Verwendung eines Induktions-, beziehungsweise Drehstromkollektormotors.

Teufe . . . . 560 m      Geschwindigkeit . 5 bzw. 6 m/sek.      Hunt . . . . . 350 kg  
 Nutzlast . . . 1600 kg      Anzahl der Hunte pro Tag . . 2      Schale . . . . . 2100 kg

Statt des Drehstromkollektormotors kann auch ein Doppelkollektormotor Verwendung finden. Dabei werden zwei Netzphasen zu dem einen und zwei Phasen zu dem anderen Motor geleitet

(Repulsionsmotor). Eine solche Anlage besteht in Sosnowice. (Sté. Anon. des Mines de Czeladz.)<sup>8)</sup>

#### Große Fördermaschinen:

Während vor 9 Jahren nur ganz wenige große Fördermaschinen elektrisch betrieben waren, hat die Verwendung der Leonard-Schaltung und des Ilgner-Systems eine ganz bedeutende Umwälzung auf diesem Gebiete hervorgerufen. Es laufen heute ungefähr in Europa 400 Fördermaschinen mit Steuerumformern.

#### Leonard-Schaltung:

Die Leonard-Schaltung charakterisiert sich dadurch, daß dem Fördermotor die Energie nicht direkt aus dem Netze zugeführt wird, sondern daß er von einer Anlaßdynamo gespeist wird, welche durch einen Motor — sei es ein Gleichstrom- oder ein Drehstrommotor oder eine Dampfmaschine — angetrieben wird.

Die Vorteile der Leonard-Schaltung ohne Ausgleitsystem sind in Kürze folgende:

Die Steuerung erfolgt durch Bewegen eines Hebels. Zwischen dem Ausschlage des Steuerhebels und der Geschwindigkeit der Fördermaschine besteht eine nahezu vollkommene Übereinstimmung, unabhängig davon, wie groß die Last ist und ob die Last gehoben oder eingesenkt wird. Die Manövrierfähigkeit ist also sehr groß. Diese Abhängigkeit kann durch Verwendung von Hilfseinrichtungen, von sogenannten Eindeutigkeitssteuerungen noch erhöht werden. In Deutschland wurde wegen der hohen Sicherheit bei einigen Anlagen eine Geschwindigkeit von 10 m bei Mannsfahrt zugelassen, was gegenüber dem Betriebe mittels Dampfmaschinen ein gewaltiger Vorteil ist.

Jede Geschwindigkeit kann praktisch nahezu ohne Verlust eingestellt werden. Die Verluste, die bei Verwendung von Induktionsmotoren, also bei Anlagen mit Rotor-Widerstandsschaltung beim Anfahren auftreten, fallen fort. Ferner wird die Energie, die eventuell beim Verzögern und Einhängen von Lasten frei wird, zurückgewonnen, was ja auch wirtschaftlich ist. Bei öftem Anlassen spielen diese Verluste bei Induktionsmotoren eine außerordentliche Rolle, besonders bei kleinen Teufen und großen Geschwindigkeiten.

Diese angegebenen Vorzüge der Leonard-Schaltung ermöglichen die Verwendung eines sehr einfachen und dabei sehr vollkommenen Sicherheitsapparates, der konstruktiv mit dem Teufenzeiger verbunden ist und jeden Förderzug genau programmgemäß verlaufen läßt. Der Sicherheitsapparat gestattet nur eine bestimmte höchste Beschleunigung beim Anfahren und gegen Ende der Fahrt eine be-

<sup>8)</sup> Technische Mitteilungen und Nachrichten. 1910, Heft 29.

stimmte größte Verzögerung und stellt endlich die Maschine selbsttätig ab. Ein Übertreiben der Schale ist also so gut wie ausgeschlossen.

Die Steuerdynamo kann — wie schon erwähnt — auch direkt ohne Zwischenschaltung eines Elektromotors mit der Dampfmaschine oder einer anderen Energiequelle verbunden werden. Da die der Anlaßdynamo entnommene Energiemenge nur allmählich steigt, kann der Regler der Antriebsmaschine leicht der Belastung entsprechend nachkommen. Diese Anordnung wurde angewendet beim Mauve-Schachte der Heinitzgrube in Beuthen<sup>9)</sup> und kommt natürlich nur dann in Betracht, wenn sich die Zentrale in unmittelbarer Nähe befindet.

Beim Abteufen und bei einer hohen Grundbelastung der Zentrale ist ein Belastungs-Ausgleichsystem im allgemeinen nicht erforderlich.

Es gibt nun verschiedene Varianten des Belastungsausgleiches, welche kurz geschildert werden sollen.

a) Die Steuerdynamos mit dem Schwungrade können direkt durch eine Kraftmaschine, z. B. eine Dampfmaschine angetrieben werden; das Schwungrad wird bei Drehzahlverringern Energie abgeben und bei Tourensteigerung Energie aufnehmen. Der Hauptvorteil ist wohl der geringe Dampfverbrauch für die effektive Schachtpferdekraftstunde. Es sei jedoch bemerkt, daß andere Betriebe von derselben Maschine nicht gut gespeist werden können, besonders keine Zentrifugalpumpen.

b) Statt des Schwungrades kann auch hier nach dem Iffland-Patente eine Batterie verwendet werden. In diesem Falle können auch andere Betriebe an die Kraftmaschinen angeschlossen werden, da der Tourenabfall wegfällt. Dies hat noch einen weiteren Vorteil: es kann vorkommen, daß die Zentrale ganz abgestellt wird, z. B. an Sonn- und Feiertagen oder in der Nacht. Die Batterie wird dann so bemessen, daß die Möglichkeit vorhanden ist, die Fördermaschine zu Schachtrevisionen, zu Schachtreparaturen usw. in Anspruch zu nehmen.

c) Hat man ein Gleichstromnetz, so kann man die Pufferbatterie durch eine Hilfsdynamo, z. B. durch Verwendung der Pirani- oder Lancashire-Schaltung bei der stärkeren Belastung des Fördermotors zum Arbeiten, zum Puffern bringen. Auch hier ist bei entsprechend großer Batterie der Betrieb bei stillstehender Zentrale möglich.

---

<sup>9)</sup> Teufe 540, späterer Ausbau 770 m; Nutzlast 3600 kg, später 7200 kg; Geschwindigkeit 10 m/Sek.; Stundenquantum 147·6 t, später 230 t; Treibscheibe 8 m Durchmesser; 1·2 KW/Schachtpferd.

d) Die Anordnung kann auch so erfolgen, daß die Steuerdynamo mit einer parallel-liegenden Puffermaschine zusammenarbeitet. Der Umformermotor kann an ein Netz verschiedener Stromarten angeschlossen werden.

e) Der gewöhnliche Fall ist jedoch der Antrieb der Steuerdynamos durch einen Elektromotor in Verbindung mit einem Schwungrad nach dem Ilgner-Systeme.

Der Umformer kann an jede Zentrale mit Gleichstrom- oder Wechselstromnetz angeschlossen werden. Der Wirkungsgrad ist selbst bei weitgehendem Sinken der stündlichen Zugzahl noch günstig. Bei Förderung mit geringerer Geschwindigkeit kann außerdem das Schwungrad abgekuppelt werden.

Eine Entscheidung, welche dieser Anordnungen in jedem besonderen Falle anzuwenden ist, kann man natürlich nur nach dem Studium der speziellen Verhältnisse fällen.

Bei Zentralisierung der Energieerzeugung und bei großen Fördermaschinen wird man jedoch den Leonard-Umformer — mit oder ohne Energieausgleich — verwenden.

Der Hauptvorteil des Ausgleichssystems ist die gleichmäßige Belastung der Zentrale durch den Förderbetrieb. Während beispielsweise beim Betriebe einer Fördermaschine mittlerer Größe beim Anfahren, also beim Beschleunigen der Massen Spitzenleistungen von 600 bis 1000 PS. vorkommen, ist die Belastung der Zentrale bei flotter, programmmäßiger Förderung ungefähr 270 bis 450 PS. Beim Antriebe durch einen Induktionsmotor müssen also in der Zentrale für den Betrieb 650 bis 1100 PS. reserviert werden, während bei Verwendung des Ausgleichssystems, wie erwähnt, nur 270 bis 450 PS. in der Zentrale notwendig sind. Die Kesselbatterie wird entsprechend kleiner, die Dampfspannung der Kessel läßt sich besser konstant halten, man kann Kessel mit einem relativ geringeren Wasserquantum also Wasserrohrkessel benützen. In der Zentrale werden dann kleinere Dampfmaschinen und Dynamos erforderlich sein, d. h. die Anlage wird besser ausgenützt. Der Lichtbetrieb wird wegen des Belastungsausgleiches nicht gestört, sondern ein ruhiger sein, da ja die Spannungsschwankungen entfallen usw.

Was die Anlagekosten der genannten Ausgleichsanordnungen betrifft, so sind sie zwar höher als die bei Verwendung von Dampfmaschinen, doch ist der Unterschied gering, besonders dann, wenn für mehrere Fördermaschinen ein gemeinsamer Ausgleich geschaffen wird und die Umformer miteinander gekuppelt werden. Dabei gleicht ein und dasselbe Schwungrad die Spitzen im Diagramme der Energieaufnahme beider Fördermaschinen aus.

Was die Ökonomie anbelangt, so sei auf die »Mitteilungen über Forschungsarbeiten auf dem Gebiete des Ingenieurwesens«, herausgegeben vom Vereine deutscher Ingenieure (Heft 110 und 111, Berlin 1911), hingewiesen.

Es wurden z. B. Versuche bei der Förderanlage auf Schacht VI der Gewerkschaft »Deutscher Kaiser« in Hamborn<sup>10)</sup>, bei der Förderanlage bei Schacht II der Zeche Rheinelbe zu Gelsenkirchen<sup>11)</sup>, ferner bei der Förderanlage auf Schacht III der Zeche Matthias Stinnes III/IV zu Branck<sup>12)</sup> und schließlich bei Schacht II der Zeche Emscher Lippe in Datteln<sup>13)</sup> vorgenommen.

Dann wurden Dampfförderanlagen untersucht: Die Förderanlage der Zeche »Vereinigte Schürbank und Charlottenburg zu Aplerbeck«<sup>14)</sup>,

---

<sup>10)</sup> Siemens-Schuckert-Werke, Koepe-Maschine, 8 *m* Durchmesser, Fördergeschwindigkeit 15 *m*/Sek., Seilscheiben 6 *m* Durchmesser, Nutzlast mit Kohlen 960 *kg*, mit Bergen 1170 *kg*, Hunt leer 400 *kg*, Mannsfahrt 50 Mann, 8 volle Wagen gleichzeitig aufwärts, 8 leere abwärts, 2 Motoren, Teufe 700 *m*, bei flotter Förderung war der Energiebedarf 2·03 Kilowattstunden, und bei programmäßiger flotter Förderung rund 2 Kilowattstunden pro 1 Schachtpferdestunde.

<sup>11)</sup> Allgemeine Elektrizitätsgesellschaft, Teufe 362 *m*, später 1000 *m*, Koepe-Maschine, 7 *m* Durchmesser, 16 *m* Geschwindigkeit, vier Etagen mit je zwei Wagen; Hunte alt mit Kohlen 0·881 *t*, neu 1·006, mit Bergen 1·201 *t*, neu 1·339 *t*, alter Förderwagen leer 0·318 *t*, neuer leer 0·421 *t*, Nutzlast für Kohle alt 363 *kg*, neu 585 *kg*; am Versuchstage war das Verhältnis der neuen zu den alten 1 : 2·29; 42 Mann. Zugesicherte Leistung: pro Stunde 168 *t* Kohle in 38·4 Aufzügen bei 369 *m* Teufe, bei einem Energieverbrauche 1·6 Kilowatt pro Schachtpferdekraft bei 127·5 *t* stündlich. Es wurde ein Energiebedarf von 1·75 Kilowattstunde pro Schachtpferdestunde und in 24 Stunden 2·03 Kilowattstunden als Mittelwert bei der geringen Teufe von 362 *m* festgestellt.

<sup>12)</sup> Koepe-Maschinen, 6·5 *m* Durchmesser, vorläufig 14 *m*/Sek., acht volle Hunte aufwärts, acht leere abwärts. Hunt mit Kohle 1·068 *t*, Wagen leer 0·386 *t*, mit Bergen 1·321 *t*. 50 Personen auf einer Schale. Für die Fördermaschine I und II beträgt ein Energieverbrauch in 24 Stunden von 2·66 Kilowattstunden und in der Morgenschicht 1·97 Kilowattstunden gemessen. Durch die ungleichmäßige Belastung war der Kraftbedarf sehr beeinflusst.

<sup>13)</sup> Koepe-Maschinen, 6·4 *m* Durchmesser. Hunt mit Kohle 1·227 *t*, mit Bergen 1·413 *t*, leerer Hunt 0·433 *t*, acht Kohlenhunte auf einmal aufwärts, acht leere abwärts. Zwei Umformer gekuppelt. Geschwindigkeit 20 *m*, Teufe 660 *m*, leer 900 *m*. Trotz der reduzierten Geschwindigkeit von 17 *m* wurde 1·39 Kilowattstunde pro Schachtpferdestunde für die Morgenschicht und 1·40 Kilowattstunde für die Mittagsschicht festgestellt; in 24 Stunden war der Wert 1·56 Kilowattstunde. Für Seilfahrt war Energieverbrauch pro Schachtpferdestunde früh 4·05, mittags 13, abends 7·82 Kilowattstunde pro Schachtpferd.

<sup>14)</sup> Zwillings-Tandemaschine mit Zentralkondensation, 12 Atmosphären, Teufe 602·8 *m*. Zylindrische Trommeln 8 *m* Durchmesser, 2 *m* breit. Zylinder der Dampfmaschine 850/1250 *m*, Hub 2000 *mm*; alter Hunt mit Kohlen 0·944 *t*, neuer 1·024 *t*, Verhältnis am Versuchstage 8:9 = alte zu neue Hunte. Es war der Dampfverbrauch in der Morgenschicht 16·46 *kg*, pro Schachtpferd, in der Mittagsschicht 31·50 *kg*/Schachtpferd, im Mittel 24·08 bei 24stündigem Betriebe.

dann die Förderanlage der Zeche Julieschacht II in Herne<sup>15)</sup>, ferner die Förderanlage Schacht Amalie zu Essen, West der Zeche Helene und Amalie<sup>16)</sup> und schließlich die Fördermaschine der Zeche Wilhelmine Viktoria zu Gelsenkirchen.<sup>17)</sup>

Es war demnach bei elektrischen Maschinen der günstigste Wert 1·39 Kilowattstunde pro Schachtpferdestunde und bei Dampffördermaschinen 16·40 kg Dampf pro Schachtpferd.

Wenn wir diese Zahlen gegenüberstellen, so müssen wir allerdings verschiedene andere Umstände in Erwägung ziehen, und zwar: Die Fördergeschwindigkeit, die Nutzlast, die Häufigkeit des Umsetzens, die Zugzahl und die Verluste beim Stillstande der Maschine. (Je kleiner z. B. die Nutzlast ist, desto ungünstiger arbeitet jede Fördermaschine. Je größer die Teufe, desto größer gewöhnlich die Geschwindigkeit und desto länger ist die Förderzeit im Verhältnisse zur Pause, die ja für den Vergleich praktisch konstant bleibt für alle Teufen.)

Die Werte zeigen die hohe Ökonomie der elektrisch angetriebenen Fördermaschinen.

In den meisten Fällen haben wir es in Österreich mit Fördermaschinen zu tun, welche zylindrische Trommeln haben. Es ist eine einzige Koepe-Maschine, und zwar bei der Englisch-Böhmischen Steinkohlgewerkschaft in Lana bei Kladno im Betriebe, welche aber auch keine reine Koepe-Maschine ist. Das Seil ist 1½fach um die Trommel geschlungen und wandert deshalb beim Betriebe von einer Bordwand zur anderen.

Bei größeren Fördermaschinen ist der Motor mit der Trommelle direkt gekuppelt. Oft wird wegen des späteren Ausbaues vorläufig nur ein Motor verwendet und erst später wird ein zweiter Motor den ersten unterstützen; so ist dies z. B. am Salomon-Schacht der Witkowitz Steinkohlengruben der Fall, bei welchem später mit zwei Motoren aus einer anderen größeren Teufe gefördert werden soll.

---

<sup>15)</sup> Zweizylindrische Trommeln 8 m Durchmesser, 2 m breit, Geschwindigkeit 15 m/Sek., Teufe 400 m, Kohlenhunt 0·835 t, Bergenhunt 1·016 t, leerer Hunt 0·309 t. 42 Mann pro Schale bei 6 m Seilfahrt. Der Dampfverbrauch war für die Morgenschicht 26·82 kg/Schachtpferd, bei der Seilfahrt früh 80·4 kg, mittags 225·5 kg und abends 44·4 kg im Mittel für 24 Stunden 30·96 kg/Schachtpferd.

<sup>16)</sup> Koepe-Maschine, 7 m Durchmesser, sechs volle Hunte aufwärts, sechs abwärts, 348 m Teufe, Hunt mit Kohlen 0·887 t, mit 1·210 t, leer 0·34 t, Geschwindigkeit 16 m/Sek. Die Maschine arbeitete mit Auspuff, gewöhnlich aber auf eine Abdampfturbine; der Dampfverbrauch war im Mittel pro Schachtpferd 24·7 kg.

<sup>17)</sup> Koepe 6·5 Durchmesser, Teufe 600 m, später 800 m; 7 Atmosphären und Auspuff über einen Vorwärmer. Hunt mit Kohle 0·929 t, mit Bergen 1·222 t, leer 0·357 t, acht volle Hunte aufwärts, acht abwärts, 23·5 m Geschwindigkeit. Der Dampfverbrauch pro Schachtpferd war 21·13 kg bei der Morgenschicht, bei der Mittags- und Abendschicht 361 kg, bei der Seilfahrt früh 26·5 kg, abends 43·9 kg, im Mittel 27·8 kg.

Auf Ausführungsdetails sei hier nicht eingegangen. —

Das wären nun in Kürze die wichtigsten Neuerungen, welche die Elektrotechnik in den letzten neun Jahren dem Bergbaue gebracht hat. Es würde zu weit führen, auf weitere Anwendungsgebiete, wie z. B. auf das der Minenzündung usw. einzugehen, da ja das Gebiet nicht erschöpfend behandelt werden kann.

Bei dem Fortschritte der Elektrotechnik wird allerdings die Arbeit wesentlich verbilligt, doch ist auch anderseits zu erwägen, daß auch die neuesten Antriebsmethoden in wenigen Jahren wieder überholt sein werden und deshalb muß, wie viele Industriegesellschaften, wie z. B. die Staatseisenbahngesellschaft nach ihrem Berichte in der letzten Generalversammlung (1912), es tun, mit einer höheren Amortisationquote gerechnet werden.

Vorsitzender: »Ich danke dem Herrn Vortragenden für seine Ausführungen (lebhafter Beifall) und möchte meinerseits nur den Wunsch aussprechen, daß das Anwendungsgebiet der Elektrizität gerade auf den Bergwerken bis zum nächsten Bergmannstage eine weitere Ausdehnung finden möge. Insbesondere auf dem Gebiete der Schlagwettergruben wäre es sehr angezeigt, wenn der Elektromotorenbetrieb weitere Anwendung fände.

Wir haben unser heutiges Programm erschöpft, ich schließe daher die Versammlung, indem ich allen Vortragenden nochmals den besten Dank des Präsidiums für ihre Mühewaltung ausspreche.« (Beifall.)

(Schluß der Sitzung  $\frac{3}{4}$  12 Uhr vormittags.)

## Sektion für Hüttenwesen.

**18. September 1912.**

(Beginn der Verhandlung 9 Uhr vormittags.)

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Indem ich die Herren auf das herzlichste begrüße, eröffne ich in Verhinderung des Herrn Generaldirektors Günther die Versammlung und erteile zunächst Herrn Sekretär Willfort vom Ingenieur- und Architekten-Verein das Wort.«

Sekretär Willfort: »Meine sehr geehrten Herren! In Abwesenheit des Präsidenten, des Herrn Oberbaurates Günther, obliegt mir die ehrenvolle und angenehme Pflicht, Sie in Vertretung des Hausherrn im Verereinshause auf das herzlichste willkommen zu heißen. Indem ich im Namen des Präsidiums und des Vereines Ihren Verhandlungen den besten Erfolg wünsche, rufe ich Ihnen »ein herzliches: Glückauf den Teilnehmern des Bergmannstages! zu.« (Lebhafte Rufe Glückauf!)

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Ich ersuche Herrn Direktor Knudsen, sein Referat erstatten zu wollen.«

# Die technischen Verbesserungen und ökonomischen Resultate bei dem Kupferschmelzen nach dem Knudsen-Prozeß.

Von

**Emil Knudsen,**

Direktor der Mitterberger Kupfer-A.-G., Mühlbach.

Unter den pyritischen Schmelzverfahren unterscheidet man zwei Richtungen, wovon die eine das »Halbpyritschmelzen« genannt worden ist, weil es nur eine teilweise Benützung des Pyrit als Brennmaterial zuläßt. Diese Methode wurde ungefähr um 1890 herum von dem amerikanischen Hüttenmann Mr. Austin zur Ausführung gebracht. — Er hatte wohl die Absicht gehabt, ein »Vollpyritschmelzen« im Schachtofen durchzuführen, und es wurden auch einige Anlagen nach diesem System gebaut, aber diese wurden sehr bald — wegen der Undurchführbarkeit — wieder aufgegeben, da man ohne einen Koks Zusatz von zirka 5% doch nicht auskam und nur eine geringe Konzentration erzielte.

Der Austinsche Prozeß, das Halbpyritschmelzen, wurde später von Herrn Sticht in Mount Leyll, Tasmania, weiter durchgebildet und funktioniert dort sehr zufriedenstellend, wie angegeben wird.

Der Unterschied zwischen dem »Halbpyritschmelzen« und »Vollpyritschmelzen« liegt hauptsächlich darin, daß man beim ersten aus dem Ofen einen verhältnismäßig armen Stein für weitere Verarbeitung abzieht, wogegen man beim »Vollpyritschmelzen« konsequent den im Erz enthaltenen Brennstoff aufammelt und bis zur Herstellung des fertigen Rohkupfers in einem Prozeß verwendet.

Als »Brennstoff im Erz« kommt hier hauptsächlich nur Schwefel und Eisen in Frage, und hievon gibt ja die Oxydation des Eisens die weitaus größte Hitze ab.

Die ersten Versuche mit sulfidischen Kupfererzen direkt, ohne vorhergehende Röstung und unter vollständiger Benützung des in den Erzen enthaltenen Schwefels und Eisens als Brennmaterial zu verschmelzen, sind von dem Engländer Mr. John Holloway in den

siebziger Jahren des vorigen Jahrhunderts vorgenommen worden. Das Durchdringen des Bessemer-Prozesses in der Stahlerzeugung hat ihm, wie es scheint, den ersten Impuls gegeben, auf diese Weise reformatorisch in die Kupfererzverhüttung einzugreifen, denn seine Öfen waren ziemlich genaue Kopien der damaligen Stahlkonvertoren.

Darin liegt nach meiner Ansicht auch der Grund, daß Mr. Holloway damals nicht reussierte; denn der chemische Prozeß ist ja genau derselbe, den wir jetzt in der Kupferhütte in Sulitjelma in den von mir konstruierten Öfen seit vielen Jahren durchgeführt sehen, unter anderen für das Verfahren mechanisch vorteilhafteren Bedingungen.

Es bilden sich ja, wie Sie wissen, wenn man kalte Luft durch eine kleine Öffnung in eine im Schmelzen begriffene oder bereits geschmolzene Masse einbläst, um die Düsen die sogenannten Nasen von erstarrter Schmelzmasse; bei der Konstruktion des Ofens von Holloway, wo die Düsen unten im Boden des Ofens waren, konnte man nun diese Nasen nicht oder nur schwer entfernen.

Es ist bei dem Schmelzen nach dieser Methode von größter Wichtigkeit, daß man so bald als möglich ein Bad von geschmolzenem Schwefeleisen vor die Düsen bekommt und dieses Bad muß, wenn der Prozeß gut gehen soll, eine gewisse Größe haben.

Daraufhin habe ich meine besondere Aufmerksamkeit gerichtet gehabt, indem ich die Düsen in einem bestimmten Abstand über den Boden des keilförmig zusammengezogenen Ofenunterteiles anbrachte.

Wenn der glühende Ofen richtig beschickt ist, wird, nachdem genügend Luft durch die Düsen gegeben ist, um eine so heftige Röstung hervorzurufen, daß Sohlenbildung eintritt, diese Sohle (geschmolzenes Schwefeleisen) unten auf dem Boden des Ofens sich ansammeln und nach und nach so hoch steigen, daß sie bis zu den Düsen kommt.

Dreht man nun den Ofen ein bißchen nach rückwärts, so verdeckt das geschmolzene Bad die Düsen und die Oxydation des Schwefeleisens setzt mit voller Kraft ein und entwickelt eine riesige Hitze, wodurch nach und nach das gesamte Erz nebst Zuschlägen einschmilzt.

Ich habe während dieser Periode regelmäßige Proben von den auf eingesteckten Eisenstäben sich bildenden Ansätzen der geschmolzenen Masse durch die Düsen gezogen und da habe ich beobachtet, daß der Kupfergehalt des Bades in der Einschmelzperiode erst langsam von zirka 5 bis 6% Cu bis auf 17 bis 20% Cu stieg; während des ersten Teiles der Einschmelzperiode scheint der Schwefelkies, Magnetkies und Kupferkies hauptsächlich in flüssige Form überzugehen, denn in dem zweiten Teil der Einschmelzperiode,

wenn die Kieselsäure und andere schwerer schmelzbare Bestandteile der Beschickung in flüssige Form übergehen, geht der Cu-Gehalt der geschmolzenen Masse langsam zurück und wenn alles flüssig ist, fand ich einen Kupfergehalt der geschmolzenen Masse annähernd demjenigen der eingesetzten Beschickung entsprechend. Jetzt fängt dann die zweite Periode — die Konzentration — an, welche man beliebig weit führen kann, selbst bis zu Rohkupfer mit 98 bis 99% Cu. Ob man mit Vorteil so weit geht, beruht viel auf dem Kupfergehalt der Erze und muß für jeden einzelnen Fall berechnet werden, da es eine rein ökonomische Frage ist.

Die ersten Öfen in der Kupferhütte Sulitjelma (Norwegen) waren von einem Fassungsvermögen von 7, respektive 10 t. Später wurde der erste kleine 7 t-Ofen durch einen 20 t-Ofen ersetzt; seit 1904 und 1905 stehen die 10 und 20 t-Öfen dort in stetem Betrieb, was zum Auflassen der früher verwendeten Wassermantelöfen geführt hat. Jetzt ist außerdem in »United Verdes« Kupferhütte in Jerome, Arizona, ein 35 t Knudsen-Ofen aufgestellt worden.

Bei den ersten Öfen bemerkte ich, daß, wenn die Charge viel feine Erze enthielt, Teile der Charge leicht an den Wänden des Ofens kleben blieben, sich Ansätze bildeten und diese teils heruntergestoßen werden mußten, teils ungelegen ins Bad herunterfielen. Ebenso arbeitet man mit einem Luftdruck von 1 bis 1½ Atmosphären Überdruck. Da ja speziell die komprimierte Luft Geld kostet und die Kosten mit dem Druck rapid steigen, habe ich die Form des oberen Teiles des Ofens modifiziert, um mit geringerem Überdruck — Maximum  $\frac{3}{4}$  Atmosphären — arbeiten zu können und durch eine seitliche Verlängerung einen Raum geschaffen, wo, ohne eine schädliche Abkühlung der vor den Düsen stehenden eingeschmolzenen Masse hervorzurufen, Erz und Beschickung nachgesetzt werden können und eine bessere Ausnützung der durch den chemischen Prozeß erzeugten Hitze stattfindet. Durch diese neue Form des Ofens ist es auch möglich, größere Mengen pulverförmigen Erzes zu verschmelzen.

Was nun die Qualität der Erze betrifft, die man mittels dieses Prozesses verschmelzen kann, so lehrt die Erfahrung, daß die Charge wenigstens 20% S und entsprechend Fe enthalten muß.

In Sulitjelma haben die Hüttenerze meistens 24 bis 25% S, aber es kommen doch von einigen Gruben Erze zur Hütte, die so reich an Bergart und arm an Schwefeleisen sind, daß man als Brennmaterial noch Magnetkies zusetzt, der sonst als wertlos weggeworfen wurde.

Man sollte nun meinen, daß der Prozeß für schwefelärmere Erze nicht zu verwenden sei! Dem ist aber nicht so, denn er läßt sich sehr gut in Kombination mit einem Rohschmelzen im Schachtofen verwenden.

Soll zum Beispiel ein Erz verhüttet werden, das ausschließlich aus Konzentraten besteht und, sagen wir, 13 bis 14<sup>0</sup>/<sub>10</sub> S und eben so viel Kupfer enthält, so kann ein Teil, z. B. die Hälfte des Erzes, in einem Wassermantelofen ungeröstet eingeschmolzen werden, wobei ein armer Rohstein mit zirka 28 bis 30<sup>0</sup>/<sub>10</sub> Cu und zirka 26 bis 27<sup>0</sup>/<sub>10</sub> S resultiert.

Diesen Rohstein bringt man nun mit zirka 1 bis 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub><sup>0</sup>/<sub>10</sub> Koks in den Schmelzraum des Knudsen-Ofens und füllt den seitlichen Raum mit Konzentraten. Der Rohstein schmilzt leicht ein und infolge der durch die Oxydation des Schwefeleisens hervorgerufenen Hitze schmelzen nach und nach auch die Konzentrate ein und vereinigen sich mit der übrigen geschmolzenen Masse.

Wenn alles eingeschmolzen ist und Stein und Schlacke sich getrennt haben, zieht man die letztere ab, beschickt aufs neue den seitlichen Raum und schmilzt wieder eine Portion Konzentrate ein, bis man die gewünschte Steinmenge, respektive Kupfermenge in Rohsteinform hat, um direkt auf Kupfer zu verblasen.

Ich erwähnte vorhin, daß 1 bis 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub><sup>0</sup>/<sub>10</sub> Koks zugesetzt werden und möchte hier bemerken, daß dieser geringe Kokszusatz hauptsächlich deshalb eingesetzt wird, damit im Anfang des Prozesses die eingeblasene kalte Luft nicht die herunterfallenden geschmolzenen Steintropfen zum Erstarren bringen. Den größten Teil des Kokes findet man beim Abziehen der Schlacke auf dem Bade schwimmen. Die Zündung der Charge findet hauptsächlich von der glühenden Magnesitmauerung des Ofens statt, welche noch von der vorigen Charge fast weißglühend ist.

Wegen der ökonomischen Seite dieses Verfahrens gegenüber den üblichen Hüttenprozessen mit Rösten, Schachtofenschmelzen usw., sind zwei Punkte zu beobachten: die Schmelzverluste und die reinen Betriebskosten.

Bei den älteren meistens angewandten Hüttenprozessen rechnet man bei den Kupferhütten mit einem Kupferverlust von 1<sup>0</sup>/<sub>10</sub> Cu in der Schlacke, Verzettlung, Verflüchtigung usw.

Das war auch in Sulitjelma früher der Fall und bei einem Erz mit zirka 5 bis 6<sup>0</sup>/<sub>10</sub> Cu entspricht es fast 20<sup>0</sup>/<sub>10</sub> des ganzen Kupferinhalts.

Als wir meinen Schmelzprozeß eingeführt hatten, merkten wir schon im ersten Jahre, daß wir statt 18 bis 20<sup>0</sup>/<sub>10</sub> Verlust nur 11 bis 12<sup>0</sup>/<sub>10</sub> hatten, und später ist es gelungen, auf 10<sup>0</sup>/<sub>10</sub> herunterzukommen und dies zu halten.

Man wird fragen, wie das möglich ist und da meine ich, daß es eine große Rolle spielt, daß keine Verzettlungsverluste vorliegen, indem das Erz direkt in einem Prozeß durchgearbeitet werden kann,

und zweitens, daß es viel weniger Schlacken gibt, indem durch genanntes Durcharbeiten natürlich auch weniger zum Umschmelzen kommt. Weiter ist es erstaunlich, wie wenig Flugstaub gebildet wird. Trotzdem wir von 10 bis 25% feines Elmorekonzentrat (unter 150 Maschen pro Quadratzoll) mit dem Stückerz auf den Ofen gesetzt haben, wurde nur 1.1% Flugstaub durchschnittlich im Laufe von zwei Jahren konstatiert.

Dies erklärt sich dadurch, daß bei dem richtigen Einleiten des Prozesses der Schwefel der feineren Erze destilliert und sich wie eine Kruste an der Oberfläche der feinen Erzpartien bildet.

Dieses Mehrausbringen von 10% macht im Laufe des Jahres einen hübschen Posten Geld. In Sulitjelma bekamen wir aus 100 t Erz mit zirka 5.5% Cu brutto statt früher 4.5 t Cu, später zirka 5.0 t; bei einem Verschmelzen von 15.000 t pro Jahr gibt das 75 t Kupfer.

Vergleichen wir jetzt die Schmelzkosten, wie sie sich für beide Methoden, die allgemein übliche und das Pyritschmelzen im Knudsen-Ofen ergaben, so haben wir folgende Kosten in Sulitjelma bei dem Röst- und Schachtofenschmelzen gehabt:

Rösten zirka . . . . .	K	1'30	pro t Erz (Haufenrösten)
Schachtofenschmelzen	K	10'00	» t »
Summa . . . . .	K	11'30	pro t Erz

mit einem Rohstein von 38 bis 42% Cu als Produkt.

Die Kosten des Pyritschmelzens in Sulitjelma pro t verschmolzenes Erz haben sich in den letzten acht Jahren zwischen K 4'38 und K 3'73 im Jahre 1911 bewegt. Hierin sind auch die Kosten des Betriebes der Luftkompressoren inbegriffen und es stellen sich die Kosten folgendermaßen für die im Jahre 1911 verschmolzenen 14.779.8 t Erze:

	Kronen		Kronen
Beschicken der Fülltrichter . . . . .	991'89	oder pro t	0'067
Schmelzen inklusive Druckluftkosten . .	33.956'36	» » t	2'297
Ausfütterungskosten	17.915'76	» » t	1'212
Reparatur der Öfen . . . . .	<u>2313'67</u>	» » t	<u>0'156</u>
Summa . . . . .	55.177'68	oder pro t	3'732

mit einem Rohstein von 43.45% Cu als Produkt im Durchschnitt.

Schlacken 0.50% bis 0.60%.

Luftquantum 5.3 m<sup>3</sup> pro t-Minute.

Der Verbrauch an Magnesitziegeln war im Jahre 1911: 14.905 Stück oder 1.01 Stück Ziegel pro t verschmolzenes Erz und ist erfahrungsgemäß durch mehrere Jahre ein ähnlicher gewesen.

In Sulitjelma, wo die Erze einen niedrigen Kupfergehalt haben, arbeitet man nur auf einem reichen Rohstein, der sich für den Bessemer-Prozeß eignet, weil es in dem Fall ökonomisch richtiger ist, den Prozeß zu teilen, da in der Zeit, die vergehen würde, um auf Kupfer fertig zu blasen, eine neue Charge eingeschmolzen sein kann und die älteren Öfen nicht auf ein Nachsetzen berechnet sind.

In dem neuen Ofen, der ein Nachsetzen von Erz erlaubt, ohne daß dadurch ein Einfrieren des geschmolzenen Bades zu befürchten ist, kann man mit Vorteil direkt in einem Prozeß auf Rohkupfer blasen, wodurch die Kosten ganz bedeutend reduziert werden.

Das Durchsatzquantum an Erz pro Tag wird sich natürlich dadurch reduzieren, daß der Ofen für die Zeit des Konzentrierens des Steins zu Rohkupfer in Anspruch genommen wird; man macht statt fünf Chargen vielleicht nur drei Doppelchargen, kann aber diese direkt auf Kupfer führen. Man wird hiedurch sowohl an Arbeitslöhnen als auch an Ausfütterungskosten sparen, wobei überdies die Kosten der Bessemer-Eianlage entfallen.

Wir haben mehrmals in Sulitjelma direkt auf Kupfer in einem Prozeß gearbeitet und es ist dies immer tadellos gegangen.

Wie Sie aus dem Angeführten sehen, kann man durch richtige Anwendung des in den Erzen vorhandenen Brennstoffes eine ganz bedeutende Reduktion der Schmelzkosten erzielen, nur muß man den richtigen Weg einschlagen und die richtige Kombination der Prozesse wählen, wenn die Erze nicht gleich den notwendigen Gehalt an Fe S haben, um ohne in Verbindung mit einem anderen Prozeß — ich denke an teilweises Rohschmelzen in Schachtöfen — durchgeführt werden zu können.

---

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Wünscht jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Es ist nicht der Fall; ich danke dem Vortragenden für seine lichtvollen Ausführungen.« (Lebhafter Beifall.)

Ich bitte nun den Herrn Ingenieur Metzler, seinen Vortrag »Über neue Gasreinigungsverfahren« zu halten.«

# Über neue Gasreinigungsverfahren.

Von

**Ingenieur Reinold Metzler,**

Wien.

Als man dazu überging, die Gichtgase der Hochöfen zum Heizen von Winderhitzern und Kesselanlagen und später zum Betriebe von Groß-Gasmotoren auszunützen, machte sich die Notwendigkeit geltend, die Gase zu reinigen. Wenn auch in Staubsäcken und Standrohren mit großen Querschnitten ein großer Teil des Staubes, namentlich der gröbere Teil, sich absetzte, so war der Staubgehalt der Gase doch noch so groß, daß kostspielige und zeitraubende Reinigungen der Rohrleitung öfters vorgenommen werden mußten, abgesehen von dem schlechten Einfluß auf die Verbrennung der Gase und anderen Unzuträglichkeiten. Für Motorzwecke war das Gas ohne weitgehende Reinigung überhaupt nicht zu verwenden.

Um die Gase leicht brennbar zu machen, mußte der Wassergehalt derselben möglichst reduziert werden, was durch Waschen der Gase, entweder in Hordenwaschern oder auch in großen Tonnen oder Standrohren, in welch letzteren die Gase einfach durch Brausen benetzt wurden, geschah. Neben der Kühlung der Gase wurde naturgemäß auch eine weitere Reinigung derselben erzielt, indem sich die Staubteilchen in den Wassertröpfchen fingen, mit denselben niederfielen und mit dem Schmutzwasser abflossen.

Wenn auch auf diesem Wege die Kühlung der Gase beliebig weit oder, besser gesagt, genügend weit getrieben werden konnte, wurde eine halbwegs genügende Reinigung, selbst mit großem Aufwand, nicht erzielt. Beispielsweise hatte auf einem Hüttenwerk das Gas nach Passieren von drei hintereinander geschalteten Tonnen, welche mit Körtingschen Düsen bebraust wurden, noch 8 bis 10 g Staub pro Kubikmeter. Hierbei betrug die Gasmenge, auf 0° und 760 mm Barometerstand bezogen, 25.000 m<sup>3</sup> in der Stunde. Jede Tonne hatte einen Durchmesser von 3 m und eine Höhe von 12 m. Der Staubgehalt an der Gicht betrug zirka 12 g/m<sup>3</sup>. Der Reinigungseffekt war also fast verschwindend.

Um nun nicht zu umfangreiche und kostspielige Anlagen zu erhalten, wurden die Gase vielfach nachgefiltert oder man ging zur dynamischen Reinigung über, derart, daß die Gase erst in bebrauten Tonnen oder Standrohren oder in Hordenwäschern vorgewaschen und gekühlt und dann in dynamischen Reinigern nachgereinigt wurden.

Die Frage: Wie hoch soll der Reinheitsgrad sein? kann allgemein nicht beantwortet werden. Die Meinungen über diesen Punkt gehen ziemlich weit auseinander. Vom wirtschaftlichen Standpunkte aus betrachtet, wird die Forderung lauten: Der Gewinn durch über ein bestimmtes Maß hinausgehende Reinigung darf nicht durch den Mehraufwand an Kosten und Betriebsmitteln überwogen werden. Bei der Bestimmung des wirtschaftlich günstigsten Reinheitsgrades spielen die jeweiligen örtlichen und Betriebsverhältnisse eine große Rolle. Im allgemeinen dürfte ein Reinheitsgrad von  $0,03$  bis  $0,04 \text{ g/m}^3$  für Maschinengas und von  $0,4 \text{ g/m}^3$  für Kessel- und Cowper-Heizgase genügen. Doch hat die Verbesserung der dynamischen Reinigungssysteme in der letzten Zeit dazu geführt, vielfach einen Reinheitsgrad von  $0,1$  für Heizgase und  $0,01$  für Maschinengase zu fordern. Auf alle Fälle werden Betriebskostenkurve und Gewinnkurve einer Reinigungsanlage sich bei weitgetriebener Reinigung schneiden.

Man hatte bald erkannt, welch günstigen Einfluß auf den Heizwert der Gase eine tiefe Reinigung und Kühlung derselben hatte, und war bestrebt, die Gasreinigungen in bezug auf Reinigungseffekt fortwährend zu verbessern. Gleichzeitig suchte man Wasserverbrauch und Kraftbedarf herunterzudrücken und damit die Betriebskosten zu verringern.

Unter den dynamischen Nachreinigern waren wohl der Theisen-Apparat, der Gasreinigungsventilator von Schiele und der Zentrifugalreiniger von Schwarz die bekanntesten.

Wie ich bereits erwähnt habe, gingen die Bestrebungen hauptsächlich dahin, den Wasser- und Kraftverbrauch bei den Naßreinigern zu reduzieren, während man durch die Trockenreiniger die lästige Schlamm- bildung zu vermeiden suchte.

Es steht nicht die Zeit zur Verfügung und es ist auch nicht der Zweck meiner kurzen Ausführungen, einen Überblick über die Entwicklung und den derzeitigen Stand der Hochofengasreinigungen zu geben; ich möchte im nachfolgenden nur kurz über ein neues Naßreinigungsverfahren berichten, bei welchem Anschaffungskosten, Platz- und Kraftbedarf wesentlich verringert und der Wasserbedarf vollends auf ein Fünftel desjenigen der früheren Verfahren heruntergedrückt wurde. Das grundlegende Merkmal des Verfahrens ist der gänzliche Fortfall aller Hordenwascher usw. als Vorwascher.

Dieses System »Schwarz-Bayer« — nach dem Erfinder, Maschineninspektor Bayer in Friedenshütte und der ausführenden Firma Louis Schwarz & Co. A.-G., Dortmund, benannt, durch Deutsches Reichspatent sowie durch Patente der meisten anderen Kulturländer geschützt, in Österreich angemeldet<sup>1)</sup> — ist, trotzdem es schon vielfach mit größtem Erfolg angewendet ist, doch noch nicht allgemein bekannt, was mit Rücksicht darauf, daß es vor zwei Jahren zum ersten Male zur An-

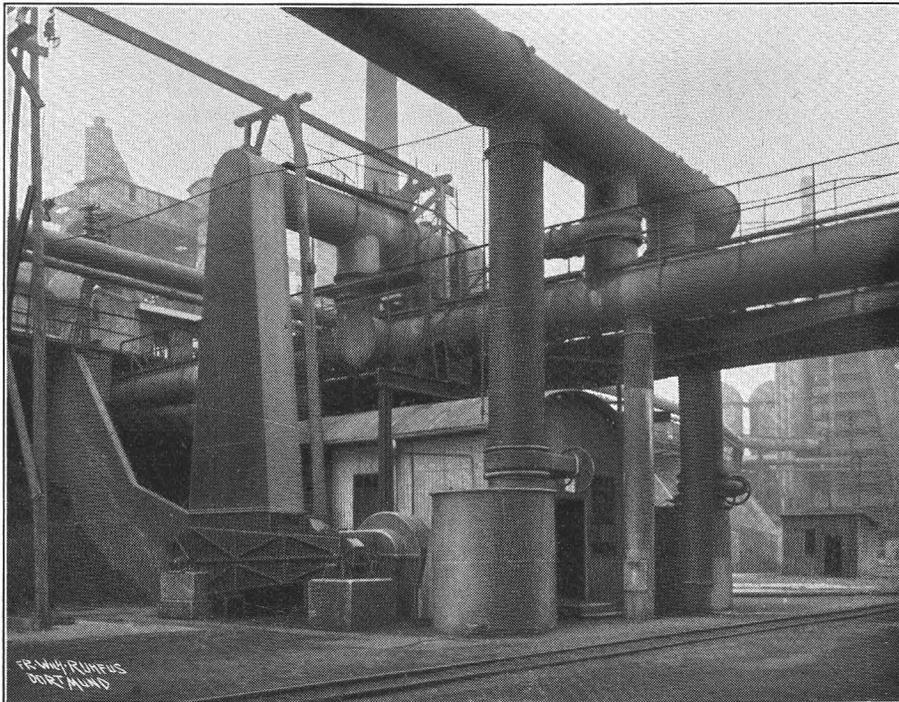


Abb. 1.

Gasreinigungsanlage für eine Stundenleistung von  $42.000 \text{ m}^3$  (auf der Rückseite des Motorenhauses eine gleiche Anlage).

wendung gelangte, schließlich nicht verwunderlich ist. Dieser Zeitraum ist eben selbst in unserer hastenden Zeit zu kurz, um eine neu auftauchende Sache allgemeiner bekannt zu machen. Ein Ausführungsbeispiel des Verfahrens ist in den Abbildungen 1 und 2 dargestellt.

Links (Abb. 1) befindet sich der Desintegrator, rechts der Schleudertrockner; beide Apparate stehen durch ein Rohr in Verbindung. Zwei gegenläufige Systeme von Verteilungsorganen zerstäuben das Wasser und reinigen und kühlen die Gase. Das Waschwasser wird

<sup>1)</sup> In der Zwischenzeit in Österreich patentiert.

seitlich eingespritzt. Das zu reinigende Gas tritt oben ein und zieht, entgegen dem Spritzwasser und der Fliehkraft, nach der Mitte, wobei es unter dem Einflusse der Fliehkraft und des Spritzwassers von seinen Staubbeimengungen befreit wird. Das gereinigte und gekühlte Gas gelangt in das Verbindungsrohr und von hier in den Schleuderapparat. Zur Aufnahme des Schmutzwassers dient in bekannter Weise ein Bassin, in welches der Desintegrator eintaucht.

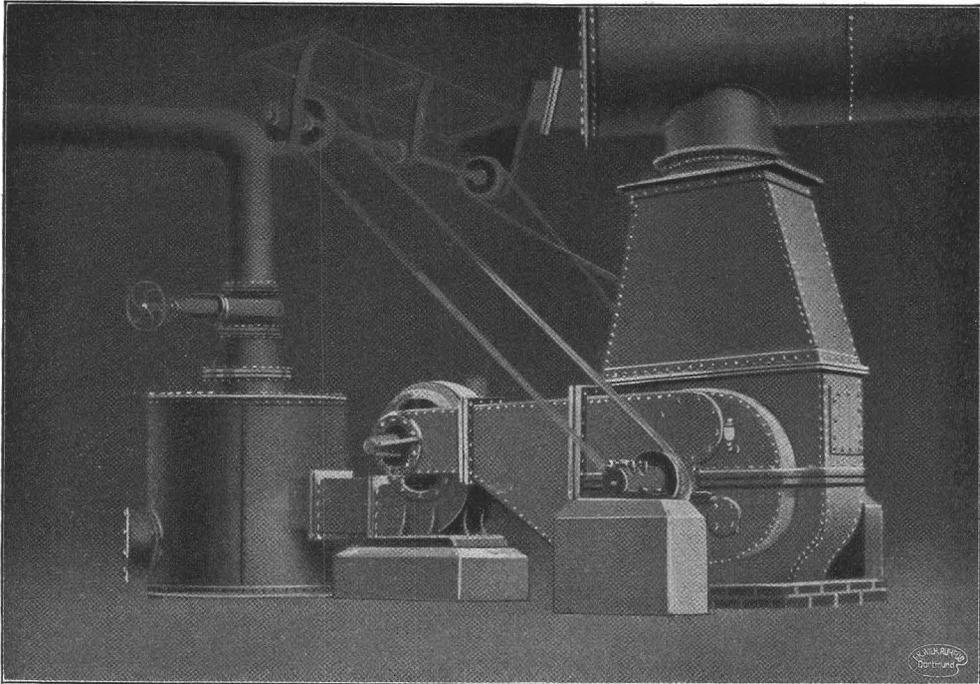


Abb. 2.

a) Kühlwascher (Desintegrator), b) Ventilator, c) Wasserabscheider.

Den alten Ausführungen gegenüber hat das neue Verfahren folgende Vorteile:

1. Es findet zuerst Reinigung und darauffolgendes Trocknen statt. Die Gase passieren zunächst den einer Verschmutzung nicht ausgesetzten Desintegrator. Das Gas wird durch die Schlagbolzen komprimiert und der darin enthaltene Wasserdampf zum Teil zu Tropfen verdichtet und von dem Einspritzwasser gekühlt, so daß er bei der nachfolgenden Entspannung nicht verdampft. Deshalb enthält das Gas vielfach weniger Wasser, als der Temperatur entspricht. So enthält das Gas auf der Friedenshütte bei  $42^{\circ}$  anstatt 55 nur 42 g und Gas von  $29^{\circ}$  anstatt 28 nur 19 g Wasser pro Kubikmeter. Die

abgekühlten und gereinigten Gase gelangen dann in den Schleudertrockner, welcher daher nicht verschmutzen kann und keiner Wassereinspritzung bedarf, womit eine große Kraftersparnis verbunden ist. Der etwa von den Gasen mitgerissene feine Wasserstaub wird an den Flügeln verdichtet und gegen die Wände des Trockners geschleudert, so daß das Gas den Schleudertrockner in reinem und trockenem Zustande verläßt. Die abgekühlten Gase haben ein geringeres Volumen als die heißen Gase, der Schleudertrockner wird daher kleiner und billiger, als beim umgekehrten Verfahren.

2. Die Gase passieren den Desintegrator im Gegenstrom. Dies hat den Vorteil,

a) daß die Gase bis nahezu auf die Eintrittstemperatur des Wassers abgekühlt werden. Deshalb wird bei Gegenstrom und gleicher Wassermenge eine bessere Reinigung und Kühlung erzielt oder bei gleichem Reinheitsgrad ist ein geringerer Wasserverbrauch und daher auch Kraftverbrauch erforderlich, als bei Gleichstrom von Wasser und Gas.

b) Das Wasser, welches den Desintegrator passiert hat, gelangt in fein verteiltem Zustande in das Gehäuse desselben, durch welches die Gase eintreten. Das Gehäuse bildet auf diese Weise einen guten und billigen Vorreiniger, was dem Gesamtwirkungsgrad des Apparates zugute kommt und besonders bei hoher Eintrittstemperatur von großer Wichtigkeit ist. Das von den Einbausystemen ausgeschleuderte Wasser, welches in fast nebelhafte Form zerstäubt und bereits vorgewärmt ist, verdampft bei dem Zusammentreffen mit den heißen Gasen sehr rasch und entzieht diesen dadurch eine große Wärmemenge, so daß die Gase stets mit einer Temperatur unter  $100^{\circ}$  in den Waschapparat gelangen. Der Wasserdampf, welcher die Staubteilchen umhüllt, schlägt sich bei weiterer Abkühlung an diesen nieder und befeuchtet und beschwert die Staubteilchen. Die Erfahrung hat gezeigt, daß die Reinigung um so besser ist, je heißer die Gase in den Apparat gelangen, wobei die Ausgangstemperatur fast gleichmäßig niedrig bleibt. Die letztere Behauptung erscheint auf den ersten Blick etwas gewagt, findet aber die Erklärung darin, daß durch das Verdampfen des Wassers und Wiederkondensieren des Dampfes die zur guten Ausscheidung des Staubes nötige Befeuchtung der Staubteilchen durch das sich daran heftende Kondensat in viel feinerer Weise vor sich geht, als es durch die feinste mechanische Verteilung des Wassers möglich ist. Diese Erscheinungen ermöglichen es, daß man auch die heißesten Gase ohne jede Vorbenetzung durch teure und Raum beanspruchende Hordenwascher o. dgl. direkt im Desintegrator reinigen kann. Abgesehen davon, daß dadurch die Anlage sehr billig wird, kann man auch den Reiniger direkt an den Hochöfen, wo der Platz

wertvoll ist, öder hinter den Trockenreinigern aufstellen und erspart die dem Verschmutzen ausgesetzten Rohgasleitungen.

3. Zur Verwendung gelangen zwei entgegengesetzt rotierende Wasser- und Gasverteilungssysteme. Gas und Wasser werden bald in der einen, bald in der anderen Richtung herumgeschleudert. Das Wasser wird auf das feinste zerstäubt und mit dem Gas auf das inigste gemischt, so daß eine viel intensivere Kühlung und Reinigung erzielt wird, als mit Apparaten, bei denen nur ein Rotationssystem vorhanden ist.

Der hohe Wert der Gegenläufigkeit der Verteilungsorgane geht aus folgendem Beispiele hervor:

Auf einem Hüttenwerke werden Versuche gemacht, den Einfluß der Tourenzahl der Desintegratorkörbe auf den Reinheitsgrad festzustellen, und zu diesem Zwecke die Tourenzahl gesteigert. Hiebei stieg natürlich der Kraftbedarf bedeutend und einer der beiden zum Antriebe der Körbe dienenden Riemen fiel herunter.

Um zu sehen, um welchen Betrag, beziehungsweise in welchem Verhältnis der Reinheitsgrad sich ändert, wenn nur einer der beiden Körbe rotiert, der andere Korb aber feststeht, ließ man den Apparat mit einem Korbe weiterlaufen. Der Reinheitsgrad wurde nun nicht um die Hälfte schlechter, sondern um ein Vielfaches.

Das Gas hatte beim Betrieb mit beiden Körben einen Staubgehalt von  $0.1 \text{ g/m}^3$ , beim Betrieb mit einem Korb aber einen Staubgehalt von  $0.9 \text{ g/m}^3$ , enthielt also die neunfache Staubmenge, trotz der gesteigerten Tourenzahl, so daß sich das Verhältnis, auf gleiche Touren bezogen, wie 1 : 14 stellt. Damit ist der hohe Wert der Gegenläufigkeit der Verteilungsorgane bewiesen.

4. Da Schlagbolzen und keine gelochten Bleche verwendet werden, wird dem Gas nur ganz wenig Widerstand entgegengesetzt, wodurch Kraft gespart wird.

Ferner wird dadurch dem Gichtstaube wenig Gelegenheit gegeben, sich anzusetzen. Bei gelochten Blechen kann sich der Gichtstaub an der Außenseite, wo das Wasser nicht hinkommt, ansetzen. Die Ansätze vergrößern sich immer mehr, bis sie schließlich den Gasdurchgang so verengen, daß in kurzer Zeit eine Außerbetriebsetzung und Reinigung der Apparate nötig wird.

Zum ersten Male wurde dieses System versuchsweise von der Oberschlesischen Eisenbahnbedarfs-Aktiengesellschaft Friedenshütte angewendet. Eine der allerersten Anlagen dieses Systems — auf österreichisch-ungarischem Boden die erste — wurde dann von der Österreichisch-Alpinen Montangesellschaft für das Hochofenwerk Donawitz bestellt, für eine stündliche Gasmenge von  $45.000 \text{ m}^3$ , später nachbestellt für weitere  $210.000 \text{ m}^3$ . Dieses Gas war für Kesselheiz-

zwecke bestimmt und ein Reinheitsgrad von  $0,5 \text{ g/m}^3$  vorgeschrieben, welche Garantieziffer jedoch mit durchschnittlich  $0,095 \text{ g/m}^3$  um ein Vielfaches übertroffen wurde.

Abb. 4 zeigt den eigentlichen Reiniger im Schnitt. Der Apparat besteht aus einem mit gegenläufigen Schlagbolzen versehenen Desintegrator, welchen das Gas im Gegenstrom passiert. Die Körbe, die wichtigsten Elemente des Apparates, bestehen aus kräftigen Stahl-

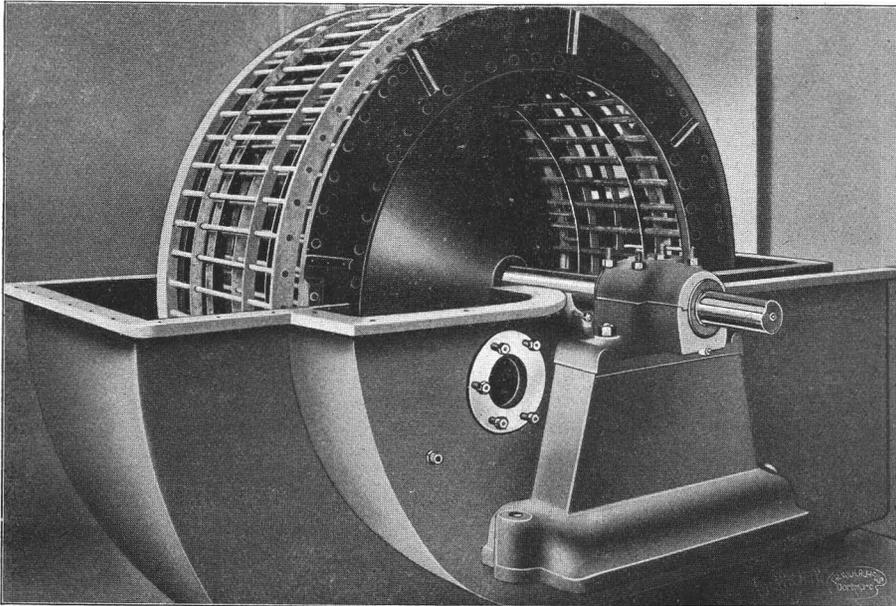


Abb. 3.  
Kühlwascher in Montage.

gußscheiben, in welchen die Stabreihen befestigt sind. Die innere Stabreihe des inneren Korbes ist mittels starker Streben auf einem auf der Welle sitzenden, mit Augen versehenen Ringkörper abgestützt. Die übrigen Stabreihen sind freitragend; eine Abstützung ist hier nicht zugänglich, indes auch nicht mehr nötig, da hier, im Gegensatz zur innersten Stabreihe, jede Verbindung nur einen Stab zu tragen hat. Dadurch, daß die freien Enden eines Stabringes durch einen Ring unter sich verbunden sind, werden die einzelnen Stabsysteme sehr starr. Über jeden Stabring ist ein Sicherungsring geschoben, welcher zur Festigkeit beiträgt und die Stabreihen untereinander zu einem System verbindet. Der Gasaustritt liegt seitlich, wie aus der Zeichnung ersichtlich. Der auf der Gasaustrittsseite liegende Ring des Innenkorbes ist von einem Abdichtungsring um-

geben, welcher ein direktes Durchströmen des ungereinigten Gases in den Gasaustrittsraum verhindert.

Da naturgemäß ein genauer Abschluß wegen schädlicher Reibungsarbeit an dieser Stelle nicht zugänglich ist, der Gasdruck vor dem Apparat jedoch um den Widerstand der Stabsysteme größer ist, als im Gasaustrittsraum, ist folgende Einrichtung getroffen: Der auf der Gasaustrittsseite liegende Ring, welcher die beiden Stabreihen

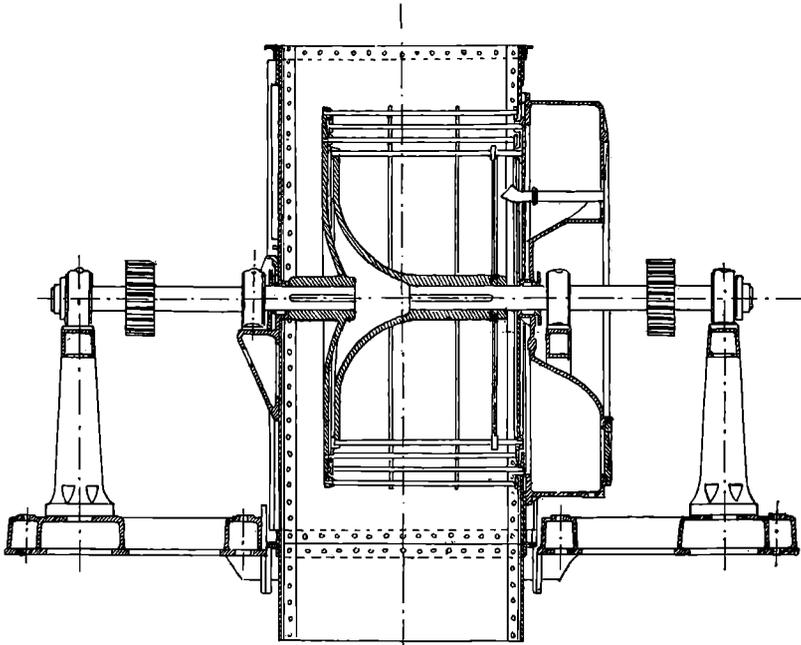


Abb. 4.  
Kühlwascher im Schnitt.

trägt, ist seitlich mit kleinen Flügeln versehen. Durch die Schleudwirkung dieser Flügelchen wird ein Gasdruck erzeugt, der den außerhalb der Körbe herrschenden Überdruck ziemlich aufhebt, bei geringen Gasmengen, also kleiner Druckdifferenz, sogar überwiegt, so daß eine Einbuße an Reinigungseffekt durch ungereinigt durchströmendes Gas ausgeschlossen ist. Der Eintritt des Einspritzwassers liegt seitlich. Die Stopfbüchsen sind wassergekühlt. Der Antrieb erfolgt vielfach durch Riemen; da die Körbe gegenläufige Bewegung haben müssen, so wird der eine Riemen gekreuzt. Der Antrieb kann jedoch auch durch Renoldsche Zahnkettengeräte oder durch Motoren direkt erfolgen. Die Riemenscheiben, oder Kettenräder sind je zwischen zwei Lagern gelagert. Auf jeder Seite ist ein Lager als Kugellager

zur Aufnahme des im übrigen sehr geringen Axialschubes ausgebildet.<sup>2)</sup> Die ganze Formgebung der Verteilungsorgane mit der völligen Vermeidung von Ecken und toten Räumen ist darauf berechnet, daß dem Ansetzen von Staub kein Vorschub geleistet werde.

Bei einigermaßen genügender Wassereinspritzung überwiegt die Zentrifugalkraft die Neigung zu Staubansätzen, so daß die bewegten Teile rein bleiben. Nach dem Entfernen eines seitlichen Deckels und der Lagerböcke können die Körbe seitlich herausgezogen werden.

Der Ventilator, dessen Hauptzweck die Druckerzeugung zur Förderung des Gases ist, versieht als willkommenen Nebenzweck die Trocknung der Gase, indem die von dem Gasstrom mitgerissenen, von Wasserteilchen beschwerten Staubteilchen ausgeschleudert werden. An dem Ventilator sind Anschlüsse vorgesehen, um von Zeit zu Zeit Wasser einspritzen zu können, falls Staubansätze an den Innenwänden zu befürchten sind. In der Regel wird in dem Ventilator kein Wasser oder verschwindend wenig aufgegeben, da die ausgeschleuderten Staub- und Wasserteilchen in einem Volumenverhältnis von 1 : 30 und höher stehen, somit ein leicht fließendes Schlammwasser bilden.

Im Wasserabscheider wird der letzte Rest des mechanisch mitgerissenen Wassers ausgeschieden. Er besteht aus einem zylindrischen Kessel, welcher den eigentlichen Abscheidereinbau enthält. Der Schmutzwasserablauf erfolgt durch einen schrägen Auslauf, welcher gestattet, daß mit einer Kratze der auf dem Boden ruhende Schlamm herausgezogen werden kann. Der Auslauf liegt so hoch, daß eine genügende Tauchtiefe bleibt, um ein Austreten von Gas zu verhüten. Der Einbau besteht aus profilierten Stoßblechen und ist so angeordnet, daß er ein Stück in das Wasser eintaucht, damit sämtliches Gas gezwungen ist, durch den Einbau zu gehen. Zu demselben Zweck ist auf der Gaseintrittseite über dem Abscheidereinbau eine Trennungswand angeordnet. Der Abscheidereinbau ist mit Rollen versehen, welche auf U-Eisen laufen. Nach Abnehmen des seitlichen Deckels kann der Einbau auf den erwähnten Rollen zum Zwecke eventueller Reinigung leicht herausgezogen werden. Statt offener Wassertasse kann der Abscheider natürlich auch Siphonablauf erhalten.

Bei vorzüglicher Ausscheidung des mitgerissenen Wassers ist der Widerstand des Abscheiders gering und beträgt bei voller Gasmenge etwa 20 bis 30 mm Wassersäule.

Neuerdings wird der Abscheider mit einem Glockenventil kombiniert, so daß die besonderen teuren und hochbauenden Glockenventile

---

<sup>2)</sup> Bei den neueren Ausführungen sind auch die Traglager als Kugellager ausgebildet.

wegfallen. Auf einem über dem Einbau liegenden Zwischenboden ist ein Rohrstück vorgesehen. Über diesem Rohrstück ist eine feststehende Glocke derart angeordnet, daß sowohl über dem Rohrstück als auch um das Rohrstück genügend Querschnitt für den Gasaustritt bleibt. Ist die Anlage im Betrieb, so ist über dem Boden kein Wasser und das Gas geht ungehindert durch. Nach Stillsetzen der Anlage läßt man den Ringraum so weit voll Wasser laufen, bis aus dem außerhalb des Wasserabscheiders angeordneten Siphon Wasser abfließt. Dann ist ein Wasserabschluß von genügender Tiefe vorhanden. Vor Wiederinbetriebsetzung der Anlage läßt man das Abschlußwasser durch ein außerhalb des Abscheiders angeordnetes Rohr mit Schieber abfließen.

Dieselbe Anordnung wurde an der Mischhaube über dem Desintegrator getroffen, welche ebenfalls ein besonderes Glockenventil völlig überflüssig macht. Im Oberteil der Desintegrator- oder Mischhaube ist eine aus Blechen bestehende Kammer vorgesehen und mit der Desintegratorhaube verbunden, derart, daß auf beiden Seiten der eingesetzten Kammer reichlich Querschnitt für den Gasdurchgang bleibt. Die Kammer ist oben offen und ein Eintauchrohr taucht zirka 600 mm tief ein. Die beiden Kammerwände sind im oberen Teile parallel, nach unten gegeneinander geneigt, so daß ein Zentrwinkel von zirka 90° entsteht.

Das für den Desintegrator nötige Wasser wird nun oben in die Kammer durch zwei Längsrohre aufgegeben. Diese Rohre haben auf der Unterseite Spritzlöcher, so daß das Wasser gegen die schrägen Wände spritzt und an diesen entlang nach unten rieselt. Die Wassermenge ist hierbei so groß, daß Staubansätze nicht entstehen können. Auf dem geneigten Boden der Kammer fließt das Wasser nach einem außerhalb der Haubenwand vorgesehenen Rohr und von da nach dem Desintegrator, in den es in der schon beschriebenen Weise eintritt. Diese Neuerung hat, abgesehen davon, daß ein Glockenventil gespart wird, noch den weiteren Vorteil, daß der Abschluß bei Stillsetzen der Anlage ganz automatisch erfolgt und keine Unglücksfälle durch Unachtsamkeit der Bedienung entstehen können, wie dies bei nicht unter Wasser stehenden Glockenventilen möglich ist.

Wird die Anlage außer Betrieb gesetzt, so wird der Wassereintritt in den Desintegrator durch den Schieber in dem seitlichen Zulaufrohr abgesperrt. Dann steigt der Wasserspiegel in der oben eingesetzten Kammer so lange, bis Wasser aus dem seitlich angeordneten Siphon austritt. Hierauf wird der Wasserzulauf abgesperrt. Würde letzteres übersehen — was wegen des Ausfließens aus dem hochliegenden Siphon nicht leicht möglich ist — so würde die Folge nur ein Wasserverlust sein, jedoch keine Gefahren mit sich bringen.

Abb. 6 zeigt eine Anlage für eine stündlich zu reinigende Gasmenge von  $56.000\text{ m}^3$ . Das Gas ist für Heizzwecke bestimmt. Ausgeführt wurde die Anlage für das Hochofenwerk Lübeck A.-G. Herrenwyk.

(Der Vortragende erklärt die Anlage an Hand der Zeichnung.)

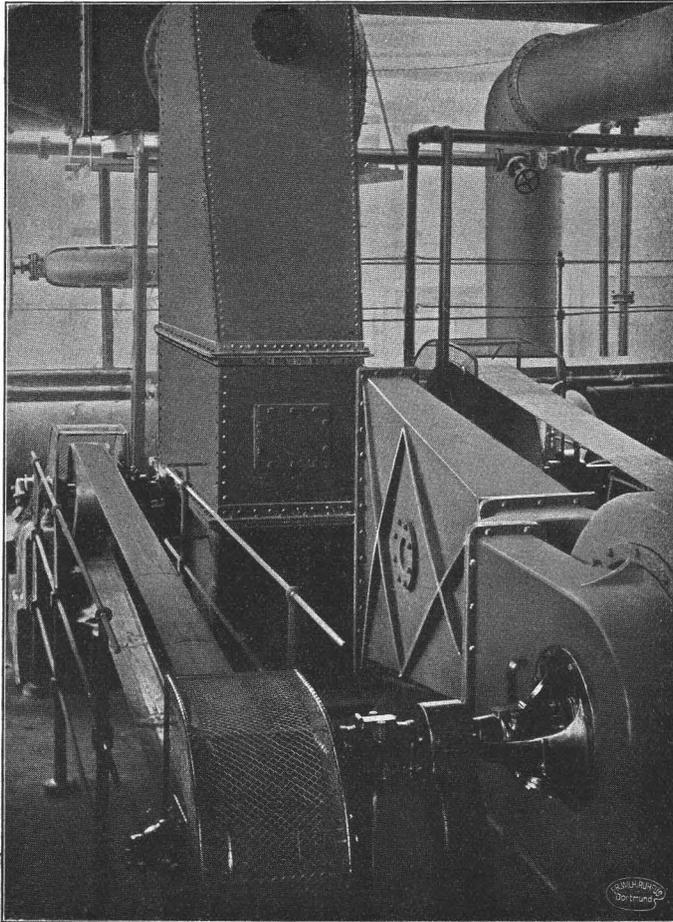


Abb. 5.

Antrieb von Kühlwascher und Ventilator. Feingasreinigungsanlage für eine stündliche Leistung von  $36.000\text{ m}^3$ . Ausgeführt für die Oberschlesische Eisenbahnbedarfs-Aktiengesellschaft Friedenshütte.

In Abb. 7 ist eine Gasreinigung für stündlich  $32.000\text{ m}^3$  Generatorgas dargestellt, ausgeführt im Auftrage der Firma Heinrich Koppers, Essen, für das neue Gaswerk Wien-Leopoldau. Hier tauchen die Desintegratorunterteile nicht in ein Schlammwasserbassin ein, sondern das Schlamm- oder Schmutzwasser aus Desintegrator und Wasser-

abscheider fließt durch eine unter den Apparaten vorgesehene Rohrleitung in ein außerhalb des Maschinenhauses liegendes Schmutzwasserbecken ab. Die Abflußrohre tauchen zirka 600 mm tief ein.

Da alle Generatorgase noch etwas Teer mit sich führen, ist hier die Einrichtung getroffen, daß man Dampf durch Desintegrator und Ventilator hindurchblasen kann, wodurch an den Wänden anhaftende Teerschichten aufgeweicht werden und mit dem Schmutzwasser ab-

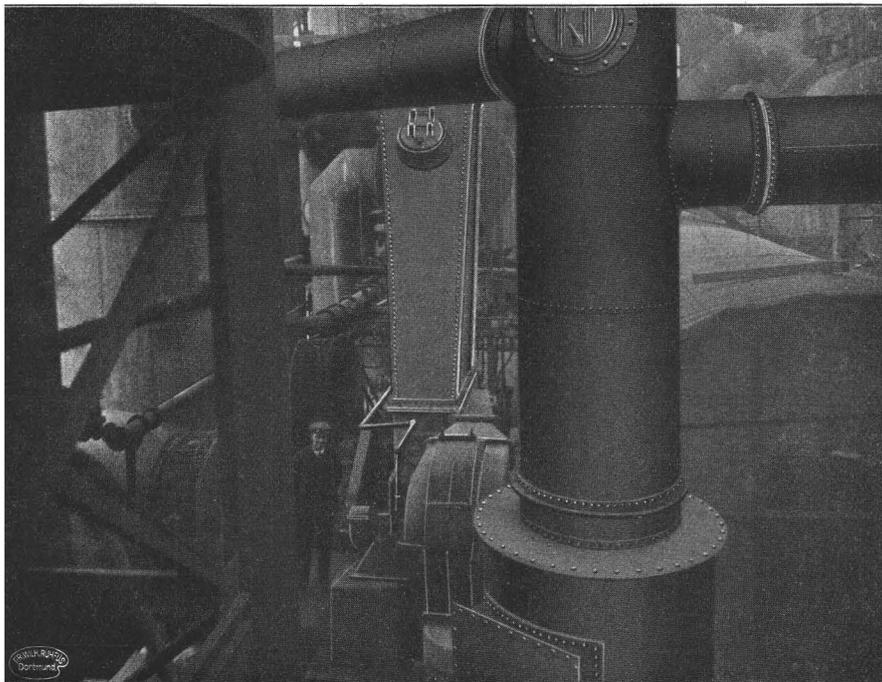


Abb. 6.

Grobgasreinigungsanlage für 56.000 m<sup>3</sup> Stundenleistung auf dem Hochofenwerk Lübeck, Herrenwyk i. L.

fließen. Der Dampf schlägt sich auf dem langen Wege zur Verbrauchsstelle des Gases wieder völlig nieder, so daß das Gas ohne weitere Behandlung leicht brennbar bleibt. Das Ausblasen geschieht in Perioden von mehreren Wochen.

Es ist die Bezeichnung »Grobreinigung« für Heizgase und »Feinreinigung« für Maschinengase ziemlich allgemein geworden. Hienach wäre die Bezeichnung Grobreinigung für die zuletzt beschriebene Anlage am Platze, während sie nach dem erreichten und für Heizgase sehr hohen Reinheitsgrad von 0,02 eigentlich als Feinreinigung angesprochen werden müßte.

Abb. 8 zeigt eine Feinreinigungsanlage für eine stündliche Leistung von  $40.000\text{ m}^3$ , ausgeführt für den Lothringer Hüttenverein Aumetz-Friede, Kneuttingen-Hütte, Lothringen.

Abb. 9 zeigt eine Anlage, bei welcher der Antrieb jedes einzelnen Desintegratorkorbes durch einen Elektromotor direkt erfolgt. Dieser Antrieb hat viel für sich, ist aber naturgemäß etwas teurer als der Antrieb durch Vorgelege, der langsam laufenden Motoren wegen.

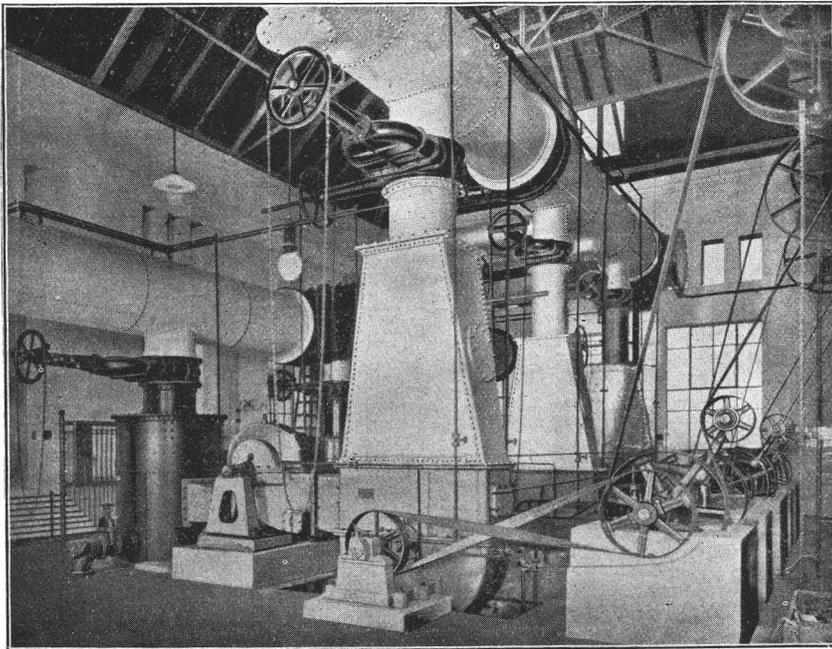


Abb. 7.

Generatorgas-Reinigungsanlage für eine Leistung von zusammen  $32.000\text{ m}^3$  pro Stunde. Ausgeführt im Auftrage der Firma Heinrich Koppers, Essen-Ruhr, für die Städtischen Gaswerke, Wien-Leopoldau.

Bei der weitaus größten Zahl der Hüttenwerke liegen die Verhältnisse so, daß der größere Teil der verfügbaren Gichtgase für Heizzwecke und der kleinere Teil zum Betriebe von Motoren dient. Seltener, oder wohl sehr selten, sind die Fälle, daß sämtliches verfügbare Gas eines Hüttenwerkes für Maschinenzwecke — also fein — gereinigt wird.

Während bei den Anlagen, bei welchen zwei verschiedene Reinheitsgrade gefordert werden, das Hintereinanderschalten zweier Apparate eigentlich durch die verschiedenen Reinheitsgrade von selbst gegeben ist, führt zur Hintereinanderschaltung zweier Desintegratoren — Wasserabscheider und Ventilator sind hiebei nur einmal nötig —

für nur einen Reinheitsgrad folgende Überlegung, welche an einem willkürlich gewählten Beispiele am besten gezeigt werden kann. Es sei eine bestimmte Menge Gas mit einem Staubgehalt von  $4 \text{ g/m}^3$  roh auf einen Reinheitsgrad von  $0.02$  zu reinigen, also ein Reinheitsverhältnis von  $1:200$  gegeben. Wird dieses Verhältnis in zwei ungefähr gleiche, also  $1:\sqrt{200} \times 1:\sqrt{200}$ , d. i.  $1:14.1 \times 1:14.1$  geteilt, so ist eine Reinigung von  $4$  auf  $0.28 \text{ g/m}^3$  und eine weitere von  $0.28$  auf

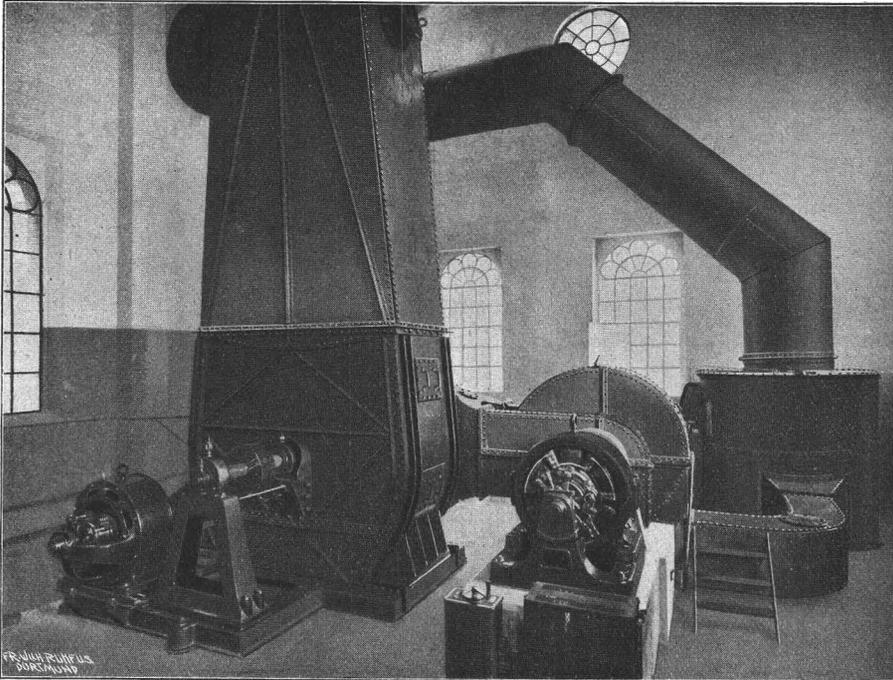


Abb. 8.

Feinreinigungsanlage für eine stündliche Leistung von  $40.000 \text{ m}^3$ . Ausgeführt für den Lothringer Hüttenverein Aumetz-Friede, Kneuttingen-Hütte, Lothringen. (Gesamtansicht.)

$0.02$  mit sehr geringen Mitteln zu erreichen. Über die Berechtigung der Annahme der Proportionalität der Reinigung sind allerdings die Meinungen geteilt. Während viele Hüttenmänner der Ansicht sind, daß zwischen Staubgehalt im Rohgas und Feingas Proportionalität bestehe und dieser Ansicht auch durch die verlangten Garantien Ausdruck geben, vertreten wieder andere Hüttenmänner den Standpunkt, daß einige Gramm Staub mehr oder weniger im Rohgas auf das Endresultat keinen merkbaren Einfluß haben.

Es ist außerordentlich schwierig, eine Gesetzmäßigkeit abzuleiten, der mit einer mathematischen Formel Ausdruck gegeben werden könnte, da in der Regel mit der Staubmenge auch die

Staubkorngröße sich ändert und weil die verschiedenen Staubarten sich der Ausscheidung nicht mit der gleichen Hartnäckigkeit entziehen.

Die Annahme, daß ein größerer oder geringerer Staubgehalt im Rohgas wenig Einfluß auf das Endresultat habe, scheint nach den gemachten Erfahrungen die zutreffendere zu sein.

Müßte ein so hohes Reinheitsverhältnis von 1:200 mit einer Stufe erreicht werden, so müßte die Berührungsdauer zwischen Gas und Wasser eine sehr lange sein. Dies könnte nur geschehen durch gleichzeitige Vergrößerung der Querschnitte, somit der Apparate und Verlängerung des Berührungsweges, also Erhöhung der Mischhaube und Erhöhung der Anzahl der gegenläufigen Stabreihen. Eine Ersparnis an Kraft oder Anschaffungskosten würde unwesentlich sein. Durch Vergrößerung der Querschnitte allein wäre nicht viel erreicht, ohne gleichzeitig auch die Wassermenge zu vergrößern, da sonst im gleichen Verhältnisse der Vergrößerung der Querschnitte der Wasser-schleier an Dichtigkeit verlöre. Die Wirtschaftlichkeit des Hintereinanderschaltens zweier Desintegratoren für die Feinreinigung ist also nicht widerlegt.

Auf der Friedenshütte ist eine Anlage für 36.000 m<sup>3</sup> stündlich, welche einstufig direkt von Rohgas auf Feingas für Maschinenzwecke reinigt. Hierbei ist ein Reinheitsgrad von 0,013 bis 0,028 erreicht worden, bei einem Aufwand von nur 1½ l Wasser pro Kubikmeter Gas. Zum Antriebe dient eine 120 PS-Dampfmaschine. Hier ist das Gas in einem vorhandenen Vorkühler zunächst vorgekühlt. Die Anlage läuft parallel mit einem Theisen-Apparat, mit welchem letzterem, bei derselben spezifischen Belastung und derselben Kühlwassermenge nur ein Reinheitsgrad von 0,06 bis 0,1 und darüber erzielt wird und bei welchem die Gasausgangstemperatur um zirka 10° höher liegt, als beim Schwarz-Bayer-Apparat.

In der Abb. 11 ist eine Anlage dargestellt, geliefert für das Hochofenwerk Servola der Krainischen Industriegesellschaft. Hier sind die Verhältnisse insofern abnormal, als das ganze Betriebswasser aus dem Adriatischen Meere entnommen wird. Aus diesem Grunde durften offene Wasserschalen unter den Wasserabscheidern und offene Bassins unter den Desintegratoren nicht zur Anwendung kommen, da sonst das Salzwasser in Verbindung mit der freien Atmosphäre in kurzer Zeit ein Zerfressen der Eisenteile hervorgerufen haben würde. Es sind deshalb unter den Apparaten Siphons vorgesehen. Da Manganeisen erzeugt wird, haben die Gase eine Temperatur von 450 bis 700° und wurden deshalb Vorkühler angewendet. Dies steht scheinbar im Widerspruch mit der eingangs gebrachten Behauptung,

daß das grundlegende Merkmal des Verfahrens der gänzliche Fortfall aller Hordenwascher usw. als Vorwascher sei.

Es sei ausdrücklich betont, daß hier von der Regel nicht deshalb abgewichen wurde, weil die direkte Reinigung im Desintegrator der hohen Gichttemperatur wegen unmöglich gewesen wäre, sondern

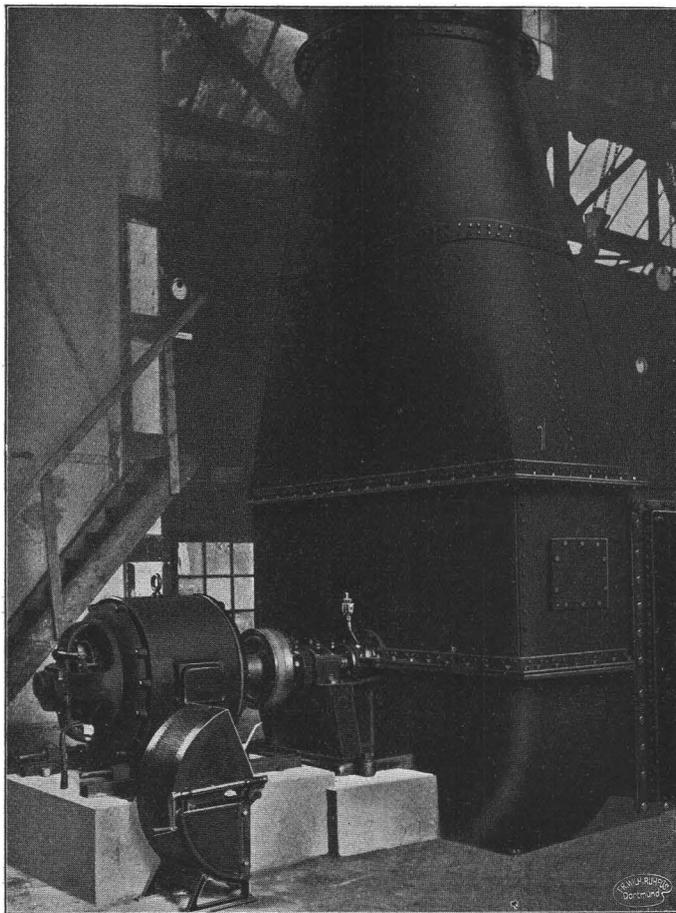


Abb. 9.

daß zum Abweichen von der Regel lediglich eine Überlegung wirtschaftlicher Art bewog. Während in der Regel auf den Hüttenwerken die Verhältnisse so liegen, daß die zur Reinigung der Gase unbedingt nötige Wassermenge auch gleichzeitig zur Kühlung derselben genügt, beträgt bei der eben besprochenen Anlage die zur Kühlung nötige Wassermenge ein Vielfaches der zum Reinigen nötigen.

Es wurde deshalb die größte Wassermenge zum Zwecke der Kraftersparnis in die Vorwascher aufgegeben, um nicht die ganze

Wassermenge auf die der Umfangsgeschwindigkeit der Desintegratorstäbe entsprechende Geschwindigkeitshöhe zu bringen. Es handelt sich um eine jener Ausnahmen, welche die Regel bestätigen.

Mit Vorteil wurden nach demselben Prinzip gebaute Anlagen zur Ausscheidung und Rückgewinnung des in dem Hüttenrauch der Zinkhütten noch enthaltenen Zinks benützt. Die Erfolge sind nach Angaben der betreffenden Firmen sehr gut. Genaue Angaben waren nicht zu erlangen, da die Resultate geheim gehalten werden.

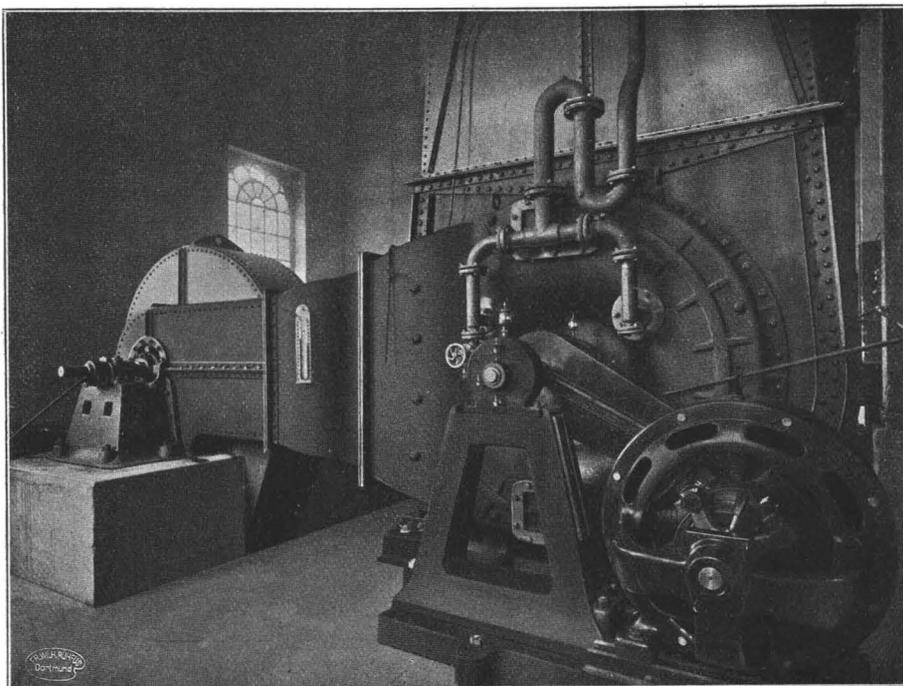


Abb. 10.

Ansicht des Antriebes und der Wassereinspritzung bei der Feingasreinigungsanlage des Lothringer Hüttenvereins Aumetz-Friede, Kneuttingen-Hütte.

Durch die in den Gasen enthaltenen Säuren wurden als einzige Bestandteile die Stäbe der Desintegratorkörbe angegriffen und werden jetzt Versuche mit anderen Materialien gemacht.

Den Stahlgußscheiben sowie den gußeisernen Gehäusen haben die Gase nichts anhaben können. Ebenso ist eine Einwirkung auf die feststehenden schmiedeeisernen Teile nicht zu erkennen.

Die hier angeführten Anlagen bilden nur einen kleinen Teil der nach diesem System ausgeführten. Es sind zurzeit im Betrieb und in Ausführung 46 Anlagen für zusammen zirka  $3,300.000 m^3$  Stundengas.

Hievon sind zirka 1.000.000  $m^3$  Nachbestellungen. Fast alle diese Anlagen wurden innerhalb des letzten Jahres bestellt. Es sei noch ein Vorschlag erwähnt, der von dem Montanbureau der bosnischen Landesregierung gemacht wurde und dahinging, die nach der Verwendungsstelle abziehenden Gase durch die vom Hochofen kommenden heißen Gase vorzuwärmen. Der Vorschlag, welcher von der Firma Louis Schwarz & Co. gern aufgenommen wurde, stützt sich auf die Tatsache, daß das tiefe Kühlen der Gase nur ein notwendiges Übel zum

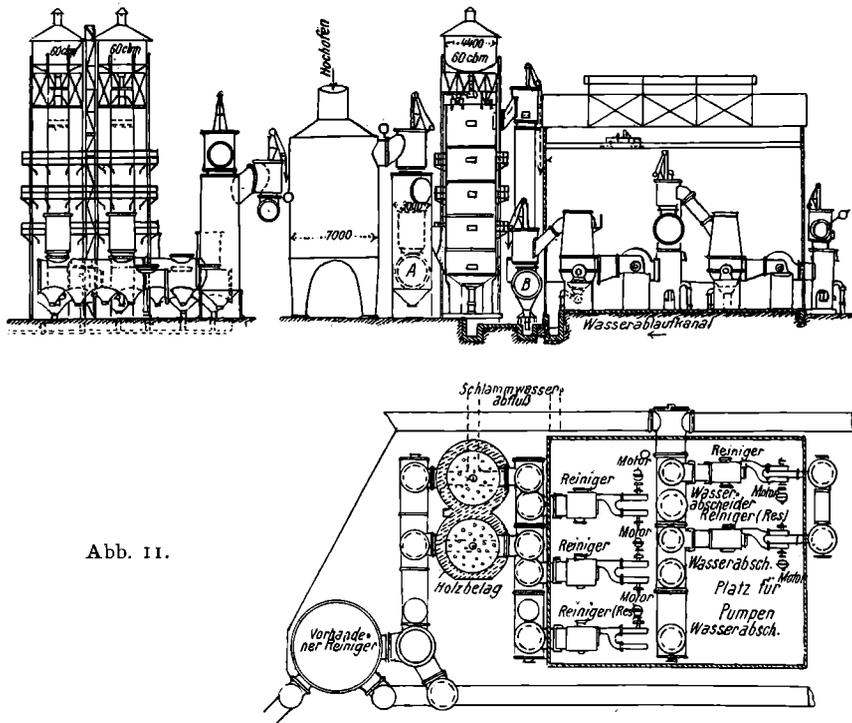


Abb. 11.

Zwecke der Ausscheidung des schädlichen Wassergehaltes ist. Es würde nicht nur die Erwärmung der Reingase einen Gewinn bedeuten, sondern die Rohgase würden um denselben Betrag gekühlt werden. Um diesen Vorschlag durchzuführen, ist aber bei einigermaßen gutem Wärmeaustausch eine ziemlich umfangreiche Apparatur nötig und es wäre Sache einer eingehenden Kalkulation, zu bestimmen, was das wirtschaftlichere ist. Auch der zur Verfügung stehende Raum dürfte in vielen Fällen eine Rolle spielen.

Zum Schluß möchte ich noch auf ein neues Anwendungsgebiet des besprochenen Systems hinweisen. Der Apparat eignet sich sehr gut auch zur Ausscheidung von Teer, Ammoniakwasser, Naphthalin usw. aus Destillationsgasen.

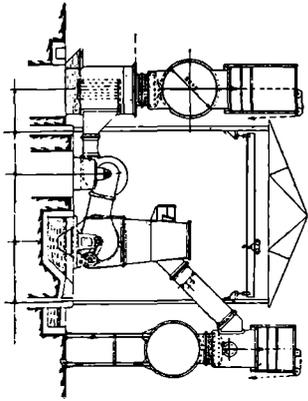


Abb. 12.

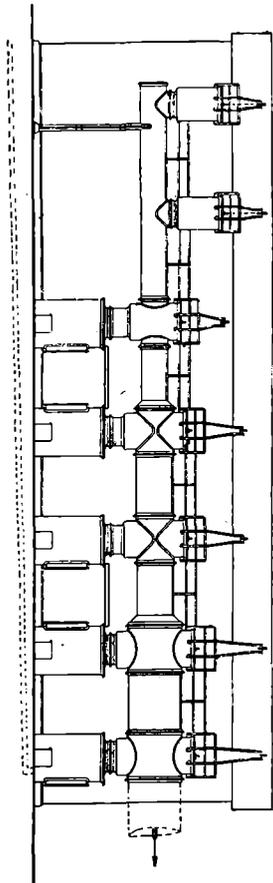


Abb. 13.

Schematische Darstellung  
 der Disposition einer kombinierten Grob- und Fein-  
 gasreinigungsanlage.

Stundenleistung 240.000 m<sup>3</sup>.

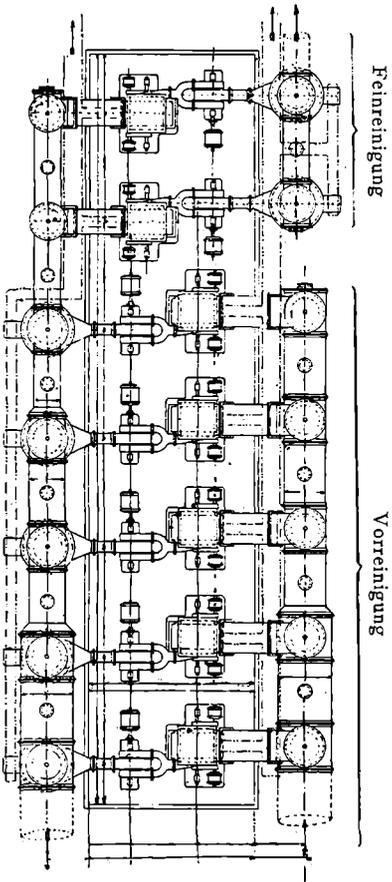


Abb. 14.

Es wurden Versuche in größerem Maßstabe mit einem Apparat von 2000 m<sup>3</sup> Stundenleistung gemacht, welche ergaben, daß aus heißen Koksofengasen, welche direkt aus der Vorlage kamen, durch Einspritzen von Teer der Teergehalt der Gase von 41·77 g/m<sup>3</sup> auf 0·18 g/m<sup>3</sup> reduziert wurde, und durch Einspritzen von verdünnter Schwefelsäure wurde aus diesem Gas der Ammoniakgehalt von 5·1 g/m<sup>3</sup> auf 0·03 g/m<sup>3</sup> ausgewaschen.

Da diese Resultate jedenfalls noch weiter zu verbessern sind, dürfte die Erwartung berechtigt sein, daß das Verfahren sich bald auch zur Gewinnung der Nebenprodukte aus Koksofengasen Eingang verschaffen wird, um so mehr, als seine Billigkeit und Einfachheit große Vorzüge sind.

Nachstehend einige Betriebsdaten.

#### Feinreinigungsanlage Kneuttingen.

Gasmenge stündlich . . . . .	35.000 m <sup>3</sup>
Wassermenge pro Kubikmeter Gas . . . . .	0·52 l
Kraftbedarf des Desintegrators . . . . .	58 PS
» » Ventilators . . . . .	41·5 PS
Gesamtkraftbedarf . . . . .	99·5 PS
Kraftbedarf pro 1000 m <sup>3</sup> Gas stündlich . . . . .	2·84 PS
Temperatur des Einspritzwassers . . . . .	18° C
» » Austrittswassers . . . . .	28° C
» » Reingases . . . . .	28° C
Druckunterschied vor und hinter der Anlage . . . . .	100 mm
Staubgehalt des Rohgases . . . . .	1·65 g/m <sup>3</sup>
» » Feingases . . . . .	0·021 g/m <sup>3</sup>

#### Grobreinigung Hochofenwerk Donawitz.

Gasmenge stündlich . . . . .	45.000 m <sup>3</sup>
Temperatur des Rohgases vor der Reinigung . . . . .	130—200° C
Temperatur des Reingases nach der Reinigung . . . . .	39—42° C
Kraftbedarf pro 1000 m <sup>3</sup> Gas stündlich . . . . .	2·75—2·85 PS
Wasserverbrauch pro Kubikmeter Gas . . . . .	0·56—0·78 l
Staubgehalt des Rohgases . . . . .	1·5 g/m <sup>3</sup>
Staubgehalt des gereinigten Gases . . . . .	0·07—0·12 g/m <sup>3</sup>

Vorsitzender Generaldirektor Günther: »Herr Gouvy hat das Wort.«

Alexander Gouvy (Düsseldorf): »Ich möchte heute eigentlich nur vom wissenschaftlichen Standpunkte aus hierüber etwas bemerken, weil ich in der Lage war, zufällig ganz genau denselben Apparat zu sehen und mit dem Erfinder selbst zu besprechen. Der Erfinder ist Alexander Lencauchez. Er hat in Frankreich am 10. Jänner 1901 ein Patent genommen und hat seinen Apparat auf Grund desselben Prinzips als das Ihrige installiert. Der erste Apparat wurde am 1. März 1901 in Differdingen aufgestellt, am 4. März 1901 kam der erste Apparat in Micheville in Betrieb. Außerdem habe ich im Jahre 1902 in Pont à Mousson denselben Apparat gesehen. Allerdings braucht der Apparat ziemlich viel Kraft, aber es ist genau dasselbe Prinzip, welches Sie haben. Übrigens basiert der Hartmann-Apparat in dem Hochofenwerk Creuztal bei Siegen der Köln-Müsener Gesellschaft auf demselben Prinzip, mit dem Unterschied, daß sich da nur eine Serie von Schaufeln dreht und die andere festliegt, während bei Lencauchez sich beide Serien gegeneinander bewegen. Außerdem hat er noch eine Wasserzuführung durch die Achse; diese Feststellung ist gewiß sehr interessant.«

Referent Ingenieur Metzler: »Gegenüber der Bemerkung meines Herrn Vorredners möchte ich erwähnen, daß mir dieser Apparat mit den gegenläufigen Bolzen nicht bekannt ist. Es muß hier ein Irrtum vorliegen, indem entweder der reine Gegenstrom oder die Gegenläufigkeit nicht da war und das Gas nicht zentral nach der Mitte zog und den Apparat nicht axial verließ. Solche Apparate mit einer feststehenden Bolzenreihe und einer rotierenden Bolzenreihe sind jetzt noch in Königshof in Betrieb. Hier wird das Wasser von innen herausgespritzt. Die Berührungsdauer zwischen Gas und Wasser ist kurz und Gas und Wasser schneiden sich senkrecht. Übrigens könnte das Wasser auch auf eine andere Art, z. B. auch aus der Rohrmittle herausgeschleudert werden. Dem Prinzip nach sind diese Apparate nichts anderes als weite Gasleitungsrohre, aus deren Inneren Wasser auf irgendeine Art nach außen durch den Gasstrom hindurchgespritzt wird.«

Alexander Gouvy (Düsseldorf): »Lencauchez hat das Wasser auch durch die Welle eingeführt. Ich habe selbst in zwei von mir beratenen Werken Hochofengasreinigungen installiert und wir haben in gewissen Fällen bei hohen Temperaturen sehr große Schwierigkeiten gehabt. Man muß unbedingt kühlen, damit man in den Ventilator mit einer Temperatur von unter 40° eintritt. Bei höheren Temperaturen bekommen Sie bei Hitzwellen so harte Krusten, daß Sie sie nur mit Meißeln entfernen können. Deshalb habe ich die

Kühler anstatt mit Holzhorden einfach nach dem Gegenstromprinzip bauen lassen; wir haben dadurch erreicht, daß die Temperatur von 450° bis auf 35° sank und daß überhaupt keinerlei Verstopfung eintrat.«

Referent Ingenieur Metzler: »Bei dem System Schwarz-Bayer wird das Vorkühlen in dem einen Falle der Krainischen Industriegesellschaft deswegen gemacht, um Kraft zu sparen, weil der zum Kühlen nötige Wasserbedarf vierfach so groß ist, wie der zum Reinigen nötige Wasserbedarf. Während, wie im Vortrag bereits erwähnt, in der Regel die zum Reinigen nötige Wassermenge auch zur Kühlung genügt, bildet hier der außerordentlich hohen Gichttemperaturen wegen der zum Reinigen nötige Teil nur einen Bruchteil der Gesamtwassermenge und um nicht die zum Kühlen erforderliche Wassermenge herumschleudern, wurde diese vorher in besondere Kühler aufgegeben und nicht deshalb, weil das Arbeiten bei solchen Temperaturen ohne Vorkühlung unmöglich gewesen wäre.«

Vorsitzender Oberbergrat Günther: »Ich danke dem Herrn Vortragenden für die Besprechung eines so aktuellen Themas (lebhafter Beifall) und bitte Herrn Ingenieur Mann, sein Referat zu erstatten.«

# Neuere Bestrebungen bei der Verwertung minderwertiger Brennstoffe.

Von

**Ingenieur Emil Mann,**

Wien.

In dem sehr lesenswerten Aufsätze von Prof. Schwemann »Verfügbare Energiemengen der Weltkraft-Wirtschaft«<sup>1)</sup> heißt es, »Der Generatorgasbetrieb hat noch eine andere Seite, welche hier besprochen werden muß. Es handelt sich darum, daß auch minderwertiger Brennstoff mit verhältnismäßig hohem Nutzen vergast werden kann. Mit Schiefer durchwachsene Kohle, Waschrückstände, Brandschiefer, Staubkohle, Koksfinder usw. können auf diese Weise zu Kraftzwecken herangezogen werden. Dies bedeutet noch eine große Kraftreserve. In Amerika z. B. wird die Feinkohle, soweit sie nicht verkokbar ist, zum größten Teil gar nicht einmal gefördert, sie bleibt als sehr gefährlicher Rückstand in bezug auf Schlagwetter, Kohlenstaubexplosionen, in den Grubenbauen liegen, oder sie wird auf die Halde geworfen. In Oberschlesien und Böhmen wird die Feinkohle, die bei schlechter Wirtschaftslage in dieser Form vielfach nicht absetzbar ist, zum Teil wieder in die Grubenbaue geschlämmt oder als wertlos auf die Halde geworfen, um dort zu verbrennen. Dieser jetzt wertlose Brennstoff ist der Menge nach sehr bedeutend; man kann ihn wohl auf 15% der Förderung schätzen. In Amerika ist der Satz noch viel höher. Nehmen wir nun an, daß diese Mengen sich bis zur Hälfte des Brennwertes einer normalen Steinkohlengrube ausnützen lassen, so bedeutend dies bei der jetzigen Weltförderung von über einer Milliarde Tonnen Kohle eine Kraftreservequelle, welche gleich ist einer Förderung von über 75 Millionen Tonnen Steinkohle oder gleich 10 Millionen Pferdekräften.«

Dobbelstein schätzt die gewinnbare Energiemenge für das rheinisch-westfälische Industriegebiet auf 50.000 bis 100.000 Pferdekräfte.

---

<sup>1)</sup> Technik und Wirtschaft. August 1911.

Aus den Worten Prof. Schwemanns geht die große Wichtigkeit, welche der Verwertung minderwertiger Brennstoffe zukommt, deutlich hervor. Obwohl erstere von verschiedenen Seiten sehr lange erkannt und betont wurde, so hat es, wie auf manchen anderen Gebieten auch, lange Zeit gedauert, bis es der Technik gelang, die Mittel und Wege zu finden, um die in diesen Brennstoffen enthaltene Energie den Zwecken der Industrie dienstbar zu machen. In größerem Maßstabe wurden Versuche zur Verwertung dieser Brennstoffe das erstemal von Oberingenieur Bütow und Bergassessor Döbelstein im Auftrage des Vereines für bergbauliche Interessen im Oberbergamtsbezirke Dortmund gemacht, deren Resultate in der Zeitschrift »Glück auf« veröffentlicht sind. Diese Versuche befaßten sich mit der Feststellung der Ökonomie bei Verwendung minderwertiger Brennstoffe:

1. zur direkten Kesselfeuerung,
2. bei Vergasung derselben und Verwendung des Gases zur Kesselheizung und in Gasmaschinen.

Zu diesen Anwendungsgebieten tritt in neuerer Zeit noch das der Beheizung von Koks- und Leuchtgasöfen, sowie der Öfen für metallurgische Zwecke mit einem aus möglichst billigem Brennstoff erzeugten Generatorgas.

Ich will nun, indem ich nochmals auf die im »Glück auf« erschienenen obgenannten Originalabhandlungen verweise, kurz über den gegenwärtigen Stand der auf die Verwertung minderwertiger Brennstoffe gerichteten Bestrebungen berichten.

Der Begriff »minderwertiger Brennstoff« hat sich im Laufe der Zeit sehr geändert, was aus der Tatsache hervorgeht, daß Brennstoffe mit geringem Heizwert, wie junge Braunkohlen, Torf, aschenhaltige Steinkohlen usw. nur in sehr geringem Ausmaße in der Industrie Verwendung fanden. Erst die Fortschritte in der Konstruktion der Kesselfeuerungen und auf dem Gebiete des Generatorbaues verhalfen vielen der bis dahin nicht oder wenig verwendeten Brennstoffe dieser Art zur Bedeutung und die wirtschaftliche Verwertung kohlenstoffarmer Brennstoffe von kaum 3000 Wärmeeinheiten ist keine Seltenheit mehr. Schwierig gestaltete sich nur, und zwar bis in die allerletzte Zeit, die Verwertung von Brennstoffen, welche bei einem zumeist weit über 3000 Wärmeeinheiten liegenden Heizwert infolge ihrer Feinkörnigkeit nicht, oder nur mit wenig günstigen Resultaten verwendet werden konnten. Zwar haben diese Brennstoffe auch meist einen hohen Wasser- und Aschengehalt, jedoch selten in so hohen Prozentsätzen, daß der Heizwert des Brennstoffes unter 4500 Wärmeeinheiten sinkt. Zu diesen Brennstoffen gehören also hauptsächlich die wasser- und aschenreichen Staub-, beziehungsweise Feinkohlen,

Koksaschen, Schlammkohlen, Zwischenprodukte der Wäschen, feinkörnige Waschberge usw. Man kann dieselben auch nach ihrem Gasgehalte unterscheiden in gashaltige backende und gasarme magere. Zu ersteren gehören Staub- und Feinkohle und manche davon herrührende Waschberge, ungarer Koks, zu den letzteren Koksasche und die von Magerkohlen, beziehungsweise Anthraziten herrührenden feinkörnigen Sortimente. Infolge der backenden Eigenschaften der erstgenannten vergrößern dieselben gewissermaßen unter der Einwirkung höherer Temperaturen bei der Verbrennung oder Vergasung ihr Korn, so daß also die Verarbeitung derselben in vielen Fällen eine leichtere wird.

Für die Magerkohlen, Koksaschen und Anthrazite trifft dies nicht zu. Dieselben behalten bei Einwirkung höherer Temperaturen ihr Korn bei oder es findet bei einzelnen, namentlich feuchten Sorten, eine Verringerung der Korngröße statt, weil einige durch den bei der Erwärmung gebildeten Wasserdampf noch weiter zerfallen. Die Verarbeitung dieser Sorten ist also eine meist viel schwierigere. Man hat daher versucht, diese Brennstoffe unter Zuhilfenahme von Bindemitteln zu brikettieren. Die so gewonnenen Briketts sind gut verwendbar, die Herstellungskosten jedoch ziemlich bedeutend.

Die im Auftrage des bergbaulichen Vereines durchgeführten Versuche der direkten Verbrennung von minderwertigen Brennstoffen unter Dampfkesseln, welche in das Jahr 1910 zurückreichen und mit verschiedenen Rostkonstruktionen durchgeführt wurden, ergaben in einigen Fällen ein ziemlich befriedigendes Resultat. Nach einer in »Stahl und Eisen« 1911, Nr. 23, von Dobbelstein angeführten Tabelle beträgt hiebei der Dampfpreis für die Tonne im Mittel Mk. 1·08, die Verdampfungsziffer ohne Berücksichtigung der mit Koksaschenbriketts durchgeführten Versuche war im Mittel 4·42, die Leistung pro 1 m<sup>2</sup> Heizfläche 16·5 kg.

Bemerkt muß noch werden, daß die erwähnten Versuche mit ungarer Koksasche, und zwar auch zumeist unter Beimischung von grobkörnigen Waschbergen und Zwischenprodukten stattfanden. Über die Verwendungsmöglichkeiten reiner Koksasche (also solcher, welche keine flüchtigen Bestandteile und einen Aschengehalt von 30% hat) sagt Dobbelstein: »Diese Kokslösche mit Recht dann Koksasche genannt, ist vollständig totgebrannt und eignet sich eigentlich nur noch zur Wegbeschotterung oder zur Vergasung in Generatoren, während mit der unverbrannten (der ungarischen) Kokslösche unter Kesseln, wie die Versuchsziffern zeigen, noch sehr gute Verdampfungsziffern und Kesselleistungen erzielt werden.«

Ein Übelstand bei Verwendung minderwertiger Brennstoffe zur direkten Feuerung ist jedoch die sehr geringe Forcierbarkeit und die

rasche Verunreinigung der Heizkanäle mit Flugstaub, welche den Wirkungsgrad dieser Anlagen sehr herabsetzen.

Namentlich die Forcierbarkeit kommt bei Kokereien sehr in Betracht, da ja an manchen Orten ein Teil der Kessel noch mit Koksofengas geheizt wird. Zu einer Zeit, wo aus irgenwelchen Gründen weniger Koksofengas disponibel oder die Dampfabgabe eine größere ist, können dann die mit minderwertigem Brennstoff beschickten Kessel den notwendigen Ausgleich nicht schaffen, wenn deren Anzahl nicht sehr reichlich bemessen ist. Dieselben Erscheinungen treten in elektrischen Zentralen auf, wenn die Spitzenbelastungen ausgeglichen werden sollen.

Hiezu kommt noch, daß jene Brennstoffe, welche eine leicht schmelzbare Asche geben, auf Rosten überhaupt nicht oder nur mit großen Schwierigkeiten verwendet werden können.

Ich komme nun zur zweiten Möglichkeit, das ist die der Vergasung minderwertiger Brennstoffe und Verwendung des erzeugten Generatorgases, und zwar:

1. zur Beheizung von Dampfkesseln,
2. zum Betriebe von Gasmaschinen, und
3. zur Beheizung der Koksöfen oder für metallurgische Zwecke.

Über die Vergasung minderwertiger Brennstoffe habe ich zusammen mit Ingenieur Wüstefeld im Mai dieses Jahres im »Glück auf« berichtet und die von Bütow und Dobbelstein veröffentlichten Resultate mit jenen der von uns im Hochdruckgenerator, Patent Kerpely, durchgeführten Versuche verglichen. Bevor auf dieselben eingegangen wird, möchte ich betreffs der Vergasung einige Bemerkungen machen. Die Ausbildung des Drehrostgenerators zu einem betriebsfähigen und die Leistung der bis dahin bekannten Generatorsysteme weit übertreffenden Apparat durch A. v. Kerpely im Jahre 1904 brachte den Gedanken nahe, den modernen Drehrostgenerator für die Vergasung minderwertiger Brennstoffe zu verwenden. Bei den meisten Brennstoffen gelang dies vollkommen, doch als man daran ging, feinkörnige Materialien zu vergasen, stellten sich hauptsächlich infolge der geringen Winddurchlässigkeit und schweren Aufschließbarkeit bei Koksaschen Schwierigkeiten ein, welche eine schlechte Gasqualität und eine stark herabgesetzte Leistung bei ungenügender Brennstoffausnützung zur Folge hatten. Man griff daher zumeist zu einer Auflockerung der feinkörnigen Materialien, durch Zusatz von gröberem Waschbergen, Perlkoks usw., oder trachtete durch Verminderung der Schütthöhe eine höhere Winddurchlässigkeit, allerdings auf Kosten der gerade bei diesen Materialien sehr notwendigen Höhe der Reduktionszone, zu erzielen.



Kerpely hielt aber an einer genügend hohen Brennstoffsäule fest und kam im Verlaufe seiner fast drei Jahre zurückgehenden Versuche zu einer Konstruktion, welche heute als Hochdruckgenerator bekannt ist, und die sich seither infolge der Anpassung an die bei Vergasung feinkörniger Brennstoffe herrschenden Verhältnisse auch im Dauerbetriebe bewährte.

In der in Ihrer Hand befindlichen Tabelle sind die bei den Versuchen von Bütow und Dobbstein gewonnenen Resultate in Parallele mit dem Hochdruckgenerator gestellt und zeigen, daß der Heizwert des mit letzterem erzeugten Gases, sowie die Vergasungsleistung pro 1 m<sup>2</sup> Schachtfläche und Stunde die der anderen Generatoren um ein Erhebliches übertrifft.

Nunmehr möchte ich auf die Verwendungsmöglichkeiten des aus minderwertigen Brennstoffen erzeugten Generatorgases übergehen.

1. Bei Beheizung von Dampfkesseln. Bütow und Dobbstein geben den Dampfpreis pro Tonne bei Vergasung einer Mischung von  $\frac{1}{3}$  Waschbergen,  $\frac{1}{3}$  Klaubebergen und  $\frac{1}{3}$  Koksasche mit Mk. 1·17 an. Obwohl derselbe als nicht hoch bezeichnet werden darf, so wird sich dieser Preis bei Verwendung reiner Koksasche doch noch um etwas niedriger stellen. Nach Versuchen, welche in dieser Hinsicht auf einem österreichischen Werk angestellt wurden, betrug derselbe inklusive Amortisation und Verzinsung der Generatoranlage K 0·96, was ungefähr Mk. 0·8 entspricht. Die größeren Anlagekosten einer mit Generatoren arbeitenden Kesselanlage erscheinen also gerechtfertigt. Außerdem bietet eine solche Anlage noch einige namhafte Vorteile. Das Putzen der Heizzüge entfällt infolge des geringen Staubgehaltes des Gases; die Aufsicht und Regulierung ist sehr einfach. Die Kessel lassen sich leicht forcieren und das Anheizen und Abstellen geht sehr rasch und einfach von statten. Bei Werken, die schon eine Generatoranlage besitzen, kommen bedeutende Vorteile der Konzentration der Kohlenan- und Aschenabfuhr an einem Punkte des Werkes hinzu, so daß an Transportlöhnen und Bedienung sehr gespart wird.

Bei Kokereien, die das Gas ihrer Koksöfen verwenden, können die Kessel ohne Hilfsroste ausgeführt sein, weil derselbe Brenner, der für das Koksofengas verwendet wird, rasch auf Generatorgas umreguliert ist.

2. Zum Betriebe von Gasmotoren. Auch diese Frage ist von Bütow und Dobbstein studiert worden und die betreffenden Versuche haben sehr beachtenswerte Resultate ergeben. Bei direkter Verarbeitung des Generatorgases in Gasmotoren betragen die Kosten von einer Kilowattstunde 1·755 Pf.; während der auf gleicher Basis errechnete Wert bei Benützung des Generatorgases zur Kesselheizung

und Verwendung des Dampfes in einer mit einer Dynamo gekuppelten Turbine sich auf 1·87 Pf. (1 Kilowattstunde) stellt. Auch bei diesen Versuchen wurde keine reine Koksasche benützt, weshalb diese Zahlen bei Verwendung einer zweckmäßigeren Generatorkonstruktion noch niedriger sein dürften. Daß die direkte Ausnützung der in den Brennstoffen enthaltenen Energie auf dem Wege Gaserzeuger-Gasmotor günstigere Wirkungsgrade ergibt, als auf dem Wege über dem Dampf, ist allgemein bekannt, doch steht einer allgemeineren Anwendung der Gasmotoren gegenüber Dampfmaschinen und Turbinen die geringere Anpassungsfähigkeit der ersteren an den Verbrauch gegenüber, obwohl auch in Hinsicht der Regulierbarkeit bei modernen Gasmaschinen Fortschritte erzielt wurden. Schließlich darf nicht unerwähnt bleiben, daß in vielen Fällen einer weitergehenden Verwendung der Gasmotoren immer noch eine gewisse Schwierigkeit, beziehungsweise Umständlichkeit in der Reinigung des Generatorgases gegenübersteht. Da diese Reinigung auch bezüglich des nächsten Verwendungsgebietes, der Verwendung zur Beheizung der Koksöfen, von Wichtigkeit ist, möchte ich mich etwas ausführlicher hierüber äußern.

Wir kennen heute, allgemein gesprochen, zwei Arten von Gasen, die sich bei der Reinigung grundverschieden verhalten. Es sind dies:

1. die Gase aus gasarmen Brennstoffen,
2. die Gase aus gasreichen Brennstoffen.

In die erste Gruppe gehören das heute in gewaltigem Umfange zur Krafterzeugung verwendete Gichtgas, weiters das zum Betrieb von Sauggasanlagen schon lange verwendete Generatorgas aus Anthrazit und Koks. Charakteristisch für diese Gase ist, daß nur ein sehr geringer Teil ihrer Verunreinigung aus Teer besteht und das auch die Gesamtmenge dieser Verunreinigungen eine verhältnismäßig geringe ist. Im Mittel kann man die Menge derselben in  $1 m^3$  ungefähr mit 5 bis 8 g angeben. Demgemäß gestaltet sich auch die Reinigung dieser Gase, wie die große Anzahl der für Gichtgas gebauten Anlagen beweist, verhältnismäßig einfach.

Bei den nassen Reinigungsverfahren kommt man mit einer ziemlich geringen Wassermenge aus und der Kraftverbrauch der meisten auf dem Prinzip der Zentrifugalwascher beruhenden Apparate steht in einem entsprechenden Verhältnis zum Generatorwirkungsgrad. Auch die neuerdings angewendeten trockenen Verfahren geben bei diesen Gasen gute Resultate, weil eben die Verunreinigungen mehr mechanische, in Form sehr feinen Staubes im Gase verteilte, sind. Die Reinigungskosten sind also geringe, beziehungsweise gewährleisten einen guten Gesamtwirkungsgrad.

Ganz anders verhält es sich mit den aus gasreichen Brennstoffen erzeugten Gasen. Hierher gehören das Leucht- und Kokereigas, das aus gasreicheren Steinkohlen sowie aus Braunkohlen erzeugte Generatorgas. Die Gesamtmenge der Verunreinigungen beträgt bei diesen Gasen 20 bis 40 g pro  $1 m^3$ , so daß bei der Reinigung bedeutend größere Mengen an Verunreinigungen zu bewältigen sind. Nach Abscheidung des mechanisch mitgerissenen Kohlenstaubes bleibt immer noch die größte Menge als Teer für die eigentliche Reinigung übrig.

Wie bekannt, beruhen die meisten zur Abscheidung des Teers angewendeten moderneren Verfahren auf den lösenden Eigenschaften flüssigen Teers gegenüber den im Gas enthaltenen Teerdämpfen. Zum Waschen des auf eine bestimmte Temperatur gebrachten Gases selbst dienen also meist Teer, Teerdestillate oder Teerwässer. Da die Leuchtgasanstalten gezwungen sind, das Gas zu reinigen, anderseits die modernen Kokereien fast durchwegs mit Gewinnung der Nebenprodukte arbeiten, so wird schon aus diesen Gründen die Reinigungsanlage gewissermaßen als etwas Selbstverständliches, Zugehöriges hingenommen.

Anders ist es bei Kraftgasanlagen, welche, solange sie von kleiner oder mittlerer Größe sind, lediglich das Ziel der Reinigung verfolgen müssen; dann stellt sich die Gasreinigungsanlage, wenn sie nicht auf die zuerst erwähnten gasarmen Brennstoffe basiert ist, als eine ziemlich komplizierte und größere Investitionskosten erfordernde Anlage dar. Hierzu kommt noch ein Punkt, der häufig übersehen wird. Bei der Reinigung der eben erwähnten Destillationsgase (also Kokerei- und Leuchtgas) ist die zu bewältigende Gasmenge ziemlich gering. Ein Beispiel wird dies am besten zeigen:

Angenommen zum Betriebe eines Gasmotors oder einer Feuerstelle seien pro Stunde 650.000 Wärmeeinheiten notwendig. Wenn dieselben durch ein Koksofengas von 5000 Wärmeeinheiten pro  $1 m^3$  aufgebracht werden, so sind  $650.000 : 5000 = 130 m^3$  Koksofengas notwendig. Sollten dieselben 650.000 Wärmeeinheiten durch ein Generatorgas von 1300 Wärmeeinheiten pro  $1 m^3$  aufgebracht werden, so sind hierzu  $650.000 : 1300 = 500 m^3$  Generatorgas notwendig. Da sich also die Gasmengen umgekehrt wie die Heizwerte derselben verhalten, muß beinahe die vierfache Generatorgasmenge gereinigt werden; und im ersten Falle müssen bei einem Teergehalte von 40 g pro Kubikmeter  $130 \times 40 = 5200 g$ , im zweiten Falle  $500 \times 20 = 10.000 g$ , also ungefähr das Doppelte an Verunreinigungen zur Abscheidung gebracht werden.

In mancher Beziehung etwas schwieriger liegen die Verhältnisse bei der Braunkohle, da viele Braunkohlen einen Teer geben, der wenig teerlösende Bestandteile enthält.

In bezug auf die Gewinnung der Nebenprodukte liegen jedoch die Verhältnisse bei der Vergasung günstiger als bei der Destillation; soferne nämlich nicht allzu stark backende, d. h. dadurch den Generatorgang erschwerende Brennstoffe zur Verwendung kommen, können von dem in der Kohle enthaltenen Stickstoff 60—70% in Form von Ammoniak gewonnen werden, während bei der Destillation 50—60% in Koks verbleiben und nur 12—18% gewinnbar sind.

Demgemäß gehen die Bestrebungen der letzten Zeit darauf hinaus, überall dort, wo Generatorgas zu Kraftzwecken oder gereinigtes Gas zu Heizzwecken verwendet werden muß, die Reinigung mit einer Gewinnung der Nebenprodukte zu kombinieren, soferne der Stickstoffgehalt des Brennstoffes ein genügender ist. Hierbei spielt eine zweckmäßige und billige Reinigung eine große Rolle, denn wenn eine zu große Teermenge im Gase verbleibt, ist das erzeugte Salz vom Teer dunkel gefärbt und weniger verkaufsfähig. Aber auch bei kleinen Anlagen und dort, wo der geringe N-Gehalt des verwendeten Brennstoffes eine Gewinnung von Ammoniak nicht zuläßt, spielt eine möglichst einfache Reinigung eine große Rolle.

Für hochteerhaltige Gase hat sich neuerdings ein von Kerpely konstruierter Trockenreiniger sehr gut bewährt. Derselbe besteht im Wesen aus einem mit Kieselsteinen gefüllten Schacht, in welchen unten die auf einer Schüssel befestigte, exzentrisch angebrachte Gashaube hineinragt. Durch dieselbe tritt das teerhaltige Gas ein, wird durch die Füllung fein zerteilt und läßt an deren Wandungen einen großen Teil von Teer und Staub zurück. In demselben Maße wie die Steine durch Teer und Staub verunreinigen, werden dieselben automatisch wie die Asche von einem Drehrostgenerator entfernt und, nachdem sie einem einfachen Waschprozeß unterworfen wurden, oben wieder aufgegeben. Mit diesem Reiniger kann pro 1 m<sup>2</sup> und Stunde aus 500 m<sup>3</sup> Generatorgas zirka die Hälfte des Teers entfernt werden. Der Kraftverbrauch beträgt 0,5 PS. Dieses vorgereinigte Gas wird in einem Zentrifugalwascher gewaschen. Zur weiteren Reinigung genügt pro 1 m<sup>3</sup> 1 l teerhaltiges, also immer wieder verwendbares Retourwasser. Das gereinigte Gas enthält pro 1 m<sup>3</sup> nur noch 0,01 bis 0,02 g Teer und Staub und wird bei der ersten kleinen Anlage dieses Systems in Donawitz mit bestem Erfolge in einem kleinen Gasmotor verarbeitet, dessen Ventile nunmehr nach dreimonatigem Betriebe noch nicht geputzt wurden.

Eine größere Anlage nach denselben Gesichtspunkten ist im Bau.

Bei dem letzten Punkte, der Verwendung von Generatorgas zur Beheizung von Koks- und Leuchtgasöfen, kann ich mich auf Grund des früher Gesagten kurz fassen, da auch für diese Zwecke gereinigtes

Generatorgas zur Anwendung kommt, um die Ofenhaltbarkeit durch Anwendung eines flugstaubfreien, in Zentralanlagen erzeugten Generatorgases zu steigern. Der hohe Wirkungsgrad der bei den Wiener Gaswerken in Betrieb befindlichen Kopperschen Horizontalkammeröfen, welche mit Generatorgas geheizt werden, das aus Kleinkoks in Kerpely-Generatoren erzeugt wird, ist mehrfach erwähnt worden. Auch für die neuerdings in Anwendung kommenden Verbundöfen in der Kokerei, welche je nach Bedarf mit Destillations- oder Generatorgas geheizt werden, ist die Frage des aus billigem Brennstoff erzeugten Generatorgases von Wichtigkeit, so daß in nicht allzu ferner Zukunft bei allen Kokereianlagen, welche anderweitige Verwendung für ihr hochwertiges Kokereigas haben, eine Zentralgeneratoranlage einen untrennbaren Bestandteil der Gesamtanlage bilden wird; besonders wenn diese Generatoranlage mit Gewinnung der Nebenprodukte auch aus minderwertigen Brennstoffen arbeitet und dann das totale Ausbringen an Salz vermehrt.

Für die metallurgischen Öfen, deren Heizkanäle nicht so eng sind, spielt die Verwendung gereinigten Gases heute noch keine große Rolle. Man trachtet, das Gas möglichst warm in dieselben zu führen, um so an Brennmaterial zu sparen, läßt dabei aber oft außer acht, daß dieses heiße Gas große Wassermengen in den Ofen bringt, welche den Wirkungsgrad derselben sehr herabsetzen. Bei der Reinigung des Gases sinkt der Wassergehalt sehr bedeutend, aber der Teergehalt und die Eigenwärme gehen dem Ofen verloren.

Wenn man aber in Betracht zieht, daß bei Verwendung von Reingas das lästige Putzen der Leitungen und Kanäle ganz wegfällt, daß die Dimensionen derselben sich sehr verringern, so würden namentlich dann, wenn sich die Reinigung mit einer Nebenproduktengewinnung kombinieren läßt, doch ganz bedeutende Vorteile erzielt werden.

Allerdings werden die an ein leuchtendes Gas gewohnten Schmelzer und Schweißer nur sehr schwer an das Arbeiten mit dem fast farblos brennenden, kaum sichtbaren Reingas zu gewöhnen sein, wie sich dies an einigen Orten gezeigt hat, doch wird der geringe Wassergehalt desselben nicht ohne Einfluß auf die Güte des Fertigproduktes bleiben.

Die kürzlich von Prof. Bone über flammenlose Verbrennung veröffentlichten Ergebnisse werden vielleicht der Verwendung von Reingas zur Beheizung von Öfen ein neues, heute noch nicht zu überblickendes Feld eröffnen.

---

Vorsitzender Gen.-Dir. Günther: »Wünscht jemand das Wort?«

Ingenieur Metzler: »Es wäre sehr interessant, von dem Herrn Vortragenden zu erfahren, wie hoch in Donawitz bei der Feinreinigung der Generatorgase der Kraftbedarf, auf eine Einheit, beispielsweise auf 1000  $m^3$  bezogen, ist.«

Referent Ingenieur Mann: »Der Kraftbedarf zur Feinreinigung pro 1200  $m^3$  beträgt zirka 8 Pferdekkräfte bei einer Einspritzmenge von zirka  $\frac{3}{4}$  l teerhaltigen Wassers.«

Vorsitzender Gen.-Dir. Günther: »Ich danke dem Herrn Vortragenden für seine gehaltvollen Ausführungen (lebhafter Beifall) und erteile das Wort dem Herrn Dr. Herwegen zu seinem Vortrage.«

# Über die Bedeutung der Flotationstechnik für die Erzaufbereitung im allgemeinen einerseits und für gewisse Lagerstätten andererseits, unter besonderer Berücksichtigung der österreichisch-ungarischen Montanindustrie.

Von

**Bergdirektor Dr. Leo Herwegen,**

Oberursel a. T.

Es unterliegt keinem Zweifel, daß die österreichisch-ungarische Montanindustrie, speziell der Erzbergbau, eine der ersten Stellen in der Weltindustrie einnimmt. Ganz abgesehen von der Geschichte des österreichisch-ungarischen Bergbaues, die Jahrhunderte zurückzugreifen vermag, bietet der gegenwärtige Stand des Erzbergbaues dieses Landes jedem Bergmann ein lehrhaftes Beispiel für eine Industrie, die auf der Höhe der Zeit steht. Ist der österreichische Bergmann doch nicht nur jederzeit ein tüchtiger Praktiker gewesen, sondern er hat auch auf dem theoretischen Gebiete vieles geleistet. Ich glaube daher, annehmen zu können, daß ich bei der Behandlung meines Themas das wohlwollende Interesse der geehrten Anwesenden finden werde, indem ich einen Gegenstand zur Besprechung gewählt habe, der für unseren europäischen Kontinent noch neu ist, dessen große Erfolge im Auslande aber zur Prüfung seiner Tauglichkeit für die Verhältnisse des Landes anregten. Denn gerade die österreichisch-ungarische Monarchie umfaßt die geeignetsten Lagerstätten, um sich den Nutzen der neuen Flotationstechnik zu nutze zu machen.

Um sich über die Stellung der Flotationstechnik im großen Gebiete der Aufbereitungskunde klar zu werden, ihren Wert und ihre Vorteile gegenüber anderen Verfahren zu erkennen, ist es nötig, einen kurzen Überblick über den Zweck der Aufbereitungstechnik zu werfen.

Der Zweck unserer modernen Aufbereitungsverfahren ist ein zweifacher. Der nächstliegende und historisch älteste ist der, die Erze soweit anzureichern, also von taubem Gestein zu befreien, daß eine

# Flotationsverfahren der Mine

Zusammenstellung von Versuchsergebnissen mit verschiedenen Erzen, die durch Flotation angereichert, bzw. abgetrennt wurden.

Bezeichnung des Erzes	Produkt	Gewichts- verhältnis %	Metall- gehalt %	Aus- bringen %
<b>Kupferkies</b>	Roherz	100.0	Cu 6.04	100
	Konzentrat	29.7	18.98	93
	Berge	70.3	0.58	7
Desgl.	Roherz	100.0	Cu 2.9	100
	Konzentrat	22.7	11.1	87
	Berge	77.3	0.5	13
Desgl.	Roherz	100.0	Cu 2.1	100
	Konzentrat	20.6	9.0	88
	Berge	79.4	0.3	12
<b>Kupferglanz</b>	Roherz	100.0	Cu 4.3	100
	Konzentrat	7.3	36.0	61
	Berge	92.7	1.8	39
<b>Zinkerz (Blende)</b>	Roherz	100.0	Zn 12.3	100
	Konzentrat	25.3	42.4	87
	Berge	74.7	2.1	13
Desgl. (Ungarn)	Roherz	100.0	Zn 18.0	100
	Konzentrat	40.4	41.9	94
	Berge	59.6	1.8	6
<b>Molybdänglanz</b>	Roherz	100.0	Mo 4.2	100
	Konzentrat	10.0	37.6	89
	Berge	90.0	0.5	11
Trennung von <b>Blende</b> und <b>Baryt</b>	Roherz	100.0	Zn 28.0	100
	Konzentrat	51.0	48.8	88
	Berge	49.0	6.5	12
Trennung von <b>Bleiglanz</b> und <b>Baryt</b>	Roherz	100.0	Pb 8.0	100
	Konzentrat	10.0	59.6	75
	Berge	90.0	2.3	25

# als Separation, Ltd., London

denartigen Erzen, die nach oben genanntem Verfahren getrennt wurden.

Bezeichnung des Erzes		Produkt	Gewichts- verhältnis %	Metall- gehalt %	Aus- bringen %
Trennung von <b>Blende</b> und <b>Eisenspat</b>		Roherz	100.0	Zn 24.5	100
		Konzentrat	42.0	54.8	93
		Berge	58.0	2.8	7
Desgl.		Roherz	100.0	Zn 19.7	100
		Konzentrat	35.0	53.5	95
		Berge	65.0	1.5	5
<b>Silberglanz</b> (Ungarn)	Gold gr/t	Roherz	100.0	Au 1.0	100
		Konzentrat	22.0	4.2	92
		Berge	78.0	Spuren	8
	Silber gr/t	Roherz	100.0	Ag 352.0	100
		Konzentrat	22.0	1501.0	94
		Berge	78.0	27.0	6
<b>Silberglanz</b> (Ungarn)	Silber gr/t	Roherz	100.0	Ag 228.0	100
		Konzentrat	16.7	1300.0	96
		Berge	83.3	11.0	4
<b>Zink-Blei-Erz</b> (Blende u. Bleiglanz)	Zink	Roherz	100.0	Zn 25.9	100
		Konzentrat	63.0	38.5	94
		Berge	37.0	5.5	6
	Blei	Roherz	100.0	Pb 12.9	100
		Konzentrat	63.0	19.3	93
		Berge	37.0	3.8	1
<b>Graphiterz</b> (Böhmen)	Kohlenstoff- gehalt	Roherz	100.0	C 12.2	100.0
		Konzentrat			
		über 60 Maschen	1.2	71.5	7.0
		60-80 „	7.4	60.0	36.0
		kleiner 80 „	10.0	60.0	49.0
Berge	81.4	1.2	8.0		

Verschmelzung mit wirtschaftlichem Nutzen verbunden ist. Der Mindestmetallgehalt der Erze ist eine direkte Funktion vom Metallpreise. Letzterer muß naturgemäß alle Kosten der bergmännischen Gewinnung, Aufbereitung und Verhüttung decken. Je geringer aber der Metallgehalt, desto höher die Verschmelzungskosten.

In früheren Jahrzehnten war die Aufbereitungstechnik bei weitem nicht so vollkommen wie heute. Ganz besonders das Ausbringen war bei weitem niedriger wie heute. Je mehr Metall wir dem Erze jedoch zu entziehen vermögen, verteilen sich die Gesamtgewinnungskosten auf die Menge gewonnenen Metalles pro Tonne Haufwerk und sind durch die Fortschritte der modernen Aufbereitungstechnik, die das Ausbringen bestimmt, wesentliche Vorteile für die Erzbeziehungsweise Metallindustrie erwachsen.

Der zweite Zweck der Aufbereitungstechnik liegt auf anderem, z. B. wirtschaftlichem Gebiete. Wir kennen eine große Anzahl Lagerstätten, deren Ausbeutung von Umständen abhängt, die nicht in das Gebiet des Bergbaues und der Hüttentechnik fallen. Derartige Umstände sind beispielsweise Transportverhältnisse, Kraft und Wasserversorgung, Ansiedlungsfrage usf. Haben wir bei solchen Lagerstätten ein Verfahren, das es ermöglicht, sehr hochprozentige Konzentrate zur Verminderung der Transportkosten herzustellen, oder bei dem der denkbar geringste Kraft- oder Wasserverbrauch nur erforderlich ist, oder endlich zu dessen Ausführung, beziehungsweise Bedienung nur sehr wenige Arbeitskräfte notwendig sind, so können diese Lagerstätten möglicherweise noch wirtschaftlich ausgebeutet werden. Jeder Bergmann weiß, daß all diese genannten Faktoren den Lebensnerv für sehr viele neu aufgeschlossenen Lagerstätten bedeuten.

Aber auch sehr arme Erze können durch vollkommene Aufbereitungsmethoden noch nutzbringend verarbeitet werden.

In den Rahmen des wirtschaftlichen Zweckes der Aufbereitungstechnik gehört auch der volkswirtschaftliche Nutzen. Je vollkommener die Industrie die Anreicherungsverfahren auszugestalten vermag, werden immer neue Gruben lebenskräftig. Die Folge davon für die Nation ist die Schaffung neuer Erwerbszweige für einen Teil ihrer Bevölkerung, Hebung ihrer Industrie und ihres Handels.

Aus Vorhergesagtem geht nun wohl unzweideutig die große Bedeutung der Aufbereitungstechnik hervor, die leider noch in weiten Kreisen als notwendiges Übel betrachtet wird. Sie allein ist es aber, die unseren heutigen Bergbau zu heben vermag, sei es, alte Gruben mit ärmerer Erzführung neu zu beleben, sei es, guten Gruben ihr Ausbringen zu steigern oder sei es, um neue Lagerstätten lebenskräftig zu machen.

Weiter will ich, um die Stellung und den Wert der Flotations-technik unter den Aufbereitungsmethoden genau erkennen zu lassen, auch kurz die Punkte zusammenfassen, die den Wert einer jeden Methode bestimmen. Die wichtigsten Punkte sind da wohl folgende:

1. Die Höhe der Anreicherung, bestimmt durch den Metallgehalt des Konzentrates.
2. Die denkbar reinste Trennung der verschiedenen Erze voneinander.
3. Das Ausbringen.
4. Der Kraftverbrauch.
5. Der Wasserverbrauch.
6. Die Art der Bedienung, beziehungsweise Wartung.
7. Verschleiß der Apparatur.
8. Die Kosten zur Beschaffung einer derartigen Anlage.

Obgleich jederzeit das Bestreben zu erkennen war, nach Möglichkeit allen diesen Punkten bei Verbesserungen gerecht zu werden, muß man aber doch ohne weiteres zugeben, daß im allgemeinen die Verbesserungen zwecks Erzielung hochprozentiger Konzentrate, reiner hüttenfähiger Produkte und eines höheren Ausbringens die Punkte 4—8 ungünstig beeinflußt haben. Wenngleich auch der Gewinn, der durch die besseren und in größeren Mengen fallenden Produkte, einen höheren Kraft- und Wasserverbrauch zu decken vermag, so sind die Anschaffungskosten der zahlreich erforderlichen Apparate doch erhebliche. Ebenso mögen die Mehrlöhne sich durch die Verbesserungen bezahlt machen, dem Mangel an Arbeitskräften wird aber wieder weniger Rechnung getragen. Außerdem erheischen die hohen Zölle und Transportkosten erhebliche Geldopfer, Kraft- und Wasserversorgung manchmal erhebliche Schwierigkeiten.

Werfen wir nun einen kurzen Blick auf die bestehenden Aufbereitungsmethoden selbst.

Die älteste, gerade in den letzten Jahren besonders oft wieder aufgenommene und stark empfohlene Methode ist die Handscheidung und Klaubarbeit.

Diese bietet ohne Zweifel erhebliche Vorteile, einerseits, indem einer unnötigen Zerkleinerung des Materials vorgebeugt, anderseits die Anschaffung vieler Maschinen vermieden wird. Außerdem hat die Erfahrung gelehrt, daß bei der maschinellen Verarbeitung von Stücken über 1 cm nie so reiche Konzentrate erzielt werden, als bei Handscheidung und auch die gleichzeitige Sortierung in verschiedene Produkte große Vorteile für die weitere maschinelle Aufbereitung aufweist. Gegen die Handscheidung spricht einzig die Notwendigkeit zahlreicher Arbeitskräfte. Die Verwendung von weiblichen

Angestellten hat hier aber Hilfe geschaffen und man glaubt sogar, daß diese die Scheidearbeit bedeutend gewissenhafter und flinker auszuführen vermögen, als jugendliche männliche Arbeiter.

Die Setzarbeit ist die zweite Methode der Anreicherungs- und Trennungsverfahren. Auch diese ist bereits sehr lange bekannt. Mit ihr direkt verbunden ist aber die Notwendigkeit eines komplizierten Nebenapparates, den Zerkleinerungs- und Klassierungsvorrichtungen. Durch die partielle, stufenweise Zerkleinerung, die das weitere Aufschließen der Mineralien zum Zwecke hat, treten große Metallverluste auf, die sich durch feinste Schlämme, suspendiert in der wilden Flut, ergeben. Die stufenweise Zerkleinerung hat ferner die Bildung eines hohen Prozentsatzes feiner Sande zur Folge, deren Verarbeitung die komplizierten Herdwäschen verlangt, auf die ich gleich zu sprechen komme. Der Hauptvorteil der Setzarbeit liegt meines Erachtens nur in der Eliminierung gröberer Mineralpartikel, während für die weitere Trennung die Flotation, wie ich später noch beweisen werde, von größerem Vorteile ist. Nicht unerwähnt will ich lassen, daß erfahrungsgemäß die große Apparatur einer Setzwäsche in keinem Verhältnisse steht zu der Menge der erzielten Konzentrate.

Anwendbar ist die Setzarbeit natürlich nur dort, wo eine gewisse Differenz in spezifischen Gewichten der zu trennenden Mineralien vorhanden ist. Die Zahl der durch Setzarbeit zu trennenden Mineralien zur Gesamtzahl der in der Erzindustrie in Frage kommenden, ist aber verhältnismäßig gering. Versagt dieselbe doch ohne weiteres bei der Trennung von beispielsweise Zinkblende einerseits und Pyrit oder Eisenspat andererseits, von Bleiglanz und Baryt, von Zinkblende und Zinkspat usf.

Ich glaube daher, den Schluß folgern zu können, daß die Setzarbeit ihre Berechtigung findet zur Anreicherung grob eingesprengter Erze und Trennung von geeigneten Mineralien, die in größeren Partikeln auftreten. Die Arbeit der Mittel und Feinkornsetzwäschen soll aber, sofern ein brauchbares anderes einfacheres Verfahren möglich ist, auf dieses übertragen werden, sofern eine wesentliche Einschränkung der Apparatur, weniger Bedienung, geringerer Kraft- und Wasserverbrauch und endlich die Vermeidung von Produkten, die eine Herdwäsche verlangen, damit verbunden ist. Ein solches Verfahren hat uns unsere moderne Flotationstechnik in die Hand gegeben, worauf ich später noch eingehend zurückkommen werde.

Die Herdarbeit ist die dritte Methode unserer modernen Aufbereitungstechnik und dient bekanntlich zum Verwaschen der feinen Erzsande und Schlämme. So sehr man auch jederzeit bemüht gewesen ist, die Herde vollkommener auszugestalten, ist es doch nicht gelungen, die großen Metallverluste, die bei der Herdarbeit auf-

treten, wesentlich herabzusetzen, noch die Kapazität der einzelnen Apparate zu steigern. Jede Grube, die mit fein eingesprengten Erzen rechnen muß oder deren Erze bei der Zerkleinerung zu großer Schlamm- bildung neigen, war bis vor kurzem noch auf die kostspieligen und dabei unvollkommenen Herdwäschen angewiesen. Vergewärtigt man sich nun nur, daß selbst die vollkommenste Herdwäsche wohl nie mehr als ein Ausbringen von nur 60% erreicht, ferner zur Verarbeitung von 25 t in 10 Stunden etwa 50 Herde erforderlich sind, gleichbedeutend einer Kapitalsanlage von Mk. 150.000, so bedarf es wohl keiner langen Erörterung, daß ein Verfahren, welches ein Ausbringen von 80—90% sichert, einen Kapitalsaufwand von nur rund Mk. 30.000 verlangt und bedeutend weniger Kraft und Bedienung erfordert, ohne weiteres jede Schlammwäsche ersetzen soll. Ein solches Verfahren hat uns die moderne Flotationstechnik geschaffen in dem Verfahren der Minerals Separation, Ltd. zu London, auf das ich später zurückkommen werde.

Außer den drei besprochenen Hauptanreicherungsverfahren gibt es nun verschiedene andere, die aber alle nur für Spezialtrennungen dienen.

Die wichtigste dieser Spezialmethoden umfaßt die elektromagnetischen Aufbereitungsverfahren. Sehe ich von der Verwendung dieser Verfahren im Eisenerzbergbau ab, so ist das Hauptverwendungsgebiet derselben in der Trennung der Zinkblende von anderen Mineralien, beispielsweise Eisenspat, Pyrit usf. zu suchen. Es muß zugegeben werden, daß gerade auf diesem Gebiete hervorragende Fortschritte erzielt worden sind und ganz besonders von den beiden Firmen Grusonwerk, Magdeburg, und Elektromagnetische Gesellschaft zu Frankfurt a. M. Die teure Anschaffung von elektromagnetischen Apparaten einerseits, die verhältnismäßig hohen Betriebskosten andererseits und endlich auch die geringe Leistung eines einzelnen Apparates lassen es mit Freuden begrüßen, daß auch hier die Flotationstechnik der Industrie große Vorteile zu bieten vermag. Es ist eine Leichtigkeit, ein hochwertiges Zinkkonzentrat aus Spatblende durch Flotation zu erzielen, bei einem Ausbringen von 80—90%. Allerdings muß zugegeben werden, daß z. B. die Elektromagnetische Gesellschaft zu Frankfurt a. M. gleich gute Resultate zu erzielen vermag — ich führe diese Gesellschaft hier an, weil mir aus meiner Praxis Zahlen von dieser Firma bekannt geworden sind — die Betriebs- und Anschaffungskosten aber bei Flotationsapparaten, beispielsweise der Minerals Separation, bedeutend geringer sind.

Eine andere Methode umfaßt die pneumatischen Verfahren. Windseparatoren stehen im Erzbergbau allerdings nicht in Verwendung, sehr viel dagegen zur Aufbereitung des Graphits. Diese

Methode, den Graphit rein zu gewinnen, dürfte aber auch wegen zahlreicher Vorteile in wenigen Jahren durch die Flotation überholt werden.

Die Laugerei steht besonders zur Nutzbarmachung armer Kupfererze in Verwendung. Dieselbe ist zweifellos ein billiges Verfahren, die Behandlung der Erze aber eine sehr zeitraubende. Für karbonatige Kupfererze werden die Laugeverfahren wohl auch fernerhin die empfehlenswertesten sein, während arme sulfidische Erze die Flotation mit bestem Erfolge verarbeitet hat.

Von den Spezialmethoden seien der Vollständigkeit halber noch das Amalgamations- und Zyanidverfahren genannt, ferner das Murex- und Ganelin-Verfahren. Letztere alle sind ausschließlich Spezialmethoden. Von ihnen sei nur das Murex-Verfahren erwähnt, da die Aufgaben, die der Erfinder durch seinen Prozeß gelöst zu haben glaubte, auch durch die Flotationsverfahren gelöst werden können und dies auch wiederum mit viel geringeren Unkosten unter gleichzeitiger Herstellung hochprozentiger Konzentrate. Es handelt sich hier beispielsweise um die Trennung von Baryt und Bleiglanz.

Nachdem ich nun einen Überblick über die bisherigen wichtigsten Methoden der Aufbereitungstechnik gegeben, ihr Anwendungsgebiet und Verbesserungsbedürftigkeit besprochen habe, wobei ich an geeigneter Stelle betonte, daß letztere am vorteilhaftesten durch den vollständigen Ersatz durch Flotationsverfahren erfolgen würde, werde ich mich im folgenden speziell mit diesen Verfahren beschäftigen.

An erster Stelle will ich kurz die Prinzipien und Methoden der Flotationstechnik besprechen, indem ich zur Vervollständigung auf meine Abhandlung im »Glück auf«, Jahrgang 1912, Heft 30/31, verweise, in der ich eine genaue Beschreibung der verschiedenen Apparate und ihrer Arbeitsweise gegeben habe.

Die Flotationsverfahren sind gegründet auf die Erscheinung, daß gewisse Mineralien, z. B. sulfidische Erze, Graphit und andere, durch Benetzung mit Öl an der Oberfläche von Wasser schwimmen, wo hingegen die Gangartteilchen niedersinken. Entsprechend den theoretischen Vorgängen, die bei dieser Erscheinung in Frage kommen, lassen sich die Flotationsverfahren in zwei Hauptgruppen trennen. Diese sind:

Erstens die Verfahren, bei denen durch Ölzusatz die Erzteilchen infolge der großen Adhäsion zu Öl, eine solche Auftriebssteigerung erfahren, so daß sie an der Wasseroberfläche aufsteigen.

Die zweite Gruppe von Verfahren beruht dagegen auf der Oberflächenspannung von Flüssigkeiten, bei denen die reinen

Erzpartikel durch die künstlich erhöhte Tragfähigkeit von gespannten Flüssigkeitshäutchen von der Gangart oder den zu trennenden anderen nicht flotierenden Erzteilchen abgesondert werden.

Was die Verfahren der ersten Gruppe angeht, so können sie mit dem Hauptverfahren der zweiten Gruppe, dem Verfahren der Minerals Separation Ltd., heute kaum mehr in Wettbewerb treten, da sie einen großen Nachteil besitzen. Um nämlich den Auftrieb der Erzpartikel so weit zu steigern, daß dieselben zu schwimmen vermögen, sind nicht unbeträchtliche Ölmengen erforderlich. Es bilden sich bei all diesen Verfahren deutlich zu erkennende Ölkügelchen, an denen einige Erzteilchen anhaften und so an die Flüssigkeitsoberfläche getragen werden. Versuche, die Ölmenge zu verringern, sind in den meisten Fällen gescheitert. Nur das Verfahren von Elmore, bei dem der eigentliche Schwimmvorgang im luftverdünnten Raume vor sich geht, kann infolge des Vakuums mit geringeren Ölmengen arbeiten. Bei allen Verfahren, wie auch bei dem von Elmore, ist die verbrauchte Ölmenge jedoch zu groß, um die Betriebskosten in konkurrenzfähigen Grenzen zu halten. Selbst bei Verwendung von Zentrifugen zur Wiedergewinnung eines Teiles des Öles ist der Ölverbrauch zu hoch. Ein weiterer Nachteil bietet sich dann auch bei der Verhüttung der Erze, bei der das noch anhaftende Öl zu Störungen führt. Der Ölverbrauch bei diesen Verfahren schwankt zwischen 8—20 kg Öl pro Tonne. Das wichtigste Verfahren dieser Gruppe ist das Vakuumverfahren von Elmore, das aber auch immer mehr von dem Verfahren der Minerals Separation verdrängt wird. Es sind bereits eine große Zahl von Elmore-Anlagen durch das Minerals Separation-Verfahren ersetzt worden und zurzeit beabsichtigen auch andere Gruben, bei denen Elmore-Vakuumapparate nicht in Betrieb sind, die vorhandenen Apparate zugunsten des mehrfach genannten besseren Verfahrens abzuwerfen.

Der wichtigste Vertreter der Verfahren der zweiten Gruppe ist das der Minerals Separation Ltd. zu London. Dieses Verfahren beruht auf der Erzeugung eines Emulsionsschaumes unter gleichzeitiger Vermischung mit dem Erze in hölzernen Mischkasten, in dem Rührwerke mit sehr hoher Tourenzahl rotieren, und Absetzung des Erzschaumes in geeigneten, den Mischbehältern vorgebauten Spitzkasten. Während das Charakteristische des Erzschaumes bei den Verfahren der ersten Gruppe die kleinen Ölkugeln war, zeichnet sich der Erzschaum beim Verfahren der Minerals Separation durch eine sehr dichte blasige Struktur aus. Die Vorteile dieses Verfahrens erstrecken sich auf alle Punkte, die ich an früherer Stelle zur Wertbestimmung der verschiedenen Aufbereitungsmethoden aufgezählt hatte. Im Ver-

gleich zu den mechanischen und elektromagnetischen Methoden findet bei dem Verfahren der Minerals Separation die denkbar höchste Anreicherung statt; das Ausbringen beträgt fast bei allen Erzen, nicht nur bei Laboratoriumsversuchen, sondern auch nach dem Ergebnisse der bestehenden Anlagen 80 bis 90<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, manchmal sogar noch höher. Der Kraftverbrauch beträgt für einen Apparat mit einer Leistung von 100 t Rohhaufwerk pro 24 Stunden etwa 15 bis 20 Pferdestärken.

Der Wasserverbrauch beschränkt sich auf den Feuchtigkeitsgehalt der Konzentrate und Abgänge, der durch Verwendung von Filtertanks auf das denkbar geringste Maß herabgesetzt wird. Für die Bedienung eines 100 t-Typs sind für jede Schicht nur etwa zwei bis drei Mann erforderlich. Nach praktischen Erfahrungen kann man wohl sagen, daß die Verwendung des Flotationsverfahrens gegenüber den mechanischen Waschmethoden etwa 50<sup>0</sup>/<sub>0</sub> Kraft, 60<sup>0</sup>/<sub>0</sub> Arbeiter und 80<sup>0</sup>/<sub>0</sub> Wasserersparnisse bedeutet, ohne den erheblichen wesentlichsten Vorteil, der durch das höhere Ausbringen erwächst. Dabei belaufen sich die Betriebskosten pro Tonne Haufwerk ohne Lizenzabgaben auf höchstens Mk. 1 bis 2. An Raum verlangt ein derartiger 100 t-Typ etwa 60 m<sup>2</sup> bei einer Raumhöhe von etwa 6 m. Schlammverluste treten überhaupt keine auf.

Ich will mich nicht länger bei der Beschreibung der einzelnen Verfahren aufhalten, und gehe nun dazu über, das Verwendungsgebiet der Flotationsverfahren zu besprechen, indem ich hiebei, wie auch bei meinen nachfolgenden Betrachtungen, in erster Linie an das Verfahren der Minerals Separation denke.

Da alle Flotationsverfahren eine mehr oder weniger starke Zerkleinerung verlangen, im Durchschnitt bis auf 40 bis 60 englische Maschen, d. i. ungefähr  $\frac{1}{3}$  bis  $\frac{1}{5}$  mm Korn, kommen in erster Linie stark verwachsene Erze in Frage. Direkt von Natur aus sind da die Erze der Imprägnationslagerstätten zu nennen, und ganz besonders die betreffenden Kupfererze. Die Erze dieser Sammelgruppe sind meist in sehr feiner Form im Grundgestein eingesprengt und erfordern von vornherein eine sehr weite Zerkleinerung. Da die mechanischen Waschmethoden dann aber unrationell sind, kommt heute wohl nur noch die Flotation in Frage.

Aber auch Erze anderer Lagerstätten, wie beispielsweise solche, die auf Gängen auftreten, sind sehr häufig mit den anderen Gangmineralien sehr fein verwachsen. Auch hier sollten die leitenden Herren immer mehr zur Erkenntnis kommen, daß durch Flotation bedeutend vorteilhafter angereichert werden kann als durch die komplizierten Mittel, Feinkorn- und Herdwäschen. Nach meinen eigenen Erfahrungen läßt sich hiebei im Durchschnitt ein 10 bis 15<sup>0</sup>/<sub>0</sub>iges

höheres Ausbringen erzielen, abgesehen von den anderen Vorteilen, die die Flotation, wie vorher erwähnt, bietet.

Endlich seien die Haldenerze erwähnt, die auf manchen Gruben in Tausenden von Tonnen aufgespeichert sind. Mit allen bisherigen Methoden war eine nutzbringende Verarbeitung unmöglich. Das Verfahren der Minerals Separation hat sich aber auch hierfür vorzüglich bewährt. Werden doch zurzeit Tausende von Tonnen Haldenerze in Broken Hill täglich nach diesem Verfahren verarbeitet bei einem Ausbringen von 85 bis 93%. Versuche mit ungarischen Silber-Haldenerzen haben eine Anreicherung von 228 g/t Ag und 1 g/t Au auf 1480 g/t Ag und 5.5 g/t Au bei einem Ausbringen von rund 84% Au und 99% Ag ergeben. Österreichische Zinkschlämme sind von 24.4% Zink auf 54.8% mit 90% Ausbringen angereichert worden. Deutsche Haldenschlämme, bei denen 30% des Metalles bereits oxydiert war, werden von 15% Zn und 8.8% Pb auf 34% Zn und 26.8% Pb mit 65% Zn und 86% Pb Ausbringen angereichert. Diese Zahlen beleuchten wohl zur Genüge den Wert des genannten Verfahrens. (Siehe auch die Tabelle.)

Außer zur Konzentration lassen sich die Flotationsverfahren in hervorragendem Maße zur Trennung gewisser Mineralgemische verwenden, deren Trennung bislang sehr schwierig und kostspielig war. Ich führe hier nur die Trennung von Spat und Blende, Blende und Pyrit, Bleiglanz und Blende von Pyrit, Fahlerzen von oxydischen Erzen usf. an. Diese Trennungen durch Flotation haben vielfach großes Aufsehen erregt und bedürfen ganz besonders auch aller Beachtung.

Auf Grund der bisherigen Erörterungen läßt sich auch bestimmt der Zweck und der Wert der Flotationsmethoden unter allen anderen Aufbereitungsmethoden festlegen.

Die Flotation bietet in erster Linie ein vollkommenes neues Verfahren zur Aufbereitung der meisten bislang nicht verwertbaren armen, stark verwachsenen Erze und Haldenerze. In zweiter Linie bietet sie einen hervorragenden Ersatz für die kostspieligen Mittel- und Feinkornsetzmaschinen und Herde. Zum Beweise für die vortreffliche Scheidung durch das Verfahren der Minerals Separation habe ich eine Zusammenstellung besonders interessanter Betriebs- und Versuchsergebnisse ausgearbeitet, die den Herren bereits verteilt worden ist, deren Besprechung sich wegen genauer Angaben aller Einzelheiten erübrigt.

Werfen wir nun einen Blick auf die Bodenschätze der österreichisch-ungarischen Monarchie, so lassen sich zahlreiche Lagerstätten anführen, deren Erze mit großem Nutzen durch Flotation verarbeitet werden könnten.

Ich beginne mit Gold- und Silbererzen, denen wohl die größte Bedeutung beizumessen ist. Die Aufbereitung dieser Erze erfolgt heute

größtenteils durch Herdarbeit und Amalgamation, der eine feine Zerkleinerung durch Pochwerke vorausgeht. Die großen Schlammverluste sind Ihnen wohl allen bekannt. Dieselben betragen bei der Kremnitzer Aufbereitung beispielsweise 35 bis 40% des Metallgehaltes im Roherze. Würde hier eine durchgreifende Änderung im Aufbereitungswesen vorgenommen werden, und zwar durch Einführung der Flotation, so ließen sich diese Verluste erheblich, sicher um 20 bis 25% vermindern. Sei es, daß es sich um goldhaltige Pyrite, Tellurite u. dgl. handelt, oder um Fahlerze, Silberglanz u. dgl. Alle diese Edelmetalle enthaltenden Mineralien eignen sich vorzüglich zur Flotation. Auf der Ihnen überreichten Tabelle finden Sie Versuchsergebnisse, die sicher Ihr Interesse finden, zumal es sich teilweise um Erze aus diesem Lande handelt. Auch arme Haldenerze lassen sich hier noch nutzbringend durch Flotation anreichern, wodurch den Betrieben sicher großer Nutzen erwachsen könnte. Es könnte hier nun vielleicht die Frage aufgeworfen werden, ob es dann nicht vorteilhafter sei, nur die Abgänge und Schlämme nochmals durch Flotation weiter zu verarbeiten. Technisch wäre dies selbstverständlich möglich und es würde auch ein gewisser Nutzen zu erzielen sein. Bedeutend wirtschaftlicher würde es aber sein, sich dazu zu entschließen, die ganzen mechanischen Aufbereitungen abzuwerfen und zur Flotation des ganzen Haufwerkes überzugehen. Nicht nur, daß hiedurch das Gesamtausbringen wesentlich gesteigert werden würde, auch der Kraftverbrauch, die Zahl der Arbeiter usf. würden hierdurch beträchtlich vermindert und dadurch bedeutende Ersparnisse an Betriebskosten erzielt werden.

Bei den Zink- und Bleierzen haben wir es im allgemeinen mit nicht so stark verwachsenen Erzen zu tun, weshalb eine gute Handscheidung und Grobkornsetzwäsche auch heute noch in erster Linie zu empfehlen ist. Als Mittelprodukte der Grobkornsetzmaschinen sollte man aber nicht mehr durch weitere Zerkleinerung, Setzen, abermalige Zerkleinerung und letztes Verwaschen auf Herden verarbeiten, sondern sofort nach genügender Zerkleinerung einem Flotationsapparate zuführen. Auf die Vorteile dieser Behandlungsweise der Erze habe ich bereits mehrfach hingewiesen, und es gibt Ihnen auch hier die Tabelle zahlenmäßiges Beweismaterial in die Hand.

Die Kupfererze dieses Landes sind meistens kupferhaltige Pyrite, manchmal mit nicht mehr als 1 bis 2% Kupfer. Hier behilft man sich fast immer durch Zementation der Erze. Durch die Flotation ist es aber möglich, Konzentrate mit 10 bis 15% Kupfergehalt bei 1 bis 2% im Haufwerk herzustellen, wobei die Anreicherungskosten etwa Mk. 0,8 bis 1 betragen. Ich überlasse es Ihrem eigenen Urteile, hierüber zu entscheiden, welcher Prozeß da vorzuziehen ist! Aber auch für reichere imprägnierte Kupfererze dürfte die Flotation heute die

vollkommenste Methode sein. Zahlen über verschiedenartige Kupfererze finden Sie auch in der Tabelle.

Bezüglich der Graphitproduktion steht Österreich an der ersten Stelle in Europa. Sicher ist es daher, daß auch diese Industrie des Landes bezüglich der Gewinnungs- und Verarbeitungsmethoden die führende Stellung sichern muß. Die Trennung des Graphits vom Nebengestein ist bisher mit großen Verlusten verbunden gewesen, da beim Verwaschen die leichten Schüppchen durch die Waschwasser mit fortgeschwemmt werden. Es gibt nun wohl kein Mineral, das eine so hohe Schwimffähigkeit aufweist, als eben der Graphit. Die Flotation bietet aber auch den großen Vorteil, daß die größeren Schüppchen aufgefangen werden können, so daß sich eine nachfolgende Trennung durch Windseparatoren erübrigt. Eine interessante bezügliche Zusammenstellung habe ich ebenfalls in der Tabelle angeführt.

Ich will mit den Antimonerzen schließen. Diese lassen sich nicht nur vorteilhaft durch Flotation anreichern, sondern auch vorzüglich von den vielfach neben ihnen auftretenden oxydischen Kupfererzen trennen.

Um sich alle die angeführten Vorteile der Flotation zu Nutzen machen zu können, muß naturgemäß auch das vollkommenste Flotationsverfahren gewählt werden. Nach meinem Dafürhalten ist dies dasjenige der Minerals Separation, Ltd. zu London, für dessen Vortrefflichkeit am besten seine Entwicklung spricht. Ist die nach diesem Verfahren verarbeitete Erzmengung im Zeitraume von sieben Jahren doch schon auf die ansehnliche Zahl von 1,5 Millionen Tonnen jährlich gestiegen. Solche Zahlen sprechen für sich und ich verweise im übrigen auf meine in der berg- und hüttenmännischen Zeitschrift »Glück auf« veröffentlichte Abhandlung. Die Tellus-Aktien-Gesellschaft zu Frankfurt a. M., die die Generalvertretung des Verfahrens für den Kontinent und Afrika hat, verfügt über eine modern ausgestattete Versuchsstation, in der wunschgemäß Versuche mit Erzen ausgeführt werden. Von dieser Gesellschaft sind mir auch in liebenswürdiger Weise die Zahlen der Tabellen überlassen worden.

Meine Herren! Nachdem ich Ihnen in kurzen Zügen die Bedeutung der Flotationstechnik skizziert und anschließend auf den Wert derselben für den Bergbau dieses Landes hingewiesen habe, schließe ich mit der Hoffnung, daß auch der österreichische Bergbau sich die Vorteile dieses neuen Zweiges der Aufbereitungstechnik nutzbar machen möge zur weiteren Entwicklung und wirtschaftlichen Verbesserung des Bergbaues und zum Wohle des Volkes!

---

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Wünscht jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Wenn nicht, danke ich dem Herrn Vortragenden (lebhafter Beifall) und bitte den Herrn Ingenieur Dr. Weiskopf, seinen Vortrag zu halten.«

# Fortschritte in der Brikettierung von Eisenerzen.

Von

**Dr. techn. Alois Weiskopf,**

Hannover.

Der auf dem Allgemeinen Bergmannstage in Wien 1903 gehaltene Vortrag über »Brikettierung von Eisenerzen«, der den damaligen Stand der Eisenerzbrikettierung behandelte, hatte eine fruchtbare Anregung gegeben, auf diesem Gebiete weiter zu arbeiten und die Annahme, daß die Forschung zur Lösung dieses wichtigen Kapitels weiter mitwirken wird, hat sich in großem Maße erfüllt.

Meine heutigen Ausführungen bezwecken, eine möglichst übersichtliche Rundschau zu geben über die Fortschritte, welche auf dem Gebiete der Eisenerzbrikettierung in den verflossenen neun Jahren gemacht wurden, und ich beabsichtige möglichst kritiklos nur solche Angaben nebeneinander aufzustellen, die ich aus eigener Erfahrung gesammelt habe, und die mir aus der Literatur, aus Betrieben und mittelbar und unmittelbar durch Interessenten bekannt geworden sind.

Zunächst veröffentliche ich ein Verzeichnis der seit 1902—1903 zum Patent angemeldeten, im deutschen Reichsanzeiger veröffentlichten Verfahren zur Brikettierung, respektive Agglomerierung von Eisenerzen, Gichtstaub u. dgl. in Klasse 18*a*, Klasse 10*b* und Klasse 40*a* (siehe S. 249).

Diese interessante Übersicht gibt einen Einblick in die verschiedenen Mittel und Wege, die eingeleitet wurden, um eine befriedigende Lösung für die Eisenerzbrikettierung zu finden. Aber ebensowenig wie es einen für alle Materialien gleich brauchbaren Kitt gibt, ebensowenig wird es eine Universal-Brikettierungsmethode geben, und es bleibt nichts anderes übrig, als je nach der Eigenart des Materials eine ihrem Charakter entsprechende vorteilhafte Brikettierungsmethode anzuwenden.

Die Materialien, welche für die Hochofenzwecke brikettiert werden sollen, sind:

1. Die natürlich vorkommenden Feinerze,
2. die bei der Aufbereitung oder Anreicherung fallenden feinen Materialien,
3. Flugstaub,
4. Eisenzunder und sonstige eisenhaltige, feinkörnige Abfallstoffe.

Die im Vortrag 1903 angegebene Gruppierung der Brikettierungsverfahren sind von unserem Altmeister Wedding in seinem Vortrag (Stahl und Eisen. 1906, 1. Jänner) als zweckmäßig anerkannt worden und in Anlehnung an dieses Schema werden die an verschiedenen Orten und in verschiedenen Betrieben angewendeten Brikettierungsverfahren angeführt.

### **A. Brikettierungsverfahren.**

#### **I. Verfahren mit Zusatz von Bindemitteln.**

##### *a)* Anorganischen Ursprungs.

1. Quarzmehlkalkverfahren (Kalksandsteinverfahren) nach Dr. W. Schumacher. Seit 1907 auf Königshütte Oberschlesien, von 1907—1909 auf Friedrich Alfred-Hütte, Friedrich Krupp A.-G., Rheinhausen. (Seitdem außer Betrieb.)

2. Chlormagnesiumverfahren nach Dr. W. Schumacher. Seit Mai 1908 auf Hasper Eisen- und Stahlwerke. (Anlage ist außer Betrieb.)

Ferner auf folgenden Werken: Vereinigte Hüttenwerke Burbach-Eich-Düdelingen, Düdelingen.

Röchlingsche Eisen- und Stahlwerke, Völklingen.

Rombacher Hüttenwerke, Rombach.

Gebrüder Stumm, Neunkirchen.

Deutsch-Luxemburgische Bergwerks- und Hütten-A.-G., Abteilung Union, Dortmund.

Cockerill, Belgien.

### **B. Agglomerier-, beziehungsweise Sinterungsverfahren.**

#### **I. In Kanalöfen nach Gröndal.**

Seit 1902 auf Bredsjö.

Seitdem noch auf folgenden schwedischen Werken: Strassa, Lulea, Guldsmedshyttan, Herräng, Flogberget, Riddarhyttan, Norberg, Horndal, Sanfviken, Uttersberg, Hellfors, Vigelsbo, Helsingborg.

In Deutschland: Salzgitter und Witkowitz, beide außer Betrieb.

In England: E. P. & W. Baldwin, Cromavon.

In Spanien: Alquife Mines.

Vereinigte Staaten von Nordamerika: Pennsylvania Steel & Co., Berkshire.

#### **II. In Drehrohröfen.**

1. Ausführung Fellner & Ziegler:

Gießener Braunsteinbergwerke. Julien-Hütte, Oberschlesien.

Eisenhüttenwerk Trzynietz bei Teschen, Österreich.

Rimamurány-Salgó-Tarjánier Eisenwerks A.-G.

Im Bau: Gewerkschaft Justine Schottenbach.

- Société de Briquetage, Couillet, Belgien.  
Cambria Steel Works, U. S. A.  
Lackawanna Steel Works, U.S.A.  
Im Bau: Gelsenkirchener Bergwerks-A.-G., Esch.  
Halberger-Hütte bei Brebach.  
Dniéprovienné, Rußland.  
Kramatorskaja, Rußland.
3. Skoriaverfahren.  
Seit 1909 auf Friedrich Alfred-Hütte, Friedrich Krupp A.-G. Rheinhausen.  
Im Bau: Aktiengesellschaft für Hüttenbetrieb, Duisburg-Meiderich.
  4. Verfahren der Deutschen Brikkettierungsgesellschaft Altenkirchen (Rheinland).  
Seit 1907 auf Friedrich Wilhelms Hütte (Sieg). (Anlage ist im Umbau.)
  5. Verfahren nach Dahl (Kalkverfahren, auch Tiglersches Verfahren genannt).  
Gewerkschaft Deutscher Kaiser, Bruckhausen.  
Rheinische Stahlwerke, Duisburg-Meiderich.  
Georgs-Marien-Bergwerks- und Hüttenverein Osnabrück. (Außer Betrieb.)
  6. Verfahren der Hasper Eisen- und Stahlwerke.  
Hasper Eisen- und Stahlwerke.
- b) Organischen Ursprungs.
1. Zellpechverfahren nach Dr. Trainer. (Vereinigte Gewerkschaften Eduard und Pionier.)  
Seit 1908 auf der Gewerkschaft Deutscher Kaiser, Bruckhausen.
- Österreichisch - ungarische Staatseisenbahn - Gesellschaft, Resicza.  
Stahlwerk Thyssen, A.-G., Haggingen.  
Farbwerke Beyer & Co., Leverkusen.
2. Ausführung Smith & Co., Kopenhagen (Lübeck).  
Gutehoffnungs-Hütte, Oberhausen.
  3. Ausführung Krupp.  
M. Custor, Flawinne bei Namur.
  4. Dellwik - Fleischer - Wassergasverfahren.
- III. Konvertersinterung. Verfahren der Metallbank und Metallurgischen Gesellschaft, Frankfurt a. M. (Heberlein-J. Savelsberg).**
1. Eisenwerk Kraft, A.-G., Stolzenhagen-Kratzweick.
  2. Eisenwerk Kraft, A.-G., Abteilung Niederrheinische Hütte, Duisburg.
  3. Rimamurány - Salgó - Tarjánér Eisenwerks - A.-G., Budapest und Krompach.
  4. Société Métallurgique de Taganrog, Taganrog (Rußland).
  5. Ed. Preteille, Nantes.
  6. Pilon, Buffet Durand Gasseline & Cie., Chantenay.
  7. Manufacture des Glaces & produits Chimiques de St. Gobain.
  8. Grasselli Chemical Company, Cleveland, U. S. A.
  9. American Flue Dust Company, Duluth, U. S. A.
  10. Trenor & Co., Valencia.
  11. Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Witkowitz und Rudóbánya.

**II. Verfahren ohne Zusatz von Bindemitteln.**

1. Crusius-Verfahren der Ilseder Hütte, Groß-Ilsede.
2. Verfahren der Kertscher Eisenwerke (Südrußland).
3. Verfahren nach Rónay.  
Seit 1908 auf Oberschlesische Eisenbahnbedarfs-A.-G., Friedenshütte, Oberschlesien.  
Mai-Juli 1911 auf Gutehoffnungshütte, Oberhausen. (Seitdem wieder außer Betrieb.)  
Auf Lothringer Hüttenverein Aumetz-Friede, Kneuttingen. (Außer Betrieb.)
12. Oberschlesische Eisenbahnbedarfs-A.-G., Friedenshütte, Oberschlesien.

13. Bochumer Verein für Bergbau und Gußstahlfabrikation, Bochum.

14. Donnersmarck-Hütte, Zabrze,

**IV. Dwight and Lloyd Sinterungsprozeß.**

E. & G. Brooche Iron Company in Birdoboro.

**V. Greenawalt-Verfahren.**

Pennsylvania Steel Company in Steelton, Pa., und Sparrows Point Md.

**VI. West-Verfahren.**

Edgar Thomson Works, Carnegie Steel Company.

**VII. Ruthenburg-Verfahren.**

Sinterung im elektrischen Lichtbogen. Harrisburg, Pa.

**A. Brikettierungsverfahren.**

**I. Verfahren mit Zusatz von Bindemitteln.**

*a) Anorganischen Ursprungs.*

**1. Quarzmehlverfahren von Dr. W. Schumacher.** Das Verfahren ist auf den aus der Kalksandsteinfabrikation bekannten Grundätzen entstanden. Als Bindemittel wird Quarz und Ätzkalk verwendet. Unter der Einwirkung von gespanntem Wasserdampf von 8 Atmosphären Spannung verbinden sich  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  und  $\text{SiO}_2$  zu Hydrosilikaten, die durch Feuchtigkeit unzerstörbar sind und erst durch Erhitzen auf etwa  $1000^\circ$  unter Wasserabspaltung zerlegt werden. Da die Hydrosilikatbindung um so inniger erfolgt, je feiner die Komponenten zerkleinert sind, da dann die Berührungsflächen um so größer werden, so werden Kalk- und Kieselsäure in Kugelmühlen äußerst fein gemahlen. Dann wird in Mischtrommeln Gichtstaub, respektive Erz, Kalk und Kieselsäure mit Wasser kräftig gemengt, mit einem Drucke von 300 bis 400 Atmosphären in Formen gepreßt und die Ziegel alsdann 12 Stunden lang in Erhärtungskesseln der Einwirkung gespannten Wasserdampfes von 8 Atmosphären Spannung ausgesetzt. Dann sind die Briketts fertig und können sogleich verhüttet werden.

Die Zusatzmengen von Quarz und Kieselsäure sind je nach Art des Gutes verschieden. Bei Purple ores kommt man mit einem Zu-

schlage von 5% Kalk, 3% Quarz aus. Dieser Zusatz erhöht sich aber bei Gichtstaub bis auf 15% Kalk, 7% Quarz.

Die Brikettierungskosten gibt ein Prospekt der Firma Brück, Kretschel & Co., Osnabrück, zu Mk. 2.30 pro Tonne Briketts an. Derselbe ist nachstehend wiedergegeben.

Tagesleistung 200 t in zwei Schichten, Ausrüstung der Anlage mit zwei Pressen, erforderlicher Preßdruck 400 Atmosphären, 20 Stunden Arbeitszeit, jährlich 300 Arbeitstage.

A. Anlagekosten.

	Mark	Mark
1. Gebäude: 700 m <sup>2</sup> bebaute Fläche zu Mk. 40 =	28.000	
Für Fundamente, Kesseleinmauerung, Schornstein, Montagehilfe, Eisenkonstruktion zur Unterstützung der Mischmaschinen . . . . .	<u>17.000</u>	45.000
2. Maschinelle Einrichtung laut Kostenanschlag . . . . .		141.200
3. Ein Elektromotor mit Zubehör . . . . .		12.000
4. Fracht, Montage, Zoll und Unvorhergesehenes . . . . .		<u>21.800</u>
Summe A . . . . .		220.000

B. Betriebskosten.

1. Tilgung:		
2% von Gebäude und Zubehör . . . . .	900	
10% von maschineller Einrichtung . . . . .	<u>17.500</u>	18.400
2. Bindemittelzusatz:		
Ätzkalk: 5% der Jahresbriketterzeugung (60.000 t) = 3000 t zu Mk. 10 . . . . .	30.000	
Quarzsand = 3% = 1800 t zu Mk. 3 . . . . .	<u>5.400</u>	35.400
3. Löhne:		
1 Arbeiter zum Mahlen des Kalkes . . . . .	4.—	
1 Arbeiter zum Mahlen des Sandes . . . . .	4.—	
1 Arbeiter über den Silos . . . . .	3.50	
2 Arbeiter an den Mischmaschinen, der eine als Vor-, der andere als Hilfsarbeiter . . . . .	7.50	
2 Arbeiter über den Pressen . . . . .	7.—	
2 Arbeiter an den Pressen . . . . .	8.—	
4 Arbeiter zum Aufsetzen der Formlinge auf die Erhärtungswagen . . . . .	14.—	
2 Arbeiter zur Bedienung der Erhärtungskessel . . . . .	7.—	
1 Aufseher . . . . .	<u>8.—</u>	
Also pro Schicht . . . . .	63.—	
Bei jährlich 600 Schichten . . . . .		37.800

	Mark	Mark
4. Dampfverbrauch.		
Für 50 t Erzbriketts (Pressenleistung von 10 Stunden) sind zirka 5000 kg Dampf erforderlich, täglich also 20.000 kg Dampf, dementsprechend zirka 2800 kg Kohlen bei 7·2facher Verdampfung, also jährlich 300mal 2800 = 840.000 kg Kohlen = 84 Doppellader zu Mk. 110, zusammen also . . . . .		9.240
5. Elektrische Energie.		
Bei 160 PS. = 136 Kilowatt Kraftverbrauch 136 × 20 × 300 = 816.000 Kilowatt-Stunden zu 3·5 Pf. . . . .		28.560
6. Kleine Materialien, Verschleiß . . . . .		8.600
Summe B . . .		138.000

Also betragen die Betriebskosten pro Tonne Briketts

$$\frac{138.000}{60.000} = \text{Mk. } 2\cdot30.$$

Ferner finden sich in dem Werke: G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung folgende Angaben:

Brikettfabrik nach dem Quarzmehl-Kalkverfahren auf der Königshütte, Oberschlesien.

Tagesleistung 120 t in einer Schicht.

1. Bindemittelzusatz:

5% Ätzkalk,

4% Sandmehl.

2. Beschäftigte Arbeiter.

(Die Angaben des vorstehenden Kostenvoranschlages sind in Klammern hinzugefügt.)

- 1 (1) Arbeiter zum Mahlen des Kalkes,
- 1 (1) Arbeiter zum Mahlen des Sandes,
- 4 (1) Arbeiter (weibliche) über den Silos,
- 2 (2) Arbeiter an den Mischmaschinen,
- 6 (2) Arbeiter (weibliche) über den Pressen,
- 2 (2) Arbeiter an den Pressen,
- 6 (4) zum Aufsetzen der Formlinge auf die Erhärtungswagen,
- 3 (2) Arbeiter zum Bedienen der Erhärtungskessel,
- 1 (0) Arbeiter bei dem Aufzuge,
- 2 (0) bei dem Dampfkessel,
- 1 (0) bei dem Motor,
- 2 (0) für Reparaturen.

           = 31 (15). Von den 31 Arbeitern sind 10 weibliche.

Hinzu kommt noch je ein Aufseher.

### 3. Elektrische Energie 154 PS.

Das Verfahren ist auf zwei Werken erprobt worden.

1. Rheinhausen. Die Anlage wurde nach zweijährigem Versuchs-betriebe wieder stillgelegt.

2. Königshütte. Es werden zurzeit täglich etwa 120 t Purple ore brikettiert.

Während auf Königshütte das Verfahren erfolgreich zu arbeiten scheint, war es in Rheinhausen erfolglos.

Die Anforderungen, die Rheinhausen stellte, waren allerdings sehr hohe. Zunächst sollte nur Gichtstaub, ohne Hinzufügung anderer Erze brikettiert werden. Das gelang nicht. Selbst bei 15% Ca O und 7% Si O<sub>2</sub> Zusatz zerfielen die Briketts unter den enormen Strapazierungen der dortigen Begichtungsanlage größtenteils schon wieder, bevor sie die Gicht erreichten. Sie genügten also den Festigkeitsanforderungen in keiner Weise.

Zudem wirkt ein Zuschlag von 22% Bindemittel allzusehr verdünnend auf den Eisengehalt der Briketts, vermindert also ihren Wert beträchtlich. Dazu muß dieser Zuschlag teuer bezahlt werden. Ätzkalk kostet nach Angaben Dr. Schumachers (Stahl und Eisen. 1908, S. 322) Mk. 12 pro Tonne, Quarzsand Mk. 3 pro Tonne. Die Kosten pro Tonne Briketts betragen Mk. 3.

Besser zu bewähren scheint sich das Verfahren bei der Brikettierung mulmiger Erze, wie es in Königshütte ausgeübt wird.

Diese Anlage ist bedeutend kleiner als die in dem Kostenvoranschlag projektierte (120 gegen 200 t täglich). Dabei werden in dieser kleinen Anlage 22 männliche und 10 weibliche Arbeiter beschäftigt. Dazu wird noch 1% Quarzsand mehr zugesetzt, als der Kostenvoranschlag annimmt. Ich habe, um auf Vergleichsdaten zu kommen, den tatsächlichen Kostenbetrag, wie er auf Königshütte erzielt wird, unter Zugrundelegung des Kostenvoranschlages der Osna-brücker Firma errechnet. Dabei ist der weibliche Arbeiter mit Mk. 2.50 pro Schicht eingesetzt. Dann stellen sich die Selbstkosten pro Tonne Brikett auf Mk. 2.80.

**2. Chlormagnesiumverfahren nach Dr. W. Schumacher.** Im Jahre 1908 meldete Dr. Schumacher ein neues Verfahren zum Patent an. In seiner Patentanmeldung charakterisiert er sein Verfahren mit folgenden Sätzen:

Verfahren zum Brikettieren von Gichtstaub, dadurch gekennzeichnet, daß die latente oder ungenügende Bindekraft der im abziehenden Staube fertig enthaltenen hydraulischen Bindemittel durch Zusatz chemisch anregender (katalytisch) wirkender Stoffe, wie Salze oder Salzgemische — auch Säuren — geweckt oder verstärkt werden

kann. Der meiste Gichtstaub enthält neben Feinerz Kalk, Kieselsäure und Tonerde in seiner feinsten Verteilung. Er stammt aus denjenigen Teilen des Hochofens, wo bereits eine Brenntemperatur herrscht, was schon daraus hervorgeht, daß sich im Gichtstaube Kalkerde statt kohlen-saurem Kalk befindet. Es müssen sich deshalb mehr oder weniger zementartige Körper (hydraulischer Kalk, Portlandzement u. dgl.) bilden und sich im frischen Gichtstaub vorfinden.

Als bestgeeignetes Salz, die oben beschriebene Wirkung hervorzubringen, wird Chlormagnesium in Vorschlag gebracht, das als Abfallauge mit zirka 33%  $MgCl_2$  aus einer Chlorkaliumfabrik bezogen werden kann.

Der Gichtstaub ist hier also selber Bindemittel, deshalb spricht der Erfinder auch davon, daß mit gleichen Mengen Gichtstaub sich gleiche Mengen Erz einbinden lassen.

Die Ausführungen des Verfahrens betreffend sei folgendes bemerkt:

Der Gichtstaub fällt aus Silos vermittels Abstreichteller in eine Misch- und Anfeuchtschnecke und wird hier mit  $1\frac{1}{2}$  bis 3%  $MgCl_2$  Lauge und etwas Wasser versetzt und gründlich vermengt. Vom Auslauf der Schnecke gelangt das Material sofort in den Aufnahmetrichter der Presse und wird hier mit 400 Atmosphären zu Briketts gepreßt. Die Briketts werden dann sogleich auf Werkwagen geladen. Nach zweistündigem Lagern tritt infolge Einsetzens einer Reaktion eine lebhaftere Erwärmung ein. Nachdem die Briketts an der Luft erkaltet sind, was je nachdem 16 bis 24 Stunden dauert, können sie direkt in die Taschenanlage gekippt werden.

Die Herstellungskosten belaufen sich nach Angaben der Firma Brück, Kretschel & Co. auf zirka Mk. 1·80 pro Tonne Briketts.

Ich weise auf einen Artikel hin, den ein Dr. H. in »Stahl und Eisen« 1912, S. 264, veröffentlicht hat. Der Verfasser hat eingehende Proben über  $MgCl_2$ -Briketts angestellt.

So ließ er eine Reihe Briketts fein pulvern und mit Wasser ausziehen.  $MgCl_2$  ist, seiner Herkunft nach, wasserlöslich. Würde nun  $MgCl_2$  rein katalytisch, d. h. nur durch seine Gegenwart, wirken, ohne sich selbst zu verändern, so müßte sich  $MgCl_2$  im Filtrate nachweisen lassen. Tatsächlich konnte er im Filtrate nur die absolute Abwesenheit von  $MgCl_2$  nachweisen. Von einer rein katalytischen Wirkung kann also wohl nicht gesprochen werden.

Verfasser obenerwähnten Artikels weist ferner darauf hin, daß von einer zementartigen Abbindung hier nicht gesprochen werden kann. Zementabbindung erfolgt lediglich unter chemischer Abbindung von Wasser. Sauerstoff ist hiezu nicht erforderlich.

Dr. H. machte entsprechende Versuche mit Gichtstaub und MgCl<sub>2</sub>-Lauge.

Kostenvoranschlag für eine Brikettierungsanlage nach dem Chlormagnesiumverfahren, aufgestellt nach Angaben der Firma Brück, Kretschel & Co.

Tagesleistung: 100 bis 120 t = 2000 bis 2400 Briketts à 5 kg.  
Erforderlicher Preßdruck: 400 Atmosphären. 20 Stunden Arbeitszeit.  
Jährlich 300 Arbeitstage.

A. Anlagekosten.

	Mark	Mark
1. Gebäude: 263 m <sup>2</sup> bebaute Grundfläche zu Mk. 40 . . . . .	10.520	
Fundamente, Eisenkonstruktionen . . . . .	<u>9.480</u>	20.000
2. Maschinelle Einrichtung laut Kostenanschlag.		37.350
3. Ein Elektromotor mit Zubehör . . . . .		4.000
4. Fracht, Montage, Unvorhergesehenes . . . . .		<u>5.650</u>
Summe A . . . . .		67.000

B. Betriebskosten.

1. Tilgung und Verzinsung:		
10% von Summe A . . . . .		6.700
2. Löhne:		
9 Mann à durchschnittlich Mk. 4'50 . . . . .		24.300
3. Bindemittelzusatz:		
3% MgCl <sub>2</sub> , Lauge 30% . . . . .		18.000
4. Elektrische Energie:		
Bei 30 PS. Kraftverbrauch 30 × 20 × 300 × 0'03		5.400
5. Kleinere Materialien, Verschleiß . . . . .		<u>7.600</u>
Summe B . . . . .		62.000

Mithin betragen die Selbstkosten pro Tonne Briketts:

$$\frac{62.000}{36.000} = \text{Mk. } 1'72.$$

In der Praxis ist das Verfahren in Haspe wieder aufgegeben worden. Als Hauptgrund ist angegeben, das Verfahren habe dort unregelmäßig gearbeitet.

In Rombach werden täglich zirka 100 t Gichtstaub brikettiert. Der dortige Gichtstaub zeigt ungefähr folgende Zusammensetzung:

SiO <sub>2</sub> . . . . .	9'1 %	CaO . . . . .	9'6%
Fe . . . . .	38'6 %	H <sub>2</sub> O . . . . .	7'2%
Mn . . . . .	0'63%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	5—6%

Die Druckfestigkeit der fertigen Briketts beträgt etwa 250 kg/cm<sup>2</sup>.

Von den Briketts werden durchschnittlich etwa 16% Briketts dem Möller zugesetzt. Der Prozentsatz wurde aber auch schon bis auf 40% gesteigert, ohne daß sich bezüglich des Ofenganges Vor- oder Nachteile zeigten.

Dort wurde jedoch die Beobachtung gemacht, daß sich nur ganz frischer Gichtstaub zur Brikettierung eignet. Ist der Gichtstaub erst mehrere Tage alt, also das im Gichtstaub enthaltene metallische Eisen oberflächlich durch die Einwirkung der Luft oxydiert, so bindet er nicht mehr ab. Muß deshalb z. B. an größeren Feiertagen die Brikettierungsanlage mehrere Tage ruhen, so wird der Gichtstaub auf die Halde gefahren. Es ist auch dies ein klarer Beweis für die Oxydationstheorie des Dr. H.

Auffallend bei der Herstellung der Gichtstaubbriketts ist der Umstand, daß nur bei Erwärmung des Preßgutes während des Pressens ein haltbarer Ziegel entsteht; bleibt der Preßling kalt, zerfällt derselbe wieder.

**3. Scoria-Verfahren.** Als Bindemittel findet hochbasische granuliert Hochofenschlacke, wie sie z. B. beim Erblasen von Hämatitroheisen fällt, Verwendung. Die Abbindung findet ähnlich der Kalksandsteinfabrikation unter Hydrosilikatbildung statt. Wie schon beim ersten Schumacher-Verfahren erwähnt, werden diese Hydrosilikate bei Erwärmung auf zirka 1000° unter Wasserabscheidung zerstört. Da hier aber Hochofenschlacke, also bereits einmal verschmolzenes Material, verwendet wird, ergibt dieses Verfahren den Vorteil, daß diese Briketts bei genannter Temperatur nicht zerfallen; die Briketts ändern lediglich ihre Bindung, d. h. es tritt an Stelle der Hydrosilikatbindung die Sinterung.

Die Ausführung des Verfahrens gestaltet sich dann wie folgt:

Granulierte Hochofenschlacke wird in Löschtrommeln aufgeschlossen und alsdann in Vorratstrichtern ausgetragen. Erz, respektive Gichtstaub gelangen direkt in ihre Silos. Durch Abstreicher, die auf ein bestimmtes Maß eingestellt sind — man verwendet 8 + 10% Schlacke, neuerdings auch 4% Schlacke und 4% Ätzkalk — gelangt das Gut in eine Mischschnecke, dann in einen Kollergang, um eine möglichst innige Mischung zu erzielen. Von hier fällt das Material direkt Pressen zu, die mit mäßigem Druck arbeiten. Die Formlinge werden auf Wagen gesetzt und 8 bis 10 Stunden lang gespanntem Dampf ausgesetzt (8 bis 10 Atmosphären). Darauf sind die Briketts fertig.

Kostenvoranschlag für eine Brikettieranlage nach dem Verfahren der Gesellschaft »Scoria«, Dortmund, nach Angaben der Gesellschaft.

Tagesleistung: 200 t = 40.000 Briketts à 5 kg. 20 Stunden Arbeitszeit. 300 Arbeitstage.

A. Anlagekosten.

	Mark	Mark
1. Presse . . . . .		18.000
2. Kollergang, Löschtrommel, Wagen, Geleise, Rohrleitungen . . . . .		31.000
3. 2 Erhärtekessel . . . . .		14.000
4. Aufzug . . . . .		5.000
5. Dampfkessel, Maschinen, Transmissionen .		20.000
6. Gebäude . . . . .		20.000
Summe A . . . . .		108.000

B. Betriebskosten.

1. Amortisation und Verzinsung:		
10% von Summe A . . . . .		10.800
2. Löhne:		
2 Arbeiter am Aufzug und über den Silos	7.—	
2 » an den Maschinen . . . . .	7.—	
2 » » der Presse . . . . .	8.—	
2 » » den Erhärtekesseln . . . . .	7.—	
1 » am Dampfkessel . . . . .	3'50	
1 Meister . . . . .	8'50	
	41.—	$\times 600 = 24.600$
3. Dampfverbrauch . . . . .		9.200
4. Eventuell Bindemittelzusatz 4% CaO, die Tonne zu Mk. 10 gerechnet . . . . .		24.000
5. Elektrische Energie:		
Bei 30 PS. = 22 Kilowatt-Stunden Kraftverbrauch: $22 \times 20 \times 300 \times 0'035$ . . . . .		4.620
6. Kleine Materialien . . . . .		8.780
Summe B . . . . .		82.000

Mithin betragen die Kosten pro Tonne Briketts  $\frac{82.000}{60.000} = \text{Mk. } 1'37.$

Bei einem Zusatz von 4% Kalk erhöhen sich die Kosten um Mk. 0'40 pro Tonne Briketts.

Das Scoria-Verfahren ist bisher in der Praxis nur an einer Stelle, auf Rheinhausen, erprobt worden. In der dortigen kleinen Anlage werden täglich etwa 100 t Briketts hergestellt nach dem ungefähren Rezept: 4% granuliert, gedämpfte Schlacke, 4% Ätzkalk, 10% Erz (Purple ores), 82% Gichtstaub.

Wie ich mich durch Augenschein überzeugen konnte, waren die Briketts sehr fest und dabei außerordentlich porös. Die Briketts müssen in Rheinhausen, bevor sie in die Gichtschüssel gelangen,

eine gesamte Fallhöhe von zirka 17 m durchmachen. Diese Strapazen halten sie aus, ohne daß sie allzuviel zu Staub zerrieben würden.

Zum Beweise ihrer leichten Reduzierbarkeit durch Gase wurden einige Stücke dieser Briketts eine Stunde lang bei 850° mit Leuchtgas behandelt. In Salzsäure aufgelöst, ergab sich eine außerordentlich lebhaft Wasserstoffentwicklung, ein Beweis für die Anwesenheit größerer Mengen metallischen Eisens. Im Tiegel eingeschmolzen wurde ein sehr schöner Eisenregulus erzielt.

Im November 1911 wurde in Rheinhausen ein Hochofen acht Tage lang mit Gichtstaubbriketts betrieben, und zwar wurde der Prozentgehalt des Möllers an Briketts bis auf 43% gesteigert. Die Versuche mußten eingestellt werden, weil der Vorrat an Briketts verbraucht war. Es wurden in jeder Hinsicht bei diesem Versuche gute Resultate erzielt. Der Ofen zeigte in jeder Hinsicht normalen Gang, was für Rheinhausen viel sagen will, da dort fast ausschließlich Stückerze im Möller geführt werden.

Im Sommer soll eine zweite Anlage nach diesem System für eine tägliche Leistung von 400 t auf dem Werke der Gewerkschaft Deutscher Kaiser zu Meiderich errichtet werden. Sobald die Anlage in regelmäßigem Betriebe ist, soll sie auf täglich 800 t vergrößert werden. Alsdann wird man wohl Gelegenheit haben, genauere Betriebsresultate veröffentlicht zu sehen.

Die Unkosten pro Tonne Briketts belaufen sich in Rheinhausen inklusive der Unkosten für Direktorium, Gleisanschlüsse, Bahnbetrieb usw. auf nicht ganz Mk. 3, so daß die reinen Brikettierungskosten sich tatsächlich nicht erheblich über Mk. 1 pro Tonne Briketts stellen werden.

Direktor Alexander Gouvy, Düsseldorf. (Vgl. D. P. A. Sch. 37.664/18a, Dr. W. Schumacher.)

Das Quarzmehlkalk- und Scoria-Verfahren basieren beide auf der Herstellung von Hydrosilikaten. Sie verlangen also zu ihrer Durchführbarkeit die Anwesenheit genügender Mengen freien Kalkes und Kieselsäure.

Direktor Alexander Gouvy fand nun in Outrau, Nord-Frankreich, im Gichtstaube des dortigen, auf Ferromangan betriebenen Hochofens diese Bedingungen schon vorhanden.

Die Gicht eines Ferromanganofens ist so heiß, daß sich erhebliche Mengen freien Kalkes im Gichtstaube befinden. Derartiger Staub ist durchschnittlich wie folgt zusammengesetzt:

Si O <sub>2</sub> . . .	15%	Fe . . .	4%
Ca O . . .	6%	Mn . . .	25%
Mg O . . .	3%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	8%
Ba O . . .	1.5%	S . . .	1%
	P . . .		0.1%

Es leuchtet ohne weiteres ein, daß ein Material dieser Zusammensetzung von selbst abbinden muß. Ein reines Gichtstaubbrikett zeigte denn auch bei Anwendung eines Preßdruckes von 400 Atmosphären nach erfolgter Dampferhärtung die bedeutende Druckfestigkeit von  $414 \text{ kg/cm}^2$ .

Das Material ist aber viel zu leicht, zu beweglich, um es trocken verarbeiten zu können. Es quoll neben dem Preßstempel heraus, als ob Wasser darunter wäre. Angefeuchtet verklebte und verschmutzte es die Presse. Es wurden deshalb ein Gemenge von Purple ores und Gichtstaub hergestellt. Ein Gemisch von 25% P. O. und 25% Gichtstaub gab immer noch eine Druckfestigkeit von  $240 \text{ kg/cm}^2$ .

Wenn auch nach diesem Verfahren noch nicht gearbeitet wird, glaubte ich doch, diese Versuche nicht unerwähnt lassen zu sollen, da sie mit den vorher besprochenen Verfahren in engem sachlichen Zusammenhang stehen.

#### 4. Verfahren der Deutschen Brikettierungs-Gesellschaft.

(G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung. S. 61 und 168. Verlag Enke, Stuttgart. D. P. 174.884 und 221.466/18a; Stahl und Eisen, 1908, S. 323; 1909, S. 240; 1910, S. 1565.)

Die Gesellschaft wendet ein Bindemittel an, das sie selber herstellt, bestehend aus Kalk, Zement und Stoffen, die lösliche (verbindungsfähige) Kieselsäure enthalten, wie z. B. Trachyt und Phonolittuffe.

Die Manipulationen sind ähnlich wie bei den vorangegliederten Verfahren. 90% Erz und 10% Kalk gelangen mittels Verteiler aus Fülltrümpfen in eine Transportschnecke, dann in einen Kollergang und von hier unter gleichzeitiger Anfeuchtung in einen Mischer. Von dort befördert ein kleines Becherwerk die so vorbereitete Masse direkt in den Aufgabetrichter der Presse, die mit 400 Atmosphären Preßdruck mäßig feste Preßlinge erzeugt. Die Briketts werden an der Luft aufgestapelt und drei bis vier Wochen sich selbst überlassen. Während dieser Zeit erhärten sie unter Karbonatbildung. Nach Ablauf dieser Zeit sind sie verhüttbar.

Ein Kostenanschlag für eine Brikettanlage nach dem Verfahren dieser Gesellschaft ist nach den Angaben eines in »Stahl und Eisen«, 1909, Nr. 7, erschienenen Aufsatzes aufgestellt, wie folgt:

Tagesleistung:  $160 \text{ t} = 24.000 \text{ Briketts} \text{ à } 7 \text{ kg}$ . Erforderlicher Preßdruck 400 Atmosphären, 20 Stunden Arbeitszeit, jährlich 300 Arbeitstage.

##### A. Anlagekosten.

Gebäude und Maschinen

Mark  
45.000

B. Betriebskosten.

	Mark	Mark
1. Tilgung der Zinsen:		
10% von Summe A . . . . .		4.500
2. Löhne:		
5 Mann à Mk. 4 pro Tag × 300 . . . . .	6000	
1 Meister . . . . .	<u>2400</u>	8.400
3. Kraft:		
Bei 26·4 Kilowatt Kraftverbrauch		
26·4 × 20 × 300 × 0·03 . . . . .		4.750
4. Bindemittelzusatz:		
10% der Jahresbriketterzeugung (48.000)		
= 4800 t à Mk. 10 . . . . .		48.000
5. Öl, Materialien, Verschleiß . . . . .		<u>7.350</u>
Summe B . . . . .		73.000

Also betragen die Betriebskosten pro Tonne Briketts nach Angaben der Gesellschaft  $\frac{73.000}{48.000} = \text{Mk. } 1\cdot52$ .

Wird nun, wie bei Versuchen auf der Weserhütte, eine Erhöhung des Bindemittelzusatzes auf zirka 15% nötig, so erhöhen sich die Kosten pro Tonne Brikett um den Preis von 5% Bindemittel, also um  $\frac{24.000}{48.000} = \text{Mk. } 0\cdot50$ . Die gesamten Kosten pro Tonne betragen dann also Mk. 2·02.

In »Stahl und Eisen« erklärt die Gesellschaft: »Vor allem ist jeder Zusatz von magnesiahaltigen Substanzen als sehr schädlich ausgeschieden.«

Es muß hier ein Irrtum vorliegen. In Hochofenschlacken (vgl. Ledebur, Bd. II) ist ein Gehalt von 4 bis 12% Mg durchaus nichts Seltenes. Von einer besonderen Schädlichkeit kann demnach kaum mit Recht gesprochen werden.

Betreffend den Betrieb der Anlage ist zu bemerken, daß er einer sehr wesentlichen Anforderung nicht genügt. Da die Briketts drei bis vier Wochen an der Luft lagern müssen, dürfte es namentlich bei starken Winterfrösten nicht immer gelingen, genügend feste Briketts zu erzielen.

Die Anlage, die auf der Friedrich Wilhelms-Hütte nach diesem Verfahren gearbeitet hat, ist, wie ich höre, zum dauernden Erliegen gekommen.

**5. Verfahren nach Generaldirektor Dahl.** (Stahl und Eisen, 1910, S. 60 und 1340.)

Als Bindemittel wird hier ein Gemisch von 8 bis 10% Kalkhydrat und 1% gemahlene Hochofenschlacke verwendet. Der Zusatz

von 1% Hochofenschlacke soll im Hochofen rechtzeitig die Sinterbildung und Bindung herbeiführen. Die tägliche Produktion beträgt 500 t. Die Methode entspricht im übrigen dem vorher beschriebenen Verfahren der Deutschen Brikettierungs-Gesellschaft, also Pressung bei 200 bis 400 Atmosphären und mehrwöchentliche Lagerung an der Luft zwecks Aufnahme der Kohlensäure. Die Anlage ist in Bruckhausen in Betrieb und seine Ausführung ist ebenfalls von der Witterung abhängig. Das Gewicht eines Briketts beträgt 4,3 kg. Die Kanten sind wegen der Bruchgefahr und wegen des besseren Niedergehens im Hochofen abgerundet.

**6. Verfahren der Hasper Eisen- und Stahlwerke.** (F. P. 404.786, Stahl und Eisen, 1910, S. 923.)

Als Bindemittel dient bei diesem Verfahren der in den Naßreinigern für die Gichtgase fallende sogenannte Gichtschlamm. Das Feinerz, Gichtstaub usw. wird mit den Flammen innig vermengt, zu Briketts gepreßt, die in einigen Stunden beim Lagern an der Luft erhärten. Außerdem soll noch zirka 6% Gips hinzukommen.

Die Betriebskosten sollen sich auf Mk. 1,50 pro Tonne belaufen. Die Haltbarkeit der Briketts ist eine gute und sie halten im Ofen länger zusammen als die Erze, was man bei zweimaligem Ausblasen von Hochöfen, die mit Wasser kalt gemacht wurden, festgestellt hat. Die tägliche Produktion beläuft sich auf 190 t.

Daß der Schwefelgehalt des Gipses auf die Qualität des Eisens schädlich einwirkt, ist nicht bemerkt worden. Die Anwendbarkeit des Verfahrens dürfte auf Gichtstaub beschränkt bleiben, da bei mulmigen Erzen die nötigen Beimengungen an Gips das Verfahren verteuert und den Wert der Briketts herabsetzen wird.

**7. Schnellbrikettierung. Verfahren von Paul Claes, Brüssel.** (Zentralblatt der Hütten- und Walzwerke. 1912, Nr. 28.)

Das Verfahren besteht darin, daß man Briketts, wie sie aus der Brikettpresse kommen, derart behandelt, daß man dieselben in eine Kammer bringt und einer plötzlichen Druckverminderung aussetzt, so daß die in den Zellen eingeschlossene Luft aus dem Innern des Formlings rasch entweicht. Durch die plötzliche Evakuierung tritt infolge des spontanen Überdrucks ein explosionsartiges Durchbrechen der teigartigen Zellwandungen ein, so daß durchgehende offene Poren innerhalb der Briketts entstehen. Es wird nun in die Kammern Kohlensäure zugelassen und es kann diese durch die nunmehr geöffneten Poren in die luftleeren Zellen des Formlings eindringen. Durch die Einwirkung der Kohlensäure, die man in Form von Abgase eines Kalkofens benutzen kann, soll eine spontane Abbindung der Formlinge vor sich gehen. Ob die Anlage schon in größerem Betriebe Erfolg erzielt hat, konnte ich nicht feststellen.

b) Organischen Ursprungs.

**1. Zellpechverfahren nach Dr. Trainer.** (Gewerkschaften Eduard und Pionier; G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung. S. 72. Verlag Enke, Stuttgart; D. P. 133.897, 213.707; Stahl und Eisen, 1903, S. 141; 1908, S. 1194; 1910, S. 1062.)

Das Verfahren verwendet einen pechähnlichen Klebstoff, den die Erfinder »Zellpech« genannt haben.

Zellpech wird hergestellt aus den Abfallaugen der Zellulosefabrikation, hauptsächlich besteht es aus ligninsulfosauren Salzen. Der besondere Vorteil der Zellpechverwendung besteht darin, daß die einzelnen Erzpartikelchen sowohl mit reduzierend wirkendem C, aus der Verkokung des Zellpechs herrührend, als auch mit den Aschenrückständen Mg O und Ca O, also Schlackenbildnern, umlagert sind.

Die Ausführung stellt sich dann wie folgt: Gichtstaub und Erz werden mit  $4\frac{1}{2}\%$  Zellpech (Zellpech kostet etwa Mk. 40 bis 45 pro Tonne) in einem Misch- und Knetwerk gründlich durchgearbeitet, mit überhitztem Dampf angewärmt und alsdann mit 500 Atmosphären Preßdruck in feste Form gebracht. Für Verhüttung an Ort und Stelle, wo die Briketts vom Brikettwerk sofort in den Hochofen gelangen, ist die Fabrikation damit beendet.

Die Briketts sind jedoch noch nicht wetterbeständig, da Zellpech infolge seiner Herkunft wasserlöslich ist. Sollen sie also transportiert oder länger gelagert werden, müssen sie noch eine Nachbehandlung durchmachen. Entweder brennt man zu diesem Zwecke die Briketts, bis das Zellpech verkocht ist, oder es werden vor dem Brikettieren bis jetzt noch geheimgehaltene Salze zugesetzt. Die Kosten für diese Nachbehandlung, respektive Salzversatz betragen Mk. 1 bis 1.50 pro Tonne Briketts.

Die Kosten dieses Verfahrens ohne Nachbehandlung und ohne Lizenz veranschlagt die Gewerkschaft Eduard, Frankfurt a. M., zu Mk. 2.65 bis 4 pro Tonne Briketts.

Nach Angaben der Gewerkschaft Pionier, Walsum a. R., stellen sich die Kosten wie folgt:

Tagesleistung 400 t. Brikettart: Eiform  $80 \times 60$  mm. (Brikettgewicht zirka 300 g, 20 Stunden Arbeitszeit, 300 Arbeitstage. Brikett-  
presse mit Eiformwalzen mit eingefrästen Mulden.)

A. Anlageskosten (laut spezifizierten Kostenvoranschlag).

	Mark
1. Maschinelle Einrichtung . . . . .	65.510
2. Transmissionen, Rohrleitungen . . . . .	6.500
3. Eisenkonstruktion . . . . .	2.800
	<hr/>
Fürtrag . . . . .	74.810

	Mark	Mark
Übertrag . . .		74.810
4. Stationäre Heißdampflokomobile 90 PS. . . . .		17.000
5. Diverse . . . . .		<u>8.190</u>
		100.000
6. Gebäude, Fundamente . . . . .		<u>50.000</u>
Summa A . . .		150.000

B. Betriebskosten.

1. Amortisation, Verzinsung:		
10% von Maschinen. . . . .	10.000	
3% von Gebäuden. . . . .	<u>1.500</u>	11.500
2. Löhne:		
2 Vorarbeiter à Mk. 5 . . . . .	3.000	
2 Preßführer à Mk. 4'33 . . . . .	2.600	
2 Arbeiter für Verteilung und Mischung à Mk. 4 . . . . .	2.400	
2 Arbeiter für Verladung der Briketts à Mk. 4	2.400	
2 Arbeiter für Aufgabe des Erzes à Mk. 4	<u>2.400</u>	12.800
3. Kraft:		
Bei 70 PS. Kraftverbrauch $70 \times 20 \times 300 \times 0'05$		21.000
4. Bindemittelzusatz:		
4% der Jahresbriketterzeugung (120.000 t = 4800 t à Mk. 45 . . . . .		216.000
5. Kleine Materialien . . . . .		<u>8.700</u>
Summa B . . .		270.000

Noch nicht eingerechnet sind in dieser Summe die Kostenbeträge für eventuelle Vortrocknung naß angelieferter Materialien und Heißdampf für Sammelbehälter und Mischmaschine, die beide geheizt werden müssen.

Der Hauptvorteil des Zellpechverfahrens besteht darin, daß die nach ihm behandelten Materialien sofort nach Verlassen der Preßform verwendungsbereit sind, wenn auf Wetterbeständigkeit verzichtet wird.

Schmelzversuche in der Praxis haben zweifellos gute Resultate ergeben. Der Gichtstaubentfall ermäßigte sich bei einem Zusatz von 4 bis 5% Briketts zum Möller um 19%, der Koksverbrauch um 9'6%, während sich das Eisenausbringen um 2'6% erhöhte.

Dem Verfahren haftet jedoch als großer Nachteil an, daß es infolge des hohen und teuren Bindemittelzusatzes zu kostspielig wird, um wirtschaftlich zu sein. Die Gewerkschaft Pionier rechnet in ihrer Aufstellung mit einem Bindemittelzusatz von 4%. Einer Notiz in

»Stahl und Eisen«, 1909, S. 2011, zufolge soll jedoch der Normalzusatz von Zellpech beim Brikettieren von Gichtstaub 8% vom Gewichte des Brikettgutes betragen. Das würde aber schon allein einen Kostenbetrag von Mk. 3'60 pro Tonne Briketts ausmachen. Wenn anderseits bei Versuchen in der Praxis eine recht beträchtliche Koksersparnis erzielt worden ist, so glaube ich doch nicht, daß man nach diesem Verfahren alles Mulmerz mit Nutzen wird brikettieren können.

Nicht zu vergessen ist auch, daß in letzter Zeit erfolgreiche Versuche gemacht worden sind, Zellpech nutzbringender zur Alkoholvergewinnung zu verwenden. So dürfte denn in absehbarer Zeit der Preis des Zellpeches so bedeutend gestiegen sein, daß es für hüttenmännische Zwecke nicht mehr in Frage kommen kann.

**2. Verfahren nach Professor Hönig.** Nach ähnlichen Grundsätzen hat Professor Hönig in Brünn die Verwendung von eingedickten Sulfit-Zelluloselaugen in Vorschlag gebracht. Das Verfahren ist jedoch noch nirgends in praktische Anwendung gekommen. Stahl und Eisen, 1908, S. 1199.

## II. Verfahren ohne Zusatz von Bindemitteln.

**1. Verfahren der Kertscher Eisenwerke.** (G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung. S. 33. Verlag Enke, Stuttgart; Stahl und Eisen, 1905, S. 321).

Bei Kertsch (Südrußland) finden sich größere Ablagerungen mulmiger, oolithischer, tonhaltiger Brauneisensteine von folgender durchschnittlichen Zusammensetzung:

H <sub>2</sub> O . . .	15 — 18 %	und mehr.	Ca O . . .	1 — 2 %
Fe . . . .	40 — 15 %		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	2 — 3 %
Mn . . . .	0'5 — 5 %		Si O <sub>2</sub> . . . .	13 — 17 %
P . . . . .	1 — 1'5 %		Glv. . . . .	10 — 12 %

Das Verfahren ist seit Jahren außer Betrieb und nur von historischem Interesse.

Dieses Erz wurde zunächst gerättert, alsdann auf Rüttelsieben (20 mm Maschenweite) aufbereitet. Die groben Erzstücke gingen direkt den Hochöfen zu, während das Feinerz (mit angereichertem Tonerdegehalt) mittels Koksofengasen in Gröndalschen Schachtöfen bis auf einen Wassergehalt von 10 bis 12% getrocknet wurde. Langjährige Versuche hatten ergeben, daß die Briketts bei diesem Feuchtigkeitsgehalt ihre größte Festigkeit erhalten. Das so vorbereitete Erz wurde alsdann mit 700 Atmosphären Preßdruck zu zylindrischen Briketts 100 × 100 mm gepreßt.

Die fertigen Ziegel hielten einen Fall von 5 m auf Eisenplatten aus.

Die Gesteungskosten beliefen sich angeblich auf Mk. 2'60 inklusive (Mk. 1'50 exklusive) Tilgung pro Tonne Briketts.

**2. Crusius-Verfahren der Ilseder Hütte.** (G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung, S. 52. Verlag Enke, Stuttgart; Stahl und Eisen, 1908, S. 322).

Das Verfahren ähnelt sehr stark dem der Kertscher Werke.

Auf eigenen Gruben in allernächster Nähe der Ilseder Hütte findet sich ein kalkhaltiges Brauneisensteinkonglomerat. Die groben Erzbrocken, die ohne Mühe aus dem Mulm herausgelesen werden können, gehen der Hütte direkt als »Kalkerz« zu.

Das mulmige Feinerz muß erst noch eine einfache nasse Aufbereitung durchmachen. Es scheiden sich: Wascherz, Wäschesand — die ebenfalls ohne weiteres in den Hofochen wandern — und Wäscheschlamm, der stark tonhaltig ist, von feinsten schliechähnlicher Beschaffenheit.

Mit diesem Erzschlamm werden andere Mulmerze, wie Purple ores, Gichtstaub, Walzschlacke usw. vermengt, und das ganze Gemisch in einer Trockentrommel mit Hochofenheizung bis auf einen Feuchtigkeitsgehalt von 5 bis 6% getrocknet, da Versuche ergeben hatten, daß hier bei diesem Feuchtigkeitsgehalt die Festigkeit der Briketts ihren Höchstwert erreichte.

Alsdann kommt das ganze Gemisch in ein Dampfgeschloß, da die Ziegel um so fester werden, je wärmer die Masse ist. Aus demselben Grunde ist auch der vordere Teil des Preßstempels, der einen Preßdruck von  $300 \text{ kg/cm}^2$  ausübt, dampfgeheizt.

Beim Verlassen der Presse sind die Briketts noch zirka  $70^\circ$  warm und haben etwa  $40 \text{ kg}$  Festigkeit. Nach kurzer Zeit schon halten die Briketts infolge der rasch einsetzenden Verdunstung des hygroskopischen Wassers einen Druck von 60 bis  $80 \text{ kg}$  stand. Das erkaltete Brikett hat eine Festigkeit von 100 bis  $120 \text{ kg}$ .

Bei  $1000^\circ$  verändern die Briketts ihre Form nicht, dagegen steigt ihre Festigkeit auf  $180 \text{ kg}$ . Über  $1000^\circ$  werden die Briketts rotbraun, bei  $1400^\circ$  fangen sie an zu sintern, werden blau und porös und haben auch in diesem Zustande eine Festigkeit von  $160 \text{ kg}$ .

Die reinen Herstellungskosten belaufen sich auf Mk. 0'80 bis 0'90 pro Tonne Briketts.

Das neueste von Direktor Crusius in Groß-Ilsede zum Patent angemeldete Verfahren besteht darin, daß er als Bindemittel zirka 4% Teer zusetzt, das vor seiner Verwendung eine eigenartige Behandlung erfährt. Wasser, Leicht- und Teeröle werden abgetrieben. Die auf diesem Wege hergestellten Ziegel sind hervorragend gut und bringen im Hochofen gute Resultate mit, da durch den Kohlenstoff

des Teers eine bessere Reduktion und nach seinem Entweichen eine bessere Gasdurchlässigkeit des porös gewordenen Erzes erzielt wird.

Auf der Concordiahütte bei Eschweiler (Stahl und Eisen, 1906, S. 5) wird ebenfalls tonhaltiges Eisenerz brikettiert. Dort ist das Erz so tonhaltig, daß das nasse Erz einfach in Formen gestrichen und getrocknet wird.

**3. Ronay-Verfahren.** (G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung, S. 36 und 155. Verlag Enke, Stuttgart; D. P. 158.472; Stahl und Eisen, 1903, S. 1161, und 1910, S. 1062, The Iron Age, New York, 1910, S. 1330).

Das Ronay-Verfahren ist vielfach beschrieben, so daß man nur auf die Veröffentlichungen hinzuweisen braucht. Erwähnt sei nur die in »Stahl und Eisen«, 1910, S. 1340, angeführte Tatsache, daß das Patent Ronay (D. R. P. 158.472) laut Beschluß der Nichtigkeitsabteilung des kaiserlichen Patentamtes vom 16. Juni 1910 für nichtig erklärt worden ist.

Dasselbe soll auch der Fall sein bei dem Brikettierungsverfahren von Ludwig Weiß (D. P. 175.657, 178.503, 179.037, 183.108). Diese Verfahren werden jetzt in großem Maße angewendet zur Brikettierung von Eisen- und Metallabfällen.

Ronay-Anlagen waren in Betrieb bei der Guten Hoffnungshütte, Kneuttingen, Friedenshütte u. m. a.

## B. Sinterungsverfahren.

### Allgemeines.

Alle Sinterungsverfahren, ob sie nun das Material, das sie verarbeiten, vorher zu Briketts pressen oder nicht, führen die Vereinigung der feinen Erzteilchen dadurch herbei, daß das Material so hoch erhitzt wird, bis es weich, teigig wird, also sintert. Es darf dabei aber noch nicht in den Schmelzzustand übergeführt werden. Gröndal hat bei seinem Verfahren eine Umkristallisation der Eisenoxyde beobachtet ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$  zu  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ).

Untersucht man ein Material auf seine Tauglichkeit für einen Sinterungsprozeß, so ist das Hauptaugenmerk darauf zu richten, daß der Spielraum zwischen Sinterungs- und Schmelztemperatur ziemlich groß ist.

Alle Brenner, die sich zurzeit für Sinterungsverfahren in Gebrauch befinden, lassen sich nicht so genau regulieren, daß bei den hohen Temperaturen, die hier angewendet werden (1100 bis 1400°), nicht Schwankungen von 50° vorkämen.

Dieser Unterschied zwischen Sinterungs- und Schmelztemperatur ist am größten bei schwedischen Magneteisensteinen, wo er 200 bis

250° beträgt. Bei Purple ores beträgt er 150°, bei Gichtstaub zirka 100°, bei manchen anderen Erzen auch nur 30 bis 40°.

Am meisten haben sich daher die Sinterungsverfahren in Schweden eingebürgert; an anderen Stellen haben sie aber absolut versagt. Der Erfolg einer Sinterungsanlage hängt vor allem davon ab, daß die Natur der Erze die sichere Gewähr bietet, daß man der oben geschilderten Schwierigkeiten Herr werden kann.

In wirtschaftlicher Hinsicht nachteilig ist in allen Fällen der hohe Brennstoffverbrauch, der 4 bis 14% des brikettierten Materials betragen kann. Eine zweite Hauptforderung für sicher rentables Arbeiten ist also billige Gaskohle, respektive Kohlengrus.

Ein kleiner Vorteil besteht darin, daß fast alle Sinterungsverfahren vollkommene Entschwefelungen und Trocknung der Erze bewirken. Für unsere deutschen Verhältnisse ist das aber von ausschlaggebender Bedeutung, da unsere Hochöfen im Steinkohlenkoks regelmäßig beträchtliche Mengen Schwefel zugeführt bekommen.

In neuester Zeit sind die Sinterungsverfahren viel stärker in Aufnahme gekommen als andere Brikettierungsverfahren, und es sind wiederholt gute Resultate erzielt worden in bezug auf Kokersparnis, leichten Ofengang usw., beim vergleichenden Schmelzen mit und ohne Zusatz von agglomerierten Materialien. Es ist zweifellos, daß ein auf diesem Wege hergestelltes Brikett sich besser verarbeiten läßt, als Mulmerz, trotzdem es schwerer reduzierbar ist. Das für die Sinterung aufgewendete Brennmaterial bereitet das Erz für den Hochofenprozeß in einer für denselben günstigen Weise vor und es macht sich dadurch ein Brennmaterialersparnis im Hochofen bemerkbar, so daß der für das Brikettieren aufgewendete Brennstoff zum Teil nicht verloren geht.

### **I. Gröndal (Kanalofen).**

Auf eine Beschreibung des Gröndal-Verfahrens ist, da es als bekannt vorausgesetzt werden kann, nicht mehr einzugehen. Es sind eine ganze Reihe von solchen Anlagen bereits ausgeführt und in Betrieb. Eine durchaus einwandfreie Rechnung der Selbstkosten ist noch nicht erfolgt und ich verweise auf die Diskussionen in »Stahl und Eisen«, 1911, S. 537 bis 540, und 1907, S. 1101.

Das Verfahren kommt für deutsche Verhältnisse nicht mehr in Betracht, nachdem es in Salzgitter und Witkowitz so absolut versagt hat. Hiezu kommen die in neuester Zeit bekanntgewordenen Mißerfolge von Salangen, wo auch der Gröndal-Prozeß eingeführt war. (Stahl und Eisen, 1911, S. 575.)

Der 56 m lange Kanalofen hat sehr viele Nachteile. Ist ein mit Briketts beladener Wagen einmal im Ofen verschwunden, so ist

er 19 Stunden lang unerreichbar. Die Natur der deutschen Erze erlaubt nun absolut keine Temperaturschwankungen. Wird nun aus Versehen die Schmelztemperatur erreicht, so muß der Ofen unrettbar verschmutzen und es folgt dann eine längere Betriebspause.

Außer den hohen Anlage- und Betriebskosten sind auch die Reparaturkosten sehr hoch. Wenn fortgesetzt Wagen mit Achsen, Rädern, Lagern durch den hochoverhitzten Ofen gezogen werden, müssen sich ja große Reparaturkosten notwendig machen.

Der nachstehende Kostenvoranschlag für ein Brikettwerk, System Gröndal, aufgestellt nach den Angaben von G. Franke (Handbuch der Brikettbereitung, S. 171. Verlag Enke, Stuttgart) über die Gröndal-Anlage zu Flogberget kann als ungefähr richtig angesehen werden.

Tagesleistung 43 t. 24 Stunden Arbeitszeit, 300 Arbeitstage. Aufgestellt für schwedische Verhältnisse.

#### A. Anlagekosten.

	Mark
1 Brikettpresse . . . . .	4.300
1 Kanalofen nebst Schornstein . . . . .	34.000
1 Gasgenerator . . . . .	3.900
Wagen . . . . .	9.600
Transmissionen, Motoren . . . . .	2.000
Gebäude, Verschiedenes. . . . .	19.500
Summe A . . . . .	<u>73.300</u>

#### B. Betriebskosten.

1. Tilgung und Zinsen: 10% von Summe A . . . . .	7.330
2. Löhne:	
1 Mann auf dem Aufgabeboden der Presse	
1 „ am Gasgenerator	
2 „ an der Presse	
2 „ beim Abladen der fertigen Briketts	
1 Reparaturarbeiter	
1 Vorarbeiter	
8 Mann zu durchschnittlich Mk. 3'36, 8 × 3'36 × 600 . . . . .	16.200
3. Brennstoffverbrauch:	
8% vom erhaltenen Agglomerat	
In Schweden 1 t Kohlen = Mk. 22'50 = . . . . .	23.200
4. Kraft:	
Bei 26 PS. Kraftverbrauch 26 × 24 × 300 × 0'03 . . . . .	5.620
5. Öl, Materialien, Verschleiß . . . . .	7.650
Summe B . . . . .	<u>60.000</u>

Mithin betragen die Kosten pro Tonne Brikett

$$\frac{60.000}{43 \times 300} = \text{Mk. } 4.65.$$

## II. In Drehrohröfen.

**1. Drehrohrsinterungsanlage nach System Fellner & Ziegler, Frankfurt a. M.** (G. Franke, Handbuch der Brikettbereitung. S. 45 und 179; D. P. 202.358, 189.870/18a; Stahl und Eisen. 1907, S. 1690; 1908, S. 522; 1909, S. 751; 1910, S. 755.)

Man benützt bei diesem Verfahren die in der Zementindustrie schon lange gebräuchlichen, auf Rollen gelagerten, langsam umlaufenden Drehrohröfen, die lediglich aus einem innen mit 200 mm starker feuerfester Ausmauerung versehenem eisernen Zylinder bestehen.

Das Feinerz, am oberen Ende aufgegeben, rollt, sich überkugelnd, dem unteren Ende zu, während die einer Kohlenstaubflamme entstammenden Heizgase sich ihm entgegen bewegen. Die 1200 bis 1400<sup>0</sup> heiße Stichflamme des schräg gestellten Brenners wandelt das ankommende, hochvorerhitzte Material in der Sinterzone des Ofens, d. i. etwa 3 bis 4 m vom Auslaufe entfernt, fast momentan zu einer teigigen Masse um, die infolge der weiteren Ofendrehung herausrollt.

Das Material fällt nun in einen Kühlturm und wird hier durch die hindurchstreichende, zum Brenner hinziehende Verbrennungsluft gekühlt. Unten kann dann das immer noch erhitze Material abgezogen werden.

Früher wurde die Abkühlung der gesinterten Materialien in einem Kühlrohre vorgenommen, das ganz ähnlich, nur bedeutend kleiner gehalten war, als das obere Brennrohr. Die rollende, drehende Bewegung verursachte aber bei dem noch sehr weichen Material sehr starken Abrieb.

Auch bei diesem Verfahren tritt fast vollständige Entschwefelung ein.

Als lästig hängt dem Verfahren an, daß der Betrieb nur intermittierend geführt werden kann. In der Sinterzone, also etwa 3 bis 4 m vom Ablauf entfernt, bilden sich immerzu kleine Schwefelansätze, abgesehen von dem verschiedenen Verhalten der unterschiedlichen Erzsor ten, dann um so schneller, je aschenreicher die verwendete Kohle war und je kleiner der Durchmesser der Brennrohre. Bei den größeren Öfen, die ihre Ofenwand immer wieder ziemlich weit vom Brennerstrahl entfernen und sich daher abkühlen können, tritt diese Betriebspause etwa alle acht Tage regelmäßig ein. Bei den kleineren Öfen, die ja auch bedeutend kleineren freien Durchschnitt haben und deren Mauerwerk fast stets weißglühend ist, bildeten sich die Schmelzansätze so schnell, daß alle drei Tage gereinigt werden mußte. Zeigten daher

die ersten Öfen einen äußeren Durchschnitt von 2 m bei 30 m Länge, so haben die neuest gebauten einen solchen von 2'4 m bei 30 m Länge erhalten. Ferner hat die Firma Fellner & Ziegler zurzeit zwei Öfen in Bau von 2'7, respektive 3 m äußerem Durchschnitt und 60, respektive 70 m Länge.

Bei den ersten 2 m-Öfen betragen die Herstellungskosten bei einer täglichen Produktion von 60 bis 70 t weit über Mk. 4.

Kostenvoranschlag für eine Drehrohrofen-Agglomerieranlage, nach Angaben der Firma Fellner & Ziegler, Frankfurt a. M.

Tagesleistung: 150 t. 24 Stunden Arbeitszeit. 300 Arbeitstage.

A. Anlagekosten.	Mark
1. Ein Ofen mit Kohlenmühle . . . . .	100.000
2. Gebäude . . . . .	60.000
Summe A . . . . .	160.000

B. Betriebskosten.	
1. Tilgung und Verzinsung:	
10% von Summe A . . . . .	16.000
2. Löhne:	
5 Mann pro Schicht à Mk. 4 = Mk. 20; 20 × 2 × 300 . . . . .	12.000
3. Brennstoffverbrauch:	
Zirka 9% (7 bis 14%, je nach Kohle und Erz) vom erhaltenen Agglomerat. 1 t Kohlen = Mk. 12 . . . . .	48.600
4. Kraft:	
Bei 90 PS Kraftverbrauch: 90 × 24 × 300 × 2'5 . . . . .	16.200
5. Schmierung, Reparaturen usw. . . . .	17.200
Summe B . . . . .	110.000

Also betragen die Betriebskosten pro Tonne Briketts:

$$\frac{110.000}{45.000} = \text{Mk. } 2'45.$$

Bei einer täglichen Produktion von 300 t erniedrigen sich die Selbstkosten auf Mk. 1 pro Tonne.

Bei einer täglichen Produktion von nur 60 bis 70 t steigen die Selbstkosten auf über Mk. 4.

Der Verbrauch an Staubkohle, der teuerste Punkt in der ganzen Anlage, beläuft sich auf 7 bis 14% vom erhaltenen Agglomerat, je nach Kohle und Erz.

Patentiert sind der Firma Fellner & Ziegler zwei Verfahren:

Einmal mit Luft und Kohle ein staubförmiges Sintermittel, wie Brauneisenstein, leicht schmelzende Schlacken usw. einzublasen, um das Aneinanderballen des Sintergutes zu Klumpen zu erleichtern.

Dann: Die Hitze des aus dem Ofen kommenden Gutes (zirka 1000<sup>o</sup>) dadurch auszunützen, daß ihm beim Verlassen des Ofens so viel ungesintertes Gut zugeführt wird, als es einzubinden vermag.

Ein Hauptnachteil dieses Systems ist der diskontinuierliche Betrieb. Die sich unweigerlich bildenden Schmelzansätze in der Sinterungszone müssen auch bei den neuesten Öfen alle acht Tage in einer längeren, meist einen Tag dauernden Betriebspause ausgebrochen werden. Bei dieser Arbeit leidet naturgemäß auch das feuerfeste Mauerwerk sehr stark, so daß es auf einer Strecke von 8 *m* regelmäßig alle zwei Monate erneuert werden muß.

Es hat sich als sehr nachteilig für den Betrieb erwiesen, aschenreiche Kohle zu verwenden, weil die leichtschmelzenden Ascheteilchen die Bildung von Schmelzansätzen sehr stark begünstigen. Ich glaube nicht, daß eingeblasene Sintermittel viel anders wirken würden.

Als gutes Zeichen für die Brauchbarkeit des Verfahrens möchte ich anführen, daß alle bisher gebauten Öfen in der Praxis in regelmäßigem Betriebe arbeiten. Die Anlage in Trzynietz soll demnächst auf vier große Öfen von 2,5 *m* lichten Durchschnitt erweitert werden.

**2. Dellwik-Fleischer-Wassergasverfahren.** Das Dellwik-Fleischer Sinterungsverfahren beruht in der Hauptsache darin, daß man mit Hilfe von scharfen Gasflammen das in Drehrohröfen durch die Abhitze vorerwärmte mulmige Erz zu porösen Klumpen zusammensintert. Bei Anwendung armer Gase erzielt man eine Sinterung durch entsprechende Kompression der Gase oder durch Kombination der armen Gase mit einem reichen Gase, wie es speziell das Wassergas ist.

Die Vorteile des Erzsinterungsverfahrens nach System Dellwik-Fleischer beruhen darin, daß die Erze durch keinerlei Verunreinigungen durch Asche oder Bindemittel oder dergleichen in ihrer Qualität herabgesetzt werden, sondern im Gegenteil stets nur angereichert werden können. In erhöhtem Maße eignet sich das Dellwik-Fleischer-Sinterungsverfahren für Erze, die schwefelhaltig, wasserhaltig oder kohlen säurehaltig sind, da vorgenannte Stoffe während des Sinterns aus dem Erze ausgetrieben werden. Die Entscheidung, welche Gasart für die Sinterung angewandt werden soll, hängt von der Brennstoffmarktlage des betreffenden Bezirkes ab. Steht Hochofengas zur Verfügung, so empfiehlt sich eine Kombination der Anwendung von Hochofengas mit Wassergas, wobei das Hochofengas die Trocknung und Erhitzung bis zur Rotglut zu besorgen hat, wogegen das Wassergas infolge der intensiven Stichflamme das Sintern und Zusammenballen zu Klumpen besorgt.

Die Sinterungskosten von 100 *t* Erz Tagesproduktion inklusive des Koks zur Erzeugung von Wassergas, Dampf, Löhne, Gichtgas

und Unterhaltung und Reparatur der Anlage, stellen sich pro Tonne gesinterten Erzes auf etwa Mk. 2·20.

Die seinerzeitigen Versuche der Erzbrikettierung, welche die Dellwik-Fleischer Wassergas-Gesellschaft mit der Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft in Witkowitz durchgeführt hat, ferner die Versuche, welche die Gesellschaft in ihrer Versuchsanstalt in Frankfurt a. M. gemacht hat, haben den Beweis erbracht, daß ein jedes sandförmige oder mulmige Eisenerz mit Wassergas oder anderen kombinierten Gasen vorteilhaft gesintert werden kann. Es wurden Feinerze von Brauneisenstein in großen Mengen agglomeriert, wobei der Eisengehalt im Roherz mit 37·5% im gesinterten Erz auf 51·4% gestiegen ist, also Fe-Konzentration von 37% erzielt wurde. Der Schwefelgehalt ging von 0·85 auf 0·05% zurück. Beim Sintern von Spateisenstein als Wascherz wurde eine Fe-Konzentration von 28% erzielt und der Schwefelgehalt ging von 0·43 auf 0·00% zurück. Ähnliche Resultate wurden beim Agglomerieren von Krivoirog-Erzen, Gichtstaub und Magneteisenstein erzielt.

Die Handhabung von Agglomeriertrommeln, betrieben nach dem System Dellwik-Fleischer, ist eine äußerst einfache, da es sich hierbei um die Feuerung mit Gasen handelt, also um die vollkommenste Feuerung überhaupt. Die vollkommene Regulierungsmöglichkeit garantiert die dauernde genaue Einhaltung gewünschter Hitzegrade, so daß ein ungenügendes Agglomerieren, d. h. Rohbleiben oder Einschmelzen des Erzes durch einen einfachen Handgriff am Gaszuführungsventil vermieden werden kann.

### III. Konvertersinterung.

**Das Huntington-Heberlein-Verfahren (Savelsberg) der Metallurgischen Gesellschaft A.G. zu Frankfurt a. M.** (F. P. 367.394 [Heberlein]; D. P. 210.742 [Savelsberg]; 264.082; 218.372; 224.923; 226.033 usw.; Stahl und Eisen. 1909, S. 1951; 1907, S. 563.)

Dieses auch Konvertersinterung genannte Verfahren (auch H-H-Verfahren genannt) benützt ein gußeisernes, ovales Gefäß, das seitwärts auf zwei Zapfen drehbar gelagert ist. Der Boden wird durch ein 20 mm starkes, gelochtes Blech gebildet, unter dem sich der Windkasten befindet.

Zur Ausführung des Verfahrens wird zunächst etwas glühende Kohle, die Zündungskohle, eingetragen, alsdann das Gemisch von Erz, Gichtstaub und Koks klein etwa  $\frac{3}{4}$  m hoch in den Konverter eingefüllt. Nach vierstündigem Blasen ist aller Brennstoff herausgebrannt und infolge der erreichten Temperatur ein fester Kuchen entstanden, der den Konverter ausfüllt. Der Konverter wird nun einfach

durch Kippen entleert und ist alsdann zur Neuaufnahme bereit. Der Kuchen wird ohne Mühe in kleine Stücke zerschlagen.

Bei einigen Erzen stellen sich Schwierigkeiten ein dadurch, daß sich der Wind zu bald Kanäle freibrach, durch die er dann mit Gewalt entströmte. Man versuchte dadurch Abhilfe zu schaffen, daß man den Erzklumpen stark anfeuchtete. Als auch das nicht half, tränkte man den Kuchen mit einer Eisensulfatlösung, die als Abfall-lauge billig zu haben sein soll (D. P. 241.464).

Noch eine andere Richtung nahm das Verfahren. Man beobachtete mehrmals, daß mitten im gesinterten Erzklumpen vollständig reduzierte Eisenteilchen vorhanden waren. Die Gesellschaft meldete daher ein Verfahren zum Patent an (D. P. A. M. 42.867) dadurch, daß der ganze Klumpen möglichst reduziert werden soll. Das will man dadurch erreichen, daß man verhindert, daß beim Blasen schon reduziertes Metall durch den Wind wieder oxydiert wird. Zu diesem Zweck häuft man über den ganzen Konverterboden eine starke Kohle-schicht, so daß die ins Erz eintretenden heißen Gase nur aus CO, CO<sub>2</sub> und N<sub>2</sub> bestehen, also keinen freien Sauerstoff mehr enthalten. Darüber kommt dann das Erz-Koksgemisch.

Die Leistungsfähigkeit einer Ofeneinheit wird zu 10 bis 30 t angegeben (pro 24 Stunden). Bei einem Brennstoffverbrauch von 10% soll auch die schlechteste Kohle verwendet werden können, so daß die Gestehungskosten nach Angabe der Gesellschaft nur Mk. 1·20 bis Mk. 2·— betragen. Die benötigte Betriebsarbeit beträgt zirka 10 PS.-Stunden pro Tonne Agglomerat.

Guter Erfolg wurde sofort bei Kiesabbränden erzielt; brauchbar erwies sich das Verfahren ferner bei Braun- und Raseneisenerzen, während bei Gichtstaub die Menge durchsetzbaren Materiales erheblich kleiner war.

Ein Konverter verarbeitet nur sehr geringe Materialmengen pro Tag (durchschnittlich 43 t). Für große Anlagen werden daher die Anlagekosten sehr hoch werden.

Alsdann besteht bei diesem Sinterungsverfahren der Nachteil, daß man gar kein Mittel in der Hand hat, die Temperatur während der Blaszeit irgend zu beeinflussen. Das Verfahren wird daher leicht unregelmäßig arbeiten und diese Unregelmäßigkeit wird größer werden bei Erzen, bei denen Schmelz- und Sinterungstemperatur nahe bei-einander liegen.

Felix A. Vogel (New York) urteilt im »Iron Age« (Vol. X, März 1912, Nr. 3, S. 164) über die erzielten Produkte:

Die Sinterungsprodukte sind mehr oder weniger zellulärer Struktur, von glasiger Oberfläche, nicht gasdurchlässig. Im Hochofen

erfordern sie zum Niederschmelzen eine über das Normale hinausgehende, größere Wärmemenge.

Wenn daher die Gesellschaft angibt, daß bei 25% Agglomeratzusatz eine Kokersparnis von 10% erzielt worden sei, so dürfte dies nur als ein Beweis dafür anzusehen sein, daß selbst Schlacken im Hochofen leichter verarbeitet werden können, als große Mengen mulmiger Erze.

Kostenvoranschlag für eine Sinterungsanlage nach dem  
Huntington-Heberlein-Verfahren.

Tagesleistung eines Konverters: 25 t. 24 Stunden Arbeitszeit.  
300 Arbeitstage.

A. Anlagekosten.

(Auszug aus der Kalkulation einer größeren Anlage. Die Preise sind zu verstehen als auf einen Konverter entfallender Anteil der Gesamtanlagekosten.)

	Mark	Mark
1. Konverter, komplett, mit Haube, Kipp- und Hebevorrichtung, Rauchabzug . . . . .		12.000
2. Mischvorrichtung, Transportband, Elektromotor, Ventilator nebst Leitung . . . . .		5.000
3. Gebäudeanteil . . . . .		3.000
	<u>          </u>	
Summe A . . . . .		20.000

B. Betriebskosten:

1. Tilgung, Verzinsung:		
10% von Summe A . . . . .		2.000
2. Löhne:		
a) Mischen von Erz und Kohle und Transport auf Arbeitsbühne: 15 Pf. pro Tonne Agglomerat . . . . .	1120	
b) Bedienung des Konverters:		
Zwei Schichten à Mk. 4 = 8 × 300 = . . . . .	2400	
c) Zerkleinern und Abfahren: 15 Pf. pro Tonne Agglomerat . . . . .	<u>1120</u>	4.640
3. Brennstoffverbrauch:		
a) Anzündkohle: 0,6% des erhaltenen Agglomerates = 45 t à Mk. 10 . . . . .	450	
b) Mischbrennstoff (Kokslein): 8% des erhaltenen Agglomerates = 600 t à Mk. 3 . . . . .	<u>1800</u>	2.250
4. Kraft:		
Bei 6 PS. Kraftverbrauch 6 × 24 × 300 × 0,03 . . . . .		1.299
5. Reparatur, Diverses . . . . .		1.811
	<u>          </u>	
Summe B . . . . .		12.000

Mithin betragen die Kosten pro Tonne Agglomerat:

$$\frac{12.000}{25 \times 300} = \text{Mk. } 1.60.$$

#### IV. Dwight and Lloyd Sinterungs-Prozeß.

(American Institute of Mining Engineers. 1912, S. 507; Met. Chem. 1912, S. 164.)

Dieser Prozeß läßt sich als eine Fortbildung des intermittierend arbeitenden Huntington-Heberlein-Verfahrens in ein kontinuierlich arbeitendes Verfahren charakterisieren.

Die Apparatur erinnert in ihrem äußeren Aufbau an die auf einigen Hüttenwerken in Anwendung befindlichen Gießmaschinen.

Das zu verarbeitende Erzklein wird so stark angefeuchtet, daß es plastisch wird (je nachdem mit 8 bis 20% Wasser) mit 8 bis maximal 20% Kohlepulver vermischt und 130 bis 180 mm hoch auf ein Transportband aufgestrichen. Dieses Transportband besteht aus schmiedeisernen, mit einem Rande versehenen Platten, in die eine große Zahl von Löchern eingestanz ist. Die Anfeuchtung des Erzgemisches hat den Zweck, zu verhindern, daß gleich alles durch die Bodenlöcher hindurchfällt.

Das Transportband bewegt sich bald über Windkasten, durch die Wind durch die Löcher der Bodenplatten in den Erzhaufen hineingeblasen wird. Dort, wo das Material den ersten Wind zugeführt erhält, wird es auf der obersten Schicht durch eine scharf oxydierend wirkende Stichflamme entzündet. Während sich nun das Transportband langsam über die Windkasten hinbewegt, verbrennt der zugemengte Kohlenstoff langsam bis auf die untere Gurtfläche. Am Wendepunkt des Gurtes steht ein eiserner Eisenbahnwagen, in den das fertig agglomerierte Material hineinfällt.

Über die Bewährung des agglomerierten Materials in der Praxis wäre zu bemerken, daß 12% dem Möller zugefügt wurden, ohne daß dabei eine Schädigung des Betriebes festzustellen gewesen wäre.

Die Kosten des Verfahrens werden mit 39 bis 41 Cents pro Tonne Material angegeben (Mk. 1.64 bis 1.72). Hievon sollen entfallen auf Mischen 24 Cents, auf Kraft 9 Cents, auf Brennstoff 5 Cents, auf Reparatur 3 Cents. Wie man sieht, ist also Amortisation und Verzinsung nicht berücksichtigt.

Das Verfahren hat in Amerika in Pittsburg Einführung gefunden. In Deutschland ist eine Dwight-Lloydanlage bei der Rhenania in Stollberg in Betrieb.

Zweifelloos stellt das Verfahren gegenüber dem Huntington-Heberlein-Verfahren einen großen Fortschritt dar, weil es bei denselben Fabrikationsprinzipien kontinuierlich arbeitet.

Die Reparaturkosten dürften aber doch recht bedeutend sein, entsprechend dem immerhin komplizierten Mechanismus, der noch dazu mit ziemlich hohen Temperaturen in Berührung kommt.

Das Aussehen des Materials an der Oberfläche soll im Gegensatz zu den Heberlein-Produkten nicht glasig sein.

Bei einer Anlage mit einer Produktion von 90 bis 100 t pro Tag betragen die Sinterungskosten zirka Mk. 2 pro Tonne. Die Kosten einer Anlage auf die Tonne Tagesproduktion berechnet beträgt 80 bis 200 Dollar = Mk. 320 bis 800; darin ist die gesamte maschinelle Einrichtung inbegriffen. Als Brennmaterial werden die mannigfachsten Mittel gebraucht: Gas, Gasoline, flüssiges Öl, Kohle und Holz, aber Gasoline hat in den meisten Fällen wegen seiner Einfachheit und Bequemlichkeit die größte Anwendung gefunden; man verbraucht eine halbe Gallone Gasoline für die Tonne bearbeitetes Erz. Die Reparaturkosten sind angeblich gering und betragen 20 Pfennig pro Tonne. Das Verfahren wird angewandt bei Blei-, Kupfer- und Eisenerzen. Da das Erz dünn aufgetragen wird, so wird es gleichmäßig porös und ist dadurch gut verhüllbar. Ein Dwight- und Lloydapparat ist auch in Deutschland zur Erzeugung von Schwefelsäure in Stolberg im Rheinland im Betrieb.

Es ist schon eine umfangreiche Literatur über dieses Verfahren vorhanden:

»Some Developments in Blast Roasting« by H. O. Hofman. See also, »Recent Progress in Blast Roasting« by H. O. Hofman, Trans. Am. Inst. Mng. Engrs. Vol. XLI (1910), p. 739.

See »Dwight and Lloyd Sintering Process« by A. S. Dwight, Engineering and Mining Journal, March, 28, 1908.

»The Sintering of Fine Iron Bearing Materials« by James Gayley, Am. Inst. Mng. Engrs. Bulletin Nr. 56, August 1911, p. 631.

»The Sintering of Fine Iron Bearing Materials« by James Gayley the »Iron Age«, Jan. 4, 1912.

»The Sintering of Fine Iron Bearing Materials by the Dwight and Lloyd Process« by B. G. Klugh, with discussion, Am. Inst. Mng. Engrs. Bulletin Nr. 65, May 1912.

Also U. S. Patents 882, 517; 882, 518; 916, 391; 916, 392; 916, 393; 916, 394; 916, 395; 916, 396; 916, 397.

U. S. Patent 1,020,345, issued March 12, 1912 to Dwight & Lloyd for »Metalliferous Ore Product.«

A. S. Dwight, Eng. and Mng. Journal, March 28, 1908, Ob. Cit.

A. S. Dwight, »Efficiency in Ore Roasting« School of Mines Quaterly. Vol. XXXIII, Nr. 1, Nov. 1911. See also Eng. & Mng. Journal. Dec. 30, 1911.

»The Important Factors in Blast Roasting« H. B. Pulsifer, Met. and Chem. Eng'g. March and April 1912.

»Manufacture of Sulphuric Acid,« M. Hasenclever. Eng. and Mng. Journal. Jan. 20, 1912.

#### **V. Greenawalt-Verfahren.**

(Iron Age, 31. Oktober 1912, S. 1038.)

Der Greenawalt-Prozeß ist bei der Pennsylvania Steel-Company in Steelton in Anwendung. Das Prinzip dieses Brikettierungsverfahrens besteht darin, daß das mit zerbröckelter oder gesiebter Kohle gemischte Erz in große flache Pfannen gegeben wird, in welchen 10 bis 12 Roststäbe angeordnet sind.

Das Gemisch wird in der Pfanne ausgebreitet und ein Brenner darüber angebracht. Durch einen hohlen Zapfen wird mittels eines Exhaustors Öl eingeblasen, das entzündet wird. In 15 Minuten bis zu einer Stunde, je nach der Natur des Materials, ist dasselbe vollständig gesintert, die Pfannen werden umgestürzt und das Material fällt direkt in Eisenbahnwagen oder in die Vorratsräume. Man hat festgestellt, daß ein gewisser Feuchtigkeitsgehalt von gutem Einfluß auf das Resultat der Brikettierung ist.

Ähnliche Resultate erzielt der

#### **VI. West-Prozeß.**

(Iron Age vom 24. Oktober 1912, S. 954.)

Dieses Verfahren ist dadurch gekennzeichnet, daß man einen Ofen mit beweglichem Boden hat, auf welchem das Material aufgebaut wird, derartig, daß es durch die Hitze eines Brenners agglomeriert; man verwendet dazu am besten einen auf Schienen laufenden Wagen, dessen Plattform aus feuerfestem Material besteht. Der Wagen wird in den Ofen hineingeschoben, die Tore werden mit Rolläden verschlossen und die Brenner angezündet. Man kann die Temperatur so einhalten, daß die Sinterung anstandslos vor sich geht.

#### **VII. Ruthenburg-Verfahren.**

An Orten, wo die elektrische Energie sehr billig hergestellt werden kann, wäre das Verfahren von Ruthenburg (Pat. Nr. 156.152, vom 19. Juli 1902) in Erwägung zu ziehen, bei welchem ein Zusammenbacken der Feinerze unter Einwirkung des elektrischen Lichtbogens in einem entsprechend konstruierten Ofen erreicht wird. (Jahrbuch für das Eisenhüttenwesen. 1902, S. 319.)

### **Tabellarische Zusammenstellung der Gesamtgestehungskosten auf Grund vorstehender Kostenvoranschläge.**

Folgende Tabelle ist angefertigt, um die Gestehungskosten der verschiedenen Verfahren übersichtlich miteinander vergleichen zu können.

In der Tabelle ist der Versuch gemacht, auf Grund gleichmäßiger Annahmen zu wirklichen Vergleichswerten zu kommen. Diese errechneten Werte sind in Spalte 5 eingetragen.

Es enthalten die verschiedenen Spalten der Tabelle folgende Angaben:

Spalte 2 gibt die Tages- und Jahresleistung (das Jahr zu 300 Arbeitstagen gerechnet) an; unter ihrer Zugrundelegung sind dann die Zahlenwerte der folgenden Spalten errechnet.

Spalte 3 gibt die Größe der Gesamtanlagekosten bei den verschiedenen Systemen.

Spalte 4 Art und Kosten der Zuschläge.

Spalte 5 *a* die Tilgungskosten pro Tonne Erzeugnis unter Zugrundelegung der Tilgungssätze, die von den Firmen gewählt worden sind. Die zweiten Zahlen geben alsdann dieselben Kosten unter Zugrundelegung eines für alle Verfahren gleichen Satzes von 10<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Unter Spalte 6 »Kohlenverbrauch« ist nur der Kohlenverbrauch der Sinterungsverfahren aufgenommen worden. Die Kohlenkosten der anderen Verfahren zur Erzeugung von Dampf und Kraft sind in den Zahlen der Spalte 8 miteinbegriffen. Die zweiten Zahlen geben auch hier wieder die Kohlenkosten, bezogen auf einen gemeinsamen Preis von Mk. 12 pro Tonne Kohle an.

Spalte 7 bringt die Löhne 1. nach Angaben der Firma, 2. wenn jeder Arbeiter mit einem durchschnittlichen Lohn von Mk. 4.50 eingesetzt wird.

Spalte 10 gibt endlich 1. die Gestehungskosten auf Grund der Firmenangaben, 2. die auf gleichmäßige Grundlagen gestellten Vergleichswerte.

Die vorstehenden Angaben zeigen, daß man bei der Eisenerzbrikettierung nunmehr aus dem Stadium der Laboratorium- und kleinen Versuche herausgekommen ist und die jährliche Weltproduktion in Briketts kann auf einige Millionen Tonnen geschätzt werden. Dadurch war Gelegenheit gegeben, die Anforderungen, welche an Brikettierungsanlagen und an die Eisenerzbriketts gestellt werden sollen, festzulegen. Man verlangt von den Brikettierungsanlagen folgendes:

1. Dieselben müssen möglichst einfach, die mechanischen Einrichtungen betriebssicher und widerstandsfähig sein, damit sie sich der staubigen Umgebung und den unvermeidlich vorkommenden Überlastungen anpassen können.

2. Die Anlage soll nur einen mäßigen Platz beanspruchen und mit mechanischen Einrichtungen versehen sein, die die Zu- und Abfuhr des Materials ohne menschliche Hilfe möglich macht.

3. Das Verfahren muß möglichst von Witterungsverhältnissen unabhängig sein, absolut betriebssicher sein und keine Reparaturen

**Tabellarische Zusammenstellung  
der verschiedenen Verfahren, auf**

Verfahren	1.	2.	3.	4.		a	b	5.	c	d
	Material	Tages-, Jahres- Produktion Tonnen	Gesamt-Anlage- kosten Mark	Zusätze		Tilgung		Verzinsung		Mark
				Art und Pro- zent	auf die Tonne Erzeugnis Mark	Prozent	auf die Tonne Erzeugnis Mark	Prozent	auf die Tonne Erzeugnis Mark	
Ronay	Gicht- staub	100 30.000	120.000	—	—	15 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Masch.	—57	10	—	40
Quarzmehlkalk Schumacher	Gicht- staub und Mulm- erz	200 60.000	220.000	10 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Kalk 5 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Quarz	1·12	10 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Geb. 10 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Masch. 2 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Geb.	—31	10	—	37
Chlormagnesium	Gicht- staub	100 bis 120 30.000 bis 36.000	67.000	MgCl <sub>2</sub>	—50	10	—19	10	—	19
Scoria	Mulm- erz u. Gicht- staub	200 60.000	108.000	4 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Schlacke 4 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Kalk	—40	10	—18	10	—	18
Deutsche Briket- tierungs-Gesell- schaft	Mulm- erz u. Gicht- staub	160 48.000	45.000	10 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Kalk und Zement	1·—	10	—10	10	—	10
Crusius-Verfahren	Mulm- erz u. Gicht- staub	240	185.000	4 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Teer ohne Zusatz	—	10	—	—	—	—
Gröndal	Ma- gnet- Schlich	1 Ofen 43 12.900	73.300	—	—	10	—57	10	—	57
Dellwick- Fleischer	Mulm- erz	100 30.000	150.000	—	—	10	—30	10	—	30
Fellner & Ziegler	Mulm- erz	150 45.000	160.000	—	—	10	—36	10	—	36
Konverter- Verfahren	Purple ores	1 Kon- verter 10 bis 30	20.000	—	—	10	—27	0·6 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> An- zündkohle 6 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Koks- klein	—	—
Zellpech- Verfahren	Gicht- staub und Erze	400 120.000	150.000	4 <sup>0</sup> / <sub>100</sub> Zell- pech	1·80	10	—10	10	—	12

Spalte 5 c d = Tilgungssatz von 10<sup>0</sup>/<sub>100</sub>.

Spalte 6 c = Kohlenkosten für Kohlenpreise von Mk. 12.—.

**der Gesteungskosten  
Grund vorstehender Kostenvoranschläge.**

a 6. b c			a 7. b		8.	9.	a 10. b	
Kohlenverbrauch			Löhne		Kraft, Dampf, Reparaturen, Diverses Mark	Bemerkungen	Gesamt-Geste- hungskosten Mark	
Prozent	auf die Tonne Erzeugnis Mark	c	auf die Tonne Erzeugnis Mark	b			a	b
—	—	—	—·42	—·45	—·75		1·74	1·60
—	—	—	—·63	—·76	—·78	Stahl und Eisen. 1908, S. 322	2·84	3·03
—	—	—	—·68	—·68	—·36		1·73	—
—	—	—	—·41	—·45	—·38		1·37	1·41
—	—	—	—·18	—·56	—·25	Für Löhne werden 11 Arbeiter pro Schicht eingesetzt.	1·53	2·31
—	—	—	—·70	—·70	—·60	Anlagekosten sind zu gering ange- geben. Die Gesell- schaft gibt selber die Gesteungs- kosten zu Mk. 2·50 bis 3·— an	1·30	—
8	1·80	—·97	1·25	1·68	1·—	In Schweden Kohlenpreis = Mk. 22·50 pro Tonne.	4·62	4·22
—	1·20	1·20	—·70	—·70	—·70	Löhne Mk. 3·36 pro Schicht	2·20	—
9	1·10	1·10	—·27	—·30	—·79	Arbeit 10 PS. 1 t Agglomerat	2·52	2·55
Schlechter Brennstoff 10%	—·30 —·31	—	—·60 bis —·90 —·62	—·66	+ Tilgung — Kraft —·20 bis —·30, —·41 —·25	Stahl und Eisen. 1908, S. 322	1·20 bis 2·—	—
—	—	—	—·11	—·11	—·25		2·26	—

Spalte 7 b = Löhne für Durchschnittslohn von Mk. 4·50.

Spalte 10 b = Korrigierte Gesamtgestehungskosten.

erfordern, die teuer sind, oder den Betrieb auf längere Zeit unterbrechen.

4. Das Verfahren soll möglichst kontinuierlich arbeiten, billig sein, damit der Selbstkostenpreis pro Tonne Briketts den die jeweiligen Verhältnisse entsprechenden Betrag pro Tonne (höchstens Mk. 3 bis 4) nicht überschreitet.

Für die Qualität der Briketts sind bereits Normen aufgestellt worden, die im wesentlichen den in meinem Vortrage im Jahre 1903 genannten entsprechen. Es lassen sich diese Bedingungen auf Grund der gewonnenen Erfahrungen in folgende Leitsätze formulieren, die bereits auch im »Journal of the Iron and Steel Institute«, 1912, Nr. II, S. 10, ausgeführt sind:

1. Die Briketts müssen den mechanischen Einflüssen Widerstand leisten, sie haben einen Druck von 60 *kg* pro Quadratzentimeter auszuhalten und aus der Höhe von 3 bis 4 *m* auf eiserne Platten geworfen, dürfen sie nicht in Staub oder kleine Stücke zerfallen.

2. Die Ziegel müssen wetterbeständig sein, sie müssen längere Zeit frei gelagert werden können, ohne durch Sonne, Regen oder Frost zerstört zu werden.

3. Die Briketts müssen der Hitze widerstehen, bei 900° dürfen sie wohl sintern, jedoch nicht in Stücke zerfallen.

4. Die Briketts müssen sich unter Wasser längere Zeit fest halten, ohne zu erweichen, beziehungsweise zu zerfallen.

5. Die Briketts müssen sämtlichen Einflüssen gewachsen sein, die der Hochofenprozeß mit sich bringt. Als solche wären zu nennen:

a) Die Briketts müssen porös sein, damit sie durch die Gase reduziert werden;

b) sie müssen nahe der Gicht, ohne zu zerfallen, den Einfluß von 150°, den Einfluß von heißem Wasserdampf ertragen können;

c) sie müssen die ganze Reduktionsperiode bis zur Erhitzung auf zirka 1000° den Einwirkungen des  $\text{CO} \rightleftharpoons \text{CO}_2$  Gasgemische standhalten können;

d) sie dürfen den Ofengang nicht durch Beimengung schädlich wirkender Stoffe gefährden.

6. Die Briketts sollen keine Stoffe enthalten, die das Ofenmauerwerk zerstören (Alkalien, freies Chlor usw.), oder durch den Gehalt von schädlichen Bestandteilen, wie Schwefel, Arsen usw., die Qualität des geschmolzenen Roheisens beeinträchtigen.

Im Vortrag des Herrn Geheimrat Wedding (Stahl und Eisen, 1906, S. 1) ist die Forderung gestellt worden, eine Versuchsanstalt zu errichten, um auf verschiedenen Wegen Briketts auf die gewünschten Eigenschaften hin zu prüfen. Auf diese Anregung hin ist vom Verein deutscher Eisenhüttenleute in der Erzbrikettierungskommission ver-

handelt worden, deren Vorsitzender Herr Dr. Ing. Schrödter ist. Die Berichte sind niedergelegt in der Zeitschrift »Stahl und Eisen«, 15. Jan., S. 98 u. 99, 4. März, S. 321 bis 325, 19. August, S. 1193 bis 1202.

Es wurde in den Sitzungen so manche fruchtbare Anregung gegeben und Material gesammelt, welche der Praxis Unterlagen zum Weiterarbeiten bot. Insbesondere der Vorschlag, daß man zwei Hochöfen nebeneinander arbeiten lassen müßte, wovon der eine mit, der andere ohne Briketts beschickt, damit die Vorteile der Brikettierung und damit die Höhe der erlaubten Brikettierungskosten festgestellt würde, ist bereits an verschiedenen Stellen durchgeführt worden.

Die Resultate solcher Versuche sind durch Veröffentlichungen in schwedischen Zeitschriften auch offiziell bekannt geworden und ich verweise auf die Vorträge von Arvid Johannsson in »Jernk. Ann.«, 1908, S. 400—434, und auf die jüngsten Versuche von J. A. Leffler in »Jernk. Ann.«, 1912, Heft 2, die sehr wertvolle Angaben über den günstigen Einfluß bei der Verwendung von Eisenerzbriketts zeigen.

Aus den Versuchen von Arvid Johannsson geht hervor, daß man bei steigendem Brikettzusatz die Gesamterzbeschickung erhöhen kann, während der Kohlenverbrauch abnimmt und das Roheisenausbringen zunimmt. Allerdings haben die schwedischen Erzbriketts einen höheren Eisengehalt und sind erheblich teurer als Stückerze, so daß das Endresultat und die Erzeugungskosten des Roheisens pro Tonne sich nicht erheblich günstiger stellen. Es sei auf die in der Arbeit veröffentlichte Tabelle hingewiesen, aus welcher hervorgeht, daß sich im Durchschnitt verhält: der Kohlenverbrauch vor und nach Zusatz von Briketts wie 1 : 0,8, die Wochenleistung vor und nach Zusatz von Briketts wie 1 : 1,2, der Preis für die Tonne Stückerz und Briketts wie 1 : 1,4 und die Erzeugungskosten des Roheisens vor und nach Zusatz von Briketts wie 1 : 0,95.

Noch interessanter sind die von J. A. Leffler angeführten Versuche, welche in 63 Tag- und Nachtschichten, und zwar in sieben verschiedenen Perioden in der Reihenfolge gemacht wurden, daß die erste Versuchsperiode ohne Zusatz von Eisenerzbriketts durchgeführt wurde; nach und nach wurde der Zusatz von Eisenerzbriketts erhöht, bis die letzte Periode mit 100% Briketts ausgeführt worden ist. Allerdings waren die Perioden nur von kurzer Dauer und beim Umsetzen wurden Störungen hervorgerufen, die auf die Zusammensetzung des Roheisens ungünstig einwirkten. Die verschiedenen Tabellen, welche dem Studium der Hochöfen nur empfohlen werden können, habe ich in eine einzige zusammengefaßt, die den Zusammenhang zwischen der Beschickung und der Zusammensetzung der Hochofengase zeigt.

**Zusammensetzung der**

Periode	Beschickung in			Zusammensetzung des				
	Erz	Briketts	Kalkstein	Volumprozent				
				CO <sub>2</sub>	CO	H	CH <sub>4</sub>	N
1	100	—	11·60	5·64	29·98	3·79	1·02	59·57
2	90	10	12·03	6·55	29·86	2·76	1·17	59·66
3	75	25	7·87	7·93	27·97	2·33	1·30	60·47
4	55	45	7·55	9·80	28·23	2·15	1·10	58·72
5	35	65	6·71	10·77	25·33	1·87	1·03	61·00
6	15	85	6·77	12·09	24·88	1·13	1·64	60·26
7	—	100	2·18	11·55	25·60	2·32	1·18	59·35

Aus dieser Tabelle ist der unzweifelhaft günstige Einfluß des Zusatzes von Briketts auf das Roheisenausbringen und auf den Holzkohlenverbrauch zu erkennen. Hingegen wird der Wärmehalt der Gase ein geringerer, was nicht weiter überraschend ist; je besser der Hochofengang, desto geringwertiger die Abgase, beziehungsweise je höher der Kohlensäuregehalt.

Leider ist es mir nicht gestattet, die auf verschiedenen deutschen Hochöfen gewonnenen Resultate zu veröffentlichen<sup>1)</sup>, aber ich glaube, erwähnen zu müssen, daß in sämtlichen Fällen ein durchaus wohlthätiger Einfluß der Eisenerzbriketts auf den Hochofengang bei Vergleich mit der normalen gegenwärtigen Beschickung festgestellt worden ist. Insbesondere angenehm bemerkbar machte sich die geringe Windpressung und die damit verbundene geringere Beanspruchung der Gebläsemaschinen, das verbrauchte Schmiermaterial usw., womit Hand in Hand ging ein erhöhtes Hochofenausbringen bei verringertem Koksverbrauch und regelmäßigem Ofengang und allerdings gleichzeitig weniger Gichtgase mit geringerem Wärmehalt. Auf der Ilseder Hütte erniedrigten sich die Selbstkosten um zirka Mk. 6·50 pro Tonne Roheisen bei Verhüttung von Briketts.

Zum Schluß danke ich Herrn stud. techn. L. Mathesius, Charlottenburg, für seine verständnisvolle Mitarbeit und Mr. Gouvy, Düsseldorf, und Herrn Direktor Crusius, Gr.-Ilsede, für ihre wertvollen Anregungen.

<sup>1)</sup> Während der Drucklegung dieses Berichtes ist am 1. Dezember 1912 auf der Hauptversammlung des Vereins deutscher Eisenhüttenleute in Düsseldorf von Direktor K. Sorge und dem Verfasser ein Bericht erstattet worden über »Anreichern, Brikettieren und Agglomerieren von Eisenerzen und Gichtstaub« und es sind weitere Angaben in der Zeitschrift »Stahl und Eisen« 1913, Nr. 4, 7 und 8 zu finden.

### Hochofenresultate.

trockenen Gases					Gewicht auf 1 m <sup>3</sup> trockenes Gas  in Kilo- gramm	Bere- nung des Wärme- effektes auf 1 m <sup>3</sup> trockenes Gas	Roheisen- ausbringen in Prozenten		Holz- kohlen- verbrauch auf 1000 kg Eisenerz in Hekto- litern
Gewichtsprozente							aus dem Erz	aus dem Möller	
CO <sub>2</sub>	CO	H	CH <sub>4</sub>	N					
8·91	30·15	0·27	0·59	60·08	1·2445	1·086	59·36	53·19	68·70
10·20	29·60	0·19	0·67	59·34	1·2621	1·068	58·64	52·34	69·00
12·22	27·41	0·16	0·73	59·48	1·2763	1·012	60·00	55·62	65·60
14·91	27·32	0·15	0·61	57·01	1·2928	0·998	62·80	58·39	58·60
16·25	24·32	0·13	0·57	58·73	1·3034	0·897	65·60	61·48	53·60
18·03	23·62	0·08	0·89	57·38	1·3182	0·917	66·08	61·89	52·60
17·43	24·59	0·16	0·65	57·17	1·3029	0·930	67·85	66·40	48·80

### Zusammenstellung der seit dem Jahre 1902 zum Patent angemeldeten, im Reichsanzeiger veröffentlichten Verfahren zur Brikettierung, respektive Agglomerierung von Eisenerzen, Gichtstaub u. dgl. in Klasse 18 a.

1902. D. P. A. T. 7147. D. P. 133.897.

Dr. Ernst Trainer, Bochum. 24. September 1900. Verhüttungsverfahren für mulmige Erze, Gichtstaub u. dgl.

Als Bindemittel dienen ligninsulfonsaure Salze, z. B. Abfalllaugen der Sulfitzellulosefabriken (Zellpech). Abgesehen von ihrer großen Klebkraft bieten sie den Vorteil, daß ihr hoher Gehalt einen Teil Koks ersetzt.

D. P. A. K. 21.422. D. P. 135.141.

J. Königer, Köln a. Rh. 6. Juni 1901. Verfahren zur Herstellung wetterfester und verhüttungsfähiger Briketts aus sandartigen oder mulmigen Erzen u. dgl.

Das Gut wird trocken mit Kalk, Magnesit und Borax in berechneten Mengen versetzt, mit verdünnter, roher Schwefelsäure nach festgesetztem Verhältnis durchmischt und geziegelt. Die Preßlinge werden an der Luft getrocknet.

D. P. A. E. 7118. D. P. 132.097.

Thomas Alva Edison, Leewellynpark, Vereinigte Staaten von Amerika. 16. August 1900. Verfahren zum Brikettieren von pulverförmigen Stoffen, insbesondere von Erzen.

Das Gut wird mit einer wässrigen Lösung von 1 Natronlauge, 12 Harz und Petroleum oder Petroleumrückständen geziegelt. Die Preßlinge werden auf 300° erhitzt. Die Harzseife soll

abbinden, das Petroleum das Brikett wetterständig machen, indem es jedes Teilchen mit einer kleinen wasserdichten Haut umgibt.

D. P. A. D. 11.835. D. P. 141.427.

Otto Dobbeltstein, Louisenthal bei Saarbrücken. 4. September 1901. Verfahren zur Verhüttung feinkörniger Erze.

Verkoken mit Fettkohlenstaub in einem besonderen Ofen. Das hiebei reduzierte Eisen wird in demselben Ofen niedergeschmolzen.

1903. D. P. A. H. 28.655. D. P. 147.312.

W. Huffelmann, Duisburg. 1. August 1902. Verfahren zum Brikettieren von feinkörnigen Eisenerzen unter Zusatz von Koks oder Holzkohle und Pech.

Das Gut wird in Gemeinschaft mit Kokslein oder Holzkohlenklein brikettiert. Als Bindemittel für das vorher getrocknete Gemisch dient Hartpech.

1904. D. P. A. D. 13.657. D. P. 154.580.

Reiner M. Daelen, Düsseldorf. 22. Mai 1903. Verfahren zur Herstellung von Ziegeln aus einem Gemisch von Erz, Kohle und Bindemitteln durch Stampfen der Formen.

Das Gut wird in Gemeinschaft mit Brennstoff geziegelt. Als Bindemittel dienen Ton, Lehm oder Kalk. Das Gut wird so in eiserne Formen von etwa 500 mm Durchmesser gestampft, daß ein innerer Zylinder von etwa 400 mm Durchmesser mit etwa 3% Bindemittel und ein äußerer Mantel von etwa 50 mm Wandstärke mit etwa 10% Bindemittel entstehen. Im Ofen soll die äußere Schale zusammenfritten und den Ziegel zusammenhalten.

D. P. A. M. 23.921. D. P. 154.584.

Rudolf Meyes, Berlin. 7. August 1903. Verfahren zum Brikettieren von Kiesabbränden im Gemenge mit feinerzkleinertem Brennstoffe.

Das Gut wird in Gemeinschaft mit Brennstoff brikettiert. Als Bindemittel dient eine Mischung von organischen und leicht sinternenden anorganischen Stoffen. Die organischen Stoffe sollen als Klebstoff beim Pressen dienen, die anorganischen sollen ein frühzeitiges Zusammenfritten bewirken. Es kommen in Anwendung als Brennstoffe, Torfschlamm, Siebgruskohle, Holzkohlenklein.

Organische Bindemittel: Zellulose und eiweißhaltige Stoffe wie Schlempe, Melasse, Viskose und Zucker.

Anorganische Bindemittel: Wasserglaslösung und Asbest mehr.

D. P. A. R. 16.274. D. P. 156.152.

Markus Ruthenburg, Harrisburg, Pennsylvanien. Vereinigte Staaten von Amerika. 19. Juli 1901.

Verfahren zum Zusammenbacken feinkörniger Erze im elektrischen Ofen.

Der Schacht ist nach unten scharf verjüngt. An der engsten Stelle befinden sich die Pole.

D. P. A. A. 10.751. D. P. 156.709.

Aktiengesellschaft für chemische Industrie Gelsenkirchen. 22. Februar 1904.

Verfahren, feinkörnige oder beim Erhitzen feinkörnig werdende Erze verhüttungsfähig zu machen.

Drehrohfen mit erweiterter Sinterzone.

Um das Sintern nach D. P. 113.863 stets an der richtigen Stelle zu erzielen, wird der untere Teil des Ofens erweitert. Außerdem wird in der Nähe des Brenners ein Fuchs angebracht und so eingestellt, daß ein Teil der Heizgase nur die Sinterzone durchstreichen kann, nicht aber den übrigen Teil des Ofens.

D. P. A. R. 17.332. D. P. 158.492.

Arpad Ronay, Budapest. 22. Oktober 1901.

Verfahren zur Herstellung von Preßsteinen aus Erzen und anderen verhüttbaren Stoffen.

Der Druck wird stufenweise von 0—1000/2000 Atmosphären gesteigert, so daß die Luft fast vollständig aus der Masse entweichen kann. Erst im letzten Augenblick erreicht der Druck die größte Höhe, bei welcher das Gut wirksam wird und bindet. Wenn erforderlich, sollen die Preßlinge der Einwirkung von kohlenensäurehaltigen Abgasen ausgesetzt werden. (Nach D. P. 119.810.)

D. P. A. G. 19.313. D. P. 165.985.

Gustav Gröndal, Djursholm, Schweden. 17. Dezember 1903.

Kanalofen mit in der Decke liegender Gaszuführung zum Brennen von auf Wagen hindurchgefahrenen Ziegeln aus Erz.

Der Ofen unterscheidet sich von den bekannten Kanalöfen dadurch, daß

1. die Kühlkammer Doppelwandungen hat, welche ein Teil der Verbrennungsluft durchströmt.

2. Die Vorwärmkammer eine größere lichte Höhe hat, als die Brennkammer, damit der Abzug der Verbrennungsgase erleichtert wird.

D. P. A. 18.125. D. P. 159.909.

Jean Löwenthal, Heyrotsberge & Bernhard Lippert, Magdeburg. 4. Mai 1903.

Verfahren zur Verhüttung sandartiger oder mulmiger Eisenerze.

Das Gut wird in Gemeinschaft mit Brennstoff geziegelt. Als Bindemittel dienen Chlormagnesium und Magnesit. Beim Verschmelzen im Ofen werden Sand und Abraumsalze zur Beförderung der Schlackenbildung zugesetzt.

1905. D. P. A. R. 18.865. D. P. 163.465.

Thomas Rouse, London. 10. November 1903.

Verfahren zum Brikettieren mulmiger Erze durch Einbinden mit einer Wasserglaslösung und nachträgliches Erhärten.

Das Gut wird mit 2<sup>0</sup>/<sub>0</sub> einer heißen Wasserglaslösung geziegelt. Die Preßlinge werden in einer Härtekammer mit einem Gemisch von Dampf und Luft erhärtet.

D. P. A. Sch. 20.737, D. P. 167.109.

Hugo Schulte-Steinberg, Düren bei Stockum, Kreis Bochum. 13. August 1904.

Verfahren zur Herstellung von Briketts aus eisenhaltigen Abfallstoffen, mulmigen Erzen u. dgl. mit Hochofenschlacke als Bindemittel. (Zusatz zum D. P. 138.312.)

Als Bindemittel dient zerkleinerte Hochofenschlacke, besonders weiße, welche mit hochgespanntem Wasserdampf aufgeschlossen ist. Es bilden sich Kalksilikate, welche durch ihre hydraulischen Eigenschaften abbinden, und in der Hitze so lange zusammenhalten sollen, bis das Sintern der verhältnismäßig leicht schmelzenden Schlacke beginnt (etwa 1000°). Dieses Patent ist die Grundlage des Scoria-Verfahrens.

D. P. A. P. 15.901.

Ed. Pohl, Honnef a. Rh. 24. März 1904.

Verfahren zur Überführung feinkörniger oder beim Erhitzen feinkörnig werdender Erze u. dgl. in Stückform durch Sinterung im Drehrohrofen unter Zuhilfenahme von Schlacke als Bindemittel.

Dem Gut wird vom Austrittsende des Ofens schmelzflüssige Schlacke oder eine ähnliche Schmelze in zerstäubtem Zustande entgegengeführt. Dadurch soll das Zusammensintern erleichtert werden.

1906. D. P. A. R. 19.987. D. P. 174.884.

C. Reinke, Bredelar in Westfalen. 2. August 1904.

Verfahren zum Brikettieren von mulmigen Erzen u. dgl.

Als Bindemittel dient eine Mischung von Kalkstein (Zechstein) und Portlandzement im Verhältnis 4:1. Die Pressung geschieht mit hohem Druck. Das Abbinden erfolgt durch Bildung von Kalksilikat, welches bei gewöhnlicher Temperatur entstehen und gegen Wasserdampf und Hitze beständig sein soll. Die Preßlinge müssen vier bis sechs Wochen lagern.

D. P. A. S. 18.261. D. P. 200.643.

Dr. W. Schumacher, Osnabrück. 11. Juli 1903.

Verfahren zur Erzeugung verhüttbarer Erzbriketts.

Als Bindemittel dienen Kieselsäure und Kalk, welcher mit gespanntem Wasserdampf aufgeschlossen wird. Durch das Auf-

schließen wird Kieselsäure und Kalkoxyd befähigt, Kalksilikate zu bilden, welche die Bindung bewirken. Kieselsäure wird als hochkieselsäurehaltige Masse (Portlandzement, Quarz u. dgl.), Kalkoxyd als gebrannter Kalk oder als Kalkhydrat in feinsten Mahlung angewandt. Die Dampfbehandlung des Bindemittels kann vor oder nach dem Zusatz erfolgen.

D. P. A. R. 20.945, D. P. 172.513.

Thomas Rouse und Hermann Cohn, London. 15. November 1904.

Verfahren zum Brikettieren mulmiger Eisenerze, durch Einbinden mit einer Wasserglaslösung.

Das Gut wird mit 0,1% einer heißen Wasserglaslösung behandelt nach D. P. 163.465.

D. P. A. G. 20.814, D. P. 173.688.

J. Eduard Goldschmidt, Frankfurt a. M. 12. Jänner 1905.

Verfahren zum Zusammenballen mulmiger Eisenerze durch eine Gasflamme im Drehrohrofen.

Drehrohrofen mit kurzer, scharf begrenzter Sinterungszone. Die Begrenzung wird erreicht durch eine regelbare, mit Gas (Wassergas) und Luft unter erheblichem Druck erzeugte, scharf einstellbare Stichflamme.

D. P. A. K. 29.584, D. P. 176.626.

August Kaysser, Poti bei Batum (Südrußland). 19. Mai 1905.

Verfahren zur Herstellung von Ziegeln aus Gichtstaub.

Als Bindemittel dienen die eisenoxydhaltigen Rückstände der Anilinfabrikation. Die Preßlinge werden getrocknet und geglüht.

D. P. A. W. 23.763, D. P. 178.303 (Zusatz zu 175.657).

Ludwig Weiß, Budapest. 18. Februar 1906.

Verfahren zum Brikettieren von Eisenabfällen.

Als Bindemittel dient Kalkwasser. Die Preßlinge sollen sich nach dem Verlassen der Presse auf 50—60° erhitzen und nach 24 Stunden vollständig hart und wetterbeständig sein.

D. P. A. F. 19.778, D. P. 189.870.

Fellner und Ziegler, Frankfurt a. M. 7. Februar 1905.

Verfahren zum Zusammenballen feinkörniger oder staubförmiger Erze in einem mit Kohlenstaubfeuerung betriebenen Drehrohrofen unter Einführung eines Sintermittels in Staubform.

Das staubförmige Sintermittel soll das Sintergut zu Klumpen aneinanderkitten. Solche Sintermittel sind: Brauneisenstein, Abfallstoffe aus der Aufbereitung von Eisen oder Manganerzen, leicht schmelzbare Eisenschlacken.

D. P. A. W. 24.698. D. P. 181.516.

Utley Wedge, Ardmore, Pennsylvanien. Vereinigte Staaten von Nordamerika. 3. November 1905.

Verfahren zum Zusammenballen von Schwefelkiesklein mit Hilfe eines Metallsulfates als Bindemittel.

Purples werden mit einem Metallsulfat so lange gerührt, bis die Masse gekörnte Form angenommen hat. Beim Rühren wird die Masse nötigenfalls schwach erwärmt.

1907. D. P. A. W. 24.040. D. P. 185.602.

Dr. Jean Wieß, Rotterdam. 22. Juni 1905.

Verfahren zur Überführung von erdigen, pulverigen und feinkörnigen Erzen und Hüttenerzeugnissen in eine zur Verhüttung brauchbare Form durch Verkoken eines Gemisches von verkokbaren Stoffen, Feinerz u. dgl. mit Kalk, Kalkstein o. dgl.

Nach Verkoken Behandlung mit Wasserglaslösung. Das Wasserglas soll mit den basischen Bestandteilen kittende Silikate bilden.

D. P. A. D. 16.965. D. P. 191.020.

Dr. Friedrich Wilhelm Dünkelberg, Wiesbaden. 10. April 1906.

Verfahren zur Herstellung von geformten und gesinterten Briketts aus einem Gemisch von Erz, Sintermittel und Melasse.

Das Gut wird mit Melasse, Kieselgur und Kainit gemischt und geziegelt. Die Preßlinge werden in Ringofen gesintert. Die Melasse dient als Klebstoff beim Ziegeln. Kieselgur und Kainit sollen beim Erhitzen im Ringofen durch Bildung von leicht schmelzenden Alkalisilikaten die Bindung bewirken.

D. P. A. N. 8476. D. P. 198.486.

Albert Naht, Dresden, A. 30. Mai 1906.

Verfahren zur Brikettierung von Feinerzen u. dgl. durch Erzeugung von kittenden Oxyden.

Als Bindemittel wird ein pulverförmiger Stoff zugesetzt, der bei der Verbrennung mit Sauerstoff feste Oxyde liefert und hiebei so viel Wärme erzeugt, daß das Gut zusammensintert. Solche Stoffe sind: Fe-, Mn-, Al-, Ca- und Si-Legierungen. Der Sauerstoff wird als Gas oder als Superoxyd, z. B. Bariumsuperoxyd zugesetzt. Die Sinterung findet am besten beim Pressen statt.

D. P. A. D. 18.027. D. P. 196.197.

Dellwik-Fleischer, Wassergas-Ges. m. b. H., Frankfurt a. M. 31. Jänner 1907.

Verfahren zum Zusammenballen feinkörniger Erze oder eisenhaltiger Stoffe durch Sinterung im Drehrohrofen.

Um arme Heizgase benützen zu können, werden dieselben vorher stark verdichtet, so daß man mit ihnen eine Stichflamme herstellen kann, welche

1. die nötige Temperatur erzeugt,
2. eine scharf begrenzte Sinterzone bildet.

D. P. A. D. 18.536. D. P. 197.284 (Zusatz zu 191.020).

Dr. Friedrich Wilhelm Dünkelberg, Wiesbaden. 27. Mai 1907.

Verfahren zur Herstellung von geformten und gesinterten Briquets aus einem Gemisch von Erz o. dgl., Sintermittel und Melasse.

An Stelle des Kainits sollen leichter schmelzende Abraumsalze, wie Karnallit und Bergkieserit, verwendet werden.

D. P. A. K. 34.900. D. P. 197.497.

Alfons Jerusalem, Köln. 8. Juni 1907.

Verfahren zur Erhärtung und Silikatbildung von aus erzfeinen oder sonst verhüttbaren Stoffen gebildeten, kieselsäure- und kalkhaltigen Formlingen durch Behandlung mit gespanntem Wasser im Härtekessel.

Das Gut wird mit Kieselsäure und mit kalkhaltigen Stoffen geziegelt. Die Preßlinge werden in einer schrägliegenden drehbaren Trommel mit gespanntem Wasserdampf erhärtet.

1908. D. P. A. F. 22.966. D. P. 202.358.

Fellner & Ziegler, Frankfurt a. M. 5. Februar 1907.

Verfahren, mulmige Erze durch Sintern verhüttbar zu machen.

Die Hitze des aus dem Ofen kommenden gesinterten Gutes (etwa 1000°) soll dadurch ausgenützt werden, daß ihm beim Verlassen des Ofens so viel ungesintertes Gut zugeführt wird, als es einbacken kann.

D. P. A. Sch. 27.716. D. P. 247.264.

Walter Schwarz, Dortmund. 10. Mai 1907.

Verfahren zur Herstellung von verhüttungsfähigen Briquets aus Gichtstaub und an deren verhüttungsfähigen Ausgangsstoffen.

1909. D. P. A. K. 34.867. D. P. versagt.

Erich Diek, Hildesheim. 4. Juni 1907.

Verfahren zum Abbinden und zum Erhärten von unter Zusatz zementartiger Bindemittel hergestellten Preßsteinen aus Erzen und anderen verhüttbaren Stoffen.

D. P. A. K. 30.028. D. P. 210.346.

Tom Cobb King, New York. 27. Juli 1905.

Verfahren zum Sintern feinkörniger Erze.

Drehrohrofen. Das Gut wird mit organischen Bindemitteln, z. B. Kohlenwasserstoffen oder Kohlenhydraten gemischt. Diese sollen die Massen zu Brocken zusammenballen und bis zum Sintern erhalten.

D. P. A. L. 25.438. D. P. versagt.

Wilhelm Lessing, Troisdorf. 17. Jänner 1908.

Verfahren zur Herstellung von Erzbriketts mittels Hochofenschlacke.

Als Bindemittel dient mit Luft, Gas oder Dampf granuliert Hochofenschlacke. Die granuliert Hochofenschlacke soll bindefähig sein wie die wassergranuliert und weniger Schwefel enthalten.

D. P. A. D. 18.662. D. P. 221.466 (Zusatz zu 174.884).

Deutsche Brikettierungs-G. m. b. H., Altenkirchen am Rhein. 25. Juni 1907.

Verfahren zum Brikettieren von mulmigen Erzen u. dgl.

Dem Preßgut werden außer Kalkstein und Zement noch Stoffe zugesetzt, welche lösliche (verbindungsfähige) Kieselsäure enthalten, wie z. B. Trachyt und Phosphorituffe.

D. P. A. D. 18.806. D. P. versagt.

Deutsche Brikettierungs-G. m. b. H., Altenkirchen, 23. August 1907.

Verfahren zum Brikettieren von mulmigen Erzen u. dgl. unter Verwendung von Kalkstein und einem zementartigen Bindemittel.

1910. D. P. A. T. 13.122. D. P. 224.955.

William Thomlinson, Westhartlepool, Großbritannien. 9. Juni 1908.

Verfahren zum Zusammenbacken von mulmigen Erzen, Eisen, Mangan oder anderes Metall enthaltenden Erzen o. dgl. zu Blöcken oder Klumpen durch Brennen mittels heißer Gase.

Das Gut wird in gemauerte Gruben eingestampft und durch Heizgase zusammengesintert. Durch Einlegen von Brettern und Stangen, welche nach dem Einstampfen herausgezogen werden, entstehen Zwischenräume und Kanäle für die Heizgasse, welche in einer nebenanliegenden Feuerung erzeugt werden.

D. P. A. D. 20.661.

Mannesmannröhren-Werke Düsseldorf. 14. Oktober 1908.

Verfahren zum Brikettieren von Feinerz, Gichtstaub und Metallabfällen.

D. P. A. M. 37.564. (Zusatz zur Anmeldung D. 20.661).

Mannesmannröhren-Werke Düsseldorf. 22. März 1909.

Verfahren zum Brikettieren von Feinerz, Gichtstaub und Metallabfällen.

D. P. A. Sch. 33.601. D. P. 228.432.

Paul Schmidt & Desgraz, technisches Bureau, G. m. b. H., Hannover. 30. August 1909.

Verfahren nebst Ofen, Erzbriketts nach dem Brennen und Reduzieren im Kanalbrennofen so zu kühlen, daß sie weder im Ofen noch beim Austritt aus dem Ofen wieder oxydiert werden.

Die Kühlluft streicht nicht durch die Kühlkammer und über die Briketts, sondern um die Kühlkammer, welche entsprechend dünnwandig, nötigenfalls aus Eisenblech und doppelwandig ausgeführt wird.

D. P. A. J. 10.780. D. P. 231.848.

Jones Step Process Co., Duluth, Vereinigte Staaten von Nordamerika. 6. Juni 1908.

Drehrohrofen zur Herstellung von Blöcken unter Einwirkung heißer, reduzierender Gase auf mit einem Bindemittel von Blöcken geformten Erz.

Es sollen Metallblöcke von 10 bis 20 t Gewicht hergestellt werden, und zwar durch Behandlung mit heißen, reduzierenden Gasen. Um die mit einem Längskanal und mehreren Querkanälen versehenen Blöcke bequem aus dem Ofen entfernen zu können, ist ein Ofenteil auf einem Wagen fahrbar angeordnet.

D. P. A. S. 30.939. D. P. 241.464 (Zusatz zu P. 210.742).

Metallurgische Gesellschaft, A. G., Frankfurt am Main. 24. Februar 1910.

Verfahren zum Zusammensintern von feinen oxydischen Erzen und Hüttenprodukten, insbesondere Eisenerz, Manganerz, Kiesabbrände und Gichtstaub.

Konvertersinterung. Das Erzgemisch wird mit einer Eisensulfatlösung getränkt, um die Zusammensinterung zu verbessern.

D. P. A. F. 29.520.

Eugen Fochtenberger, Mannheim. 18. März 1910.

Verfahren zum Mischen von Metallen mit weit voneinander liegenden Schmelzpunkten unter Einführung eines Metalles von geringerem Schmelzpunkt in besonderer Verpackung.

Das Zusatzmetall wird im Hohlkörper aus schwer schmelzbaren Materialien, wie Sorelzement, Gips u. dgl. eingeschlossen und alsdann der anderen Masse zugesetzt.

D. P. 245.627.

Andreas Roth, Duisburg. 16. September 1910.

Verfahren zum Rösten und Agglomerieren feinkörniger Körper.

Die zu verarbeitenden Materialien, Erze, Abbrände, Gichtstaub und andere von feinkörniger, beziehungsweise pulverförmiger Beschaffenheit werden im brennenden Gasluftstrom geröstet, beziehungsweise agglomeriert und von der Verbrennungsstelle in die Verbrennungsluft eingeführt.

D. P. 248.465.

Paul Claes, Brüssel. 22. März 1910.

Verfahren und Vorrichtung zur schnellen Evakuierung von Briketts behufs Porösmachens.

Der mit Formlingen voll besetzte Behälter wird nacheinander mit mehreren luftleer gemachten Behältern und alsdann mit einer Luftpumpe verbunden. Die hiezu gehörende Vorrichtung zur Ausführung des Verfahrens kennzeichnet sich dadurch, daß mittels eines Mehrwegehahnes der die Formlinge enthaltene Behälter mit mehreren luftleer gemachten Behältern verbunden werden kann.

1911. D. P. A. K. 42.291.

Adolf Viktor Kroll, Frankfurt am Main. 29. September 1909.

Verfahren zum Einbinden von Feinerz, Gichtstaub u. dgl.

D. P. A. D. 23.434. D. P. 248.826.

Carl Dellwik, London. 30. Mai 1910.

Verfahren zum Zusammenballen von auf einem Förderbande o. dgl. befindlichen, pulverförmigen oder feinkörnigen Gut, beispielsweise Feinerz oder eisenhaltigen Rückständen durch Hitze.

Die Decke der Schicht auf dem Transportbande und die Bewegungsgeschwindigkeiten werden so bemessen, daß das Gut nicht bis auf das Band durchsintern kann. Beim Austritt aus dem Ofen wird das untergesinterte Gut vom gesinterten mechanisch getrennt.

D. P. A. Sch. 29.995.

Dr. Wilhelm Schumacher, Berlin. 25. April 1908.

Verfahren zum Brikettieren von Gichtstaub, gegebenenfalls unter Zusatz von anderen Feinerzen.

Die Bindefähigkeit des Gichtstaubes soll durch Zusatz einer geringen Menge (1%) eines Katalysators soweit erregt werden, daß durch Ziegeln verhüttungsfähige Briketts entstehen. Katalysatoren sind die Chloride und Sulfate der alkalischen und der Eisengruppe oder die entsprechenden Säuren. Besonders Chlormagnesium. Die Bindefähigkeit kann weiter durch Dämpfung gesteigert werden.

D. P. A. A. 19.448.

Allgemeine Brikettierungs-G. m. b. H., Berlin. 8. Dezember 1909.

Verfahren zum Brikettieren von mineralischen und metallischen Stoffen.

D. P. A. B. 54.304. D. P. 240.837.

Fritz Belke, Essen. 22. Oktober 1909.

Verfahren zur Herstellung von Erzkoks aus einem Gemenge von Kohle und Feinerz, Gichtstaub u. dgl.

Ein Gemenge von Kohle und Feinerz wird unter Druck verkocht. Infolge des Druckes soll der erzeugte Erzkoks eine größere

Festigkeit erhalten und einen größeren Gehalt an Erz oder Gichtstaub vertragen.

D. P. A. D. 20.666. D. P. 247.255.

Max Glaß, Wien. 15. Oktober 1908.

Verfahren zum Brikettieren von Metallabfällen durch Bindung mittels Kalziumsilikat, das aus Wasserglas und Chlorkalziumlösung gebildet wird.

Die zur Erzeugung des Kalziumsilikates notwendige Wasserglas- und Chlorkalziumlösung wird unter Zusatz von Ätzkalk nur in solchen, eben hinreichenden Mengen verwendet, daß die Oberflächen der zu brikettierenden Masse angefeuchtet wird.

D. P. A. Sch. 37.664. (Zusatz zu Anmeldung Sch. 29.995).

Dr. Wilhelm Schumacher, Berlin. 17. November 1908.

Verfahren zum Brikettieren von Gichtstaub, gegebenenfalls unter Zusatz von anderen Feinerzen.

Der Gichtstaub wird sehr fein gemahlen, mit Wasser angefeuchtet und geziegelt. Die Preßlinge werden mit hochgespanntem Wasserdampf (8 Atmosphären), 10 Stunden gehärtet. Es hat sich gezeigt, daß die hydraulischen Eigenschaften des Gichtstaubes durch feinstes Mahlen, genau wie beim Zement, wesentlich gehoben werden.

D. P. A. D. 21.789, 243.549.

Deutsch-Luxemburgische Bergwerks-A.G., Differdingen, Luxemburg. 16. Juni 1909.

Verfahren zum Brikettieren von Gichtstaub.

Vermengen des Gichtstaubes mit solchen Stoffen, die bei 800° Sauerstoff abgeben, z. B. Mangansuperoxyde, Walzensinter. Plötzliches Erhitzen auf 800°, damit rasch aller Sauerstoff frei wird und im Status nascendi wirken kann.

D. P. A. T. 19.688. D. P. 243.427.

Knut Tillberg, Stockholm. 31. Juli 1909.

Verfahren zur Herstellung von Briketts aus mulmigen Eisenerzen, insbesondere Oolith und Brauneisensteinen.

Die mulmigen Erze werden zunächst naß geschlämmt. Die großen Brocken dann reduzierend geröstet und schwachmagnetisch geschieden. Das Konzentrat wird alsdann mit dem stark tonhaltigen Schlamm brikettiert. Eventuell noch brennen.

D. P. A. C. 19.695. D. P. 244.613.

Cöln-Müsener Bergwerks-A. V. Creutzthal, Westfalen. 17. August 1910.

Verfahren nebst Ofen zur Herstellung von Erzbriketts durch Sinterung in Kanalöfen mittels einer von oben gerichteten Flamme.

Kanalöfen mit Brenner. Gas und Luft (vorgewärmt) in Rohrleitungen zugeführt, unter Pressung, zwecks Erzielung einer ganz kurzen, heißen Flamme.

D. P. A. G. 32.307.

Dr. Konstantin Guillemain, Berlin. 16. August 1910.

Verfahren zur Abröstung und Sinterung von Eisen und Mangankarbonaten und zur Sinterung staubförmiger, eisenhaltiger Produkte ohne Zusatz von Brennstoff.

1912. D. P. A. S. 32.473. D. P. 246.082.

Dr. Wilhelm Günther, Cassel. 27. Dezember 1910.

Verfahren zur Ausscheidung des Kalkes aus zum Brikettieren von Erzen, Hüttenprodukten oder Brennstoffen dienender Sulfitlauge.

D. P. A. G. 35.102.

Gewerkschaft Pionier, Walsum a. Rh. 15. September 1911.

Verfahren zur Herstellung von nach dem Pressen sofort transport- und gebrauchsfähiger Briketts aus Erz oder Gichtstaub unter Verwendung von wasserhaltigen organischen Bindemitteln.

D. P. 252.958.

Erich Ritter von Schwarz und Léo Lourié, Berlin-Pankow.

Verfahren zum Einbinden und Brikettieren von feinkörnigen Materialien, Erzen aller Art, Kiesabbränden, Gichtstaub und Abfallprodukte der Hüttenprozesse unter Verwendung von Zement als Bindemittel.

Das Verfahren kennzeichnet sich dadurch, daß dem einzubindenden Material außer Eisenportlandzement oder Zementklinkern granuliert Hochschlacke und Glaubersalz beigemischt werden.

D. P. A. S. 32.473. D. P. 246.082.

Société des Ciments Portland Artificiels de Pouda, Haren bei Brüssel. 22. Oktober 1910.

Verfahren zum Zusammenballen pulverförmiger Erze.

Kurz vor Erreichung der höchsten Temperatur wird auf die Oberfläche des Erzes Kohlepulver aufgegeben. Dies bewirkt 1. durch Verbrennung eine lokale Temperaturerhöhung, 2. wirkt reduzierend, 3. macht die Masse durch Gasentwicklung porig.

Da sich Ofenwand und höchsterhitztes Material nicht berühren (da es in kälteren eingebettet liegt), so verhindern auch die chemischen Einwirkungen zwischen Erz und Brennstoff, die Wärmeaufwand verlangen, das höchst erhitzte Erz, an der Ofenwand anzubacken. Insbesondere Eisen- und Manganerze, im Drehrohrofen unter Hinzufügung von Kohle und dem bereits erhitzten Erz.

D. P. A. M. 39.843.

Bernhard Müller, Tromp, Berlin. 11. Dezember 1909.

Verfahren zur Herstellung von Briketts aus mulmigen Erzen, Gichtstaub und jedwedem Mineral und Abfallprodukten, unter Ver-

wendung von Phosphaten als Bindemittel. Es wird die Bindefähigkeit dem Kristall-, beziehungsweise dem Konstitutionswasser des im Phospat enthaltenen Trikalziumphosphates zugeschrieben. Das Phospat wird kalziniert. Durch Wiederanfeuchten erfolgt unter sehr starker Wärmeentwicklung innerhalb 48 Stunden eine hydraulische Erhärtung der hergestellten Briketts. Zusatzmenge 8 bis 10%.

D. P. A. M. 44.829 D. P. 249.085.

Maschinenbau-Anstalt, Köln, Kalk. 8. Juni 1911.

Verfahren zum Verfestigen von ohne Bindemittel hergestellten Erzbriketts, insbesondere solchen aus Eisenerz, durch Erhitzen.

Die Erzbriketts werden in einem Kanal so aufgestellt, daß zwischen je 2 Briketts ein Zwischenraum frei bleibt, der mit Koksgas oder anderem billigen Brennstoff ausgefüllt wird. Nach beendeter Beschickung wird etwas glühende Kohle aufgegeben und dann Gebläseluft unter entsprechendem Druck in den Kanal geschickt. Veränderung des Winddruckes und der Koksmenge sollen Regulierung der Temperatur ermöglichen.

D. P. A. M. 42.867.

Metallbank und Metallurgische Ges., A. G., Frankfurt am Main. 12. November 1910.

Verfahren zur Erzeugung an metallischen Eisen reichen Sinterprodukten aus feinen Erzen, Kiesabbränden u. dgl. durch Verblasen unter Verwendung von Kohle.

Auf den Boden des Huntington-Heberlein-Konverters wird über die Anzündkohle zunächst eine stärkere Kohleschicht gebreitet, dann erst das Kohleerzgemisch.

Durch die unten liegende Kohleschicht wird der Sauerstoff der Verbrennungsluft vollständig verzehrt, so daß einmal oben reduziertes Erz nicht wieder oxydiert werden kann.

Anmeldungen, betreffend Erzbrikettierung der Klasse 10 b.

1902. D. P. A. T. 8131.

Dr. Ernst Trainer, Bochum. 28. Jänner 1901.

Verfahren zur Herstellung eines Bindemittels zur Brikettierung von Erz, Kohleklein u. dgl. aus Kohlehydraten und ähnlichen Stoffen.

1905. D. P. A. M. 26.209.

Leopold Marton, Budapest. 7. Oktober 1904.

Brikettierverfahren für Brennstoffe, Erz u. dgl. unter Benützung von Stärke als Bindemittel für sich oder zusammen mit anderen Zusätzen.

1906. D. P. A. W. 25.338. D. P. 183.108.

Ludwig Weiß, Budapest. 15. Februar 1906.

Verfahren zur Herstellung fester, harter Briketts aus stückigen oder pulverigen Stoffen, wie Erzen, Gemische von Erzen und Koksgrus, Anthrazit, Stein oder Holzkohle u. dgl., wobei das Brikettier-

gut mit Kalkhydrat vermennt und feucht mit Kohlensäure unter Druck behandelt wird.

Die Preßlinge werden zunächst mit hochgespannter, kalter Kohlensäure, dann in warmer Kohlensäure erhärtet. Kalziumkarbonatbildung.

D. P. A. G. 20.837.

Gewerkschaft Eduard, Frankfurt a. M. 19. Jänner 1905.

Verfahren zur Herstellung von Briketts, deren Bindemittel in ihnen verkocht oder verkohlt werden.

1907. D. P. A. T. 9674.

Dr. Ernst Trainer, Wolfach, Baden.

Verfahren zur Herstellung eines Bindemittels zu Brikettierungszwecken aus den Abfallaugen der Sulfitzellulosefabrikation, bei welchem die Entziehung des Wassers so weit erfolgt, daß das Bindemittel in Pulverform zurückbleibt.

1909. D. P. A. N. 7465. D. P. 215.707.

Gewerkschaft Eduard, Langen.

Verfahren zur Herstellung von Briketts aus Kohle, Koks oder Erzklein.

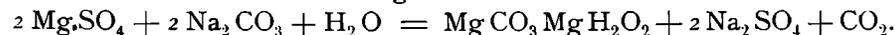
Anmeldungen, betreffend Erzbrikettierung in Klasse 40 a.

1902. D. P. A. H. 21.594. D. P. 131.641.

Dr. A. Hof, Witten a. d. Ruhr. 28. Jänner 1899.

Verfahren zum Brikettieren von Erz, Mineral, Gesteins-Metallklein, Hochofenstaub, Schlackensand u. dgl.

Als Bindemittel wird der Niederschlag benützt, der entsteht, wenn das mit einer wässerigen Lösung eines Magnesium-, Kalzium- oder Aluminiumsalzes gemischte Brikettiergut mit einer Lösung eines Kalium-, Natrium oder Ammoniums Salzes versetzt wird, z. B. nach der Gleichung:



Das entstehende basische Magnesiumkarbonat bildet das Bindemittel.

1904. D. P. A. B. 33.967. D. P. 157.136.

Dr. W. Buddeus, München. 21. März 1903.

Verfahren zum Einbinden von Erzen aller Art, Kiesabbränden und Abfallprodukten.

Als Bindemittel dienen die Doppelsalze von Alkalisulfaten in Gemeinschaft mit den Sulfaten der Schwermetalle (z. B. Eisen und Mangan).

D. P. A. B. 35.801.

Dr. W. Buddeus, München. 25. November 1903.

Verfahren zum Einbinden von Eisen und Manganerzen, Kiesabbränden, Schlacken, Hochofenstaub u. dgl.

1906. D. P. A. W. 24.706. D. P. 175.657.

Ludwig Weiß, Budapest. 27. Februar 1904.

Verfahren zum Brikettieren von Metallabfällen und Erzen.

Als Bindemittel dient eine kalziumsulfathaltige schwache Lösung von Magnesiumsulfat.

Die Lösung ist ein Abfall der Kohlensäure- und Sodafabriken.

1907. D. P. A. H. 36.618.

Heinrich Heekmann, Saarbrücken. 2. Dezember 1905.

Verfahren zum Brikettieren von kieseligen Erzen.

1908. D. P. 204.082.

Fred Bennit, Joliet, Vereinigte Staaten von Nordamerika. 30. Juni 1907.

Verfahren und Vorrichtung zum Entschwefeln und Zusammensintern von metallhaltigem pulverigen Gut durch Verblasen unter Verhinderung einer Bewegung der Gutteilchen.

Das Gut wird mit Brennstoff gemischt und in beweglichen Erzträgern mit durchlässigem Boden durch eine Zone des Ofens hindurchgeführt, in welcher der Brennstoff entzündet und verbrannt wird.

D. P. A. H. 40a. S. 21.785. D. P. 210.742.

Dr. J. Savelsberg, Papenburg a. Ems. 28. Oktober 1905.

Verfahren zum Zusammensinternlassen von feinen oxydischen Erzen und Hüttenprodukten, insbesondere Eisenerz, Manganerz, Kiesabbrände, und Gichtstaub. Das Sintergut wird mit Brennstoff gemischt und in einem kippbaren Herd (Birne) durch Einblasen von Luft zusammengesintert.

Als Brennstoffe kommen minderwertige Stoffe, wie Koks klein, Braunkohle, Staubkohle, Torf u. dgl in Anwendung. Der Brennstoffverbrauch soll etwa 8—15% des Einsatzes betragen.

1910. D. P. 224.309, 224.816.

Carl Adolf Brakelsberg, Düsseldorf-Stockum. 23. Oktober 1908.

Verfahren zum Brikettieren von pulverigen Erzen mit Gewinnung von Cl-Verbindungen.

Die Ziegel oder das zusammengeballte Gut werden getrocknet und bis zur Zersetzung des Bindemittels erhitzt. Die entweichenden Chlorverbindungen läßt man auf Magnesiumkarbonat oder Dolomit einwirken.

D. P. 218.372 (Zusatz zu 204.082); weitere Zusatzpatente.

Metallurgische Gesellschaft A.-G. Frankfurt a. M. 5. Oktober 1907.

Vorrichtung zur Ausführung des Verfahrens zum Entschwefeln und Zusammensintern von metallhaltigem pulverigen Gut durch Verblasen unter Verhinderung der Bewegung der Gutteilchen.

Klasse 18 b.

1912. D. P. A. F. 30.614.

Srol Boruchow Frumkin, Minsk, Rußland. 3. September 1910.

Verfahren und Vorrichtung zum Umwandeln von Roheisen in schmiedbares Eisen sowie zum Rösten von Erzen und zur Gewinnung von Eisen und Stahl unmittelbar aus Erz.

Ringförmiger Konverter mit seitlich senkrechtem Windanschluß, vorgeschaltet ein Rekuperator. Es wird Erz und Kohle eingegeben und dann der Wind angestellt. In welcher Weise diese Arbeiten vor sich gehen sollen und welchen Vorteil diese Anordnung bringt, ist nicht genau ersichtlich.

---

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Herr Gouvy hat sich gemeldet, ich erteile ihm das Wort.«

Mitglied Alexander Gouvy (Düsseldorf): »Ich möchte eine Legende, die sich durch die ganze Literatur hinschlängelt, bei dieser Gelegenheit richtigstellen; es handelt sich um Kertsch. Die dortige Brikettierungsanlage, wovon sich 1905 in der Zeitschrift »Stahl und Eisen« eine Beschreibung befand und welche ich im letzten Winter zu besichtigen Gelegenheit hatte, ist nämlich, sowie das ganze Hüttenwerk seit neun Jahren außer Betrieb! Dazu sind die Angaben darüber nicht ganz richtig, insofern als z. B. der mit 700 Atmosphären angegebene Pressendruck nicht gemessen werden kann, und in Wirklichkeit höchstens 300 bis 400 Atmosphären beträgt. Das sogenannte Kertscher Brikettierungsverfahren müßte eigentlich als zur Vergangenheit gehörig betrachtet werden, um so mehr, als bei einer eventuellen Wiederaufnahme des Betriebes vieles daran geändert werden müßte.«

Mitglied Wilhelm Venator: »Ich möchte nur erwähnen, daß es ganz eigentümlich ist, daß die Brikettverwendung in Hochöfen so geringe Fortschritte macht und daß viele Hochöfner nicht daran gehen wollen, Briketts mitzuverwenden. Ich habe vor acht Jahren größere Versuche ausgeführt unter Zusatz von mehreren Prozent Chlormagnesium und Magnesia. Die Briketts waren vorzüglich und entsprachen allen Anforderungen. Es war aber unmöglich, irgendein Hochofenwerk zu veranlassen, das Brikettierverfahren aufzunehmen. Man machte die Einwendung, daß das Chlormagnesium dem Hochofen schade, weil Salzsäure entstehe, die die Hochofenarmaturen angreife. Ich habe im Laboratorium sehr viele Versuche ausgeführt; es entsteht keine Spur von Salzsäure. Heute arbeitet das Verfahren Dr. Schumachers unter Verwendung geringer Mengen von Chlormagnesium und anderer Salze tadellos, ohne daß bis jetzt die Hochofenarmatur angegriffen worden ist. Gegen derartige Vorurteile kann man schwer ankämpfen.«

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Ich bitte nun Herrn Bergassessor Dobbelsstein, seinen Vortrag halten zu wollen.«

# Luftsalpetersäure aus Koksofengasen.

Von

**Bergassessor Otto Dobbstein,**

Essen-Ruhr.

Nachdem die Landwirtschaft die Bedeutung der Mineraldünger erkannt hatte, ist die Aufnahmefähigkeit des Weltmarktes hiefür ständig gestiegen, und zwar trifft dies nicht nur für Kali und Phosphorsäure, sondern auch für den gebundenen Stickstoff zu, weil die gute Wirksamkeit des einen Bestandteiles von dem Vorhandensein des anderen abhängig ist. Außerdem gebraucht die chemische Industrie größere Mengen von Salpetersäure.

Da die chilenischen Salpeterlager einer baldigen Erschöpfung entgegengehen, ist man schon seit längerer Zeit bestrebt, den in unbegrenzten Mengen zur Verfügung stehenden Luftstickstoff durch Oxydation zu gewinnen. Die bekanntesten Verfahren benützen hiezu den elektrischen Lichtbogen, durch den Luft hindurchgeblasen wird. Das Kalkstickstoffverfahren beruht darauf, daß Kalziumkarbid bei höherer Temperatur Stickstoff aufnimmt, ein Erzeugnis, das für Düngungszwecke aber nicht sonderlich geeignet ist. Bei dem Ammoniakverfahren von Haber wird reiner Stickstoff und reiner Sauerstoff unter hohem Druck erhitzt; sie vereinigen sich dann in Gegenwart eines geeigneten Katalysators. Das Aluminiumstickstoffverfahren nach Serpek benützt die Eigenschaft des Aluminiums, bei hoher Temperatur Stickstoff aufzunehmen, der durch Kochen als Ammoniak wieder entweicht und auf schwefelsaures Ammoniak verarbeitet wird.

Die Luftstickstoffverarbeitung mit Hilfe von Koksofengasen nach Häußer beruht ebenfalls auf einer Luftverbrennung, und zwar durch die explosionsartige Verbrennung von Gasen oder brennbaren Flüssigkeiten in einer Bombe. Die chemischen Vorgänge bei dem Verfahren sind nach der Theorie sehr einfach: in der Explosionsbombe entsteht zunächst Stickoxyd nach der Gleichung  $N_2 + O_2 = 2 NO$ . Das Stickoxyd geht hinter der Bombe bei fortschreitender Abkühlung unter weiterer Sauerstoffaufnahme aus den Abgasen, die noch reichlich

freien Sauerstoff enthalten, von selbst in das rötlichbraune Stickstoffdioxid über:  $2 \text{NO} + \text{O}_2 = 2 \text{NO}_2$ . Die Tatsache, daß sich bei Gasexplosionen Stickstoffoxyde bilden, ist an sich schon seit langem bekannt: man hat aber diesen Vorgang technisch noch nicht zu verwerten gesucht, weil nach der herrschenden theoretischen Vorstellung über die Stickoxydbildung die erzielbare Höchstausbeute viel zu gering war, um eine derartige Stickstoffgewinnung wirtschaftlich erscheinen zu lassen. Da zur Stickstoffbildung eine gewisse Zeit nötig ist, war es außerdem fraglich, ob sich während der kurzen Dauer der Höchsttemperatur, die bei Gasexplosionen nur wenige Hundertstel Sekunden umfaßt, die nach dieser Theorie erzielbare Stickoxydmenge überhaupt bilden würde.

Durch eine Reihe von Laboratoriumsversuchen ist von Professor Häußler aber der Nachweis erbracht worden, daß sich in größeren Explosionsgefäßen bei energischer Abschreckung des Gasgemisches nach der Explosion Ausbeuten erzielen lassen, die die theoretischen Werte um mehr als 100% übersteigen. Diese Mehrausbeute ist nach Häußler einer Lichteinwirkung der Explosionsflamme zuzuschreiben.

Die erste Versuchsmaschine bestand, wie Abb. 1 zeigt, aus einem Kompressor, an den die Explosionsbombe angebaut war. Das Gasluftgemisch wurde hierin komprimiert und in der Bombe zur Entzündung gebracht. Nach der Explosion lieferte derselbe Kompressor Spülluft, um dann wieder das explosive Gasluftgemisch in die Bombe zu drücken. Infolge der bei dieser Anordnung vorhandenen Explosionsgefahr und der geringen Leistungsfähigkeit der kombinierten Maschine ging man bei der zweiten größeren Versuchsanlage dazu über, besondere Kompressoren für Gas und Luft und einen für die Spülluft aufzustellen. Außerdem wurde ein besonderer Anwärmeofen für die Preßluft vorgesehen, weil man erkannt hatte, daß die Stickoxydausbeute von der Höhe der Explosionstemperatur und von der Höhe des Druckes abhängig ist. Dieser Ofen ist in Abb. 2 dargestellt; er wurde mit Gas durch einen bunsenartigen Brenner beheizt. Als weiteres Mittel zur Steigerung der Ausbeute wurde der Zusatz von Sauerstoff zu dem

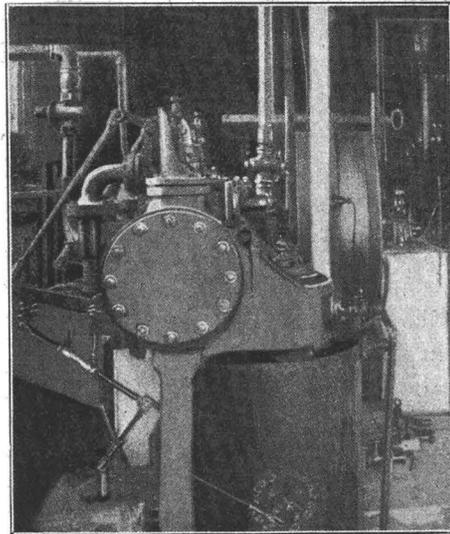


Abb. 1.

Erste Versuchsmaschine.

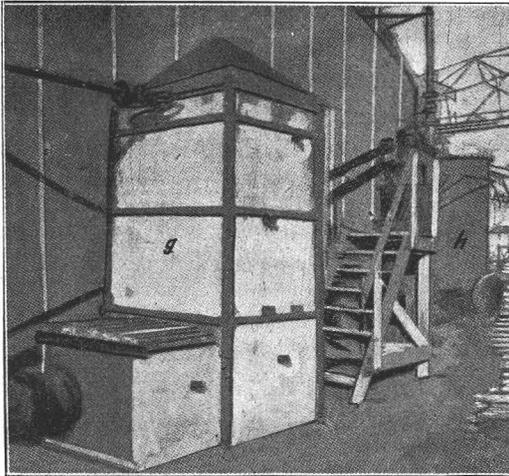


Abb. 2.  
Vorwärmeofen und Generator.

ventil hat sich als völlig betriebssicher erwiesen. Zur Zündung diente ein Boschapparat mit Abreißvorrichtung, der länger als ein Jahr in Betrieb stand und weder die Notwendigkeit von Ausbesserungen noch Fehlzündungen ergeben hat. Die folgende Abb. 4 zeigt die äußere Ansicht der Bombe mit den Steuerorganen und der Zündvorrichtung. Außerdem war vorn ein Stutzen, der zum Anschrauben

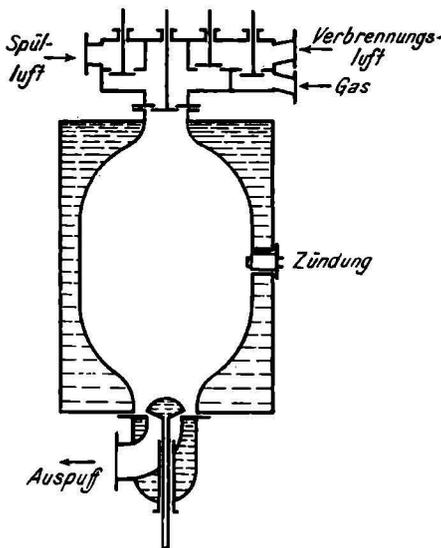


Abb. 3.  
Längsschnitt durch die Bombe.

Gasluftgemisch erkannt, der in der Ansaugleitung des Luftkompressors erfolgte. Das explosive Gemisch trat in eine besondere Bombe, deren schematischer Schnitt in Abb. 3 wiedergegeben ist. Sie hatte 100 l Rauminhalt und bestand aus einem Zylinder mit halbkugelförmigen Enden aus Stahlguß mit offener Mantelkühlung. Die Einlaßsteuerorgane für Gas, Gasluftgemisch und Spülluft waren einfache Tellerventile. Das besonders beanspruchte, mit Wasser gekühlte Auslaß-

ventil hat sich als völlig betriebssicher erwiesen. Zur Zündung diente ein Boschapparat mit Abreißvorrichtung, der länger als ein Jahr in Betrieb stand und weder die Notwendigkeit von Ausbesserungen noch Fehlzündungen ergeben hat. Die folgende Abb. 4 zeigt die äußere Ansicht der Bombe mit den Steuerorganen und der Zündvorrichtung. Außerdem war vorn ein Stutzen, der zum Anschrauben des Indikators diente, angebracht, um Druckmessungen vornehmen zu können.

Die Verbrennungsgase gingen von der Bombe dann durch einen Kühlbottich und einen Oxydationsturm, deren Anordnung das folgende Bild (Abb. 5) zeigt, ins Freie, wo sie als braune Dämpfe sichtbar waren.

In dieser Anlage sind eine große Zahl von Versuchen angestellt worden, die ein ziemlich einwandfreies Bild von der Betriebssicherheit und Wirtschaftlichkeit ergeben haben. Leider waren die Einrichtungen der Versuchsanlage aber nicht ausreichend, um die Vorwärmung der

Luft gleichzeitig mit dem Sauerstoffzusatz durchzuführen; es läßt sich aber durch Kombination, beziehungsweise Interpolation der gewonnenen Ergebnisse, wie ich später zeigen werde, annähernd bestimmen, mit welchen Ausbeuten man bei der vereinigten Anwendung beider Mittel und bei Erhöhung des Anfangsdruckes rechnen kann.

Wichtig ist vor allen Dingen die Feststellung, daß man bei Einhaltung der gleichen Versuchsbedingungen stets sehr konstante Aus-

beuten erzielt hat. Aus dem reichen Versuchsmaterial habe ich ein Diagramm herausgegriffen, das die Gleichmäßigkeit des Explosionsdruckes in der Bombe nach einer bestimmten Einstellung

der Versuchsanlage zeigt (Abb. 6, oberes Diagramm). Das Diagramm ist entstanden durch Verschieben der feststehenden Indikatortrommel um einige Millimeter nach jeder Explosion. Die Schwankungen des

Explosionsdruckes sind so verschwindend klein, daß sie praktisch keine Rolle spielen. Das untere Diagramm der Abb. 6

zeigt den Verlauf der Explosionsdrucklinie bei einem Anfangsdruck von 4 Atmosphären abs. und vorgewärmter Verbrennungsluft. Der ganze Vorgang nimmt nur einen Zeitraum von 0,36 Sekunden in Anspruch. Die Stickoxydbildung erfolgt hauptsächlich während des Höchstdruckes. Um einen Zerfall der gebildeten Stickoxyde zu verhindern, ist es aber auch wichtig, daß sie sehr energisch abgeschreckt werden. Diese Bedingung ist, wie aus dem Diagramm hervorgeht, dadurch erfüllt, daß das Auslaßventil verhältnismäßig groß gewählt wurde.

Die Versuche wurden in Ermangelung von Koksofengas mit minderwertigem Leuchtgas von 4330 Wärmeeinheiten, einem Gehalt von 44% Wasserstoff, 26% leichtem Kohlenwasserstoff, 4%

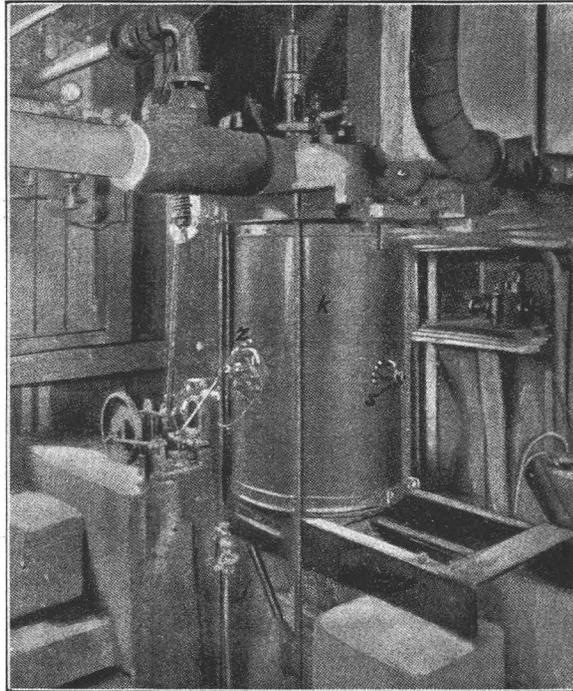


Abb. 4.

Bombe mit Steuervorrichtung.

schweren Kohlenwasserstoffen, 14% Kohlenoxyd, 3% Kohlensäure; 1% Stickstoff und 8% Sauerstoff, das also in der Zusammensetzung dem Koksofengase ähnelte, durchgeführt. Die mit diesem Gase bei den verschiedenen Versuchsbedingungen erhaltenen Ausbeuten sind in Abb. 7 graphisch aufgetragen. Die untere Linie *a* des ersten Diagramms zeigt die Steigerung der Ausbeuten ohne Vorwärmung und

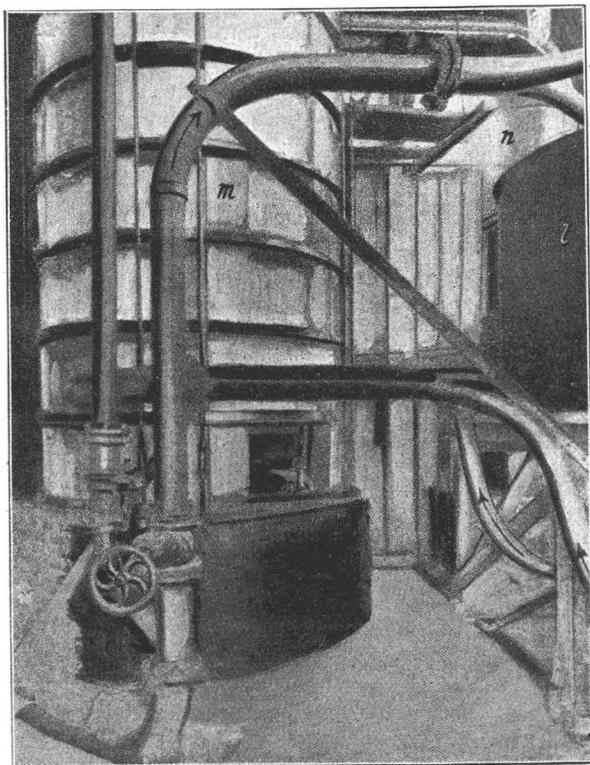


Abb. 5.  
Kühlbottich und Oxydationstürme.

ohne Sauerstoffzusatz, allein durch gesteigerten Druck, und zwar sind die Drucke als Abszissen und die zugehörigen Ausbeuten in Gramm für 1 m<sup>3</sup> Gas als Ordination aufgetragen. Bei einer Vorwärmung der Luft auf 250—300° C ist die parallel verlaufende Ausbeutekurve *b* um etwa 25 g nach oben gerückt. Bei einem Sauerstoffzusatz von etwa 33% auf 1 m<sup>3</sup> Gas aber ohne Vorwärmung liegt die wieder parallel verlaufende Kurve *c* sogar um 50 g pro Kubikmeter Gas höher. Die Ausbeutekurve *d* für Sauerstoffzusatz und Vorwärmung ist nun durch einfache Addition ent-

standen. Man kommt bei 5 Atmosphären Überdruck danach schon auf annähernd 205 g Ausbeute.

Es ist aber anzunehmen, daß sich bei der vereinigten Anwendung der gegebenen Mittel die Ausbeuten nicht nur addieren, sondern wesentlich schneller wachsen, weil die Ausbeute eine Exponentialfunktion der Explosionstemperatur ist, wie aus dem zweiten Diagramm der Abb. 7 hervorgeht. Die Temperaturen sind als Abszissen und die bei den Versuchen ermittelten entsprechenden Ausbeuten als Ordinaten aufgetragen. Danach wird schon bei einer Explosionstemperatur von etwa 1900° C eine Ausbeute von etwa 210 g erzielt, während sich

voraussichtlich Temperaturen bis zu  $2000^{\circ}\text{C}$  erreichen lassen, wenn man die Vorwärmung auf etwa  $400^{\circ}\text{C}$  treibt und bei 5 Atmosphären Anfangsdruck mit Sauerstoffzusatz arbeitet.

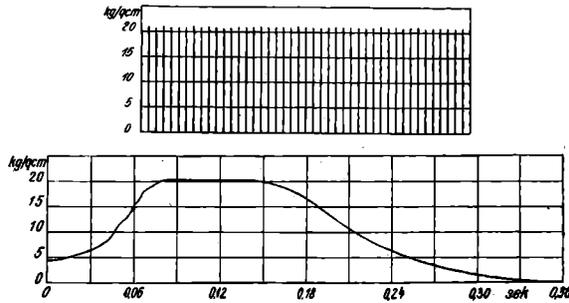


Abb. 6.  
Explosionsdiagramm.

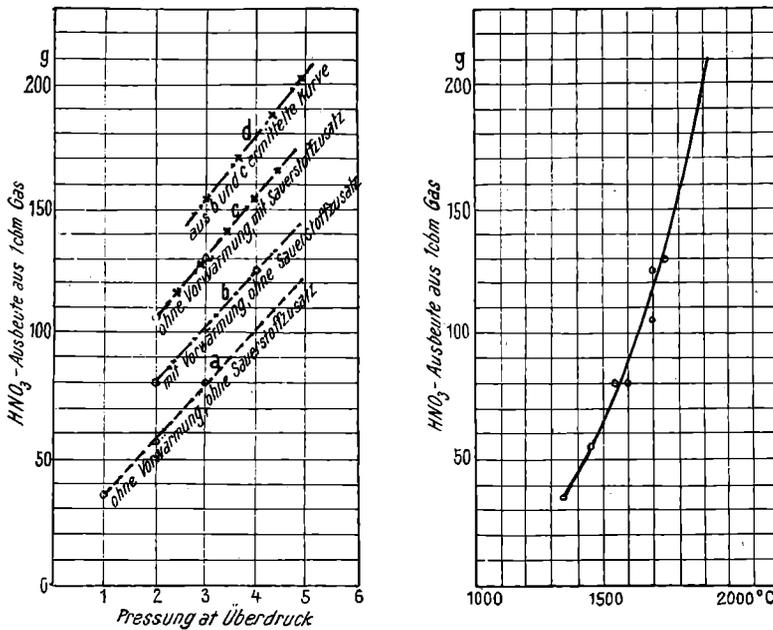


Abb. 7.  
Abhängigkeit der Ausbeute von Druck, Vorwärmung, Sauerstoffzusatz und Explosionstemperatur.

Eine Anlage, die diesen Anforderungen gewachsen ist, für eine Gasmenge von 4000 bis 5000  $\text{m}^3$  in 24 Stunden, ist auf der Zeche de Wendel bei Hamm augenblicklich im Bau begriffen, und zwar wird gleichzeitig eine Sauerstofffabrik nach dem System Linde oder Hildebrandt miterrichtet, um den erforderlichen Sauerstoff billig zu

erhalten. Abb. 8 zeigt eine schematische Grundrißdarstellung dieser Anlage, deren Kondensation für die zweifache Abgasmenge ausreicht, so daß die ganze Anlage ohne weiteres verdoppelt werden kann. Mit 1 und 2 sind die Gasometer für Sauerstoff und Koks-ofengas, mit 3 die Sauerstoffgewinnungsanlage, mit 4 das Kompressoraggregat für Luft, Gas und Sauerstoff, mit 5 der Antriebsmotor, mit 6, 7, 8 und 9 kleinere Ausgleichsbehälter für Sauerstoff, Gas, Verbrennungsluft und Spülluft, mit 10 die Bomben, mit 11 Speisewasservorwärmer, mit 12 ein Dampfkessel, der gleichzeitig als Luftüberhitzer dient, mit 13 der Oxydationsturm, mit 14 ein System von Absorptionstürmen und mit 15 die Konzentrationsanlage für Säure bezeichnet.

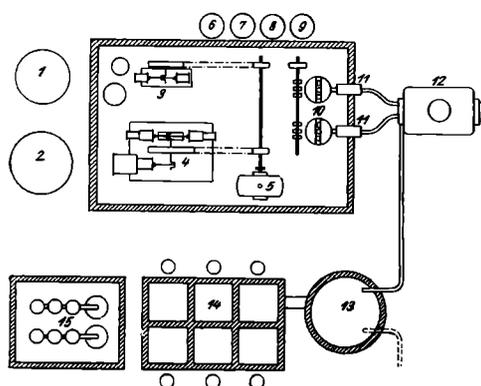


Abb. 8.

Stickstoffanlage auf Zeche de Wendel  
(1. Stufe).

- 1, 2 Gasometer für Sauerstoff, Koks-ofengas.
- 3 Sauerstoffanlage (Kompressor mit Luftverflüssiger und Trenner usw.).
- 4 Kompressoraggregat für Luft, Gas und Sauerstoff.
- 5 Motor.
- 6, 7, 8, 9 Behälter für Sauerstoff, Gas, Verbrennungsluft und Spülluft.
- 10 Bomben.
- 11 Speisewasservorwärmer.
- 12 Kessel mit Lufterhitzer.
- 13 Oxydationsturm.
- 14 System von Absorptionstürmen.
- 15 Konzentrationsanlage für Säure.

Für das Kompressoraggregat sind drei verschiedene Kompressoren vorgesehen, deren Größe so bemessen ist, daß die sechsfache Luftmenge im Verhältnis zur Gasmenge und ein Drittel an Sauerstoff gleichzeitig auf 5 Atmosphären komprimiert wird. Diese komprimierten Gase gehen in die verschiedenen Ausgleichsbehälter und von dort zu den Bomben, deren Ventilöffnungen dem gewünschten Mischungsverhältnis entsprechend bemessen sind. Unmittelbar hinter dem Auspuff sitzen Speisewasservorwärmer (11), wodurch einmal eine energische Abkühlung der Auspuffgase und zweitens eine kostenlose Vorwärmung des Kessel Speisewassers erzielt wird. Die auf etwa 700—800°C abgekühlten Gase streichen dann durch das Flammrohr eines Dampfkessels (12), in dem Lufterhitzungs-schlangen angeordnet sind, um neben der Dampferzeugung auch die Vorwärmung der Verbrennungsluft kostenlos zu erzielen. Die Einrichtung des Speisewasservorwärmers und des Dampfkessels mit dem Lufterhitzer zeigt Abb. 9.

Die Sauerstoffgewinnungsanlage ist in der grundrißlichen Darstellung der Abb. 10 im einzelnen wiedergegeben. Durch den Kohlen-

säureabscheider *a* wird die Luft von dem Kompressor *b* angesaugt und komprimiert, gekühlt, strömt dann durch einen Ölabscheider *c* und die Trockenbatterie *d* und das Ventil *e* in den Trennungsapparat *f*, wo sie sich nach Überwindung eines Reduktions-

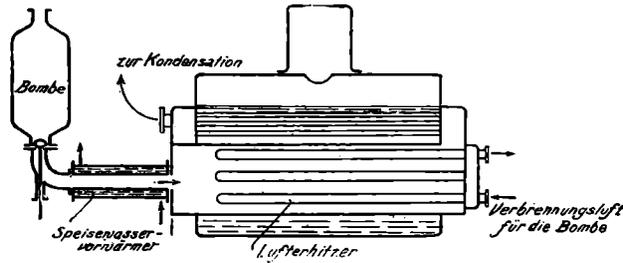


Abb. 9.

Speiswasservorwärmer und Dampfkesel mit Luftheizer.

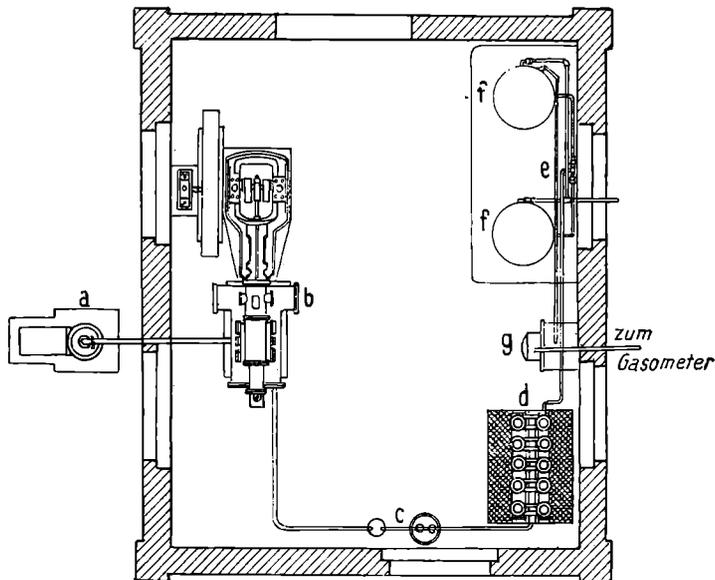


Abb. 10.

Sauerstoffgewinnungsanlage.

ventils stark abkühlt; die abgekühlte Luft dient dann wieder zur Abkühlung der ankommenden komprimierten Luft, bis sie sich schließlich nach etwa drei Stunden verflüssigt. Damit ist der Beharrungszustand erreicht. Durch geringe Erwärmung der flüssigen Luft wird nun der Stickstoff vor dem Sauerstoff verdampft und so eine Trennung beider erzielt. Der Sauerstoff geht dann durch die Gasuhr *g* zum Gasometer. Zu Beginn der Sauerstofferzeugung wird mit Drücken von

etwa 120 Atmosphären gearbeitet, bis der Beharrungszustand erreicht ist; dann genügen etwa 80 bis 90 Atmosphären Überdruck.

Diese verhältnismäßig kleine Anlage wird naturgemäß keine großen Gewinne abwerfen können. Für den normalen Betrieb muß eine Gasmenge von etwa  $50.000\text{ m}^3$  in 24 Stunden zur Verfügung stehen. Die Erzeugungskosten der Salpetersäure lassen sich für eine derartige Anlage bei einer Ausbeute von  $200\text{ g HNO}_3$  aus  $1\text{ m}^3$  Gas und  $33\%$  Sauerstoffzusatz und einem Strompreis von 2 Pfennigen für 1 Kilowatt-Stunde wie folgt überschlagen:

Bei einer Dreiteilung des Betriebes, wo das dritte Aggregat in Reserve steht, sind drei Kompressoren für je  $7000\text{ m}^3$  pro Stunde Ansaugleistung für Luft, drei Gaskompressoren für je  $1000\text{ m}^3$  pro Stunde und drei Sauerstoffkompressoren für je  $350\text{ m}^3$  pro Stunde erforderlich. Rechnet man die Kosten des Dampfes einschließlich Bedienung, Reparatur, Amortisation und Verzinsung der Kesselanlage usw. zu Mk. 1,50 pro Tonne, so erwachsen für den Kraftbedarf Mk. 160.000 Ausgaben. Dazu kommen Mk. 18.000 für Ölverbrauch, Putzmaterial und Beleuchtung, an Erzeugungskosten für den Sauerstoff, der einschließlich sämtlicher Unkosten um 2,4 Pf. für je  $1\text{ m}^3$  hergestellt werden kann, Mk. 157.000, an Konzentrationskosten für  $3500\text{ t}$  Säure Mk. 175.000, Löhne und Gehälter in der Luftstickstoffgewinnungsanlage Mk. 40.000, Reparaturen Mk. 30.000, sowie Generalunkosten Mk. 60.000 und Abschreibungen von  $10\%$  gleich Mk. 105.000, so ergeben sich insgesamt Mk. 745.000 Ausgaben. Dem stehen bei einem Preis der  $94\%$ igen Säure von Mk. 380 pro Tonne und einer jährlichen Erzeugung von  $3500\text{ t}$  Einnahmen von Mk. 1,330.000 gegenüber, also ein Rohgewinn von Mk. 585.000 oder für  $1\text{ m}^3$  Koksofengas ein Betrag von 3,3 Pf. Da das Koksofengas für die Kesselbeheizung im günstigsten Falle einen Wert von 0,7 Pf. pro Kubikmeter hat, beträgt der Reingewinn bei den Arbeiten auf konzentrierte Säure rund Mk. 455.000 und bei dem Gesamtanlagekapital von rund 1,5 Mill. Mark, ergibt sich eine Verzinsung von rund  $30\%$ .

Bei der Verarbeitung auf Kalksalpeter stellen sich die Verhältnisse weniger günstig, da der Stickstoff in dieser Form nicht so gut bezahlt wird wie in der Säure; sein Preis beträgt nur Mk. 291 pro Tonne, so daß sich die Einnahme auf Mk. 966.000 beläuft, von der aber noch die Kosten für Kalk in der Höhe von Mk. 540.000 abzuziehen sind. Dann ergibt sich ein Rohgewinn von Mk. 426.000 oder für  $1\text{ m}^3$  Gas 2,4 Pf. und eine Verzinsung von rund  $20\%$ .

Außerdem gibt es aber auch noch andere gewinnbringende Verwendungsarten der Salpetersäure, z. B. die Herstellung von Natronsalpeter und das Aufschließen von Superphosphat, anstatt dies mit

Schwefelsäure zu machen. Man erhält auf diese Weise ein sehr hochwertiges Düngemittel, in dem sowohl die Salpetersäure als auch der Phosphorgehalt bewertet wird, während die Schwefelsäure nur Ballast bedeutet und nicht bezahlt wird. Infolgedessen verträgt dieses Produkt auch sehr hohe Transportkosten und wird nach menschlichem Ermessen eine gute Aufnahme auf dem Weltmarkte finden, weil dieses Nitrat weniger hygroskopisch als jedes andere nitrose Salz ist. Außerdem hat der Fortfall der Schwefelsäure den Vorteil, daß der Boden, dem die sonst freiwerdende Schwefelsäure den Kalk entzieht, nicht kalkarm wird.

Diese Möglichkeit, verschiedenartige Handelsprodukte und Düngemittel herstellen zu können, ist bei den großen in Frage kommenden Salpetersäuremengen naturgemäß von erheblicher Bedeutung, um einer Übersättigung des Marktes mit einem einzelnen Produkt vorzubeugen.

Im Vergleich zu dem Luftstickstoffgewinnungsverfahren auf elektrischem Wege bietet das Häusser-Verfahren einmal den Vorteil, daß es weit geringere Anlagekapitalien erfordert, und zweitens sind die Frachtvorsprünge gegenüber den elektrischen Fabriken, die auf billige Wasserkräfte angewiesen sind und darum fern vom eigentlichen Wirtschaftsleben meist in unwirtschaftlichen Gegenden mit schlechten Transportmöglichkeiten errichtet werden müssen, sehr erheblich.

Für die Kohlenindustrie ist dieser neue Weg insbesondere deshalb von großer Bedeutung, weil sie auf diese Weise ihre überschüssigen Gase in Fertigprodukte umsetzen kann, mit denen sie sich selbst keine Konkurrenz macht. Beim Verkauf der Gase zu Beleuchtungs- und Beheizungszwecken oder bei der Erzeugung und der Abgabe von elektrischer Energie an Dritte werden nämlich wichtige Kohlenabnehmer ausgeschaltet.

Endlich eröffnet sich für die Nutzbarmachung minderwertiger Gasflam- und Fettkohlen eine aussichtsreiche Zukunft, wenn man dazu übergeht, diese Kohlen zu verkoken, oder in Generatoren zu vergasen, die Nebenprodukte daraus zu gewinnen und das Gas, soweit es nicht zum Betriebe der Anlage gebraucht wird, durch Verbrennung in Salpetersäure umzusetzen, so daß man letzten Endes von der minderwertigen Kohle, ohne sie waschen oder transportieren zu müssen, nur hochwertige Nebenprodukte und Asche zum Bergeversatz erhält.

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Herr Generaldirektor Turk hat das Wort.«

Generaldirektor Desiderius Turk (Neunkirchen a. d. Saar): »Ich möchte mir die Anfrage erlauben, ob es nicht möglich wäre, auch die bei der Koksgasmaschine auftretenden Auspuffgase zur Salpetersäurefabrikation zu verwenden. Es ist das eigentlich der gleiche Vorgang. Die Bombe ist der Kraftzylinder und man macht auch nichts anderes.«

Referent Bergassessor Dobbelsstein (Essen): »Diese Idee ist von Professor Häusser verfolgt worden. In der Koksgasmaschine bildet sich auch Salpetersäure, aber nicht in großen Mengen. Die Abschreckung ist nicht groß genug, der Sauerstoffzusatz fehlt auch. Das sind die Hauptgründe. Dieses Verfahren wäre also nicht rentabel.«

Professor Häusser: »Das, was der Herr Direktor im Auge hat, ist deshalb nicht durchführbar, weil die Bedingungen bei der Bombe und bei der Koksgasmaschine zu verschieden sind. Vor allem fehlt es bei der Koksgasmaschine an der nötigen Zeit, daß sich die Oxyde bilden können. Jedenfalls ist die Dauer der Höchsttemperatur nicht annähernd die, wie bei der Verbrennung in einer Bombe.«

Generaldirektor Turk: »Es ist schade, daß man die Auspuffgase in die Luft hinauslassen muß. Außerdem richten sie auch sehr großen Schaden an. Es wäre das ein schönes Nebenprodukt.«

Vorsitzender Prof. Dr. v. Ehrenwerth: »Meine sehr geehrten Herren! Sie werden alle die Überzeugung gewonnen haben, welch hohen Wert die Vorträge und die Versammlungen, in denen wir uns von Zeit zu Zeit zusammenfinden, für uns haben. Sie werden auch die Überzeugung gewonnen haben, daß durch die montanistischen Versammlungen eine gewisse Wärme geht, die uns allen wohl tut und die uns alle näher bringt. Bei dem Umstande, daß die Montanisten in ihrem technischen Wirken und ihren Erfolgen aufeinander angewiesen sind, ist es gewiß sehr angezeigt, diese Wärme autrecht zu erhalten, was am besten durch ein Wiederfinden bei den Versammlungen erzielt wird. Und so rufe ich auch Ihnen, meine Herren, zu: Auf baldiges Wiedersehen!

Die Verhandlung ist geschlossen.«

(Schluß der Sitzung 1/21 Uhr.)

---

## **Sektion für Bergwesen.**

**II. Tag: 19. September 1912.**

(Beginn der Sitzung 9 Uhr vormittags.)

Vorsitzender Obmannstellvertreter Oberbergrat Reutter: »Ich erlaube mir, die Herren herzlichst zu begrüßen und den heutigen Vortragsmorgen — wenn man so sagen darf — zu eröffnen. Ich bitte Herrn Ingenieur Hans Keckstein, Seegraben, seinen Vortrag: »Die Rohrleitungen im Spülversatzbetriebe« zu halten.«

# Die Rohrleitungen im Spülversatzbetriebe.

Von

**Ingenieur Hans Keckstein,**

Seegraben.

Beim Spülversatzbetrieb finden schmiedeeiserne, respektive Mannesmannrohre von 150 bis 200 *mm* lichter Weite Anwendung. Die Länge der Rohre schwankt zwischen 3 und 12 *m*. Der Preis der Rohre beträgt durchschnittlich *K* 24 pro laufenden Meter.

Zur Abdichtung der Flanschenverbindungen verwendet man Bleiringe, Kupfergummieinlagen, Bleiweiß und Mennige mit Schnurzwischenlagen und gewöhnliche Papier-, respektive Pappendeckelringe. Letztere genügen bei Spülversatzleitungen vollkommen und sind bei Schachteufen bis zu 500 *m* in anstandslosem Betriebe.

Gußeiserne Rohre kommen bei Spülversatz nicht in Betracht, doch stehen gefütterte schmiedeeiserne Rohre bereits in größerem Umfang in Verwendung. Zur Ausfütterung verwendet man 1. Holz, 2. Walzeisen, 3. Porzellan.

Ad 1. Das Holzfutter ist zirka 20 *mm* stark und wird aus Ringen von 200 *mm* Länge zusammengesetzt. Die Ringe bestehen aus Stäben mit trapezförmigem Querschnitt. Die Holzstäbe werden in einem Rohrstück zusammengesetzt und durch dieses mittels eines hydraulisch angetriebenen Kolbens in das Spülrohr hineingepreßt.

Bei diesem Futter lassen sich Rohre von mehr als 3 *m* Länge nicht verwenden, da der für die Einführung des Futters erforderliche Druck bei größeren Rohrlängen unverhältnismäßig steigt. Der laufende Meter Holzfutter am Schachte selbst hergestellt dürfte zirka *K* 3 kosten.

Ad 2. In die Eisenrohre werden Walzeisen eingelegt, welche muldenförmigen Querschnitt haben. (Abb. 2 und 3.)

Ad 3. Porzellan.

In die Schmiedeeisenrohre werden Porzellanrohre von 250 *mm* Länge und 15 *mm* Stärke eingesetzt. Die Krümmer werden meistens

aus Stahlguß, Schmiedeeisen, oder neuerer Zeit aus den von den Böhlerwerken in Kapfenberg erzeugten Chronosstahl hergestellt.

Um sich über die technische Zweckmäßigkeit der Spülversatzeinrichtungen ein Urteil bilden zu können, muß man sich vorerst über die bei der Bewegung des Spülstromes in der Rohrleitung sich abspielenden Vorgänge klar geworden sein.

Das Prinzip des Spülversatzverfahrens ist der Transport von Material mit Wasser. Bei der Fortleitung von Wasser in Rohren kann man der Hauptsache nach, zwei Strömungszustände unterscheiden, und zwar die Parallelbewegung und die Wirbelung oder Turbulenz.

Hagen fand 1854, daß dem Wasser beigemischte Bernsteinspäne sich bis zu einer gewissen Geschwindigkeit geradlinig parallel zur Rohrwand durch eine Glasröhre bewegten, bei Überschreitung dieser Geschwindigkeit aber plötzlich in lebhaft wirbelnde Bewegung gerieten. Der austretende Wasserstrahl hatte bei der Parallelbewegung ein glattes Aussehen, bei der Turbulenz wurde der Strahl während des Überganges zuckend und unruhig.

Im zweiten Falle führen die Wasserteilchen außer der fortschreitenden Bewegung noch rasch hin- und hergehende turbulente Seitenbewegungen aus. Letzterer Fall kommt für den Spülversatzbetrieb ausschließlich in Betracht.

Die Strömungsgeschwindigkeit in der Spülversatzleitung der Grube beträgt erfahrungsgemäß fast durchwegs zirka  $4,5 \text{ m}$  pro Sekunde. Bei dieser Geschwindigkeit werden die spezifisch schwersten Materialien wie Waschberge, Grubenberge und feste zerkleinerte Hochfenschlacke anstandslos vom Wasserstrom mitgenommen.

Verschieden bei den einzelnen Anlagen ist das Mischungsverhältnis; dieses richtet sich nach den zum Verspülen gelangenden Materialien. Das günstigste Mischungsverhältnis läßt das Verschlämmen mit Sand als dem spezifisch leichtesten Versatzmaterial zu, nämlich  $1:1$  oder sogar  $0,8:1$ , d. h. auf  $1 \text{ m}^3$  verschlammten Sand kommen  $0,8 \text{ m}^3$  Wasser. Bei dem Verschlämmen von den spezifisch schweren Grubenbergen kommen auf  $1 \text{ m}^3$  Versatz  $2,5$  bis  $3 \text{ m}^3$  Wasser.

Betrachtet man die schematische Skizze einer Spülversatzleitung (Abb. 1), so läßt sich über die Geschwindigkeiten des Spülstromes in derselben folgendes sagen.

Die Geschwindigkeit nimmt in der Rohrtour vom Mischtrichter bis zu einer bestimmten Höhe  $h_x$  über den Schachtfüllortskrümmen vermöge der Beschleunigung konstant zu. Von der Stelle  $A$ , die um das Maß  $h_x$  über dem Schachtkrümmen liegt, ist die Leitung bis zum Ausfluß aus dem Rohrstrange mit Ausnahme der darin enthaltenen Luftpolster gleichmäßig angefüllt und es wird das Spülgut in diesem

Teil mit der gleichen mittleren Strömungsgeschwindigkeit von zirka  $4,5 \text{ m}$  pro Sekunde fortbewegt.

Im oberen Teil der Leitung, also von  $A$  bis zum Mischtrichter, ist der Rohrquerschnitt vermöge der dortselbst herrschenden größeren Strömungsgeschwindigkeit nur teilweise ausgefüllt. Es findet somit in diesem Teil der Rohrleitung ein Druck des Wassers auf die Rohrwand nicht statt.

Die Höhe  $\ast h_x \ast$  hängt von den jeweiligen örtlichen Verhältnissen ab und richtet sich hauptsächlich nach der für die Fortbewegung des Spülstromes erforderlichen Kraft.

Je länger die horizontalen Streckenleitungen sind, desto höher wird sich die untere Partie der senkrechten Schachtleitung anfüllen. Die Schachtleitung wird nur dann bis an den Mischtrichter angefüllt sein, wenn bei ganz geringer Teufe das Versatzmaterial durch lange Streckenleitungen transportiert werden muß.

Während des Schlämmens tritt daher im Füllortskrümmen ein Druck auf, der sich nicht nach der Schachtteufe, sondern nach der Beschaffenheit und Länge der Streckenleitungen richtet. Durch Versuche wurde ermittelt, daß sich für  $200 \text{ m}$  horizontale Streckenleitung mit wenig Krümmungen im Schachtkrümmen ein Druck von nur drei Atmosphären einstellt, der also für die Bewegung des Materiales (Kesselschlacke und Grubenberge) auf  $200 \text{ m}$  Entfernung hinreichend ist. Es wird somit in diesem Falle die Schachtleitung mehr als  $30 \text{ m}$  oberhalb des Schachtkrümmers angefüllt sein, also die Höhe  $h_x$  mehr als  $30 \text{ m}$  betragen, und zwar darum, weil die hydraulische Druckhöhe gleich der hydrostatischen Druckhöhe vermindert um die Differenz der Geschwindigkeitshöhen ist. Der Druck nimmt dann vom Schachtkrümmen gegen das Ende der Leitung konstant ab.

Die Rohre in der Streckenleitung werden nur im Falle eines Stoppels, bei welchem die Leitung mit Wasser bis zum Mischtrichter angefüllt ist, auf den Druck, der den Höhenunterschied zwischen Mischtrichter und der Schachtleitungsstelle des Stoppels entspricht, beansprucht.

Das Material fällt in der Schachtleitung, also nicht wie es allgemein die Ansicht ist, bis zum Füllortskrümmen, sondern nur bis zum Punkte bei  $A$  (um das Maß  $h_x$  über dem Krümmen), wobei dort-

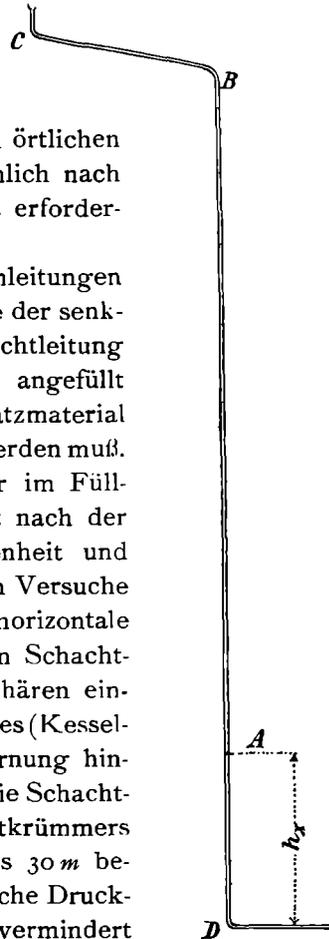


Abb. 1.  
Schema einer  
Spülversatzleitung.

selbst Material auf Material fällt. Durch den Krümmer strömt das Gut bereits mit der Strömungsgeschwindigkeit von annähernd 4,5 m pro Sekunde. Aus diesem Grunde wird auch bei einer Spülleitung wie in Abb. 1 dargestellt, der Krümmer bei *B* stärker abgenützt, als der Schachtkrümmer selbst, weshalb das Leitungsstück bei *B* am öftesten gewechselt werden muß. Die Abnützung ist hier deswegen so stark, weil die Geschwindigkeit an dieser Stelle größer ist als im Schachtkrümmer.

Das Wasser gelangt bereits unter Druck mit größerer Geschwindigkeit in den Mischtrichter. Die Folge davon ist, daß in die Spülleitung sehr viel Luft mitgerissen wird. Die Beobachtung lehrt, daß der Rohrquerschnitt gewöhnlich nur bis zur Hälfte oder zwei Dritteln vom Spülstrom, der übrige Rohrquerschnitt aber von Luft ausgefüllt ist.

Die mitgerissene Luft ist für den Spülstrom äußerst schädlich. In der vertikalen Schachtleitung drängt die Luft das Versatzgut, wie durch Beobachtungen und Versuche festgestellt, an die Rohrwand, welche hiedurch abgenützt wird. Diese Abnützung, die eigentlich größtenteils durch die Luftströmung herbeigeführt wird, ist sehr beträchtlich. In der horizontalen Rohrleitung ist die Bewegung des Spülstromes infolge der eingeschlossenen Luft eine ruckweise. Das Material wird in der gleichmäßig fortschreitenden Bewegung behindert, indem die eingeschlossene Luft etwas komprimiert wird, worauf bei weiterer Drucksteigerung die stoßweise Weiterbewegung des Versatzmaterials eintritt. Die eingeschlossene unter Druck stehende Luft kann die Geschwindigkeit derart hemmen, daß eine Verstopfung der Rohrleitung eintritt. Die Turbulenz des Wasserstromes wird ebenfalls durch die Luft erhöht.

Eine weitere erhebliche Gefahr für die Stoppelbindungen sind die Krümmer. In diesen setzen sich längliche Körper, wie mitgerissene Holzstücke, Schienennägel und dergleichen fest und behindern den Durchgang des später aufgegebenen Materiales, welches auch den Durchfluß des Wassers ganz unterbinden kann.

Die meisten derartigen Verstopfungen treten in dem Krümmer unterhalb des Mischtrichters bei *C* und in dem Krümmer bei *B* (siehe Abb. 1) auf, weil in diesen Krümmern der Druck des nachfolgenden Materiales noch gering ist.

Im unteren Schachtkrümmer *D* ist ein Festsetzen von sperrigen Körpern äußerst selten, weil eben dort das nachströmende Material einen Druck ausübt, der ein Festsetzen zu verhindern scheint. Es kann, wie bereits erwähnt, eine eingetretene Verstopfung in den beiden oberen Krümmern *B* und *C* eine Verstopfung der Streckenleitungen zur Folge haben, weil der Wasserzufluß durch den oberen Stoppel

behindert ist. Die Krümmer sind mithin mit tunlichst großem Krümmungsradius auszuführen.

Die Ansichten über den zweckmäßigsten Rohrdurchmesser sind heute noch sehr verschieden. Während man einerseits den größeren Rohrdurchmesser vorzieht, empfiehlt man anderseits den kleineren Durchmesser von 150 *mm* oder einen noch geringeren.

Die Wahl des Durchmessers hängt in erster Linie von der Schlämmeistung ab, in zweiter Linie von der maximalen Korngröße des Versatzmaterials. Als Grundsatz soll gelten, den Rohrdurchmesser so klein als möglich zu halten und gleichzeitig Vorsorge zu treffen, daß in den Mischtrichter so wenig wie möglich Luft mitgerissen wird.

Durch zweckentsprechende Einrichtung des Mischtrichters und der anschließenden Rohrtour läßt sich sehr viel erreichen. Den Zutritt von Luft ganz zu verhindern, wird wohl nicht leicht möglich sein. Bezüglich der Korngröße des zu verspüendenden Gutes hat die Erfahrung gelehrt, daß das Korn von 50 *mm* nicht überschritten werden soll. Korngrößen von mehr als 80 *mm* sind wegen ihres größeren Gewichtes und des erforderlichen großen Wasserbedarfes, also wegen ungünstigen Mischungsverhältnisses nicht zu empfehlen.

Es empfiehlt sich, die Zerkleinerung des Materiales nicht zu weit zu treiben und nicht unter das Korn 30 *mm* zu gehen, da bei der Zerkleinerung in Brechern oder Mühlen je nach der Beschaffenheit des aufgegebenen Gutes sehr viel Staub erzeugt wird, der für den eigentlichen Spülbetrieb größtenteils unverwendbar ist, weshalb nicht nur die Gewinnungskosten dieses Materiales verloren gehen, sondern auch kostspielige Nebenarbeiten verursacht werden.

Der Staub wird entweder obertags vor dem Mischtrichter durch Staubsiebe trocken abgezogen, oder er wird mitverschlämmt, wobei er jedoch mit dem Spülwasser durch die Verhauverschallungen hindurch in die Klärstrecken geschwemmt wird und sich dort absetzt. Die Klärstrecken füllen sich dadurch rasch und ihre Reinigung ist ziemlich teuer. Man legt wohl auch Klärverhaue an, welche durch den in den Spülwässern enthaltenen Schlamm angefüllt werden. Diese Art der Verschlämzung ist sehr langwierig und auch nicht immer und überall verwendbar.

Die neuerer Zeit eingeführte Reinigung der Klärstrecken mittels komprimierter Luft ist zwar im Betrieb billig, doch sind die Anschaffungskosten einer derartigen pneumatischen Anlage ziemlich hoch.

Bei der Korngröße von 50 *mm* und bei minimalem Luftzutritt in der Spülleitung können durch Rohre von 150 *mm* lichter Weite stündlich 280 *m*<sup>3</sup> Spülstrom-Versatzgut und Wasser geleitet werden; eine Leistung, mit welcher wohl in den allermeisten Fällen das Auslangen gefunden wird.

Es wird daher selten die Notwendigkeit vorliegen, Rohre von größerem Durchmesser als 150 *mm* in Verwendung zu nehmen. Das Gegenteil, daß Rohre von noch kleinerem Durchmesser zu verwenden sein könnten, dürfte weit eher der Fall sein.

Für die Wahl der Rohrlänge sind folgende Momente maßgebend: je länger das Rohr, desto weniger Flanschenverbindungen, die Anschaffung und die Verlegung wird billiger. Begrenzt wird die Länge nur durch das Gewicht und durch die Auffahrung der Strecken. Es haben sich in geraden Strecken Längen von 6 *m* und in gekrümmten Strecken Längen von 4 *m* am vorteilhaftesten bewährt.

Für die Rohrleitungen ist die Wahl des Materiales in bezug auf die Widerstandsfähigkeit gegen Reibungsabnutzung maßgebend. In dieser Hinsicht haben sich Flußeisenrohre vermöge der sehnigen Struktur des zähen Materiales etwas besser bewährt als die körnigen Stahlrohre. Im Spülversatzbetriebe werden aber trotzdem fast durchwegs Stahlrohre verwendet.

Die Abnutzung der Rohrleitung ist vor allem von der Beschaffenheit des Spülgutes (Korngröße, Härte, Mischungsverhältnis) und von dem Rohrmaterial abhängig.

Da die Turbulenz und die eingeschlossene Luft im Spülstrom die gleichmäßige Bewegung desselben beeinflusst, d. h. die Geschwindigkeit dadurch eine verschieden hohe wird, sind auch dementsprechend die Abnutzungen der Rohre ungleich stark.

Die einzelnen Rohre werden am meisten an den Rohrenden abgenützt. Die Ursache der rapiden Abnutzung an den Rohrenden ist in erster Linie in einer durch die Flanschenverbindung hervorgerufenen Verschiebung der Rohrquerschnitte gelegen.

Durch diese Unebenheit in der Rohrtour werden die turbulenten Bewegungen des Spülstromes wesentlich gesteigert und die Rohre hierdurch an diesen Stellen sehr stark abgenützt.

Ein ähnliches Beispiel von der äußerst intensiven Wirkung der Wirbelung des Wassers in bezug auf Abnutzung ist an den Rändern der Schiffsschraubenflügel zu beobachten. Diese Ränder erleiden Anfresungen, welche der Wirbelung des Wassers an den Kanten zugeschrieben werden, indem die kleinen im Wasser enthaltenen Kalkteilchen wie ein Sandstrahlgebläse wirken. Lehm und lehmiger Sand führen weniger Abnutzung, hingegen Hochofenschlacke, Grubenberge durch ihre scharfkantige Beschaffenheit weit stärkere Abnutzungen herbei. Im Durchschnitt kann man wohl für die vertikalen Schachtleitungen als auch für die horizontalen Streckenleitungen annehmen, daß dieselben nach Durchspülen von 70.000 *m*<sup>3</sup> Schlacke gemischt mit Grubenbergen unbrauchbar werden. Es stellt sich mithin der Kubikmeter Versatz pro je 100 *m* Leitung auf

$$\frac{100 \times 24}{70.000} = 3.43 \text{ h,}$$

wobei der Preis des laufenden Meter Rohres mit  $K$  24 angenommen ist und die Rohreinbaukosten nicht inbegriffen sind.

Man sieht hieraus, daß die Rohrsatzkosten mit einem beträchtlichen Teil den Kubikmeter Versatz belasten.

Bei einer Spülleitung von 500 bis 600  $m$  Länge betragen die Kosten der Rohre pro Kubikmeter Versatz  $3.45 \times 5$  bis  $3.45 \times 6 = 17.25 \text{ h}$  bis  $20.70 \text{ h}$ .

Des weiteren unterliegen die Krümmer, da in denselben der Spülstrom eine Richtungsänderung erfährt, einer sehr starken Abnutzung.

Die Krümmer wurden meistens aus Stahlguß hergestellt, weil hiebei die Wandstärke unter Berücksichtigung der Abnutzung ziemlich groß ausgeführt werden kann. Krümmer aus gewalztem Stahl wurden beispielsweise mitunter schon nach einigen Tagen ausgewechselt, weil die Wandstärke von 8  $mm$  durchgeschliffen war.

Für einen Stahlgußkrümmer berechnen sich beiläufig 1.3  $h$  Krümmerkosten pro  $1 m^3$  Versatz. Sehr gut bewähren sich Krümmer aus Chronosstahl. Dieser Stahl eignet sich vermöge seiner Härte, verbunden mit großer Zähigkeit, hervorragend für alle jene Teile, welche einer starken Abnutzung durch Reibung ausgesetzt sind und nebenbei noch auf hohe Festigkeit beansprucht werden.

Die Härte des Chronosstahles ist nicht allein an der Oberfläche gelegen, sondern durchdringt das Material gleichmäßig. Nach Abnutzung der äußeren Gußhaut ist mithin immer noch die gleiche Widerstandsfähigkeit vorhanden; zum Unterschied von einem Schalen-  
guß, dessen Härte nur an der Oberfläche liegt. Krümmer aus Chronosstahl lassen sich an den Flanschen äußerst schwer appetieren und deshalb muß der Guß selbst sauber hergestellt sein. Ebenso müssen die Schraubenlöcher mitgegossen werden, da ein Bohren derselben später nur mit sehr hohen Kosten durchgeführt werden könnte.

Der Preis der Krümmer aus Chronosstahl beträgt ab Stahlwerk  $K$  90 pro 100  $kg$ . Trotz des hohen Anschaffungspreises betragen die Betriebsrohrkosten pro Kubikmeter Versatz nur  $0.26 \text{ h}$ ; ein Betrag, der den fünften Teil der Kosten von Stahlgußkrümmern ausmacht.

Die angeführten Rohrkosten brachten es mit sich, daß dem Rohrverschleiß ein besonderes Augenmerk zugewendet wurde. Gerade Rohre aus gegossenem widerstandsfähigen Material (z. B. aus Chronosstahl) in Verwendung zu nehmen, ist nicht gut angängig, teils wegen der hohen Kosten und teils wegen des Gewichtes, weshalb man sich auf die Rohrausfütterung verlegte.

Was die Fütterung mit Holz anbelangt, so ist zu bemerken, daß dieselbe wohl eine allgemeine Anwendung nicht finden kann. Dieselbe läßt sich nur bei Lehm oder lehmigem Sand verwenden. Scharfkörnigem Sand gegenüber ist die Widerstandsfähigkeit des Holzes sehr gering. Bei grobkörnigem Spülmaterial werden aus dem Futter Stücke herausgerissen, mit fortgeschwemmt und verursachen Stoppel.

Es kommt somit nur Eisen oder Porzellan als Fütterungsmaterial in Frage. Eiseneinlagen sind für jedes Spülgut geeignet. Das nahelegendste ist, ganz einfache Profileinlagen zu verwenden.

Wenn man für die Eiseneinlagen dieselbe Widerstandsfähigkeit wie für die Stahlrohre annimmt, ergibt sich folgendes:

Die in der Zeichnung (Abb. 2) dargestellte Einlage wiegt pro laufenden Meter 16 kg und es dürften sich die Kosten des laufenden Meters Fütterung inklusive Patentgebühr und Einbaukosten auf zirka K 10 belaufen. Bei den Stahlrohren werden 70.000 m<sup>3</sup> für die Abnützung pro Rohr von 7·5 mm Wandstärke gerechnet, unter der Annahme, daß das Rohr zweimal gedreht werde. Wenn auch eine dreimalige Drehung theoretisch und auch praktisch des öfteren möglich ist, so werden wiederum manche Rohre wider Erwarten schnell unbrauchbar, so daß dieselben überhaupt nicht gedreht werden können, weshalb im Durchschnitte mit einer zweimaligen Drehung gerechnet wurde.

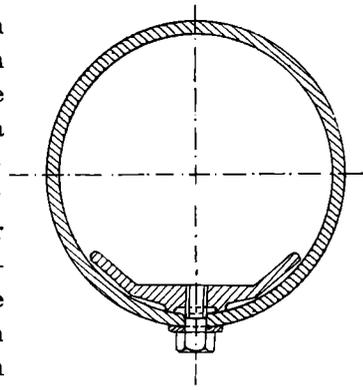


Abb. 2.  
Kreisförmiges Rohrfutter.

Es findet mithin nach Durchschlätzen von  $\frac{70.000}{2 \times 7.5} = 4667 \text{ m}^3$  eine Abnützung um 1 mm statt. Die Einlage mit 18 mm Stärke würde somit nach  $4667 \times 18 = 84.000 \text{ m}^3$  durchgeschlätzten Materiales unbrauchbar werden.

Die Kosten pro Kubikmeter Versatz bei 100 m Leitungslänge stellen sich auf  $\frac{10 \times 10.000}{84.000} = 1.2 \text{ h}$  oder abermals bei 500 bis 600 m Leitungslänge pro Kubikmeter Versatz auf 6 bis 7.2 h gegenüber den Kosten der Stahlrohre von 17.25 h bis 20.70 h.

Hieraus geht der Vorteil von Einlagen für die Herabminderung der Selbstkosten deutlich hervor.

Das Futter in Abb. 2 kann in der vertikalen Schachtleitung nicht zur Anwendung kommen. Das in Abb. 3 dargestellte eiförmige

Futter schützt das Rohr zuverlässiger als das Futter nach Abb. 2. Der Nachteil des Futters nach Abb. 3 besteht jedoch darin, daß es nur in runde Rohre von unverhältnismäßig großem Durchmesser oder in Fassonrohren eingebaut werden kann. Letztere müssen eigens hergestellt werden und sind durch ihre Schwere in der Grube unpraktisch.

Den eiförmigen Querschnitt wird der große Vorteil, der sich aus

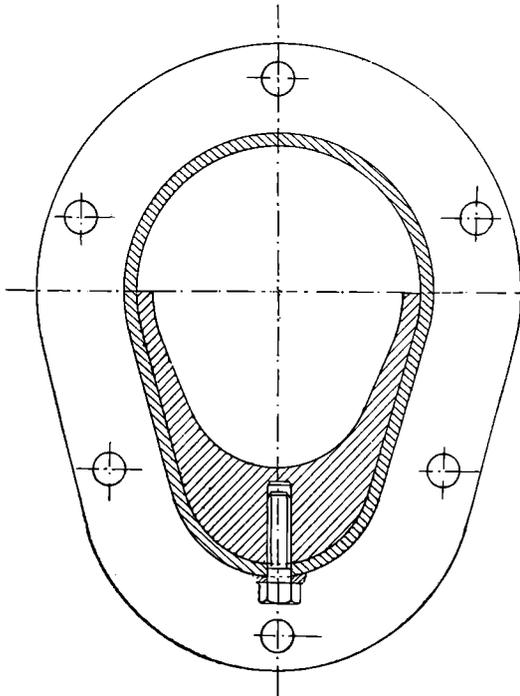


Abb. 3.  
Eiförmiges Rohrfutter.

der bekannten Tatsache der Hydraulik ergibt, nämlich, daß von Wasserquerschnitten von verschiedener Form aber gleicher Größe derjenige mit dem größeren Verhältnis der Fläche zu dem benetzten Teil des Umfanges des Leitungsquerschnittes den geringeren Reibungsverlust ergibt, zuerkannt.

Es soll also mit diesen Einlagen auch ein günstiges Mischungsverhältnis erzielt oder bei demselben Mischungsverhältnis der Transport des Materiales in den Strecken auf eine größere Entfernung erreicht werden. Hiezu muß jedoch bemerkt werden, daß die

Gesetze der Hydraulik naturgemäß nur für das Fließen von reinem Wasser in nichtgefüllten Rohrleitungen Gültigkeit haben, und daß es nicht statthaft ist, diese Gesetze auch für das Fließen des Spülstromes anzuwenden.

Für die Geschwindigkeiten und Bewegungen des Spülstromes kennt man bis jetzt keine Gesetze und es werden sich solche als allgemein gültig auch nicht aufstellen lassen.

In der Spülleitung bildet die Trägheit des zu transportierenden Materiales den eigentlichen Widerstand, demgegenüber der Widerstand der Rohrwandungen ganz gering ist. Der eiförmige Querschnitt kann sich nur für feinkörniges Material wie Sand und dergleichen gut eignen; hingegen wird dieser Querschnitt für grobkörniges Material

eher nachteilig als vorteilhaft sein, weil gröbere Stücke in den unteren engen Querschnitt die Tendenz haben werden, sich festzusetzen.

Was die Eignung des Porzellans als Futter anbelangt, so ist dasselbe vermöge seiner außerordentlichen Härte für feinkörniges Spülversatzmaterial Sand, Hochofenschlacke usw. sehr verwendbar; für grobkörniges Material dagegen wegen seiner Sprödigkeit nicht anwendbar.

Durch Spülgut von größerem Korne wird Porzellan bald rissig und sprüblig, ja selbst zerschlagen. Die Kosten dieses Futters pro Kubikmeter feinkörnigen Versatzes sind geringer als bei dem Schweiß-eisenfutter. Für feinkörniges Material ist durch die Einführung des Porzellanfutters bereits ein Fortschritt zu verzeichnen, der für die Ökonomie von einiger Bedeutung ist.

Die genauere Ermittlung der Vorgänge in der Spüleleitung durch Versuche wird es auch mit sich bringen, weitere Verbesserungen ausfindig zu machen, um auch für grobkörniges Material einigermaßen zufriedenstellende Selbstkosten zu erzielen.

-----

Vorsitzender: »Wünscht jemand von den Herren zu dem Vortrage etwas zu bemerken? (Nach einer Pause.) Da dies nicht der Fall ist, danke ich dem Herrn Vortragenden bestens (lebhafter Beifall und Händeklatschen) und ersuche Herrn Professor Dr. Granigg, Leoben, den Vortrag: »Die Erzführung der Ostalpen« zu halten.«

# Über die Erzführung der Ostalpen.

Von

**Dr. B. Granigg.**

a. o. Professor an der Montanistischen Hochschule in Leoben.

(Mit einer Übersichtskarte, 6 Tafeln und 4 Figuren; Fig. 1 bis 3 auf der Karte.)

## Inhalt.

I. Die geologische Niveaubeständigkeit der ostalpinen Metallzonen.

II. Beziehungen zwischen Deckenbau und Erzführung der Ostalpen.

## I.

Wenn man die Erzlagerstätten der Ostalpen (soweit sie uns durch die jetzt verliehenen Bergbaue, durch die Funde bei den aufgelassenen Bergbau- und Schurfbetrieben, durch die Literatur und durch das Aktenmaterial bekannt sind) auf einer Karte übersichtlich zur Darstellung bringt, so bemerkt man alsbald, daß sich derselbe Lagerstättentypus, beziehungsweise dieselbe Mineralienassoziation, oder was auf das gleiche hinauskommt, dieselbe Metallvergesellschaftung oft auf mehrere hundert Kilometer im Streichen (natürlich mit Unterbrechungen) verfolgen läßt.

Auch in der Richtung senkrecht zum Streichen läßt sich, natürlich wieder mit Unterbrechungen, mancher Lagerstättentypus auf gegen hundert Kilometer verfolgen.<sup>1)</sup> Man kann somit wohl mit Recht von ostalpinen Metallzonen sprechen.

Trägt man diese Metallzonen auf einer geologischen Karte der Ostalpen ein, so sieht man weiters, daß die großen geologischen Einheiten ihre ganz eigentümliche Erzführung aufweisen, beziehungs-

---

<sup>1)</sup> Der Magnesitzug der nördlichen Grauwackenzone; siehe weiter unten, hat eine Streichungslänge von 240 km (Luftlinie = Entfernung Eichberg am Semmering—Dienten in Salzburg). Der Spateisenstein-, Kupferkies-, Zinnober-, Fahlerztypus derselben Zone ist in ostwestlicher Richtung auf 330 km (Luftlinie) verfolgbar. (Entfernung Payerbach am Semmering—Volders zwischen Schwaz und Innsbruck.) Die maximale Erstreckung senkrecht zum Streichen, also in nordsüdlicher Richtung, beträgt beim vorerwähnten Magnesitzug 74 km (= Entfernung Dorf Dienten, Salzburg — Tragail bei Paternion im Drautal, Kärnten). Beim Spateisenstein-Zinnober-Zug beträgt die Erstreckung in nordsüdlicher Richtung 82 km = Entfernung Höhln, beziehungsweise Mitterberg bei Werfen (Salzburg)—Buchholzgraben, Stockenboi bei Paternion im Drautal (Kärnten).

weise daß ein und dieselbe Metallzone in ihrer ganzen Erstreckung dasselbe oder nahezu dasselbe geologische Niveau beibehält, eine Erscheinung, die als die geologische Niveaubeständigkeit der ostalpinen Metallzonen bezeichnet werden mag. Ein erster Versuch, die Erzführung der Ostalpen vom Standpunkt der geologischen Niveaubeständigkeit der ostalpinen Metallzonen zu überblicken, führt zur Aufstellung folgender Metallzonen<sup>2)</sup>:

I. Die Aureole von Gold-, Silber- und Kupfererzlagerstätten der Zentralkerne der Hohen Tauern und ihrer Schieferhülle.

II. Die Erzlagerstätten in den Muralpengesteinen (Schladminger Deckengesteine), und zwar:

A. Die metasomatischen Spateisensteinlagerstätten vom Typus Zeiring-Hüttenberg.

B. Die Kieslager zwischen den beiden Typen Lambrechtsberg und Öblarn.

C. Die arsenigen Goldquarzgänge.

D. Der reine Bleiglanz-Zinkblende-Typus.

III. Die Lagerstätten der nördlichen Grauwackenzone inklusive der Spateisenstein-, Kupferkies-, Fahlerzlagerstätten an der Basis der ostalpinen Trias, und zwar:

A. Die kristallinen Magnesite des Karbons der nördlichen Grauwackenzone.

B. Die Spateisenstein-, Kupferkies-, Zinnober-, Fahlerzlagerstätten vom Silur bis zur Basis der ostalpinen Trias.

IV. Die Lagerstätten des zentralalpiner (ostalpinen) Paläozoikums und des Paläozoikums unmittelbar nördlich des Drauzuges, und zwar:

A. Die der nördlichen Grauwackenzone analogen Magnesite.

B. Die der nördlichen Grauwackenzone entsprechenden Zinnober-Fahlerz-Vorkommen.

C. Die Eisensteinlagerstätten dieser Zone.

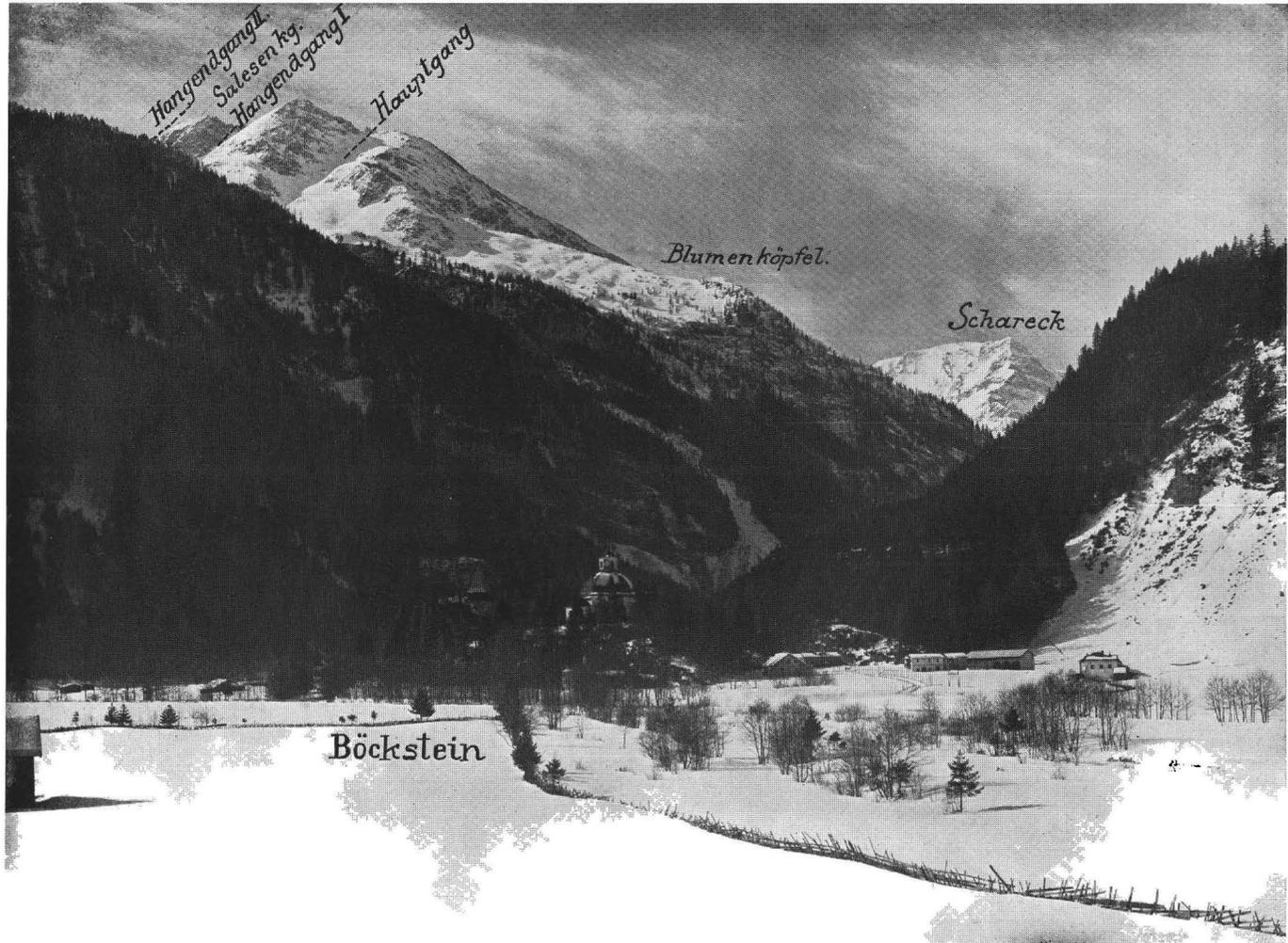
D. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten dieser Zone.

V. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten der ostalpinen Trias, und zwar:

A. Die nördliche Bleiglanz-Blende-Zone zwischen Vorarlberg und Türritz in Niederösterreich.

---

<sup>2)</sup> Auf der beiliegenden Karte wurden über 200 betriebene und aufgelassene Erzbergbaue dargestellt, und wenn auch dieses Bild noch nicht Anspruch auf Vollständigkeit erheben kann, so ist die Anzahl der hier eingetragenen Bergbaue doch eine so große, daß die wesentlichsten Charakterzüge der Erzführung der Ostalpen damit genügend fixiert sein dürften. — Der Abschnitt zwischen Brenner und Rhein wurde nur im Text erwähnt und auf der Karte nicht mehr eingetragen; es treten »neue Lagerstättentypen« in diesem Gebiete nicht auf, weshalb diese Unvollständigkeit nicht zu schwer ins Gewicht fällt.



Phot. Ing. V., Hillerbrand. Böckstein.

Zur Charakteristik der Goldquarzgänge der Hohen Tauern.

Blick von Böckstein (Salzburg) gegen den Rathausberg.

Jeder der im Zentralgranit (Gneis) der Peripherie des »Hochalmkerns« einsetzenden Gänge (Hauptgang, Hangendgang I und II) entspricht obertags einer Scharte.

B. Die südliche Bleiglanz-Blende-Zone zwischen dem Jaucken (Gailtal) und dem Ursulaberg (kärntnerisch-steirische Grenze.<sup>3)</sup>)

### **I. Die Aureole von Gold-, Silber- und Kupfererzlagerstätten der Zentralkerne der Hohen Tauern und ihrer Schieferhülle.<sup>4)</sup>**

An die Zentralgranite der Hohen Tauern (Zillertaler Tuxerkern, Granatspitzkern, Sonnblickkern, Hochalmkern) ist eine große Anzahl von Gold-Silberlagerstätten gebunden, die zum Teil im Granit selbst, zum Teil in seiner Schieferhülle auftreten. Sie können als geschlossener Kranz vom Katschberg über Salzburg und Tirol zum Brenner und von hier über Tirol und Kärnten zurück zum Katschberg um die Zentralkerne herum geführt werden. (Lagerstätten Nr. 1 bis 38 der Karte.)

Die größte Anhäufung finden wir zwischen den Meridianen des Gasteiner und Rauriser Tales. Von hier aus nimmt die Intensität der Erzführung nach Osten und nach Westen ab.

Der Form nach handelt es sich teils um Gänge, teils (besonders in der Schieferhülle) um Lagergänge, die nicht selten zu Linsen ausgewalzt sind.

Oft sind die Ausbisse der Gänge obertags durch Terraineinschnitte (Scharten, Gräben) charakterisiert. (Siehe Tafel I, Bockstein.)

Goldquarzgänge mit einem bedeutenden Silbergehalt bilden den herrschenden Lagerstättentypus dieser Aureole. Die Goldführung der Sulfide wechselt. Einmal ist Arsenkies neben weniger Pyrit und Bleiglanz der Hauptträger des Goldes, an anderen Stellen wird der Kupferkies neben den übrigen Sulfiden das wichtigste Golderz. — In den westlichen Partien dieses Metallkranzes einerseits (Pfitsch-Ahrntal, siehe Karte), ferner in den hangenderen Partien der Schieferhülle tritt das Kupfer (Kupferkies) immer mehr in den Vordergrund. Bezeichnend ist, daß dann der Kupferkies von Magnetit begleitet zu sein pflegt. (Lagerstätten Nr. 29, 30, 32 und 33 der Karte.)

Die Goldlagerstätten des Zillertales (Nr. 25) wurden unter Vorbehalt ebenfalls hier eingereiht.<sup>5)</sup>

---

<sup>3)</sup> Westlich vom Brenner wurden diese Zonen auf der vorliegenden Karte nicht mehr dargestellt. Der Erzführung nach wäre die Tribulauntrias ostalpin (nicht lepontinisch).

<sup>4)</sup> Vergleiche die geologische Übersichtskarte und die dazu gegebenen »Erläuterungen.« In diesem Vortrag erfolgt die Charakteristik der einzelnen Zonen in möglichst kurzer Form und in Schlagworten.

<sup>5)</sup> Wie ich nachträglich durch Herrn mont. Dr. W. Herz, der die Erzführung des Zillertales über mein Anraten einem eingehenden Studium unterzieht, erfahre, gehören die Goldlagerstätten von Zell a. Z. usw. nicht mehr der Schieferhülle, sondern bereits den Pinzgauer Phylliten an. Sie wären demnach weiter unten, bei den Lagerstätten der Muralpengesteine, im Anhang an die Goldlagerstätten der Kreuzeckgruppe (Fundkofel, Teuchel) anzuführen gewesen.

Alle Bergbaue dieser Zone, von denen viele durch Jahrhunderte als Gold-, andere als Kupferproduzenten eine wichtige Rolle spielten, stehen heute nicht mehr im Abbau. Allerdings dürften schon in der allernächsten Zeit die in der Siglitz bei Böckstein (11) energisch eingeleiteten Aufschlußarbeiten eine neue Ära bergbaulichen Aufschwunges eröffnen. Weiteres siehe bei den Erläuterungen zur Karte.<sup>6)</sup>

## II. Die Erzlagerstätten in den Muralpengesteinen (Schladminger Deckengesteinen).

### A. Die metasomatischen Spateisensteinlagerstätten, Typus Zeiring-Hüttenberg.

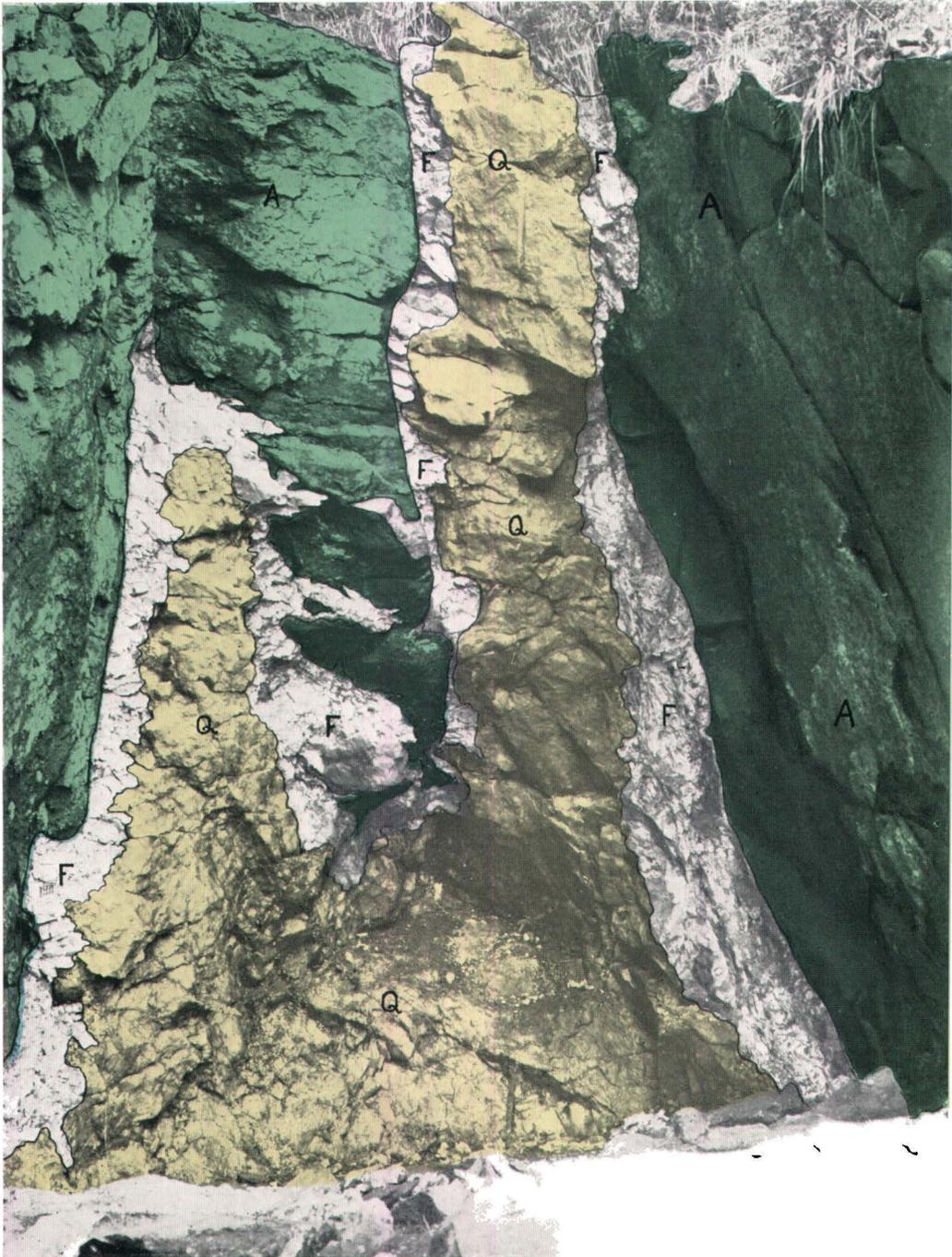
(Nr. 51 bis 63 der beiliegenden Karte.)

Wie in den Erläuterungen zur beiliegenden Karte dargetan wurde, sind diese Spateisensteinlagerstätten an die Bretsteinkalke gebunden, die in Glimmerschiefer eingefaltet, parallel mit den Umrissen der Gneise und Hornblendegneise verlaufen. Der erste Kalkzug, der für die Erzführung von Interesse ist, erstreckt sich von Bretstein (Judenburg, Nordwest) in südöstlicher Richtung über Judenburg und Obdach ins Lavanttal, biegt dann östlich von St. Leonhard unter einem spitzen Winkel um (parallel der Kontur der Hornblendegneise), zieht mit nordwestlichem Streichen bei Salla nächst Köflach vorbei und keilt unweit Frohnleiten aus, ohne die Mur zu erreichen. Die Kalkzüge nordnordöstlich von Weiz (Oststeiermark) dürften seine streichende Fortsetzung sein. An diesen Kalkzug sind die Spateisensteinlagerstätten Nr. 51 bis 55 gebunden. Ober-Zeiring, Katal, Schmölz bei Obdach, Loben, Kohlbach bei Salla.

Eine zweite Kalkzone, die aus mehreren langgestreckten Linsen besteht (die Wiederholungen sind sicherlich tektonischer Natur), zieht in ostwestlicher Richtung über Waldenstein nach Hüttenberg und Friesach, schwenkt im Gurktal nach Südwest ab und erreicht nordwestlich von Villach die Drau. — Die Spateisensteinbergbaue Nr. 56 bis 63 sind an diese Zone gebunden. — Außer im Kalk tritt der Spateisenstein auch im Glimmerschiefer auf, jedoch sind die letzteren Vorkommen niemals so bedeutend als die Lagerstätten im Kalk, eine Erscheinung, die sich durch die selektive Metasomatose zwanglos erklären läßt. Charakteristisch für diese Lagerstätten ist ferner, daß in der Nähe des Erzes sowohl im Kalk als auch im Glimmerschiefer zahlreiche Turmalinpegmatite auftreten, und daß ferner der Glimmer-

---

<sup>6)</sup> Eine eingehende montageologische Untersuchung des Gebietes zwischen dem Gasteiner und Rauriser Tal einerseits und zwischen dem Sonnblick und der Salzach andererseits wurde neuerdings über mein Anraten von mont. Dr. L. Schurk in Angriff genommen.



Phot. B. Granigg.

Beispiel eines Pegmatitganges in den Muralpen- (»Schladminger Decken«) Gesteinen.  
 Pegmatit mit Sukzession. Pegmatitgebiet des Gradisch bei St. Vinzenz (Ettendorf im Lavanttal, Kärnten-Ost).

A = Nebengestein (Amphibolit), F = Feldspat, Q = Quarz. Der Gang ist 2,5 m mächtig.

schiefer vielfach als Gneis, entstanden durch Feldspatisation des Glimmerschiefers, entwickelt ist (Injektionsgneise). Bei Zeiring, in der Schmölz, vor Waldenstein und in Hüttenberg können diese zum Teil schon eingehend beschriebenen Erscheinungen (Baumgärtl) sehr schön beobachtet werden.

Die beiliegende Tafel II gibt einen von den Pegmatiten, welche die Eisenerze begleiten, zwar abweichenden, aber sehr interessanten Pegmatitgang aus dem Pegmatitgangrevier von St. Vincenz in Kärnten wieder. Formell stellen diese Lagerstätten Stöcke und Linsen dar, soweit sie im Kalk auftreten, im Glimmerschiefer herrschen Gänge (deren Mächtigkeit auf  $\frac{1}{2}$  cm herabsinken kann) und Lagergänge.

Spateisenstein (von sekundären Erzen wird in diesen kurzen Schilderungen grundsätzlich abgesehen) ist stets das herrschende Erz. Er tritt metasomatisch nach Kalk oder als Spaltfüllung (im Glimmerschiefer) auf. Schwefelkies ist immer vorhanden. Besonders charakteristisch ist für diesen Zug neben dem Arsenkies aber das Auftreten von silberhaltigem Bleiglanz und von Zinkblende. (Zeiring, Silberbergbau, Hüttenberg Kniechtelager nach Zepharovich, St. Martin am Silberberg bei Hüttenberg.)

Derzeit stehen nur die Bergbaue Waldenstein und Hüttenberg in Kärnten in Betrieb.

### B. Kieslagerstätten der Muralpengesteine (Schladminger Beckengesteine).

(Nr. 71 bis 83 der beiliegenden Karte.)

Dieser Lagerstättentypus läßt in seiner Verbreitung bisher noch keine Gesetzmäßigkeit erkennen. Die meisten seiner Vertreter befinden sich allerdings mehr oder weniger nahe der Wurzelregion der Muralpen- (Schladminger Decken-) Gesteine. (Linie St. Lambrechtsberg Nr. 71, Kreuzeckgruppe Nr. 73, 74, 76, Pustertal Nr. 80 und 81.) In der Stirne konnten nur zwei Lagerstätten dieses Typus (Öblarn, Seekahr) nachgewiesen werden. Das Vorhandensein von Ganggesteinen (Pegmatit, Tonalitporphyr) ist für einzelne Lagerstätten von Wesenheit.<sup>7)</sup>

Formell liegen hier teils Gänge, teils Lagergänge, immer aber plattenförmige, epigenetische Lagerstätten vor. Im Erz schwimmende

<sup>7)</sup> Am Lambrechtsberg, dessen eingehende Schilderung von mir demnächst der Öffentlichkeit übergeben werden wird, treten die Kiese teilweise überhaupt in einem Pegmatitgang auf, in der Kreuzeckgruppe weist Canaval auf die Beziehungen zwischen Porphyriten und den Erzlagerstätten hin. Vgl. auch: B. Granigg, Bilder über Verdrängungsprozesse auf ostalpinen Erzlagerstätten. Serie V. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1913.

Schollen des Nebengesteins, ferner Apophysen des Erzes in das Nebengestein sind weitere, häufig anzutreffende Erscheinungen.

Stofflich finden wir die Lagerstätten stets durch das Auftreten von Schwefelkies, Magnetkies und Kupferkies charakterisiert. (Au, Co und Ni, besonders ersteres, dürfte wohl immer vorhanden sein.) Bleiglanz und Zinkblende fehlen oder treten in den Hintergrund.

Bei den Gangarten fällt auf, daß in den Lagerstätten nahe der Wurzelregion (Nr. 71 bis 81) die Silikate herrschen und Karbonate nahezu fehlen. Wir haben hier als Gangarten: Quarz, Feldspat, Hornblenden, Zoisit, Granat, Biotit, Titanit. Es macht den Eindruck, als stünden diese Lagerstätten mit den Intrusionen längs des periadriatischen Eruptivbogens in Zusammenhang. Nur bei den Vertretern nahe der Stirnregion (Öblarn, Seekahr) spielen Karbonate eine wesentliche Rolle, und es leiten somit diese Lagerstätten zu den Lagerstätten der Grauwackenzone hinüber, denen gegenüber sie ja nur eine tieferliegende Fazies darstellen. Außerdem finden wir in dieser Gruppe noch einige Problematica, über deren Stoff bisher wenig bekannt ist. (Nr. 76 bis 80.)

#### C. Goldlagerstätten der Muralpen- (Schladminger Decken-) Gesteine.

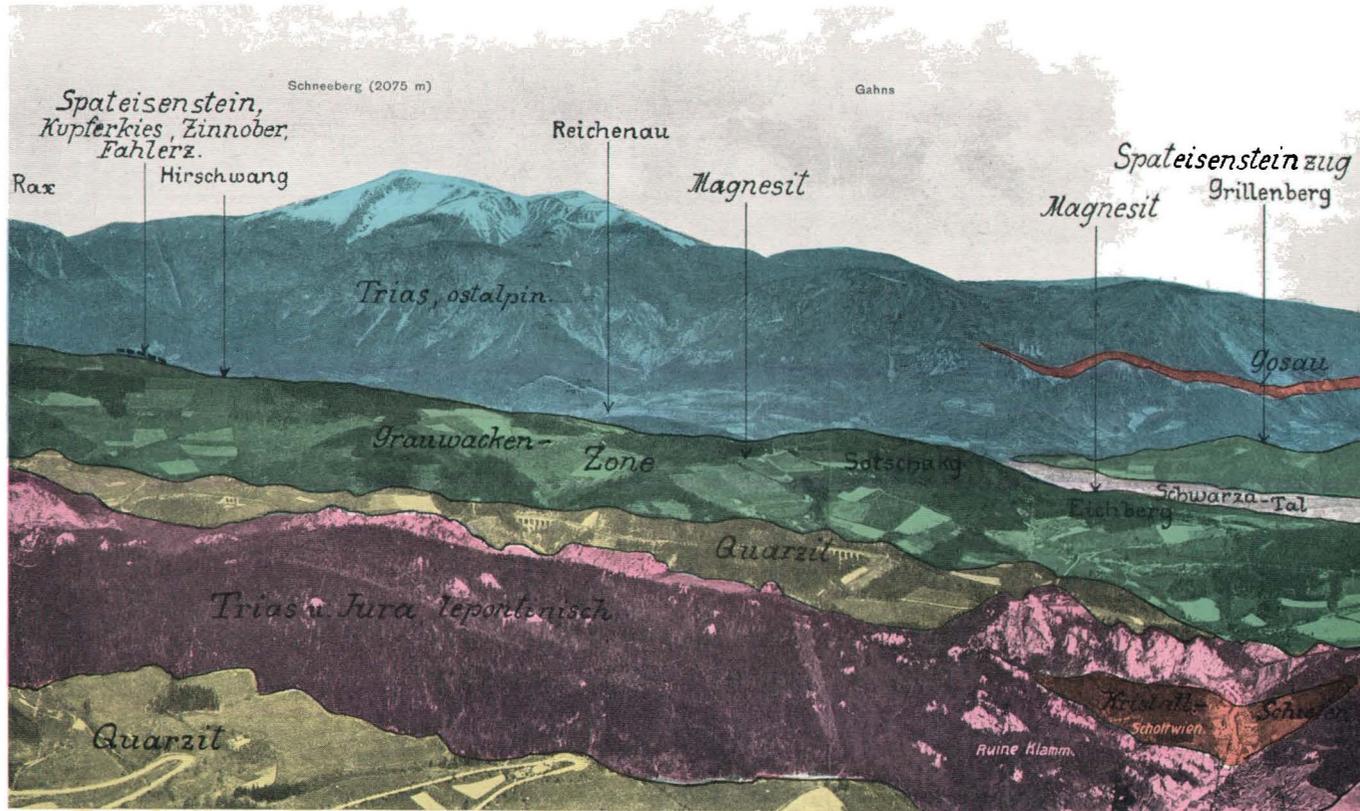
Wir haben davon eigentlich nur in der Kreuzeckgruppe (Fundkofel bei Irschen, Oberdrauburg) Dechant und Ladelnig in der Teuchel, in der Goldzeche bei Lengholz, genauer bekannte Vertreter, die von Canaval studiert worden sind. — In der Kliening (bei St. Leonhard im Lavanttal) waren die mir zugänglichen Aufschlüsse noch zu mangelhaft, um eine Charakteristik zu erlauben und die letzte Lagerstätte dieser Gruppe, Seckau-Flatschach, scheint nach den vorliegenden Beschreibungen Redlichs und v. Millers eher eine goldreiche Ausbildung der Gruppe B zu sein.

Im wesentlichen scheinen hier arsenige Goldquarzgänge vorzuliegen.<sup>8)</sup>

#### D. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten in den Muralpen- (Schladminger Decken-) Gesteinen.

Dieser Typus hat seine Hauptvertreter im Hochstubaier und am Ostrande des lepontinischen Engadiner Fensters, also in Gebieten, die auf der vorliegenden Karte nicht mehr dargestellt sind. Es wird deshalb von einer Charakteristik hier abgesehen und auf die wenigen Lagerstätten dieser Gruppe bei Schladming und bei Ramingstein (Nr. 96 und 97) verwiesen.

<sup>8)</sup> Die Goldlagerstätten des Zillertales wären ebenfalls hier einzureihen.

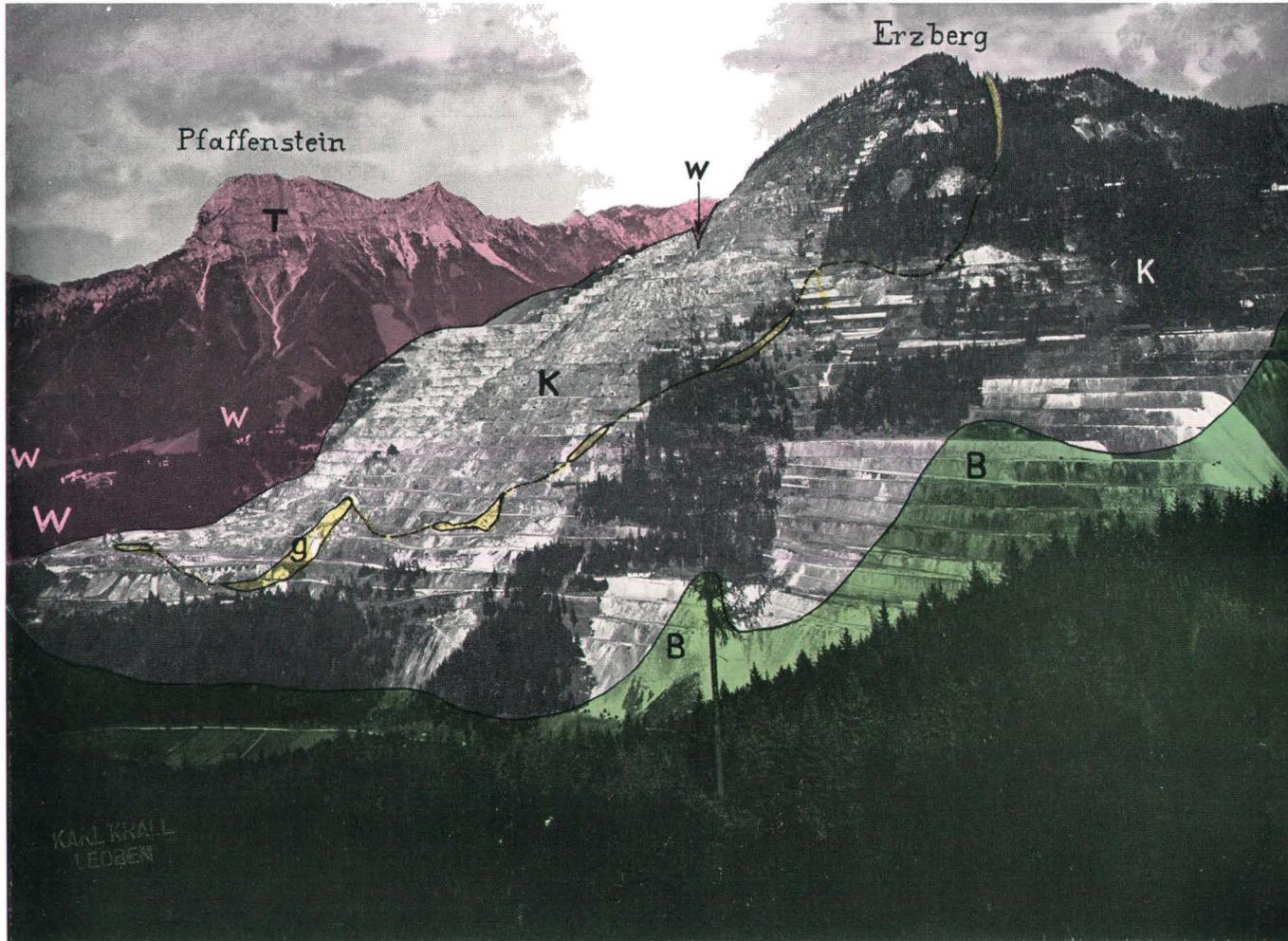


Phot. S. Frank, Graz.

Blick vom Sonnwendstein (Semmering) gegen Nordosten.

Zur Charakteristik der geologischen Position der Magnesite in der Grauwackenzone und der Spateisensteine an der Basis der ostalpinen Trias.

Im Vordergrund: Überschiebung der ostalpinen Gesteine über die lepontinische Serie. Von einer Ausscheidung der Decken in der ostalpinen Trias wurde abgesehen.  
Koloriert unter Benützung der geologischen Karte H. Mohrs.



Phot. Karl Krall, Leoben.

Zur Charakteristik der geologischen Position der Spateisensteinlagerstätten der nördlichen Grauwackenzone.  
Der steirische Erzberg gegen Norden, gegen die Trias des Pfaffensteins gesehen.

B = (grün) Blaseneckgneis (Eisenerzer Grauwacke), G = (gelb) Grenzschiefer, K = weiß Spateisenstein + Rohwand + Kalk, T = (blaubrot) Trias des Pfaffensteins.  
Der Werfener Schiefer an der Basis der Trias ist durch dieselbe Farbe und mit W bezeichnet.

### **III. Die Lagerstätten der nördlichen Grauwackenzone inklusive der Spateisenstein-, Kupferkies-, Fahlerz-, Zinnoberlagerstätten an der Basis der ostalpinen Trias.**

#### **A. Die kristallinen Magnesite im Karbon der nördlichen Grauwackenzone.**

(Nr. 101 bis 107 der Karte.)

Geradezu als »Leitfossilien« treten in den Karbonkalken, beziehungsweise Dolomiten zwischen dem Semmering im Osten und Dienten in Salzburg im Westen kristalline Magnesite auf, deren typische Form die von Stöcken und Linsen ist. (Textfig. 4, S. 323.) In der Magnesitmasse schwimmende Schieferfetzen sind eine häufig anzutreffende Erscheinung. Ein in die Schiefer eintretendes Magnesitgäader wurde ebenfalls an einzelnen Stellen beobachtet.

Stofflich bestehen diese, metasomatisch nach Kalk, beziehungsweise nach Dolomit entstandenen Lagerstätten der Hauptsache nach aus Magnesit. Talk und Rumphit sind wohl immer (manchmal in störenden Mengen) anzutreffen, Kupferkies, Fahlerz und Quarz häufige Erscheinungen. (Siehe Genaueres über die Mineralien der Magnesite in den Einzelbeschreibungen von Canaval, Cornu und Redlich.) Abbaue bestehen derzeit am Semmering (Triander und Veitscher Werke), in der Veitsch (dem Ausgangspunkt der Magnesitindustrie dieser Zone), in Oberdorf bei Bruck und im Sunk bei Trieben. Die übrigen Vorkommen sind größtenteils im Aufschlußstadium.

#### **B. Die Spateisenstein-, Kupferkies-, Zinnober-, Fahlerzlagerstätten vom Silur bis zur Basis der ostalpinen Trias.**

(Lagerstätten Nr. 130 bis 170 der beiliegenden Karte.)

In einem schmalen Terrainstreifen, der von Payerbach am Semmering bis über Schwaz hinaus ins Inntal verfolgt werden kann, tritt eine außerordentliche, gut charakterisierte Serie von Erzlagerstätten auf, die bei flüchtiger Betrachtung sowohl formell als auch stofflich recht verschieden voneinander erscheinen, bei eingehenderem Studium sich aber als Variationen desselben Typus erkennen lassen.

Teilweise treten diese Lagerstätten nur im Silur, teilweise nur an der Basis der Trias auf, andere wieder setzen sich vom Silur in die Trias fort.

Die Tafeln III und IV geben die geologische Position dieser Lagerstätten recht gut wieder.

Der Form nach finden wir in dieser Zone: 1. Stöcke und Linsen (metasomatisch im Kalk), 2. echte Gänge, oft mit abziehenden Trüm-

mern, und Aufblätterungszonen (Gänge und mit Erz erfüllte Aufblätterungszonen herrschen im Schiefer); 3. Lagergänge und Aufblätterungszonen, ebenfalls im Schiefer. Zu Linsen ausgewalzte Gänge, sind hier nicht selten zu beobachten.

Der stoffliche Bestand dieser Lagerstätten ist vor allem durch die Mineralien: Spateisenstein, Kupferkies, Zinnober und Fahlerz charakterisiert. In den Lagerstätten, die im Schiefer auftreten, spielt auch der Quarz eine wesentliche Rolle. Wir finden kaum eine Lagerstätte dieser Zone, in der nicht die vier zuerst erwähnten Mineralien, wenn auch in wechselnden Mengen, anzutreffen wären. Diese Zone beherbergt demnach vor allem Spateisensteinbergbaue (als wichtigste Gruppe), Kupferkiesbergbaue (als zweitwichtigste Gruppe) und Fahlerzbergbaue (an dritter Stelle). Der Zinnober steht wirtschaftlich im Hintergrund.

Im östlichen Abschnitt dieser Zone, zwischen Payerbach am Semmering und Selztal in Steiermark, herrscht der Spateisenstein mit seiner Hauptentwicklung am steirischen Erzberg weitaus vor (siehe die Erläuterungen zur Karte), obschon wir neben dem sporadischen Auftreten von Zinnober, Kupferkies und Fahlerz (in Hirschwang, am Erzberg und an anderen Orten) in der Radmer bei Johnsbach und in Kallwang auch Kupferbergbaue in diesem Teil der Zone antreffen. (Vgl. Canaval und Redlich.)

Etwa vom Fuß des Dachstein im Ennstal angefangen, weiter nach Westen tritt der Spateisenstein zugunsten des Kupferkieses an Menge (wirtschaftlich gesprochen) zurück, so daß wir nun in die Zone der Kupferkiesbergbaue der Reviere von Bischofshofen, von Zell am See und von Kitzbühel gelangen, deren wichtigster Bergbau in Mitterberg bei Bischofshofen derzeit der bedeutendste Kupferproduzent der Alpen ist. (Der in Mitterberg ausgehaltene Spateisenstein wird derzeit in einem Depot zurückbehalten. Fahlerz und Zinnober brechen nur in geringen Mengen ein.)

Noch weiter im Westen in den Revieren von Brixlegg und Schwaz tritt endlich das Fahlerz in wirtschaftlich beachtenswerten Mengen auf, ohne daß indessen die Spateisenstein- und die Kupferkiesgänge verschwunden wären. (Gebra-Lannern Nr. 139, Lawasteralpe Nr. 157, Schwadereisenstein Nr. 164 usw.) Die beiliegende Karte bringt dieses quantitative Schwanken der Metalle Eisen, Kupfer und Quecksilber im Streichen sehr schön zum Ausdruck.

---

<sup>9)</sup> Eine von mont. Koritschoner vorgenommene, montangeologische Untersuchung des Gebietes zwischen dem Hochkönig und der Salzach bei Taxenbach, mit den Bergbauen Höhln, Mitterberg, Burgschwaig, Einöd, den Magnesiten von Goldegg-Dienten und den Spateisensteinen bei Dienten geht der Vollendung entgegen.



Zur  
Charakteristik der geologischen  
Position der metasomatischen  
Bleiglanz-  
Zinkblende-  
lagerstätten  
der  
ostalpinen  
Trias.

Der  
Bergbau  
Raibl  
in Kärnten.

Bemerkung:  
Da in Raibl diese  
Erscheinungen,  
welche auch für  
die Züge IV A und  
IV B zutreffen,  
obertags am auf-  
fälligsten zu be-  
obachten sind,  
wurde dieses Bild  
gewählt, obwohl  
es nicht mehr in  
das auf der Karte  
behandelte Gebiet  
fällt.

Phot. S. Frank, Graz.

Die Erzführung wird bedingt: 1. Durch die Permeabilitätsgrenze, d. i. die Kontaktfläche zwischen den tonerreicheren, wasserundurchlässigen oder schwer durchlässigen Raibler Schichten (Carditaschichten im Gebiete der anliegenden geologischen Übersichtskarte) im Bilde links, und 2. durch Spaltensysteme (Klüfte, Blätter), welche im erzführenden Kalk, bzw. Dolomit die Zirkulation der Lösungen erleichterten und von denen aus vor allem die Verdrängung des Kalkes (Dolomites) durch das Erz stattgefunden hat. — Diese »Blätter« und »Klüfte« beißen obertags als Terraineinschnitte (Rinngraben, Johanni-Klamm, Galmei-Kluft, Josefi-Kluft, Aloisi-Kluft) aus.

#### **IV. Die Magnesit- und Erzlagerstätten im zentralalpinen Paläozoikum und im Paläozoikum unmittelbar nördlich des Drauzuges.**

##### **A. Die der nördlichen Grauwackenzone analogen Magnesite.**

Die im Paläozoikum von Turrach (Kotalpe und St. Oswald in Kärnten) und von Graz (Breitenau) auftretenden Magnesite sind jenen der nördlichen Grauwackenzone in bezug auf Form und Stoff der Lagerstätten so gleich, daß sie hier nicht weiter beschrieben zu werden brauchen. Dasselbe gilt vom Magnesit von Tragail. Die tektonische Stellung dieser Magnesite wurde in den nachstehenden Erläuterungen zur Karte angedeutet. (Siehe Nr. 191 bis 195 der Erläuterungen und der Karte.)

##### **B. Die der nördlichen Grauwackenzone entsprechenden Zinnobervorkommen.**

Es handelt sich hier um Lagerstätten (Nr. 201 bis 205 der Erläuterungen und der Karte), bei denen der Zinnober so in den Vordergrund tritt, daß er den Gegenstand des Abbaues bildet. (Quantitativer Unterschied gegenüber der nördlichen Grauwackenzone, in der Zinnober keine wirtschaftliche Rolle spielt.) Nur in Schwabegg in Unterkärnten (Nr. 204) kommen Fahlerz und Kupferkies in relativ beachtenswerten Mengen vor. Spateisenstein ist zwar immer, aber nur in ganz geringen Mengen vorhanden. Desgleichen ist Kupferkies recht spärlich vertreten. Formell bilden diese Lagerstätten kleine, oft gefaltete Gänge, die meist in großer Zahl auftreten. (Siehe Taf. VI.) Die Vorkommen von Nr. 201 kamen in letzter Zeit neuerdings zur Verleihung, bei den übrigen Vorkommen ruht derzeit der Betrieb.

##### **C. Die Eisensteinvorkommen dieser Zone.**

(Nr. 211 bis 222 der Karte und der Erläuterungen.)

Die Eisensteinvorkommen des Paläozoikums der Zentralalpen weichen insofern von jenen der Grauwackenzone ab, als in den ersteren der Magnetit eine ganz wesentliche Rolle spielt und den Spateisenstein manchmal überhaupt ganz vertritt.

Weiters tritt der Schwefelkies oft störend in den Vordergrund. Infolge des häufig hohen Quarzgehaltes sind die Erze saurer als in der nördlichen Grauwackenzone. Genetisch hat auch bei dieser Gruppe die Metasomatose nach Kalk eine große Rolle gespielt.<sup>10)</sup>

Häufig brechen die Erze dieser Lagerstätten auch in den paläozoischen Schieferen ein. Bei manchen Betrieben (innere Krems, Turrach)

<sup>10)</sup> Eine vom Verfasser veröffentlichte Tafel aus der Serie der montangeologischen Charakterbilder bringt Beispiele der metasomatischen Verdrängung von Kalk durch Magnetit aus der Serie dieser Erzlagerstätten. (Vgl. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1913, Nr. 5.)

ist man unter den Abbau des limonitischen Eisernen Hutes nicht hinabgekommen.<sup>11)</sup> Bei der unter dem Eisernen Hut angetroffenen Lagerstätte beeinträchtigt der Schwefelkiesgehalt die Wirtschaftlichkeit des Betriebes.

Die geographische Verteilung dieser Erzzone ist aus der Karte und aus den Erläuterungen zu ersehen.

#### **D. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten dieser Zone.**

Dieser Lagerstättentypus konnte in der nördlichen Grauwackenzone nicht nachgewiesen werden. Im zentralalpinen Paläozoikum können wir seine Vertreter von Weiz (Haufenreith, Oststeiermark, Nr. 231) angefangen über Frohnleiten bei Graz, nach Meißelding bei St. Veit in Kärnten und über Mettnitz bis auf die Fladnitz (Friesach West) verfolgen. Die Erze, unter denen bald der Bleiglanz, bald eine braune Zinkblende vorherrscht, treten zumeist in Gängen und in Aufblätterungszonen im paläozoischen Schiefer auf. Auf der Fladnitz setzen die Erze im Kalk ein. Im übrigen ist dieser Typus noch recht wenig bekannt.

Produktiv ist in dieser Zone derzeit nur der Bergbau Haufenreith. Die übrigen Betriebe sind entweder ganz verlassen oder sie befinden sich im Stadium des Wiederaufschlusses.

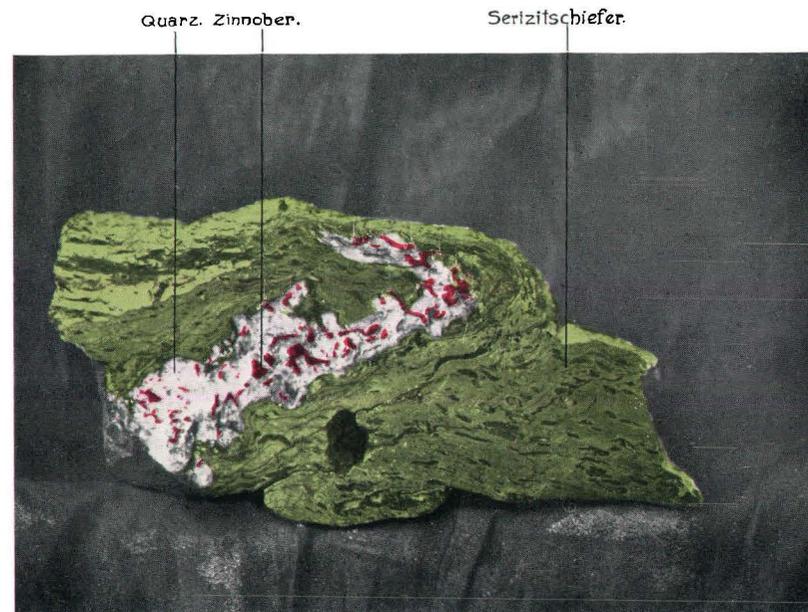
#### **V. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten der ostalpinen Trias.**

In den nördlichen Kalkalpen können wir diesen Lagerstättentypus von Vorarlberg bis nach Türritz in Niederösterreich verfolgen. Zwischen dem Arlberg und Innsbruck, beziehungsweise dem Vomperstal ist die Zahl der Lagerstätten eine sehr beträchtliche. (Die Bergbaue in den Gemeinden Lech, Nasserein, Biberwier, Tarrenz, Nassereit, Imst, Scharnitz, Zirl gehören hierher.) Östlich von Hall werden die bekannten Vorkommen immer spärlicher, wir finden einige Vertreter in der Nähe von Kufstein und des Königssees in Bayern, dann wieder einzelne Vorkommen im Tennengebirge (Salzburg) und nach einer großen Lücke begegnen wir in Annaberg und bei Türritz in Niederösterreich die letzten Vertreter des nördlichen Blei-Zink-Zuges.

Im Süden des Paläozoikums können wir denselben Lagerstättentypus vom Westende der Gailtaler Alpen angefangen bis nach Villach, und dann weiter südlich von Klagenfurt über Obir, Petzen und Ursulaberg bis an die kärntnerisch-steirische Grenze verfolgen.

Die Charakteristik der geologischen Position dieses Zuges ist im Bilde Tafel V gegeben. Wir sehen in demselben die Erzführung an zwei Faktoren gebunden, und zwar:

<sup>11)</sup> Eine eingehende Studie über die Vertreter dieser Lagerstättengruppe aus Turrach beschäftigt derzeit Dr. W. Schmidt.



Phot. Granigg.

Gefalteter Quarz-Zinnobergang im Serizitschiefer.  
 $\frac{3}{4}$  der natürlichen Größe.

Quecksilberbergbau »Kohr« bei Turrach.

1. An die Permeabilitätsgrenze, die durch den Kontakt der Karditaschichten (Wasser schwer- bis undurchlässig) mit dem darunter liegenden erzführenden Kalk, beziehungsweise Dolomit gegeben ist.

2. An Spalten, welche den Kalk, beziehungsweise Dolomit als echte Verwerfer durchsetzen. Dabei herrscht bei verschiedenen Lagerstätten oder auch in den verschiedenen Teilen desselben Reviers bald das eine, bald das andere der beiden angeführten Momente.

In Bleiberg z. B. und zum Teil auch in Raibl sind die Spalten (Blätter, Klüfte) für die Erzführung wichtiger als die Kontaktfläche Kalk (Dolomit) — Schiefer. Es entfernt sich daselbst die Erzführung, den Spalten folgend, mehrere hundert Meter vom Schieferkontakt. Im Mießer Revier (Unterkärnten) ist der Schieferkontakt das wichtigere Moment. Wenn man hier parallel der Kontaktfläche Schiefer — Kalk und etwa 80 m von ihr im Liegend entfernt eine zweite Fläche sich gelegt denkt, so enthält die zwischen beiden Flächen gelegene Kalkzone mindestens 85% des gesamten Erzes.

Daß die Erzführung auch in das Niveau der Karditaschichten hineingreifen kann, wurde an verschiedenen Stellen beobachtet. (Siehe auch Canaval.)

Bei der Entstehung dieser Lagerstätten hat die metasomatische Verdrängung des Kalkes, beziehungsweise Dolomites, die von der Permeabilitätsgrenze oder von den Spalten ausgegangen war, die wichtigste Rolle gespielt.

Ihrer Form nach stellen demnach diese Lagerstätten Stöcke, Säulen, Schläuche und auch Platten dar. Der stoffliche Bestand ist ziemlich monoton. Bald herrscht Bleiglanz (Mieß), bald Zinkblende vor. Der Bleiglanz kann silberfrei (Kärnten), oder silberhaltig (Tirol, Niederösterreich) sein. Das wesentlichste Merkmal dieses Lagerstätten-typus ist das Auftreten von Fluor und von Molybdän als ganz jugendliche Bildungen.

Eines der beiden Mineralien, entweder Flußspat oder Wulfenit finden wir wohl in jeder etwas mehr aufgeschlossenen Lagerstätte dieser Zone.<sup>12)</sup>

Schließlich wurden zur Veranschaulichung der Lage der Metallzonen noch zwei schematische Profile durch die Ostalpen gelegt. (Fig. 1 und 2 der Übersichtskarte.)

Das erste durchschneidet die Gailtaler Alpen bei Hermagor und geht durch das Hochalpmassiv über die Radstätter Tauern zum Dachstein.

<sup>12)</sup> Eine vom Verfasser und mont. Koritschoner ausgeführte monographische Bearbeitung des Bergbaureviers von Mieß in Kärnten geht der Vollendung entgegen. Vgl. auch: B. Granigg, Bilder über Verdrängungsprozesse auf ostalpinen Erzlagerstätten. Serie IV. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen. 1913.

Die Gold-, Silber- und Kupferlagerstätten des Zentralgranites und der Schieferhülle, zeigen in bezug auf den ersteren eine recht deutliche, symmetrische Anordnung. In den Muralpengesteinen (Schladminger Deckengesteinen) fällt im Profil der Unterschied in der Erzführung zwischen dem Wurzel- und Stirngebiet auf. Im Wurzelgebiet (Kreuzeckgruppe) der Muralpengesteine herrschen die Magnetkies-, Kupferkies-, Pyritlagerstätten mit Silikaten, (Lammitz-Wellatal, Laitenkofel bei Rangersdorf), in der Stirnregion (Radstätter Tauern) liegen Schwefelkies-, Kupferkies (Magnetkies zum Teil), Lagerstätten, die durch ihren Gehalt an Karbonaten schon zu den höher liegenden Lagerstätten der Grauwackenzone hinüberleiten.

In der darüber liegenden Grauwackenzone herrschen die Karbonate des Eisens und Magnesiums, und Zinnober tritt zum ersten Male auf. Wir finden im Norden (Radstatt) und im Süden (Drautal) ziemlich ähnliche Verhältnisse. Wieder symmetrisch ist die Blei-Zink-Führung der ostalpinen Trias.

Das zweite Profil, das vom Loiblpaß über den Wörthersee bei Klagenfurt und über St. Veit a. d. Glan nach Gurk, die Grebenzen ins Murtal und über Trieben im Paltental nach Admont im Ennstal gelegt ist, zeigt zunächst die Erhaltung großer Mulden des Paläozoikums im zentralen Teil der Alpen. Als tiefste Gesteinsserie sehen wir die Muralpengesteine, mit dem Kieslager von Lambrechtsberg, das der Kreuzeckgruppe entspricht. Im Norden dieser Serie ist Flatschach das Analogon zum Seekahr. Ferner kommen hier die Bretsteinkalke mit dem Eisenerztypus Zeiring-Hüttenberg zum Vorschein.

Das darüberliegende Paläozoikum hat wieder die Magnesite in der Stirne und im Rücken, Zinnober, Spateisenstein, Kupferkies, Fahlerz in der Stirne, im Rücken (zum Teil) und in der Wurzel. Der abweichende Eisenerztypus von Rücken und Wurzel gegenüber der Stirne kommt im Profil zum Ausdruck. Der Blei-Zink-Typus von Rücken und Wurzel ist ebenfalls im Profil eingezeichnet. Die ostalpine Trias bietet auch in diesem Profil in bezug auf die Erzführung nichts Neues.

### **Resumé.**

Zusammenfassend kann somit gesagt werden, daß die Erkenntnis der ostalpinen Metallzonen und ihrer geologischen Niveaubeständigkeit zur Aufstellung von vier, beziehungsweise, wenn man das zentralalpine Paläozoikum getrennt behandelt, von fünf großen geotektonischen Einheiten geführt hat, in denen neun, beziehungsweise zwölf Metallzonen erkannt werden können. — Für die Aufstellung dieser Metallzonen war nicht die Form, sondern der stoffliche Bestand der Lagerstätten und ihre geologische Posi-

tion maßgebend. — Beim Stoff ist ebenfalls nicht so sehr der qualitative Bestand als vielmehr das quantitative Verhältnis der einzelnen Mineralien unter Berücksichtigung der geologischen Position für den Typus entscheidend. »Durchläufer«, wie Schwefelkies und andere, mußten als klassifikatorische Faktoren nach Tunlichkeit ausgeschaltet werden. Der Form nach können wir, unabhängig vom Lagerstättentypus und von der geotektonischen Einheit, von einer »Trimorphie« der ostalpinen Lagerstätten sprechen, die dadurch zum Ausdruck kommt, daß in den Graniten und Gneisen echte Gänge herrschen, in den geschieferten Gesteinen hingegen Lagergänge, Linsen und ausgefüllte Rütterzonen oder Aufblätterungszonen (oft von namhaften Metasomatosen begleitet) in den Vordergrund treten, während im Kalk endlich Stöcke und Butzen, Säulen und Schläuche die typischen Formen der Lagerstätten sind.

#### Die Metallzonen in wirtschaftlicher Beziehung.<sup>13)</sup>

Die im vorstehenden aufgestellten Metallzonen stellen sich wirtschaftlich folgendermaßen dar:

Der Gold-, Silber- und Kupferkranz um die Zentralkerne der Hohen Tauern nimmt trotz der großen Edelmetall- und Kupfermengen, die diese Zone in vergangenen Jahrhunderten lieferte, heute an der Produktion dieser Metalle keinen Anteil mehr. Jedoch dürften die teilweise mit großer Energie in Angriff genommenen neuen Aufschlußarbeiten (Böckstein, Rathausberg und Siglitz) beziehungsweise die Gwältigungsarbeiten in den alten Bauen dieser Zone (Zell a. d. Ziller, Unter-Sulzbacher Kupferbergbau) eine Wiederbelebung des Bergbaues dieser Zone im Gefolge haben. In den Muralpengesteinen ist derzeit der Spateisensteinzug Zeiring-Hüttenberg die wirtschaftlich bedeutendste Metallzone. Neben dem Hauptproduktionszentrum Hüttenberg (zweitwichtigster Eisenerzproduzent der Alpen) ist noch Waldenstein in Kärnten als Produzent von Eisenglanz, der allerdings nicht auf Eisen verarbeitet wird, zu erwähnen. Die übrigen Bergbaue dieser Zone sind derzeit außer Betrieb. Schurfarbeiten werden derzeit besonders im Gebiet zwischen Hohenwart und St. Martin am Silberberg bei Hüttenberg, also in jenem Teil des Gebietes ausgeführt, in dem die Erze vorwiegend im Glimmerschiefer aufsetzen. Die Kieslager zwischen

<sup>13)</sup> Die hier gegebenen, qualitativen Andeutungen werden in den in Vorbereitung befindlichen Detailstudien nach Tunlichkeit historisch und quantitativ durchgearbeitet erscheinen. Desgleichen wird in diesen Studien bei jedem Objekte die Frage der Wiedereröffnung möglichst eingehend erörtert sein und vor allem nach einer Charakteristik des »alten Betriebes« besprochen werden: Art, Ort, Umfang, Kosten und Dauer der neu auszuführenden Wiedergwältigungs- und Aufschlußarbeiten.

### Tabellarische Übersicht der Erzführung der Ostalpen.<sup>1)</sup>

Geologische Einheit	Metallzone	Nebengestein	Der Lagerstätten		Bemerkung	Vertreter des beschriebenen Typus
			Form	Stoff		
<b>I. Lepontinisches Tauernfenster (Zentralgranite + Schieferhülle + Tauernmesozoikum).</b>	Gold-Silber-Kupferzone um die Zentralgranite.	Zum Teil Granit, zum Teil Schieferhüllengesteine.	Im Granit vorkommende Gänge, in der Schieferhülle Lagergänge und Linsen.	Freigold, goldige Sulfide und Sulfosalze, als Schwefelkies, Arsenkies, Bleiglanz, Silberglanz, Kupferkies, Antimonit, Magnetit (teilweise Quarz, Karbonsäure.)	Hervorragende Gold-, Kupfer- und Silberproduktion und Silbergewinnung im 17. und 18. Jahrhundert. Teilweise im Wiederaufbau.	Von Schellgaden längs des Nordrandes des Hochalmgrans zum Kathausberg und in die Sigtitz bei Böckstein, weiter westlich in das Gebiet des Sonnblickgranits fortsetzend (Rauris, Goldzeche, Fleiß- und Zirknitztal), noch weiter über das Fuschner- und Untersulzbachtal in das Zillertal. Südlich vom Brenner im Pflitschtal, Ahrntal zum Großglockner (Göbnitztal) über Dellach und Fragant zum Liesertal.
<b>II. Muralpengesteine. (Schladminger Deckengesteine.)</b>	A. Metasomatische Spateisensteinlagerstätten, Typus Zeiring-Hüttenberg.	Kristalliner Kalk. Glimmerschiefer und injizierte Schiefer selbster. Pegmatite wenigstens in der Nähe immer vorhanden.	Im Kalk: Stöcke, Linsen, Butzen. Im Glimmerschiefer: Lagergänge, Linsen u. bis zu einem Gängeherabsinken.	Spateisenstein herrscht. Charakteristischer Gehalt von silberhaltigem Bleiglanz, Zinkblende, Arsenkies, Baryt, Chalzedon.	Genetische Beziehungen zu Turmalinpegmatiten oder zu injizierten Schiefer häufig nachweisbar. Selektive Metasomatose. (Spateisen- und Eisenglanzproduzenten, alte Silberproduzenten.)	Erster Zug: Von Zeiring über Judenburg—Obdach in das Lavanttal bei St. Leonhard, weiter über Loben nach Salla bei Köflach. Zweiter Zug über Waldenstein—Theißenegg—Wölch nach Hüttenberg—St. Martin—Friesach.

<sup>1)</sup> In dieser gedrängten Übersicht wurden nur die wesentlichsten Merkmale in Schlagworten hervorgehoben.

	<p>B. »Kieslager« zwischen den Typen Lambrichtsberg und Öblarn.</p>	<p>Glimmerschiefer, injizierte Schiefer, Pegmatite oder Porphyrit oft in der Nähe.</p>	<p>Lagergänge, Linsen. Im Erz schwimmende Schieferschollen häufig. Apophysen häufig.</p>	<p>Erze: Magnetkies, Schwefel-Kupferkies. Bleiglanz, Blende unbedeutend. Au-Gehalt zuweilen vorhanden. Gangarten: Neben den Schieferrelikten Silikate im südlichen Typus (Lambrichtsberg), Karbonate im nördlichen Typus.</p>	<p>Beziehungen zu Pegmatiten an einzelnen Stellen nachweisbar. Heute teilweise Schwefelkiesproduzenten. In vergangenen Jahrhunderten Kupfer-, teilweise auch Goldproduzenten.</p>	<p>Südlicher Zug: Lambrichtsberg im Lavanttal, Kreuzeckgruppe, Sillian in Tirol. Nördliche Vorkommen: Öblarn im Ennstal und Seekahr bei Radstatt.</p>
	<p>C. Arsenige Goldquarzgänge.</p>	<p>Hornblende-schiefer, bei anderen Vorkommen Glimmerschiefer.</p>	<p>Gänge und Imprägnationen.</p>	<p>Freigold, Arsenkies, Schwefelkies, Quarz.</p>	<p>In vergangenen Jahrhunderten bedeutende Goldproduzenten, heute teilweise in Wiedereröffnung.</p>	<p>Kliening im Lavanttal, Kreuzeckgruppe. (Fundkofel, Dechant, La-deltinig.) Flatschach bei Knittelfeld.</p>
	<p>D. Bleiglanz-Zinkblendetypus.</p>	<p>Glimmerschiefer.</p>	<p>Im dargestellten Gebiet wenig bekannt.</p>			<p>Schladming (Süd) und Ramingstein.</p>
<p>III. Nördliche Grauwackenzone inklusive Basis der ostalpinen Trias.</p>	<p>A. Kristalline Magnesite des Karbons.</p>	<p>Zumeist Kalk-, beziehungsweise Dolomit, seltener Phyllit.</p>	<p>Stöcke und Linsen die und da als Geäder in den Phyllit einsetzend.</p>	<p>Magnesit, Dolomit, Talk, Rumpf, Kupferkies, Fahlerz, Quarz.</p>	<p>Größte Magnesitproduzenten.</p>	<p>Vom Semmering über Veitsch-Leoben—Selzthal nach Dienten in Salzburg.</p>

Geologische Einheit	Metallzone	Nebengestein	Der Lagerstätten		Bemerkung	Vertreter des beschriebenen Typus
			Form	Stoff		
	B. Spateisenstein-Kupferkies-Zinnober-Fahlerz vom Silur bis in die Basis der Trias.	Zum Teil Silurkalk, zum Teil Silurschiefer und Werfener Schiefer, endlich ausnahmsweise Triaskalk.	Im Kalk vorwiegend Stöcke, ausnahmsweise Gänge. Im Schiefer Gänge und Lagergänge mit Apophysen, fetter Linsen.	Spateisenstein, Kupferkies, Zinnober, Fahlerz, Quarz.	Wirtschaftlich bedeutungsvollste Metallzone der Ostalpen. 1. Eisen. 2. Kupfer. 3. Silber.	Zwischen Semmering und dem Ennstal herrscht der Spateisenstein (wirtschaftlich) vor, zwischen Enns und Inn der Kupferkies, im Inntal die Fahlerze, ohne daß jedoch die östlicheren Typen verschwinden.
<b>IV. Zentralalpines Paläozoikum und Paläozoikum unmittelbar nördlich des Drauzuges.</b>	A. Kristalline Magnesite.	Wie in der nördlichen Grauwackenzone.			Die Magnesite von Millstatt nehmen nur scheinbar eine Ausnahmestellung ein.	Magnesite im Turracher Karbon, im Grazer Paläozoikum und von Tragail südlich der Drau.
	B. Der nördlichen Grauwackenzone entsprechende Zinnober-Fahlerzvorkommen.	In der Regel Serizitschiefer, ausnahmsweise Kalk.	Imprägnationen, kleine, oft gefaltete Gänge.	Zinnober, Kupferkies, Fahlerz, Spateisenstein, Schwefelkies.	Infolge Zurücktretens des Spateisens stofflich, quantitativ von der nördlichen Grauwackenzone abweichend. Ebenen so auch formell verschieden.	Zwischen Turrach und Ebene Reichenau (Turracher Paläozoikum), Gratwein (Grazer Paläozoikum), Schwabegg, Stockenboi, Dellach im Drautale (Paläozoikum der Wurzel).

	C. Zentralalpine Eisensteinlagerstätten des Paläozoikums.	Häufig am Kontakt von paläozoischen Kalken mit Phylliten oder im Phyllit. Grüne Schiefer oft in der Nähe.	Stöcke, Butzen, Linsen.	Magnetit, Schwefelkies bedeutend. Quarz, Karbonspäte.	Metasomatisch im Kalk und auch in Phylliten. Weicht vom Eisenlagerstätten-typus der nördlichen Grauwackenzone wesentlich ab. Derzeit nicht in Abbau.	Turracher Paläozoikum zwischen Turrach und Innerkrems. Im Paläograben, bei Metnitz im Paläozoikum bei Neumarkt i. St., im Paläozoikum von St. Veit a. Gl., im Grazer Paläozoikum und im Sausalgebiet bei Leibnitz in Steiermark, bei Bleiburg in Kärnten.
	D. Zentralalpine Bleiglanz-Zinkblendelagerstätten.	Seritschiefer und Phyllite. Seltener Kalk.	Gänge, Ausfüllung von Aufblätterungszonen.	Bleiglanz, Zinkblende, Quarz, Karbonspäte.	Größtenteils außer Betrieb. Im Grazer Paläozoikum teils in Betrieb, teils in Aufschluß. In der nördlichen Grauwackenzone fehlt dieser Typus.	Im Turracher Paläozoikum auf der Fladnitzer Alm, bei Metnitz, im St. Veiter und Neumarkter Paläozoikum, im Grazer Paläozoikum.
<b>V. Ostalpine Wettersteinkalk und Karditenschichten.</b>	Bleiglanz-Zinkblendelagerstätten. Typus.	Vorwiegend Wettersteinkalk, nur ganz untergeordnet Karditenschichten.	Schlänche und metasomatische Gänge.	Bleiglanz, Zinkblende, Markasit, Wulfenit oder Flußspat charakteristisch.	Metasomatisch im Kalk und als Hohlraumfüllungen. Erze gebunden: 1. an die Permeabilitätsgrenze, 2. an Blätter. Wichtigster Bleizinkproduzent der Alpen.	In den Nordalpen: Von Vorarlberg bis Innsbruck zahlreiche Vertreter. Von Innsbruck bis Tünnitz in Niederösterreich spärlich vertreten. Im Drauzug: Vom Jauck in den Gailtaler-Alpen über Villach, Obir, Petzen zum Ursulaberg nach Steiermark.

den Typen Lambrechtsberg und Öblarn werden in den Bergbauen am Tessenberg bei Sillian in Tirol und Öblarn auf Schwefelkies abgebaut, die Lagerstätte am Seekahr bei Radstatt befindet sich als Kupfererzlagerstätte im Wiederaufschluß und bei einigen anderen Lagerstätten steht die Wiedereingriffnahme des Aufschluß, beziehungsweise Abbaubetriebes in nächster Zeit zu erwarten.

Von den Goldlagerstätten in den Muralpengesteinen dürfte die Lagerstätte am Fundkofel bei Oberdrauburg (Kreuzeckgruppe) schon in der nächsten Zeit vom Aufschlußstadium zum Abbau übergehen, während im alten Goldbergbau der Kliening (Lavanttal) seit mehr als einem Jahr Schurfarbeiten betrieben werden. Der Blei-Zink-Typus der Muralpengesteine befindet sich ebenso wie der alte Nickelbergbau bei Schladming außer Betrieb.

In der nördlichen Grauwackenzone ist die Magnesitproduktion (Semmering, Veitsch, Oberdorf, Sunk bei Trieben) hinlänglich bekannt. Die Vorkommen von St. Martin a. d. Enns und von Goldegg-Dienten sind teilweise im Schurfstadium.

Außer durch die Magnesitproduktion ist die nördliche Grauwackenzone, besonders durch die Eisenerzproduktion (vor allem am steirischen Erzberg, ferner Höhln bei Werfen) und durch die Kupferproduktion (Mitterberg bei Bischofshofen, größter Kupferproduzent Österreichs) die wichtigste Metallzone der Ostalpen. Zahlreiche Schurfbauwerke auf Kupfer bewegen sich im Gebiet zwischen Zell a. S. und Kitzbühel. Die Kupferproduktion der tirolischen Lagerstätten dieses Gebietes ist unbedeutend.

Die Magnesite des zentralalpiner Paläozoikums werden auf der Millstätter Alpe (Kärnten) und in der Breitenau (Grazer Paläozoikum) abgebaut. Von den Zinnobervorkommen des zentralalpiner Paläozoikums kamen jene von Rotrasten (Turracher Paläozoikum) in jüngster Zeit wieder zur Verleihung, desgleichen bestehen Bemühungen, im Zinnerbergbau bei Stockenboi (Kärnten) den Betrieb wieder aufzunehmen.

In den Magneteisensteinbergbauen des zentralalpiner Paläozoikums ruht derzeit der Betrieb. Aufschlußarbeiten werden unter anderem in der Pöllau bei Neumarkt vorgenommen.

Von den Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten des zentralalpiner Paläozoikums befinden sich jene von Haufenreith (Grazer Paläozoikum) im Abbau, während bei Frohnleiten intensivere Aufschlußarbeiten vorgenommen werden. Kleinere Schurfarbeiten neuen Datums finden wir ferner noch bei Mettnitz (Kärnten).

Die ostalpine Trias beherbergt endlich die bedeutendsten Bleierzproduzenten Österreichs und die größten Zinkerzproduzenten der Alpen. Hierbei übertrifft der auf Kärnten entfallende Zug an Metallreichtum der Lagerstätten jenen Nordtirols bei weitem.

## Verzeichnis und Erläuterung zu den in der Übersichtskarte eingetragenen Erzlagerstätten.

### I. Die Gold-, Silber- und Kupfererzlagerstätten der Zentralkerne der Hohen Tauern und ihrer Schieferhülle.

Die Bezeichnung dieser Lagerstätten, welche sich als Aureole um die Zentralkerne legen, mit fortlaufenden Zahlen, wurde im äußersten Nordosten (Schellgaden im Lungau, Salzburg) begonnen, sie schreitet von hier nach Westen über Salzburg nach Tirol fort, wendet sich am Brenner nach Süden und verläuft über das Pfitschtal, Ahrntal, Windischmatrei weiter zurück nach Osten, wo sich im Radlgraben bei Gmünd (Kärnten) der Kranz schließt.

Eine weitere Unterteilung in *a)* Edelmetallagerstätten, *b)* Kupfererzlagerstätten wurde in diesem ersten Entwurfe noch nicht durchgeführt.

Auf eine Ausscheidung der verschiedenen petrographischen Entwicklung der Randpartien der Zentralgranite (Zillertaler-Tuxer Kern und Großvenediger, Granatspitzkern, Sonnblickkern, Hochalmkern) wurde verzichtet, um ein möglichst einfaches Kartenbild zu erhalten. Aus demselben Grunde wurde die »Schieferhülle« als einheitliches Gebilde ausgeschieden, von einer Trennung der oberen von der unteren Schieferhülle abgesehen und Glimmerschiefer, Kalkglimmerschiefer und Serpentin voneinander nicht geschieden.

Die Wurzel des Radstätter Tauernmesozoikums konnte zwischen Gmünd (Kärnten) und Kals (Tirol) nur stellenweise angedeutet werden.

Es bedeuten die in der Karte neben den verzeichneten Lagerstätten stehenden Ziffern <sup>14)</sup>:

1. Goldbergbau von Schellgaden und der welischen Alp. Bei St. Michael, Lungau, Salzburg. Quarzlinzen, Pyrit, Kupferkies, Bleiglanz, Blende, Scheelit und Turmalin. Goldgehalt 10 bis 11 g pro Tonne, davon  $\frac{9}{10}$  als Freigold. Z. 17, K. IX. A. B.
2. Goldbergbau Brandleiten, analog Schellgaden. Z. 17, K. IX. A. B.
3. Silberbergbaue Silbereck und Kesselspitz zwischen dem hintersten Lieser- und Murtal. Z. 17, K. IX. A. B.
4. Arsenkiesbergbau Rotgülden im hintersten Murtal, Arsenkies, Kupferkies, Schwefelkies, Zinkblende, Hämatit im kristallinen Kalk und Chloritschiefer. A. B., Z. 17, K. IX.
5. Kupferkiesbergbau am Bloseek und an der Blankowitzspitze (Rechtes Murtalgehänge). A. B., Z. 19, K. IX.
6. Kupferschurfbau Rindereben in der Remsach. A. B., Z. 17, K. VIII.
7. Kupferbergbau Hübälpe, Großarlal, A. B., Z. 17, K. VIII.

<sup>14)</sup> A. B. = außer Betrieb, I. B. = in Betrieb, Z . . . K = Zone und Kolonne der österreichischen Spezialkarte 1:75.000.

8. Gold-Silberschurfbau Leinkaar. A. B., Z. 17, K. VIII. (Böckstein Ost.) Z. 17, K. VIII.

9. Gold-Silberschurfbau Tischlerkaar im Kötschachtal, A. B. (Böckstein Ost.) Z. 17, K. VIII.

10. Goldbergbau Radhausberg (Böckstein Süd). Z. 17, K. VIII. Neuerdings in Aufschluß genommen. Quarzgänge mit Freigold, Glaserz, Fahlerz, Bleiglanz, Antimonglanz, Kupferkies, Buntkupfererz, Pyrit. (Siehe Tafel I.) 26 g Au pro Tonne Hauwerk.

11. Goldrevier Siglitz-Pochhart-Erwies (Böckstein West). Z. 17, K. VIII.

In Wiedergewältigung.

Quarzgänge mit Arsenkies, Bleiglanz, Pyrit, seltener Kupferkies. 34 g Au pro Tonne hältiges Hauwerk.

12. Goldrevier Rauris. Kolm Saigurn. A. B., Z. 17, K. VIII.

13. Goldbergbau Strabaleben. A. B., Z. 17, K. VIII.

14. Goldbergbaue im Großzirknitztal. A. B., Z. 17, K. VIII. (Moderegger Gänge, Erbstopfen, unteres und oberes Brett, Parzisel Alm usw.)

15. Goldbergbau »Goldzeche« Seeleiten, Oxlingerzeche, Hinterer Hapt, Hirtenfuß. A. B., Z. 17, K. VIII. Kleines Fleißtal.

16. Gold-Silberbergbau »Am Trögern«, Großes Fleißtal (Hl. Blut Nord). A. B., Z. 17, K. VIII.

17. Goldbergbau am Hl. Bluter Tauern. A. B., Z. 17, K. VIII. (Hl. Blut Nord, Weg zum Hochtör.)

18. Blei-Silber-Goldbergbaue Seidelwinkeltal (Salzburg). A. B., Z. 17, K. VIII.

19. Blei-Silber-Goldbergbaue am Guttalkees zwischen Kloben und Brennkogel. A. B., Z. 17, K. VII.

Mit Rücksicht auf den Maßstab der Karte war es unmöglich, die Golderzgänge des Sonnblickkerns und seiner Hülle detailliert darzustellen.

20. Goldbergbaue von Hirzbach und auf der Schiedalpe. Quarz, Bleiglanz, Schwefelkies, Kupferkies, Ankerit. A. B., Z. 17, K. VII. Fusch West.

21. Gold- und Kupfererzbergbau im Felbertal. (W. H. Spital.) A. B., Z. 17, K. VII.

22. Bleiglanz und Fahlerz (Au-, Ag)-Bergbau im Reintal und auf dem Gamseck. A. B., Z. 17, K. VI.

23. Kupferbergbau Untersulzbach (Eingang des Untersulzbachtals). A. B., Z. 17, K. VI.

24. Bergbau Nesselrain, Gemeinde Brandberg. Ag-haltiger Bleiglanz und Antimonerze (Au, Ag) auf Quarzgängen. A. B., Z. 17, K. VI. Mayrhofen Zillertal Ost.

25. Goldbergbaue von Heinzenberg, Scheibenwände, Tannenberg, Alt- und Neurohr bei Zell a. Ziller. Z. 17, K. VI. A. B.

Lagergänge, zum Teil zu Linsen ausgewalzt, Quarz, Freigold, Schwefelkies (Au), Arsenkies (Au). Stellung in der »Schieferhülle« unsicher.

26. Bergbau Füßendraß, Pfitschtal, Sterzing Nordost, Z. 18, K. V. Kupferkies, Schwefelkies, Bleiglanz, Molybdänglanz, Quarz. — Gänge. — A. B.

27. Schwefel- und Kupferkiesbergbau Pferschwald. Quarzgänge. Z. 18, K. V. Sterzing Ost. A. B.

28. Kupfer- und Schwefelkiesbergbau Leitnerwald. Quarzgänge. Pfitschtal, Sterzing Ost. Z. 18, K. V. A. B.

29. Kupfer-Schwefelkies-Bergbau Pletzengraben, Magnetit. Gemeinde Pfitsch, Sterzing Nordost. Pfitschtal. Z. 18, K. V. A. B.

30. Kupfer-Schwefelkiesbergbau Rettenbach. Kupferkies, Schwefelkies, Magnetit, Quarz. Prettau, hinteres Ahrntal, Bruneck Nordost. Z. 17, K. VI. A. B.

31. Goldbergbau im Schlachter, Krimmler Tal. Z. 17, K. VI. A. B.

32. Kupferkiesbergbau Froßnitz. Kupferkies, Schwefelkies, Magnetit. Gemeinde Windisch-Matrei. Windisch-Matrei Nordnordwest. Z. 17, K. VII. A. B.

33. Kupferkiesbergbau Teischnitz. Kupferkies, Schwefelkies, Magnetit, Rutil. Kals Nord. Kreuzwand. Z. 17, K. VII. A. B.

34. Goldbergbau Gößnitztal. Winkel-Heiligenblut Südwest. Z. 17, K. VII. A. B.

35. Goldbergbau Knappenwald. Zirknitztal, Döllach Nordost. Bleiglanz, Kupferkies, Schwefelkies, Quarz. Z. 18, K. VIII. A. B.

36. Goldbergbau Waschgang, Döllach Ost. Bleiglanz, Schwefelkies, Kupferkies, Z. 18, K. VIII. A. B.

37. Fraganter Kupferbergbau. Kupferkies, Schwefelkies, Au-, Ag-haltig. Ober-Vellach im Mölltal. Westnordwest. Z. 18, K. VIII. A. B.

38. Silber- und Goldbergbau Groß-Fragant. Bleiglanz, Kupferkies, Schwefelkies Au, Ag. — Ober-Vellach im Mölltal. Westnordwest. Z. 18, K. VIII.

Über die Goldbergbaue zwischen Obervellach und Gmünd, im Radlgraben bei Gmünd, die somit den Edelmetallkranz um die Zentralkerne schließen, konnten bis zur Fertigstellung dieses Manuskriptes keine genaueren Daten erhalten werden.

## II. Die Erzlagerstätten in den Muralpen-Gesteinen (»Schladminger Deckengesteinen«).

Östlich vom Katschberg und nördlich von Unter-, beziehungsweise Obertauern (Radstatt Süd) sieht man bekanntlich über der Tauerntrias zum Teil stark diaphthoritisierte kristalline Gesteine liegen, die sich bis nach Köflach usw. am Ostfuß der Alpen verfolgen lassen und die in der vorliegenden Karte unter dem Namen »Muralpen-Gesteine« (»Schladminger Deckengesteine«) ausgeschieden worden sind.

In diesen, die Basis der ostalpinen Decken bildenden Gesteinen wurden auf der Karte folgende Typen getrennt:

1. Glimmerschiefer und Diaphthorit.
2. Gneise und Granite. (Bösenstein-Granit.)
3. Hornblendegneise.
4. Die Peridotite von Kraubath.
5. Kristalline Kalke. (Bretstein-Kalk.)

Die Abgrenzung der Gneise und Granite ist zum Teil noch etwas ungenau, insbesondere wurden jene injizierten Schiefer, welche von feinsten Pegmatitschnüren längs der Schieferung durchschwärmt, durch die reichliche Feldspatisation oft den Charakter von Gneisen annehmen, nicht als Gneise, sondern noch als Glimmerschiefer ausgeschieden. Von einer besonderen Einzeichnung der Serpentine, Eklogite, Amphibolite und Chloritschiefer wurde abgesehen, wohl aber schien es mit Rücksicht auf den Spateisensteinzug vom Typus Zeiring-Hüttenberg und aus Erwägungen über die Tektonik geboten, die Bretsteinkalke von den Glimmerschiefern zu trennen. Die zahlreichen, innerhalb der Glimmerschiefer und Kalke auftretenden Pegmatite wurden nicht ausgeschieden.

Während man östlich vom Katschberg noch den Zusammenhang von Stirne, Carapace (Rücken) und Wurzel der Schladminger Gesteine hat, wurde die Wurzel dieser Serie im Gebiete zwischen Dellach im Drautal und Sterzing unterhalb des Brenner mit den Wurzelresten der Grauwackenzone vereinigt und als Muralpengesteine (Schladminger Deckengesteine) ausgeschieden.

Die Stirne der Muralpen (Schladminger Deckengesteine) wurde westlich vom Katschberg in der Gegend zwischen Radstadt und dem Brenner mit der Stirn der Grauwackenzone vereinigt und als Grauwackenzone ausgeschieden.

Diese Vereinfachungen wurden deshalb vorgenommen, weil eine Trennung von Muralpen- und Grauwackengesteinen in den erwähnten Gebieten noch etwas zu viele Problematika aufweist.

Die Numerierung der eingezeichneten Lagerstätten wurde in Ober-Zeiring mit der Ziffer 51 begonnen.

Die höchste Ziffer der eingezeichneten Lagerstätten im lepontinischen Tauernfenster war 38. Der Spielraum von 12 Nummern wurde für Nachtragungen gelassen.

Folgende Lagerstätten wurden in der Muralpen- (Schladminger) Serie eingezeichnet:

A. Metasomatische Spateisensteinlagerstätten der Muralpen- (Schladminger) Deckengesteine mit einem charakteristischen Gehalt an Bleiglanz (silberhaltig) und Zinkblende. Hauptentwicklung im kristallinen Kalk. (Bretsteinkalk.) Turmalinpegmatite und injizierte Glimmerschiefer fast stets vorhanden.

51. Spateisenstein-Silberbergbau Ober-Zeiring. Spateisenstein, Bleiglanz, Zinkblende, Bretsteinkalk, Pegmatite. Z. 16, K. XI. Judenburg Nordwest. A. B.

52. Eisensteinbergbau Schmölz bei Obdach. Rot- und Spateisenstein, Kalk, Wollastonit, Pegmatit, injizierte Glimmerschiefer. Z. 17, K. XI. Obdach West. A. B.

53. Eisensteinbergbau Katal. Z. 17, K. XI. Obdach Nord. A. B.

54. Eisensteinbergbau Loben, St. Leonhard im Lavanttal West. Z. 18, K. XII. A. B.

55. Eisensteinbergbau Salla im Kohlbach. Z. 17, K. XII. Köföach Nordwest. A. B.

56. Eisensteinbergbau Waldenstein im Lavanttal. Wolfsberg Nord. Z. 18, K. XII. I. B.

57. Eisensteinbergbau Theißenegg. Wolfsberg Nordostnord. Z. 18, K. XII. A. B.

58. Eisensteinbergbau Wölch. Wolfsberg Nord. Z. 18, K. XII. A. B.

59. Eisensteinbergbau Hüttenberg. Z. 18, K. XI. I. B. (Unter 59 ist das ganze im Kalk liegende Lölling-Knappenberg-Hefter Revier zusammengefaßt.)

60. Spateisensteingänge und Lagergänge mit Sulfiden im Glimmerschiefer zwischen Hohenwart, Mosinz, St. Martin am Silberberg bei Hüttenberg und Preßneralpe. (Selektive Metasomatose!) Z. 18, K. XI. Hüttenberg West und Nord. A. B.

61. Eisensteinbergbau Maria-Weitschach und Urteigraben. Hüttenberg West. Z 18, K. XI. A. B.  
62. Eisensteinbergbau bei Friesach. Friesach Ost. Z. 18, K. XI. A. B.  
63. Eisensteinbergbau Olsa St. Salvator. Friesach Süd. Z. 18, K. XI. A. B.

### B. Kieslagerstätten der Muralpen- (Schladminger) Deckengesteine.

Epigenetisch. Oft verdrückte und zu Linsen ausgewalzte Lagergänge. Nebengestein: Schiefer, niemals Kalk. — Schieferfetzen schwimmen in der Lagerstätte. — Beziehungen zu Pegmatiten zuweilen nachweisbar. — Magnetkies, Schwefelkies und Kupferkies immer vorhanden. — Bleiglanz und Zinkblende in verschwindend kleinen Mengen. — Gangarten: Quarz und Silikate immer vorhanden. (Granat, Hornblende, Biotit am häufigsten.)

Au-Gehalt der Kiese häufig vorhanden aber meist nicht in beachtenswerten Mengen. — Karbonate vorhanden, können aber auch fehlen.

Die Gruppe, die in der Karte mit der Zahl 71 beginnt, enthält unter den Cu-Erzlagerstätten der Umgebung von Lienz noch einige Problematika.

71. Kupferkies-Magnetkiesbergbau Lambrechtsberg bei Ettendorf im Lavanttal. Z. 19, K. XII, St. Paul im Lavanttal Ost. Lagergänge mit Schieferschollen. Beziehungen zu Pegmatiten nachweisbar. Magnetkies herrscht. Kupfer und Schwefelkies vorhanden. Bleiglanz und Blende in ganz geringen Mengen. Gangarten: Quarz, Feldspat, Biotit, Zoisit, Hornblende, Granat, Apatit. A. B.

Eine Detailstudie, die der Verfasser über diesen Bergbau anstellte, geht der Vollendung entgegen.

72. Kiesvorkommen von Lading bei St. Michael im Lavanttal. Wolfsberg West. Z. 18, K. XI.

Pyrit, Kupferkies, Granat, Quarz, Glimmer, Titanit. (Canaval.)

73. und 74. Kiesbergbaue des Lamnitz- und Wellatales. Oberkärnten. Ober-Vellach Südwest. Z. 18, K. VIII.

Pyrit, Magnetkies, Kupferkies (Magnetit?), Bleiglanz, Zinkblende. (Au- und Ag-Gehalt zuweilen erheblich.) Quarz, Biotit, Albit, Hornblende, Zoisit. (Canaval.) A. B.

75. Kiesbergbau Laitenkofel ob Rangersdorf im Mölltal. Ober-Vellach. West. Z. 18, K. VIII. Kupferkies, Magnetkies, Quarz, Aktinolit, Feldspat, Zoisit, Granat, Titanit, Apatit. (Canaval.) A. B.

76. Kupferkiesbergbau Dammersberg bei Nörsach. Ober-Drauburg Nordwest. Z. 18, K. VIII. (Stellung in dieser Serie augenblicklich noch fraglich.)

77. Kupferbergbau Ederberg. Lienz Nord. Z. 18, K. VII. (Stellung in dieser Gruppe fraglich.) A. B.

78. Kupferbergbau Hofalpe, Debanttal, Hochschober Süd, Lienz Nordnordwest. Z. 18, K. VII. Schwefelkies, Kupferkies, Fahlerz, Quarz. (Stellung in dieser Gruppe fraglich.) A. B.

79. Kupferkiesbergbau Schlaitnerberg, Lienz Westnordwest. Z. 18, K. VII. Kupferkies-Fahlerzgänge. Stellung in dieser Gruppe fraglich. A. B.

80. Magnet- und Schwefelkiesvorkommen Erlgraben bei Abfaltersbach. Z. 18, K. VII. A. B.

81. Schwefelkiesbergbau Panzendorf und Tessenberg bei Sillian. Z. 18, K. VII. I. B.

82. Schwefelkies (früher Kupferkiesbergbau) Walchen bei Öblarn, Ennstal West. Z. 16, K. X. Schwefelkies, Magnetkies, Kupferkies, Ankerit, Zoisit (?), Albit. (Redlich und Exkursionen des Verfassers.) I. B.

83. Kupferkiesbergbau Seekaar. Radstatt Süd. Z. 16, K. IX. Im Wiederaufschluß. (Redlich und Exkursionen des Verfassers.)

Im Stubai finden sich noch zahlreiche Vertreter dieses »Kieslagertypus« über die später berichtet werden soll.

### C. Goldlagerstätten der Muralpen- (Schladminger) Deckengesteine.

91. Goldbergbau Fundkofel bei Zwickenberg, Ober-Drauburg Nord. Z. 18, K. VIII. Quarz, Freigold, göldische Arsenkiese und Pyrite. Im Aufschluß. (Canaval und Exkursionen des Verfassers.)

92. Goldbergbaue von Dechant und Ladelnig in der Teuchl. Ober-Vellach Süd. Z. 18, K. VIII. Gänge von Freigold, Quarz, Arsenkies, Pyrit, Zinkblende, Bleiglanz. (Canaval.) A. B.

92 a. Goldbergbau Goldzeche in Lengholz, analog Draßnitztal. Dellach Nord und Gnopnitztal-Greifenburg Nord. Z. 18, K. VIII. A. B.

93. Kupfer- und Edelmetallbergbaue Seckau-Flatschach. Z. 17, K. XI. Zeltweg Nord. Kupferkies, Arsenkies, 25 g Au pro Tonne. (Redlich, v. Miller.) A. B.

94. Goldbergbau Kliening und Mischlinggraben im Lavanttal. Z. 18, K. XI. St. Leonhard West. Arsenkies. Im Wiederaufschluß.

### D. Der Bleiglanz-Zinkblendetypus in den Muralpen- (Schladminger) Deckengesteinen.

Dieser Typus hat seine Hauptvertreter im Hochstubai und am Ostrande des Iepontinischen Engadiner Fensters, also in Gebieten, die auf der vorliegenden Karte noch nicht dargestellt sind. Es wird deshalb von seiner Charakteristik hier abgesehen und er wird nur der Vollständigkeit halber angeführt.

96. Die Bleierzbergbaue von Bromriesen, Roßblei und Duisilz-See. Schladming Süd. Z. 16, K. IX.

97. Die Bleiglanzbergbaue von Altenberg und Dürrenrain bei Ramingstein. Oberes Murtal. Z. 17, K. X.

Vereinzelte stehen die Kobalt-Nickelerzvorkommen auf der Zinkwand und Vetternspeitz. Schladming Süd. Z. 16, K. IX. Im Anhang wären hier noch die Chromit- und die Gelmagnesitvorkommen zu erwähnen, die, an den Kraubater Peridotitstock gebunden, auftreten.

## III. Lagerstätten der nördlichen Grauwackenzone inklusive der Eisenerzlagerstätten an der Basis der ostalpinen Trias.

Auf der Strecke Semmering—Leoben—Selztal wurden auf der Karte innerhalb der Grauwackenzone ausgeschieden:

1. Die Kalke, beziehungsweise Dolomite und Schiefer des Karbons, als einheitlicher Zug mit den Magnesiten im Kalk, beziehungsweise Dolomit. Die Graphite wurden nicht eingezeichnet.

2. Die Silur- und Devonkalke und Schiefer. Von einer Auscheidung der Werfener Schiefer an der Basis der Silurs wurde abgesehen, weil die Absicht, Detailtektonik darzustellen, nicht bestand, und weil bei den wenigen bisher bekannten Fundpunkten des Werfener Schiefers zuviel schematisiert hätte werden müssen. Auch wurde die Blaseneckserie nicht getrennt abgeschrieben. Von Selztal gegen Westen ist die Silur-Karbondgrenze noch zu unsicher, als daß sie mit Anspruch auf Richtigkeit hätte eingezeichnet werden können. Ebenso wurde von einem Versuch, die Bildungen von Schwaz und Kitzbühel mit der Grauwackenzone im Osten zu parallelisieren, Abstand genommen, so zwar, daß westlich von St. Martin an der Enns die Grauwackenzone, die Muralpen- (Schladminger) Deckengesteine und die Pinzgauer Phyllite als ein einziger Komplex dargestellt wurden.

#### A. Die kristallinen Magnesite des Karbons der nördlichen Grauwackenzone.

Metasomatische Stöcke und Linsen nach Kalk, beziehungsweise Dolomit.

Literatur: Mehrere Aufsätze Redlichs, Cornus, Exkursionen des Verfassers im Semmeringgebiet, in der Veitsch, bei Leoben, im Sunk und bei Schwarzach-St. Veit-Dienten.

101. Magnesite am Eichberg und am Gotschakogel bei Payerbach. Semmering. Z. 15, K. XIV. I. B. (Siehe Tafel III.)

102. Magnesite des Sattlerkogels. Veitsch. Z. 15, K. XIII. I. B.

103. Magnesite von Oberndorf bei Kathrein. Bruck a. M. Nordwest. Z. 16, K. XII. I. B.

104. Magnesite Häuselberg bei Leoben. Z. 15, K. XIII.

105. Magnesite von Sunk bei Trieben im Paltental. Z. 16, K. XI. I. B.

106. Magnesit bei St. Martin an der Enns. Selztal West. Im Aufschluß. Z. 16, K. X.

107. Magnesitzug Goldegg-Dorf Dienten. Schwarzach, St. Veit Nordwest. Z. 16, K. VIII. Im Aufschluß zum Teil. (Siehe auch Textfig. 4.)

Über die analogen Magnesitvorkommen im Zentralalpinen Paläozoikum Turrach, Graz und im Paläozoikum nördlich des Drauzuges (Stockenboi) siehe weiter unten.

#### B. Die Spateisenstein-Kupferkies-Zinnober-Fahlerzlagertstätten vom Silur bis zur Basis der Trias.

Epigenetisch. Im Kalk metasomatische Stöcke und Linsen, im Schiefer und im Sandstein Gänge, ausgefüllte Rütter-, beziehungsweise Aufblätterungszonen, Lagergänge und als ausgewalzte Gänge aufzufassende Linsen. Da Spateisenstein, Kupferkies, Zinnober, Fahlerz und (im Schiefer) Quarz allen Lagerstätten dieser Zone eigen sind (nur die bereits über den Werfener Schiefen liegenden Lagerstätten, von denen nur zwei ausgeschieden worden sind, scheinen kein Cu und Hg zu führen), der Unterschied zwischen diesen Lagerstätten

somit nur ein quantitativer ist, schien es zweckmäßig, bei der Aufzählung die auf Eisen abgebauten Lagerstätten von jenen, die auf Kupfer gebaut werden, nicht zu trennen, sondern im Osten bei Gloggnitz in Niederösterreich beginnend, der Reihe nach die Aufzählung nach Westen über Steiermark nach Salzburg und Tirol fortschreitend, vorzunehmen.

Ob die Lagerstätten noch der Grauwackenzone oder bereits der Trias angehören, ist aus der Karte ersichtlich.

111. Spateisensteinbergbau Grillenberg bei Payerbach. Niederösterreich. Z. 15, K. XV. A. B.

112. Spateisensteinbergbau Hirschwang-Schendegg. (Fahlerz, Zinner.) Payerbach, West. Z. 15, K. XIII. A. B. (Siehe Tafel III.)

113. Eisensteinbergbau bei Neuberg und am Bankogel. Mürzzuschlag Nord. Z. 15, K. XIII.

114. Spateisensteinbergbaue auf der Brunnalpe. Veitsch Nordwest, am Turntalerkogel und in Niederalpe. Veitsch Nordwest. Z. 15, K. XIII. A. B.

115. Eisenglanz und Spateisensteinbergbaue. Gollrad, Afenz Nord. Z. 15, K. XII.

116. Spateisensteinbergbaue am Südhang des Polster. Eisenerz Ost. Z. 15, K. XII. A. B.

117. Spateisensteinbergbau Eisenerz und Glanzberg. (Zinner, Kupferkies.) Z. 15, K. XII. I. B. (Siehe Tafel IV.)

118. Spateisensteinvorkommen Buchleiten, Donneralpe. Eisenerz West. Z. 15, K. XII. A. B.

119. Spateisenstein- und Kupferkiesbergbaue in der Radmer. Eisenerz West. Z. 15, K. XI. A. B.

120. Spateisensteinvorkommen am Zeyritzkampel. Z. 16, K. XI. A. B.

121. Kupferkiesbergbau Kallwang. Z. 16, K. XI. A. B.

122. Spateisenstein- und Kupferkiesbergbau von Johnsbach. Z. 15, K. XI. A. B.

123. Spateisensteinvorkommen von Admont. Admont Süd und Südwest. Z. 15, K. XI. A. B.

124. Spateisensteinbergbau Salberg bei Liezen. Z. 15, K. X. A. B.

125. Eisenspatbergbau Filzmoos im Mandlingtal. Radstadt Nordost. Z. 16, K. IX. A. B.

126. Kupferkiesbergbau Igelsbach. Hüttai Süd. Z. 16, K. VIII. A. B.

127. Kupferkiesbergbau Ascheck. Hüttai Süd. Z. 16, K. VIII. A. B.

128. Kupferkiesbergbau Floitersberg. Hüttai Süd. Z. 16, K. VIII. A. B.

129. Kupferkiesbergbau Buchberg. Bischofshofen Südost. Z. 16, K. VIII. In Erschürfung.

130. Eisensteinbergbau Höhln bei Werfen (Konkordiahütte). Bischofshofen Nord. Z. 16, K. VIII. I. B.

131. Kupferkiesbergbau. (Spateisenstein, Zinner, Fahlerz, Quarz.) Mitterberg bei Mühlbach. Bischofshofen West. Z. 16, K. VIII. I. B.

132. Kupferkiesbergbaue von Einöd (Höch) und Burgschwaig linkes Salzachufer. Bischofshofen Süd. Z. 16, K. VIII. In Wiedererschürfung.

133. Spateisensteinbergbaue von Kollmansegg und bei Dienten. Z. 16, K. VIII. A. B.

134. Eisensteinvorkommen auf der Kühalpe. Dorf Dienten Nord. Z. 16, K. VIII. A. B.

135. Kupferkiesbergbau Erlberg (Örlberg). Zell am See Ost. Z. 16, K. VII. A. B.

136. Kupferkiesbergbaue von Limberg, Sonnlehen, Mittereck und Klucken. Zell am See Südwest. Z. 16, K. VIII. A. B.

137. Kupferkiesbergbau im Müllbachtal. Niedersill Südost. Z. 16, K. VII. A. B.

138. Kupferkies-, Nickel-, Zinnoberlagerstätten von Schwarzleo. Zell am See Nordwest. Z. 16, K. VII. A. B.
139. Spateisensteinbergbaue von Gebra Lanern, Gebra Foirling und Hochalpe. Kitzbühel Südost. Z. 16, K. VII. A. B.
140. Kupferkiesbergbau am Dürrenbach bei Neukirchen, Oberpinzgau. Mittersill West. Z. 16, K. VI.
141. Kupferkiesbergbau Schattberg und Sinnwell. Kitzbühel. Z. 16, K. VII. A. B.
142. Kupferkiesbergbau Grundhabing. Gemeinde Kitzbühel. Z. 16, K. VII. A. B.
143. Kupferkiesvorkommen Köglergrabenschurf und Högerbrandschurf. Kitzbühel Ost und Nordost. Z. 16, K. VII. A. B.
144. Kupferkiesbergbaue Blaufeld (Blaufeldalpe), Streitegg (Steinbergalpe Südwesten) und Jufen (Brunnalpe). Kitzbühel Südwesten. Z. 16, K. VII. A. B.
145. Kupferkies-Fahlerzbergbaue Silberstuben (Saukasertal). Kitzbühel Südsüdwest. Z. 16, K. VII. A. B.
146. Kupferkiesbergbau Wildalpe (Aurachtal). Kitzbühel Südost. Z. 16, K. VII. A. B.
147. Kupferkiesbergbau Kelchalpe und Bachalpe. Kitzbühel Südost. Z. 16, K. VII. A. B.
- 147 a. Kupferkiesbergbau Kupferplatte. Kitzbühel Südost. Z. 16, K. VII. A. B.
148. Kupferkiesbergbau Luegg. Z. 16, K. VII. A. B.
149. Kupferkiesbergbau Schöntagsweid. Z. 16, K. VII. A. B.
150. Kupferkiesbergbaue Achenrain (und Weichenau). Kitzbühel Süd. Z. 16, K. VII. A. B.
- 151 und 152. Götschen und Schrammbachtal. Kitzbühel West. Z. 16, K. VI. A. B.
153. Kupferkies-, Fahlerz- und Zinnoberbergbaue Traholz. (Hohe Salve.) Kitzbühel West. Z. 16, K. VI. A. B.
154. Fahlerzbergbau (mit Ni- und Co-Erzen). Schlagelwald (Wildschönau.) Z. 16, K. VI. Brixlegg Südost. A. B.
155. Fahlerzbergbau Schatzberg. (Gemeinde Alpbach.) Brixlegg Südost. Z. 16, K. VI. A. B.
156. Spateisenstein- (Kupferkies-) Bergbau Nurrpental. (Gemeinde Weerberg.) Schwaz Süd. Z. 16, K. V. A. B.
157. Spateisenstein- und Kupferkiesbergbaue Lavasteralpe und Lamark. Schwaz Süd. Z. 16, K. V. A. B.
158. Kupfer- und Schwefelkiesbergbau Kellerjoch. Schwaz Südost. Z. 16, K. V. A. B.
159. Spateisenstein-Kupferkiesbergbau. (Schwefelkies, Arsenkies, Molybdänglanz, Antimonglanz.) Voldertal. Hall Südost. Z. 16, K. V. A. B.
160. Spateisenstein-Kupferkiesbergbau Heiligenkreuzzeche. Schwaz Südwest, Inntal. Z. 16, K. V. A. B.
161. Spateisenstein-(Kupferkies-)Bergbau Schwazer Eisenstein. (Gemeinde Schwaz.) Z. 16, K. V. A. B.
162. Kupferkies-Spateisenstein-Fahlerzbergbaue »Alte Zeche« und Burgstall. (Gemeinde Schwaz.) Z. 16, K. V. A. B.
- 163 und 164. Spateisensteinbergbaue. (Mit Kupferkies zum Teil.) Schwazer Eisenstein, Weithofen und Radaun. Schwaz Ost. Z. 16, K. V. A. B.
- Die Bergbaue der Reviere Kitzbühel, Brixlegg und Schwaz, die ich leider noch nicht besuchen konnte, wurden nach den Lokalangaben M. v. Issers eingezeichnet.
165. Fahlerz-Bleiglanzbergbau Falkenstein. Gemeinde Schwaz. Z. 16, K. V.
166. Fahlerzbergbaue Reichental Ringenwechsel. Gemeinde Buch. Schwaz Nordost. Z. 16, K. V.

167. Fahlerzbergbaue Großkogel und Bruggerberg. Brixlegg Südwest. Z. 16, K. V. I. B.  
168. Fahlerz- und Kupferkiesbergbau Matzenköpfl und Mühlbichl. Brixlegg. Z. 16, K. V.  
169. Fahlerzbergbaue Thierberg. Brixlegg Ost. Z. 16, K. VI. A. B.  
170. Fahlerzbergbaue (mit Co- und Ni-Erzen) Maucknerötz, Sommerau und Holzalpe. Brixlegg Ost. Z. 16, K. V.

#### **IV. Die Magnesit- und Erzlagerstätten im zentralalpinen (ostalpinen) Paläozoikum und im Paläozoikum unmittelbar nördlich des Drauzuges.**

In dieser Zone wurden keine Details ausgeschieden. (Kalke, Schiefer, Konglomerate usw. haben denselben Ton erhalten.) Nur im Grazer Paläozoikum haben die Quarzphyllite eine andere Bezeichnung erhalten. Die vermutlich schon zu den periadriatisch-granitkörnigen Massen gehörigen Granite und Pegmatite der Gegend von Gutenstein und Unterdrauburg in Kärnten wurden wegen ihrer geringen Ausdehnung nicht ausgeschieden.

##### **A. Die der nördlichen Grauwackenzone analogen Magnesite.**

Ebenfalls epigenetische Stöcke und Linsen metasomatisch nach Kalk, beziehungsweise Dolomit.

191. Die Magnesite der Kotalpe (Stangennock) bei Turrach. Nicht in Abbau und derzeit wohl überhaupt unbauwürdig. Turrach West. Z. 18, K. IX.  
192. Die Magnesite zu St. Oswald in Kärnten. Spittal a. d. Drau Westnordwest. Z. 18, K. IX. (Redlich.)  
193. Die Magnesite auf der Millstätter Alpe bei Radenthein. Spittal a. d. Drau Nordwest. Z. 18, K. IX.

Die letztgenannten Magnesite werden in der Literatur (Redlich in Salters Handbuch der Mineralchemie, S. 248) für archaisch angesprochen. Ich möchte sie wohl eher ebenfalls für Karbon, und zwar als eingesunkenen, beziehungsweise eingefalteten Rest der Carapace-Region halten, der geradeso auf den Schladminger Deckengesteinen schwimmt, wie die übrigen hier angeführten Magnesite.

194. Die Magnesite in der Breitenau bei Mixnitz. (Grazer Paläozoikum.) In Abbau. Z. 16, K. XIII.

Betrachtet man, was allerdings noch nicht erwiesen ist, das Paläozoikum, *a)* von Turrach, *b)* von Murau-Neumarkt i. St., *c)* von St. Veit a. Glan und *d)* das Grazer Paläozoikum als zur Carapace der Grauwackendecken gehörend, dann wären die angeführten Magnesite 191 bis 194 als Magnesite der Carapace anzusehen, und der nun folgende Magnesit von Tragail (195) zur Wurzel der Grauwackenzone zu stellen.

195. Magnesite von Tragail bei Paternion-Feistritz im Drautal (Kärnten). (Canaval.) Z. 19, K. IX. Nicht in Betrieb.

## B. Die der nördlichen Grauwackenzone entsprechenden Zinnobervorkommen.

Zinnober, Spateisenstein und Kalzit (an einzelnen Stellen auch Fahlerz und Kupferkies (Schwabegg) in Form von kleinen, oft gefalteten Gängen (siehe Taf. VI) oder von Imprägnationen in einem grünlichgelben Serizitschiefer. (In Eisbach bei Gratwein, Graz, scheinbar nur im Kalk.) Im allgemeinen weicht diese Art der Vorkommen von den meisten Zinnobervorkommen der nördlichen Grauwackenzone wohl etwas ab.

201. Zinnoberbergbaue von Kohr und Rotrasten bei Turrach. Z. 18, K. X. A. B. (Siehe Taf. VI.)

Die Zinnobervorkommen östlich des Turracher Sees konnte ich nicht mehr besichtigen.

202. Zinnober von Eisbach bei Gratwein, Steiermark. Z. 17, K. XII. A. B.

Entsprechend dem bei den Magnesiten gewählten Vorgang wären auch diese Vorkommen der Carapace, und die folgenden der Wurzel der Grauwackenzone einzureihen.

203. Zinnoberbergbau von Buchholzgraben bei Stockenboi. Paternion-Feistritz im Drautal West. Z. 19, K. IX. A. B.

204. Zinnober-Fahlerz-Kupferkiesbergbau Schwabegg im Drautal, Kärnten. Unter-Drauburg Nordwest. Z. 19, K. XII. A. B.

205. Zinnoberbergbau von Dellach im Drautal Ost. Drauburg Ost. Z. 19, K. XII. A. B.

## C. Eisensteinvorkommen dieser Zone.

Ein in sich geschlossener, von der nördlichen Grauwackenzone abweichender Typus. — Metasomatose sehr häufig. Magnetit herrscht gegenüber Spateisenstein vor, Schwefelkies ist wohl immer vorhanden. Bleiglanz, Blende seltener. — Die Bergbaue vielfach nur im Brauneisenstein des Eisernen Hutes.

211. Die Magneteisenstein-Brauneisensteinbergbaue von Innerkremis, Grünleiten Altenberg und Schönfeld bei Innerkremis. (Viel Schwefelkies.) Kremisbrücke Ost. Z. 18 K. IX. A. B.

212. Die Brauneisensteinbergbaue Steinbachgraben, Rohrerwald und Kupferbau bei Turrach. Z. 18, K. X. A. B.

213. Die Eisensteinbergbaue im Pallgraben auf der Hansentalm und am Kreischberg. Z. 17, K. X. A. B.

214. Das Magneteisensteinvorkommen bei Metnitz. Friesach West. Z. 18, K. X. A. B.

215. Die Magneteisensteinbergbaue von Pöllau bei Neumarkt in Steiermark. Z. 17, K. XI. A. B.

216. Der Eisensteinbergbau in der Breitenau bei Mixnitz. Z. 16, K. XIII. A. B.

217. Der Magneteisensteinbergbau am Plankogel und das Vorkommen bei Kranitzten, nördlich von Weiz, Oststeiermark. Z. 16, K. XIII. A. B.

218. Der Magnet- und Roteisensteinbergbau Lamberg. Bleiburg in Kärnten. Südost. Z. 19, K. XII. A. B.

219. Der Eisensteinbergbau Christofberg bei St. Philippen (Kärnten). Völkermarkt, Nordwest. Z. 19, K. XI. A. B.

220 und 221. Die Magneteisensteinbergbaue Sonntagsberg, Zwain und Kulmberg bei St. Veit a. Glan. Am Kulmberg Blende und Bleiglanz. St. Veit Nord und Nordost.

222. Die Eisensteinvorkommen im Sausal bei Leibnitz in Steiermark. Z. 18, K. XIII. A. B.

#### *D. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten dieser Zone.*

Echte Gänge, häufig in aufgeblättern Schiefen. Auch im Kalk.

231. Der Bleiglanzblende-Bergbau Haufenreit bei Weiz, Oststeiermark. Demselben Typus gehört Arzberg an. Z. 16, K. XIII. I. B.

232. Die Bleiglanz-Zinkblende-Bergbaue von Rabenstein bei Frohnleiten, von Übelbach und von Deutsch-Feistritz-Peggau. Z. 17, K. XII. und XIII. Im Wieder-aufschluß.

233. Der Blei-Zinkbergbau von Meißelding bei St. Veit a. d. Glan. Z. 18, K. XI. A. B.

234. Die Bleiglanzblende-Vorkommen von Baierdorf und Zeitschach bei Neumarkt in Steiermark. Z. 17, K. XI. A. B.

235. Das Bleiglanzblende-Vorkommen (Kogler-Schurfbau) bei Metnitz in Kärnten Z. 18, K. X.

236. Die alten Bleiglanzblendebergbaue auf der Fladnitzer Alpe. Z. 16, K. X. A. B.

### **V. Die Bleiglanz-Zinkblende-Lagerstätten der ostalpinen Trias.**

Die ostalpine Trias wurde im Kartenbilde als einziger Komplex. ausgeschieden und von einer stratigraphischen Unterteilung ebenso wie von einer Ausscheidung der einzelnen Decken abgesehen.

Zur Charakteristik der Position der Bleiglanzblende-Lagerstätten dieser Zone wäre es vielleicht von Vorteil gewesen, die Kardita-schichten auszuscheiden, weil die Erze wohl immer entweder in diesen selbst oder aber noch viel öfter in den darunter liegenden Wettersteinkalken, beziehungsweise Dolomiten einbrechen. (Siehe Abb. Raibl.) Metasomatische Gänge, Stöcke, Schläuche. — Silber-gehalt vorhanden oder fehlt. — Bleiglanz, Zinkblende, Markasit. — Gehalt an Wulfenit oder an Flußspat oder an beiden typisch. Sonst an primären Mineralien arm.

#### *A. Die nördliche Bleiglanzblende-Zone.*

Der volkswirtschaftlich bedeutungsvollste Teil dieser Zone (zwischen Arlberg und Innsbruck) wurde in die Karte, die nur bis Innsbruck reicht, nicht mehr aufgenommen. (Vorkommen in den Gemeinden Lech, Nasserein, Biberwier, Tarrenz, Nassereit, Imst, Scharnitz, Zirl usw.)

241. Bleiglanzblende-Bergbau Christeneck. (Flußspat.) Innsbruck Nordwest. Z. 16, K. V. A. B.

242. Bleiglanzblende-Bergbau Thaurerer Schloßberg. (Flußspat.) Innsbruck Nordost. Z. 16, K. V. A. B.

243. Bleiglanzblende-Bergbaue Reps. Überschall und Knappenwald. (Vomper-Tal.) (Flußspat.) Hall Nord. Z. 16, K. V.

244. Bleiglanz, Galmei und Blendebergbau Roßloch. (Gemeinde Scharnitz.) Hall Nord. Z. 16, K. V. A. B.

Die weiter im Osten folgenden Vorkommen bei Kufstein ferner auf der Königsberger Alpe (Bayrisch-salzburgische Grenze) und weiter am West- und Ostgehänge des Tennengebirges (Fallst-inwand und Arlberg bei Abtenau, Bleikogel) wurden wegen ihrer weit nach Norden vorgerückten Lage nicht mehr in die Karte aufgenommen. Die den Abschluß dieses Zuges gegen Osten bildenden Blei-Silberbergbaue am Hocheck bei Annaberg und am Schwarzenberg bei Türnitz (Niederösterreich, Z. 14, K. XIII) wurden ebenfalls wegen ihrer nördlichen Lage in das Kartenbild nicht mehr eingezeichnet. (Bleiglanz, Galmei, Wulfenit.)

### B. Die südliche Bleiglanzblende-Zone.

Auch hier wurde alles, was westlich vom Brenner liegt, nicht mehr eingezeichnet. Das oben gegebene, geologische Charakterbild (Tafel V) ist der Zone südlich des kristallinen Drauaufbruches (Raibl) entnommen. Diese III. Bleiblende-Zone stimmt aber in der geologischen Position ihrer Lagerstätten mit der hier angeführten derart überein, (1. Moment Permeabilitätsgrenze, 2. Moment Spalten, Blätter, 3. dasselbe geologische Niveau) daß ein Fehler hiedurch absolut nicht begangen worden ist.

251. Bleiglanzblendebergbau am Jaucken. Zwischen Dellach im Gailtal und Dellach im Drautal. Z. 19, K. VIII. A. B.

252. Bleiglanzblende-Bergbau Radnig. Hermagor Nord. Z. 19, K. IX. A. B.

253. Bleiglanzblende-Bergbau im Zauchengraben bei Förolach. Z. 19, K. IX. I. B.

254. Bleiglanzblende-Bergbau bei Stockenboi. Paternion-Feistritz West. Z. 19, K. IX. A. B.

255. Bleiglanzblende-Bergbau Kreuzen. Z. 19, K. IX. A. B.

256. Bleiglanzblende-Bergbau Matschiedl. Z. 19, K. IX. A. B.

257. Bleiglanzblende-Bergbau Rubland. Z. 19, K. IX. A. B.

258 und 259. Bleiglanzblende-Bergbaurevier Kreuth-Bleiberg.

260 und 261. Die Bleiglanzblende-Bergbaue der Reviere Hochobir und Eisenkappel. Z. 19, K. XI und Z. 20, K. XI. Zum Teil in Betrieb.

262. Bleiglanzblende-Bergbau Feistritz. Bleiburg Südwest. Z. 19, K. XI.

263. Bleiglanzbergbaurevier Rischberg und Petzen. Z. 19, K. XI und Z. 20, K. XI. I. B.

264. Bleiglanz-Wulfenitbergbaurevier Herz Jesu, Helena und Igertsberg. Prävali Süd. Z. 19, K. XII und Z. 20, K. XII. I. B.

265. Bleiglanzbergbau Graben. Z. 20, K. XII. I. B.

266. Bleiglanzbergbau Mutz. Z. 20, K. XII. A. B.

Schließlich wurden auf der Karte noch folgende granitkörnige Massen des periadriatischen Eruptivbogens ausgeschieden: *a)* Der Brixener Granit, soweit er östlich der Brennerlinie liegt, *b)* der Tonalit des Rieserferners, *c)* kleinere Massen von Tonalitporphyr in

der Kreuzeckgruppe, *d*) der Tonalitzug von Eisenkappel, *e*) der »Bachergranit«, *f*) eine kleine Masse bei Weitenstein.

---

II.

**Beziehungen zwischen Deckenbau und Erzführung der Ostalpen.**

In den letzten zehn Jahren haben bei der Untersuchung des Baues unserer Alpen jene Beobachtungen in überraschender Weise zugenommen, denen zufolge weite Gebiete der Alpen als ortsfremde Massen, ohne Fortsetzung gegen die Tiefe zu, also wurzellos, auf einer zumeist jüngeren Unterlage aufruhend, schwimmen.

Durch vorwiegend von Süden nach Norden gerichtete Bewegungen wurden mächtige Schichtpakete (Decken) von der Stelle ihrer Ablagerung aus auf ihre heutige Unterlage aufgeschoben.

Seit der Durchtunnelung des Simplonmassivs ist mit Sicherheit festgestellt, daß nicht nur Sedimente, sondern auch kristalline Schiefer und Erstarrungsgesteine auf Längen von vielen Kilometern über eine jüngere Unterlage hinweggeschoben worden sind.

Eine auf viele Quadratkilometer hin zu verfolgende tektonische Auflagerung alter Gneise auf jurassische und triassische Sedimente wurde, um wenigstens ein Beispiel aus den Ostalpen anzuführen, durch Uhlig und seine Schüler in den Radstätter Tauern in klarer, durchsichtiger Weise dargetan und daß auch die Karpathen weit über ihr Vorland überschoben worden sind, haben u. a. auch die Tiefbohrungen bei Pasgau, Frankstadt und an anderen Orten gezeigt. (Vgl. auch in Taf. III die Überschiebung der Grauwackenzone über das lepontinische Mesozoikum am Semmering.)

Wenn in geologischen Kreisen in den letzten zehn Jahren die Lehre von den Fernüberschiebungen und vom Deckenbau der Alpen im Vordergrund der Diskussion gestanden ist und heute noch steht, wenn diese Lehre nicht bloß mehr als Arbeitshypothese Verwendung findet, sondern sich die Versuche, eine Synthese des Alpenbaues auf ihr zu gründen, immer mehren, so haben bisher die Untersuchungsergebnisse über die Erzführung der Ostalpen an diesen Fragen keinen Anteil genommen.<sup>15)</sup>

---

<sup>15)</sup> L. de Launay hat zwar am X. Internationalen Geologenkongreß in Mexiko einen Versuch gemacht, Beziehungen zwischen Deckenbau und Erzführung aufzustellen, bewegt sich aber, soweit die Ostalpen in Betracht kommen, in zu ungenauen und zum Teil auch unrichtigen Erörterungen, so daß seine Ausführungen in die Literatur der ostalpinen Erzlagerstätten bisher keinen Eingang gefunden haben und auch für die folgenden Ausführungen nicht verwendet werden konnten. L. de Launay, La métallogénie de

Es mag dies darin liegen, daß sich die Erzlagerstättenstudien der Alpen in der Regel nur auf die Beschreibung eines räumlich eng begrenzten Gebietes beschränken, und daß daselbst mineralogische Fragen meist im Vordergrund stehen. Andererseits wird von den »Tektonikern« die Erzführung des untersuchten Gebietes in der Regel nicht oder nur andeutungsweise berücksichtigt.

In der Folge seien nun zunächst allgemein einige sowohl theoretisch als auch praktisch wertvolle Wechselbeziehungen zwischen Deckenbau und Erzlagerstätten angedeutet und vor allem auf die Anwendbarkeit der Lehre vom Deckenbau auf die Erschürfung von Lagerstätten hingewiesen.

Zu dieser Besprechung können naturgemäß nur solche Lagerstätten herangezogen werden, die älter sind als die Bildung des Alpengebirges, die demnach im Gestein bereits vorhanden waren, noch bevor dieses in Bewegung geraten war.

Für diese Lagerstätten folgt zunächst:

1. Daß sie an der Überschiebung teilgenommen haben und ebenso wie ihr Nebengestein wurzellos auf einer jüngeren Unterlage schwimmen oder bergmännisch ausgedrückt: »die überschobenen Lagerstätten haben nur eine beschränkte Tiefe, die im Maximum gleich ist der Tiefe jener Decke, in der die Lagerstätten einsetzen«. (Siehe die perspektivische Darstellung Fig. 3 der Übersichtskarte, Gänge G und G'.)

Wenn somit die Lehre vom Deckenbau der Alpen, auf die überschobenen Erzlagerstätten konsequent angewendet, diesen zunächst die Teufe abspricht, so muß allerdings gleich hinzugefügt werden, daß in sehr vielen Fällen die Mächtigkeit der Decken so groß ist, daß für die heutigen Tiefenverhältnisse beim Erzbergbau eine Besorgnis aus dieser Konsequenz nicht erwächst.<sup>16)</sup>

2. Eine andere, praktisch wichtige Folgerung aus der Lehre vom Deckenbau betrifft die Erweiterung des Schurfproblems. Es sei z. B. das Kalkniveau K—K (Fig. 3 der Übersichtskarte) einer, zum großen Teil bereits der Erosion anheimgefallenen Decke durch das Auftreten von metasomatischen Eisenerz- oder Magnesitlagerstätten ausgezeichnet, die ebenfalls älter als die Überschiebung seien und die man in der Stirnregion der Decke bei A bereits kenne. Der weitere Aufschluß dieser Lagerstätten wird sich nun nicht mehr bloß auf die streichende

---

l'Italie et des régions avoisinantes. Comptes rendus de la X<sup>e</sup> session du congrès géologique international, Mexico 1906.

<sup>16)</sup> Immerhin ist mir aber wenigstens ein Fall bereits bekannt, in dem diese theoretische Konsequenz auch bergtechnisch und bergwirtschaftlich berücksichtigt werden müssen, will man sich nicht kostspieligen Enttäuschungen aussetzen. Die diesbezüglichen Beobachtungen sind derzeit nicht für die Öffentlichkeit bestimmt.

Fortsetzung des Kalkniveaus, z. B. in ostwestlicher Richtung (A' A'' usw.) beschränken, man wird vielmehr das Schurfproblem auch nach Süden, in die erhaltene Carapace- (Rücken-) und Wurzelregion (B B' und C C') verlegen, um zu untersuchen, ob jene Kalkpartien, die uns von der Decke noch erhalten geblieben sind, durch dieselbe Erzführung ausgezeichnet sind.

Der Umstand, daß wir die Magnesite, die wir im Karbon unserer nördlichen Grauwackenzone vom Semmering bis nach Dienten in Salzburg streichend verfolgen können, nun in den Zentralalpen unter ganz analogen Umständen gerade im Turracher Karbon in St. Oswald und in der Breitenau (Grazer Paläozoikum), also dort wiederfinden, wo der Rücken (Carapace) der Grauwackenzone vermutet werden kann, stünde somit mit der Lehre vom Deckenbau ebenfalls nicht im Widerspruch, und zwar um so weniger, als Magnesite auch bei Tragail südlich vom Drautal (Paternion im Drautal West) unter ganz analogen Verhältnissen gerade dort gefunden werden, wo die Wurzel der Grauwackenzone, der Deckentheorie entsprechend, ihren Platz hat. (Andere Beispiele ergeben sich bei der Betrachtung der beigegeführten Karte. Zinnober, Ober-Dellach im Drautal, Stockenboi und Schwabegg = Wurzel, Zinnober Kohr, Rotrasten, Turrach, Gratwein, Graz = Carapace (Rücken), Zinnober, der nördlichen Grauwackenzone = Stirne usw.). Es könnte somit die Deckentheorie für die Erweiterung der Schurfprobleme in der Richtung senkrecht zum Streichen ganz wesentliche Dienste leisten.

3. Bei der Diskussion der Entstehung einer Erzlagerstätte würde man ebenfalls unter sinngemäßer Anwendung der »Deckentheorie« durch die Berücksichtigung der »Analogien« desselben Lagerstättentypus in verschiedenen Teilen derselben Decke (außer im Streichen noch in der Stirne, in der Carapace und in der Wurzel) die Frage vorteilhaft erweitern können.

4. Die nicht selten zu beobachtenden Erscheinungen von gefalteten Gängen (ein kleines Beispiel gibt Taf. VI), von Gängen, welche in relativ geringer Tiefe auskeilen und keinerlei Fortsetzung, keinen Zufuhrkanal für die Lösungen erkennen lassen, von Gängen, Lagergängen und Stöcken, die zu Linsen ausgewalzt sind (Fig. 4), ferner gewisse Apophysen, alle diese Erscheinungen würden in manchen Fällen unserem Verständnisse näher gebracht werden können, wenn wir für diese weitgehenden Deformationen die Bewegungsvorgänge während der Überschiebung verantwortlich machen. Umgekehrt wird vielleicht manchmal eine überschobene, die Schichten durchschneidende Lagerstätte Anhaltspunkte über den Bewegungsvorgang während der Überschiebung liefern können.

Die im vorstehenden gegebene Darstellung der ostalpinen Metallzonen steht in ihrer Gesamtheit mit der Lehre vom Deckenbau nicht im Widerspruch. Bei den später folgenden, in Ausarbeitung befindlichen Detailstudien soll die Möglichkeit der Anwendung der Deckenlehre auf die Form der ostalpinen Lagerstätten und auf deren Verteilung im Terrain für jede Lagerstätte einzeln diskutiert werden.

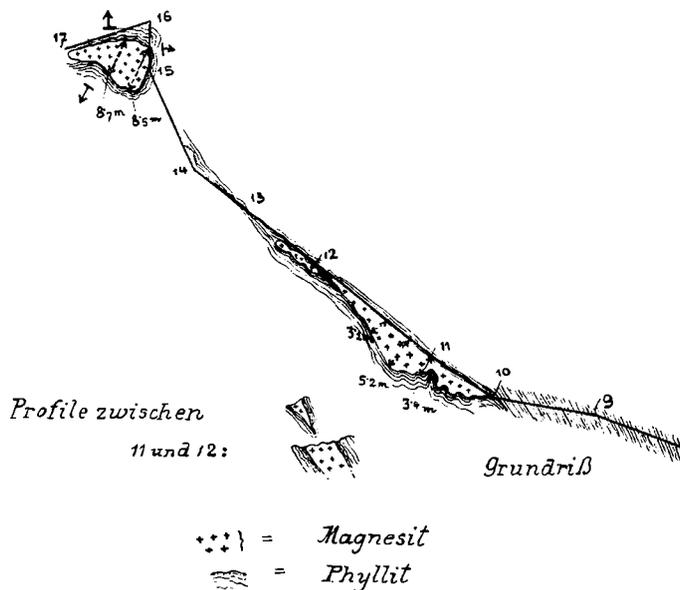


Fig. 4.

Zu Linsen ausgewalzte Magnesit. Wastlbauer bei Dienten, Salzburg. 1:1500.

### Literatur.<sup>17)</sup>

1. Aigner A., Die Mineralschätze der Steiermark. Wien 1907.
2. Beck R., Lehre von den Erzlagerstätten. III. Aufl., 1909.
3. Becke F. und Löwl, Exkursionen im westlichen und mittleren Abschnitt der Hohen Tauern. Führer zu den geologischen Exkursionen in Österreich. IX. Internationaler Geologenkongreß, Wien 1903.
4. Becke F. und Uhlig V., Erster Bericht über petrographische und geotektonische Untersuchungen im Hochalpmassiv und in den Radstätter Tauern. Sitzungsbericht der Akademie der Wissenschaften, Abt. I, Bd. CXVII, 1908.

<sup>17)</sup> Das Literaturverzeichnis macht keineswegs Anspruch auf Vollständigkeit. Es wurden, um der vorliegenden Arbeit den Charakter eines Vortrages nicht zu nehmen, nur solche Abhandlungen angeführt, die einen größeren Terrinausschnitt behandeln. Bei den Erzlagerstätten wurden neben den Sammelwerken nur einige Abhandlungen Canavals und Redlichs in dieses Verzeichnis aufgenommen. Viele, noch unveröffentlichte Beobachtungen, die der Verfasser in den letzten zwei Jahren auf zahlreichen Exkursionen an den ostalpinen Lagerstätten machen konnte sowie die Ergebnisse des Studiums der Handstücke und Dünnschliffe ostalpiner Lagerstätten, die der Privatsammlung des Verfassers entstammen, wurden in der vorstehenden Arbeit ebenfalls benützt.

5. Blaas J., Geologischer Führer durch die Tiroler und Vorarlberger Alpen. Innsbruck 1902.
6. Brunlechner A., Die Minerale des Herzogtums Kärnten. Klagenfurt 1884.
7. Canaval R., Das Bergbauterrain in den Hohen Tauern. Jahrbuch des Kärntnerischen Landesmuseums 1896.
8. Canaval R., Zur Kenntnis des Erzvorkommens des Lamnitz- und Welltates in Kärnten. Carinthia II, 1898.
9. Canaval R., Zur Kenntnis des Erzvorkommens in der Umgebung von Teschen und Zwickenberg bei Oberdrauburg in Kärnten. Jahrbuch des Landesmuseums. Klagenfurt 1899.
10. Canaval R., Die Erzgänge von Dechant und Ladelnig in der Teichl in Kärnten. Carinthia II, 1910.
11. Diener C., Bau und Bild der Ostalpen und des Karstgebietes. In Bau und Bild Österreichs. Wien 1903.
12. Frech F., Über den Gebirgsbau der Tiroler Zentralalpen mit besonderer Rücksicht auf den Brenner. Wissenschaftliche Ergänzungshefte zur Zeitschrift des Deutschen und Österreichischen Alpenvereines. Innsbruck 1905.
13. Fugger E., Die Mineralien des Herzogtums Salzburg. Jahresbericht der Oberrealschule in Salzburg 1878.
14. Fugger E., Die Bergbaue Salzburgs. Salzburg 1881.
15. Heritsch F., Fortschritte in der Kenntnis des geologischen Baues der Zentralalpen östlich vom Brenner.
  - I. Die Hohen Tauern.
  - II. Das ostalpine Gebirge im Norden und Süden der Tauern.
  - III. Das Gebirge östlich von den Radstätter Tauern und vom Katschberg. Geologische Rundschau 1912, S. 172 und 237.
16. Heritsch F., Zahlreiche eingehende Untersuchungen über die Grauwackenzone des Liesing-Palmentales und des Mürztales. In den Sitzungsberichten der Akademie der Wissenschaften und in den Mitteilungen des Naturwissenschaftlichen Vereines für Steiermark. 1910 bis 1912.
17. Imhof K., Denkschrift für die Gewerkschaft Rathausberg über den Stand und Fortgang der Aufschlußarbeiten in den Bergbauevieren Rathausberg und Erzwies-Pochart-Siglitz. 1911. (Nicht für die Öffentlichkeit bestimmt.)
18. Iron ore Resources the of the world. Stockholm 1910.
19. Isser v. Gaudententhurm M., Die Montanwerke und Schurfbau Tirols der Vergangenheit und Gegenwart. Jahrbuch der Bergakademien Leoben und Pöfbram 1888, S. 226.
20. Kober L., Über die Tektonik der südlichen Vorlagen des Schneeberges und der Rax. Mitteilungen der Geologischen Gesellschaft. Wien 1909.
21. Miller A. v., Die steiermärkischen Bergbaue als Grundlage des provinziellen Wohlstandes. Aus: Ein treues Bild des Herzogtums Steiermark. Wien 1859.
22. Mohr H., Zur Tektonik und Stratigraphie der Grauwackenzone zwischen Schneeberg und Wechsel. Mitteilungen der Geologischen Gesellschaft. Wien 1910.
23. Ohnesorge Th., Über Beziehungen zwischen Erzlagerstätten und Gebirgsbau in der Umgebung von Schwaz und Brixlegg in Tirol. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen 1911, S. 601.
24. Pošepny F., Archiv für praktische Geologie. Bd. I, 1880.
25. Pošepny F., Die Blei- und Galmeierzagerstätten von Raibl, Kärnten. Jahrbuch der Geologischen Reichsanstalt 1873, S. 315 bis 470.
26. Redlich K. A., Über das Alter und die Entstehung einiger Erz- und Magnesitlagerstätten der steirischen Alpen. Jahrbuch der Geologischen Reichsanstalt 1903, Seite 285.

27. Redlich K. A., Die Eisensteinbergbaue der Umgebung von Payerbach-Reichenau. Bergbaue Steiermarks. Leoben 1907.
  28. Rochata C., Die alten Bergbaue auf Edelmetalle in Oberkärnten. Jahrbuch der Geologischen Reichsanstalt 1878.
  29. Salomon W., Über Alter, Lagerungsform und Entstehungsart der periadriatischen granitischkörnigen Massen. Tschermak, Mineralogische und petrographische Mitteilungen 1898, S. 109.
  30. Sander B., Geologische Studien am Westende der Hohen Tauern. Denkschrift der Akademie der Wissenschaften, mat.-nat. Klasse, Bd. LXXXII, 1911.
  31. Sigmund A., Die Minerale Niederösterreichs. Wien 1909.
  32. Stelzner-Bergeat, Die Erzlagerstätten. 1904 bis 1906.
  33. Sueß E., Antlitz der Erde. Bd. III.
  34. Termier, Les nappes des alpes orientales et la synthèse des Alpes. Bull. soc. géol. de France. 4<sup>e</sup> sér. III, 1904.
  35. Uhlig V., Zweiter Bericht über geotektonische Untersuchungen in den Radstätter Tauern. Sitzungsbericht der Akademie der Wissenschaften, Abt. I, Bd. CXVII, 1909.
  36. Uhlig V., Der Deckenbau der Ostalpen. Mitteilungen der Geologischen Gesellschaft. Wien 1909.
  37. Zepharovich, Mineralogisches Lexikon für das Kaisertum Österreich. 1859 bis 1893.
-

Vorsitzender: »Gestatten Sie, meine Herren, daß ich dem Herrn Professor für seine außerordentlich interessanten Ausführungen den herzlichsten Dank ausspreche. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Wir schreiten in unserem heutigen Programm weiter und ich bitte Herrn Oberingenieur Karl Gold, Unterreichenau, das Wort zu nehmen: Das Thema lautet: »Elektrische Überlandzentralen und ihre Bedeutung für die Verwertung minderer Braunkohlenflöze«.

# Elektrische Überlandzentralen und ihre Bedeutung für die Verwertung minderere Braunkohlenflöze.

Von

**Oberingenieur Karl Gold,**

Unterreichenau.

Der Siegeszug, den die Elektrotechnik im Laufe der letzten zwei Jahrzehnte über den ganzen Erdball antrat, hat eine derart einschneidende Umwertung maschinentechnischer Erfahrungen mit sich gebracht, daß es kaum eine Industrie oder ein Gewerbe mehr gibt, das sich dem Einflusse dieses noch verhältnismäßig jungen Zweiges der technischen Wissenschaften vollständig entziehen konnte. Besonders war es der Fortschritt im Bau von Dampfturbinen, der in den letzten Jahren befruchtend auf die Verbreitung des elektrischen Betriebes eingewirkt hat.

Die Dampfturbine eignet sich in hervorragender Weise für den Antrieb von Elektrogenatoren. Während in der Kolbendampfmaschine die hin- und hergehende Bewegung des Dampfkolbens erst in eine rotierende Bewegung umgewandelt werden muß, wird in der Dampfturbine durch die Wirkung des Dampfes auf die Schaufelräder eine Drehbewegung erzeugt, so daß ein direktes Kuppeln der Turbine mit dem Elektrogenator stattfinden kann.

Weitere Vorteile der Turbogeneratoren sind der niedrigere Preis gegenüber gleich starken Kolbendampfmaschinen, der kompendiöse Bau, die leichtere Fundierung, der wesentlich geringere Verbrauch an Schmiermaterial und einfache Wartung.

Es ist selbstverständlich, daß diese Umwälzungen auf dem Gebiete der Maschinentechnik auch auf den Bergbau nicht ohne Einfluß bleiben konnten. Der Umstand, daß gerade beim Bergbau die verschiedenen Arbeitsmaschinen oft weit zerstreut und in großer Entfernung von der Kraftanlage aufgestellt werden müssen, ließ ohne weiteres die Vorteile des elektrischen Betriebes erkennen, der es er-

möglichst, die Betriebskraft auf billige und sichere Weise auf große Entfernungen fortzuleiten.

Bisher war der Bergbau auf den Dampf und die Preßluft als Betriebskraft für seine Arbeitsmaschinen angewiesen. Die Nachteile des Dampfbetriebes in der Grube sind zu genau bekannt, als daß eine längere Erörterung derselben notwendig wäre. Die hohen Kosten derselben, große Leitungsverluste, Erhöhung der Temperatur und bedeutende Verschlechterung der Grubenwetter mögen als die hauptsächlichsten derselben genannt werden. Eine Folge davon war der bis vor wenigen Jahrzehnten erfolgte Bau der obertägigen Gestängepumpen, die ja mit ihren enormen bewegten Massen auf das Auge des Laien einen überwältigenden Eindruck machen, deren angebliche Betriebssicherheit aber in keinem Verhältnisse steht zu den für ihren Betrieb notwendigen Opfern an Kapital, Materialien und Arbeitskräften.

Einen Fortschritt gegenüber dem Dampfbetriebe in der Grube bildete der Betrieb mit Preßluft. Jedoch machte auch dieser lange und kostspielige Rohrleitungen nötig und enttäuschte vor allem durch den geringen Wirkungsgrad, der hauptsächlich auf die großen Leitungsverluste und die wenig ökonomische Arbeit der Motoren zurückzuführen ist.

Alle diese Nachteile werden zum größten Teile vermieden durch die elektrische Kraftübertragung. Die leichte Verlegbarkeit der elektrischen Leitungen, ihre Billigkeit und Betriebssicherheit, sowie die große Beweglichkeit elektrisch betriebener Arbeitsmaschinen durch die Verwendung von Kabeln sichert ihnen allein schon ein großes Übergewicht gegenüber allen anderen Kraftübertragungen.

Der Vorteil des elektrischen Betriebes für die Grube liegt jedoch nicht allein in der Überlegenheit der Kraftübertragung, sondern in noch höherem Maße in der Überlegenheit der Arbeitsmaschinen, der Motoren. Ihre Verwendung in der Grube und obertags ist eine sehr vielseitige, in der Grube als Antriebsmotoren für Förderhaspel, bei Seil- und Kettenbahnen, Grubenlokomotiven, Streckenventilatoren, Bohr- und Schrämmaschinen und vor allem zum Antriebe von Wasserhaltungen in Form von Turbinenpumpen. Obertags erfolgt ihre Verwendung bei Fördermaschinen, Hauptventilatoren, Aufbereitungen, Rangieranlagen und Schiebebühnen, Aufzügen, Seilbahnen, Baggern, Werkzeugmaschinen usw.

Der Hauptvorteil der meisten elektrisch betriebenen Arbeitsmaschinen ist ihr billiger Anschaffungspreis. Der Preis einer Turbopumpe für größere Leistungen bis zu 100 m Förderhöhe stellt sich beispielsweise auf etwa ein Fünftel einer untermags aufgestellten Dampfwaterhaltungsmaschine oder auf ein Zehntel einer Gestänge-

pumpe von gleicher Leistung. Nicht so enorm, aber immer noch sehr groß ist der Preisunterschied anderer Maschinen.

Diese Ersparungen bei der Anschaffung ziehen weitere Ersparnisse an Ersatzteilen und Reparaturen nach sich. Als Beispiel hiefür möchte ich einen Fall aus meiner Praxis anführen. Wegen eines Sprunges im Hochdruckzylinder einer Regniermaschine mußte dieser gegen einen neuen ausgewechselt werden. Die Anschaffung und Montage des neuen Zylinders kostete um 50<sup>0</sup>/<sub>0</sub> mehr als die einige Jahre später erfolgte Anschaffung einer Turbopumpé von gleicher Leistung samt Motor, Schaltanlage, Schachtkabel und Montage.

Die Notwendigkeit der Anschaffung von Reserveteilen wird überhaupt beim elektrischen Betriebe bedeutend verringert durch den Umstand, daß es in den meisten Fällen möglich ist, für verschiedene Arbeitsmaschinen Motortypen von ähnlicher Leistung zu wählen, so daß bei Betriebsstörungen ein Auswechseln der Motoren leicht durchführbar ist. Es wird dadurch eine bedeutende Erhöhung der Betriebssicherheit erzielt, da der Einbau von Motoren meist sehr kurze Zeit erfordert.

Die Billigkeit, Wirtschaftlichkeit und Anpassungsfähigkeit an die verschiedenartigsten Verhältnisse sind jedoch nicht die einzigen Vorteile des elektrischen Betriebes gegenüber anderen Betriebs-einrichtungen. Der Motorbetrieb bedarf so geringer Bedienung, daß beim Übergange von Dampf- oder Druckluftbetriebe zu diesem meist eine nicht unbeträchtliche Ersparnis an Bedienungsmannschaft erzielt werden kann. Auch andere Nebenausgaben verringern sich, insbesondere die Ausgaben für Packungs-, Putz- und Schmiermaterialien, letztere deshalb, weil die zu großer Vollkommenheit entwickelte, bei elektrischen Maschinen allgemein zur Anwendung gebrachte Ringschmierung bei der geringen Zahl der zu schmierenden Reibungsflächen nur sehr wenig Schmieröl erfordert.

Alle diese Vorzüge des elektrischen Betriebes haben dazu beigetragen, das Verbreitungsgebiet der Elektrizität zu erweitern und ihr auch in bergmännischen Kreisen die ihr gebührende Beachtung zu sichern. Mehr oder weniger wird sie aber beim Bergbau bisher doch nur zur Deckung des eigenen Kraftbedarfes für den Werksbetrieb verwendet.

Nun harren aber in unserer Monarchie noch viele Mineralschätze, insbesondere Braunkohlenflöze von minderer Qualität, ihrer Erschließung. Durch die Ungunst der Verhältnisse, den Mangel an geeigneten Verkehrsadern und die Kostspieligkeit der Schaffung solcher ist es vielleicht auf Jahrzehnte hinaus unmöglich, diese Bodenschätze ihrer Bestimmung zuzuführen und für das wirtschaftliche Leben nutzbar zu machen. Zur Ausnützung dieser brachliegenden Mineralschätze,

die immerhin einen enormen Teil des Nationalvermögens bedeuten, bietet die in den letzten Jahren so weit fortgeschrittene Elektrotechnik eine Handhabe durch Schaffung von Überlandzentralen.

Während aber derzeit Überlandzentralen meist nur als Nebenbetriebe größerer Werksanlagen gebaut werden und den Zweck verfolgen, schwerer verkäufliche Kohlensorten, z. B. Klarkohle und unreine Flözpartien zu verwerten, durch Elektrisierung eigener Werksbetriebe die Betriebskosten zu verbilligen und nur den Überschuß an elektrischer Energie abzugeben, wird es sich zur Verwertung minderer Braunkohlenflöze in vielen Fällen empfehlen, die Förderanlage nur als Hilfsbetrieb der Überlandzentrale zu bauen, oder mit anderen Worten, die Gesamtförderung der Umwandlung in elektrische Energie zuzuführen.

Eine nach diesem Gesichtspunkte angelegte Werksanlage scheint mir in hohem Maße geeignet, durch Herabsetzung der Gesteungskosten auf ein Mindestmaß, sowie durch Erzielung der größtmöglichen Dampfökonomie eine hohe wirtschaftliche Ausnützung dieser brachliegenden Kräfte herbeizuführen.

In den letzten Jahrzehnten ist in unserer Monarchie, besonders aber in den kohlenarmen Alpenländern, eine erfreuliche Steigerung in der Ausnützung vorhandener Wasserkräfte zum Betriebe elektrischer Überlandzentralen eingetreten; die hiedurch erzielte wohlfeile Stromabgabe hat in den betreffenden Gegenden in vieler Beziehung befruchtend auf Industrie und Kleingewerbe eingewirkt und teilweise sogar blühende neue Industrien geschaffen.

Wenn nun auch eine Wasserkraftzentrale vor der Dampfzentrale den großen Vorteil der kostenlosen Betriebskraft, der weißen Kohle, voraus hat, so darf doch nicht vergessen werden, daß die Schaffung einer Wasserkraftzentrale meist sehr hohe Investitionen zur Fesselung dieser Naturkraft voraussetzt und daher mit Tilgungszahlungen rechnen muß, die die Amortisationsquoten einer Dampfzentrale samt Schachtanlage oft bei weitem übersteigen.

Es findet daher ein Ausgleich zwischen den höheren Betriebskosten der Dampfzentralen und den höheren Tilgungskosten der Wasserkraftwerke statt, der nicht immer zu Ungunsten der Dampfzentralen ausfallen muß, insbesondere, wenn ein nur zur Abgabe von Strom geschaffener Werksbetrieb durch möglichste Vereinfachung seiner maschinellen Anlagen die Betriebskosten so weit als möglich erniedrigt.

Die geringen Baukosten einer solchen Werksanlage springen ins Auge, wenn ich erwähne, daß vor allem die meist sehr kostspielige Bahnverlodeanlage entfällt. Meist sind mit den Kosten für die eigentliche Verladeanlage auch die Baukosten einer Flügelbahn

oder einer Drahtseilbahn verbunden, die je nach der Entfernung vom Hauptgeleise eine enorme Höhe erreichen können.

Mit der Verwendung der geförderten Kohle zur Kesselbeschickung allein ist auch eine bedeutende Vereinfachung der Sortieranlage verbunden. Ein einziger Kohlenbrecher, der die gesamte Förderung auf eine für die Verwendung im Kesselhause geeignete Korngröße bringt, kann den ganzen kostspieligen Sortierapparat ersetzen, wobei es noch immer unbenommen bleibt, durch Einbau eines einschaltbaren Rostes den eigenen Bedarf an Heizkohle zu decken und genügende Mengen für den Landverkauf bereitzuhalten.

Rechnet man noch die mit den Sortierungs- und Verladeanlagen verbundenen Nebenbetriebe hinzu, die beim Bau einer derartigen Werksanlage entfallen, z. B. Rangieranlage, Schiebebühne, Waggonwage und Elevatoren für Dépôtzwecke, so leuchtet es ohne weiteres ein, daß sich die Baukosten und damit die Tilgungskosten einer solchen Anlage bedeutend verringern werden.

Aber auch die Betriebskosten eines solchen Werkes werden sich bei zweckmäßiger Anlage auf ein Mindestmaß reduzieren, insbesondere wenn es die Verhältnisse ermöglichen, das vorhandene Flöz tagbaumäßig mittels schiefer Ebene oder bei tiefbaumäßigem Betriebe mittels tonnlägigen Schachtes und Seil- oder Kettenförderung zu gewinnen. Es läßt sich in diesem Falle die Werksanlage so disponieren, daß eine fast selbsttätige Förderung der Kohle vom Füllorte, beziehungsweise von der Endstation der Kettenbahn bis zur Kesselfeuerung ermöglicht wird. Welche enormen Ersparnisse an Arbeitslöhnen hiedurch erzielt werden können, ebenso wie Ersparnisse an Gehältern für Beamte und Aufseher durch Wegfall der Verlade- und Expeditionskosten, liegt auf der Hand.

Die moderne Technik hat ja durch Vervollkommnung der Transporteinrichtungen für Massengüter, z. B. in Form von automatischen Gurtförderern, Betriebsmittel geschaffen, die in Verbindung mit elektrischen Fernschaltapparaten die Bedienung des ganzen Förderbetriebes bis auf den Kesselfeuerungsrost durch zwei bis drei Mann ermöglicht.

Es wird hiebei vorausgesetzt, daß die Kessel mit selbsttätiger Rostbeschickung versehen sind, und zwar mit Hilfe von Vorratsbunkern für jeden einzelnen Kessel, welche Methode, abgesehen von der größeren Betriebssicherheit noch die Möglichkeit bietet, größere, unter Umständen für mehrere Tage ausreichende Mengen von Kesselkohle aufzuspeichern und das Anlegen von Kohlendepots und die hierfür entfallenden Kosten zu ersparen.

Alle diese letztgenannten Umstände müssen zu dem Ergebnisse führen, daß eine nach diesen Grundsätzen gebaute Werksanlage bei richtiger Disposition und Ausführung die Herabminderung der Anlage- und der Betriebskosten auf ein Mindestmaß gestatten muß.

Die überwiegende Bedeutung einer solchen Werksanlage für die Verwertung von Braunkohlenflözen minderer Qualität liegt jedoch nicht allein in der Verminderung des Gesamtanlagekapitales und in der Verbilligung der Gesteungskosten, sondern in noch viel höherem Maße in den Vorteilen allgemein volkswirtschaftlicher Natur, vor allem in der Ausschaltung verschiedener die Verwertung des gewonnenen Naturproduktes beeinträchtigender Zwischenglieder zwischen dem Produzenten und Konsumenten. Ich meine damit die insbesondere in unserer Monarchie enorm hohen Frachttarife der Eisenbahnen, an die sich meist noch hohe Flügelfrachten anschließen, die Entlade- und Zustreifkosten und die erst am Verbrauchsorte erfolgende Umwandlung der Kohle in Energie.

Wenn auch der Bau elektrischer Fernleitungen hohe Kosten verursacht, so stehen diese doch gewiß in keinem Verhältnisse zu der Höhe des Kapitales, das in den Dampferzeugungs- und maschinellen Anlagen der vielen einzelnen industriellen Betriebe investiert ist und die Herstellung der industriellen Erzeugnisse verteuert.

Es ist ja wohl auch nur eine Frage der Zeit, daß die Gesetzgebung den Bau von Fernleitungen regelt und insbesondere durch Schaffung eines Enteignungsgesetzes die für den Bau solcher Leitungen verzögernd wirkenden und oft unüberwindlichen Schwierigkeiten beseitigt.

Daß durch Ausschaltung der Frachtkosten der Verbrauchsradius der Kohle eine bedeutende Vergrößerung erfährt, braucht wohl nicht näher erörtert zu werden. Damit verbunden ist wieder eine Steigerung der Leistungsfähigkeit und eine Verbilligung der Gesteungskosten.

Die Ausschaltung aller hemmenden Zwischenglieder bringt aber für ein solches Kohlenwerk noch einen nicht hoch genug zu schätzenden Vorteil mit sich, nämlich die Bürgschaft für einen ungestörten, von außenliegenden Einflüssen unabhängigen Betrieb.

Jeder Braunkohlenbergmann des nordwestböhmisches Revieres kennt zum Beispiel den Einfluß der jährlichen Zuckerkampagne mit ihrem regelmäßig wiederkehrenden Waggonmangel auf die Verladeziffern der Werke, noch dazu zu einer Zeit, wo das Herbstgeschäft in größter Blüte zu stehen pflegt. Das gleiche gilt von der passiven Resistenz der Eisenbahnangestellten, und sogar Arbeiterausstände in westdeutschen Kohlenrevieren sind infolge der durch sie hervorgerufenen Verschiebung der Absatzgebiete imstande, einen empfind-

lichen, lang andauernden Waggonmangel hervorzurufen und die Ausnützung der Konjunktur fast vollkommen zu vereiteln.

Ebenso wie solche Betriebsstörungen durch außenliegende Einflüsse bei einem nur elektrische Energie abgebenden Werke entfallen, müssen sich auch Störungen im eigenen Betriebe durch die Vereinfachung der gesamten maschinellen Einrichtung vermindern, dazu kommt die bedeutende Verringerung der Arbeitskräfte für diese Betriebe, die auch dem immer empfindlicher bemerkbaren Arbeitermangel zum Teil steuert und durch die Möglichkeit, nur wenige aber gut bezahlte Leute zu beschäftigen, auch die Gefahr der durch Ausstände hervorgerufenen Betriebsstillstände erheblich vermindert.

Ein weiterer Vorteil solcher Anlagen ist die geringe Abhängigkeit von der allgemeinen Konjunktur und die hiedurch bedingte gleichförmige Produktion sowie die leicht erzielbare Übereinstimmung zwischen Erzeugung und Verbrauch, ebenso der Wegfall von Depotkosten und Depotverlusten.

Es liegt in der Natur der elektrischen Kraftabgabe, die sowohl von Seite des Erzeugers als des Verbrauchers größere Investitionen voraussetzt, daß solchen Investitionen langfristige Verträge zugrunde gelegt werden, die wohl meist zum Nachteile des Produzenten bei ansteigender Konjunktur und steigenden Erzeugungskosten die Erzielung höherer Verkaufspreise ausschließen, dafür aber auch beim Rückgange der Marktlage einen Preissturz der Kohle verhüten, und vor allem die Konkurrenz anderer Marken für die Vertragsdauer unmöglich machen.

Auch die Produktionsmenge kann im Falle einer rückläufigen Konjunktur nicht so stark herabgesetzt werden wie bei anderen Werken, oder sie wird wenigstens durch die in den meisten Stromlieferungsverträgen enthaltene Verpflichtung zur Abnahme eines festgesetzten Minimums zum Teil ausgeglichen.

Wenn noch erwähnt wird, daß eine nach solchem Prinzip gebaute Werksanlage eine sehr große Erweiterungsmöglichkeit besitzt und jederzeit eine starke Forcierung des Förderbetriebes zuläßt, glaube ich die Hauptvorteile eines derart eingerichteten Werksbetriebes hinreichend klargelegt zu haben.

Es erübrigt noch, ein Beispiel für die Ertragfähigkeit eines solchen Unternehmens zu geben.

Gewählt wurde als Beispiel eine Tagbauanlage mit einer Förderleistung von 30 Wagen pro Tag, welche Förderung vollständig in elektrische Energie umgewandelt werden soll.

Nimmt man für die vorhandene Kohle, die einen Heizwert von 2500 bis 3000 Kalorien besitzt, nur eine zweieinhalbfache Verdampfung an, so ergibt dies bei einem Dampfverbrauche von 6 kg pro Kilo-

wattstunde, welche Ziffer bei den größeren Typen der meisten Dampfturbinensysteme noch unterschritten wird, eine Tagesleistung der elektrischen Zentrale von 125.000 Kilowattstunden. Für diese Leistung werden bei Annahme einer durchschnittlichen Betriebsdauer von nur acht Stunden täglich Turbogeneratoren von zusammen 15.000 Kilowatt Leistung benötigt, oder einschließlich der Reserve vier Generatoren à 5000 Kilowatt.

Für den Werksbetrieb wird ein Stromverbrauch von 10.000 Kilowattstunden als vollkommen ausreichend angenommen. Derselbe verteilt sich wie folgt:

Förderung (Ketten- und Seilbahnen) . . . . .	100 KW. à 10 Stunden ist 1.000 KW.-St.
Transportvorrichtungen und Brecheranlage . . . . .	100 KW. à 10 Stunden ist 1.000 KW.-St.
Arbeitsmaschinen, einschließlich Kondensation . . . . .	200 KW. à 10 Stunden ist 2.000 KW.-St.
Beleuchtung u. Diverses . . . . .	100 KW. à 10 Stunden ist 1.000 KW.-St.
Wasserhaltung . . . . .	200 KW. à 24 Stunden ist 5.000 KW.-St.
Summe	10.000 KW.-St.

Diese Zahlen sind sehr hoch gegriffen und werden kaum von großen Förderanlagen mit Verladeeinrichtungen erreicht.

Es verbleiben daher zur Abgabe an Konsumenten 115.000 Kilowattstunden pro Tag oder, das Jahr zu 300 Betriebstagen gerechnet, 34,5 Millionen Kilowattstunden pro Jahr, so daß bei Abzug von angenommen 8% Leitungsverlusten rund 32 Millionen Kilowattstunden abgegeben werden können.

Bei Annahme eines Durchschnittspreises von 4 h für die Kilowattstunde, der bei gemischtem Licht- und Kraftbetriebe leicht zu erzielen ist, ergibt dies eine Bruttoeinnahme von K 1,280.000 pro Jahr. Dieser Bruttoeinnahme stehen folgende Ausgaben gegenüber:

Investitionen:	Kronen
Schiefe Ebene und Kettenbahn . . . . .	60.000
Gebäude mit Brech- und Transportanlagen . . . . .	120.000
Baggeranlage . . . . .	120.000
Kesselhaus (20 Kessel à 240 m <sup>2</sup> Heizfläche und 5 Reservekessel samt Überhitzern bei Annahme von 20 kg Dampf pro Quadratmeter Heizfläche) . . . . .	1.000.000
Turbinenhaus, 4 Turbogeneratoren, Rückkühlanlage und Schaltanlage . . . . .	1.200.000
Wasserhaltung und Arbeitsmaschinen . . . . .	200.000
Fernleitungen (zirka 150 km à K 7000) . . . . .	1.000.000
Summe der Investitionen	3.700.000

Die Arbeitslöhne pro Tonne geförderter Kohle würden sich bei Tagbaubetrieb infolge Entfallens der Aufbereitung und Verladung nach meinen Erfahrungen höchstens auf  $K 1.2$  stellen, wobei die Bedienung der Turbozentrale und die Baggerbetriebskosten eingeschlossen erscheinen. Hiebei ist als Mächtigkeit des Abraumes ein Drittel der Kohlenmächtigkeit angenommen worden.

Bei dieser Gesteung von  $K 1.2$  beläuft sich die Lohnsumme für die in Betracht kommende Jahresförderung von  $300 \times 300$ , das ist  $90.000 t$  auf  $K 108.000$  oder abgerundet  $K 120.000$ .

Die Gesamtbetriebskosten der Werksanlage samt Überlandzentrale stellen sich daher einschließlich Tilgung, Materialien, Reparaturen und Steuern wie folgt:

	Kronen
Amortisation (10% von $K 3.700.000$ ) . . . . .	370.000
Löhne . . . . .	120.000
Material ( $K 0.4$ pro Tonne) . . . . .	40.000
Erhaltung der Fernleitungen (5% von $K 1.000.000$ ) . . . . .	50.000
Steuern, Reparaturen und allgemeine Regie (10% des Bruttoertrages) . . . . .	120.000
Summe . . . . .	700.000

Es verbleibt daher ein Reingewinn von  $K 580.000$ , der einer 15.6%igen Verzinsung des Anlagekapitales entspricht.

Die Selbstkosten für die abgegebene Kilowattstunde betragen  $2.2 h$ .

Bei tiefbaumäßigem Betriebe der Anlage würde sich die Verzinsung natürlich nicht so günstig stellen, doch stehen auch hier die Lohngestehungskosten nicht im Verhältnis zu denen der Amortisation.

Bei Annahme einer Investition von  $K 300.000$  für das Abteufen eines tonnlägigen Schachtes erhöht sich das Anlagekapital abzüglich der Kosten für die Baggeranlage um  $K 200.000$ , es beträgt daher  $K 3.900.000$ .

Die Betriebskosten betragen:	Kronen
Amortisation . . . . .	390.000
Löhne ( $90.000 t$ à $K 2.50$ ) . . . . .	225.000
Material ( $90.000 t$ à $K 0.8$ ) . . . . .	72.000
Erhaltung der Fernleitung . . . . .	50.000
Steuern, Reparaturen und allgemeine Regie . . . . .	120.000
Summe . . . . .	857.000

Dies ergibt noch immer eine Verzinsung von 10.8% des Anlagekapitales.

Die Eigenkosten für die abgegebene Kilowattstunde belaufen sich in diesem Falle auf  $2.7 h$ .

Es muß betont werden, daß die angegebenen Zahlen zum Teil nur auf Schätzungen beruhen und keinen Anspruch auf Genauigkeit machen können; es liegen jedoch diesen Schätzungen zumeist Erfahrungen aus bestehenden Werksbetrieben und mit diesen verbundenen Überlandzentralen sowie für den elektrischen Teil Auskünfte einer der größten Elektrizitätsgesellschaften zugrunde und überdies wurden die Beträge für Investitionen, Tilgung und Betriebskosten so hoch angesetzt, daß eine Überschreitung derselben bei normalen Verhältnissen kaum möglich ist.

Andererseits ist die Annahme einer nur 2,5fachen Verdampfung eine so vorsichtige, daß bei der so weit vorgeschrittenen Entwicklung der Kesselsysteme und des Feuerungswesens eine noch viel rationellere Ausnützung der Kohle besonders bei Vergasung möglich ist.

Ich glaube daher, nicht als utopistischer Schwärmer gelten zu müssen, wenn ich der Hoffnung Ausdruck gebe, daß die in heimatlichem Boden noch ungenützt schlummernden Schätze an gebundener Sonnenwärme in absehbarer Zeit ihre Auferstehung feiern werden zur Förderung kultureller Zwecke und damit zum Wohle unseres Vaterlandes.

---

Vorsitzender: »Ich gestatte mir, im Namen der Anwesenden dem Herrn Vortragenden den herzlichsten Dank auszusprechen (lebhafter Beifall und Händeklatschen) und bitte Herrn Oberbergrat Carl Schraml, Linz, seinen Vortrag »Über die Ausgestaltung der alpinen Salzbergbaue« zu halten.«

# Über die Ausgestaltung der alpinen Salzbergbaue.

Von

**k. k. Oberbergat C. Schraml,**

Linz.

Bis in das letzte Viertel des 19. Jahrhunderts war die Menge des in den alpinen Salinen erzeugten Salzes nur geringfügigen Schwankungen unterworfen; der Verschleiß an Speisesalz blieb bei der geringen Bevölkerungszunahme der damaligen Zeit nahezu konstant, die Viehsalzerzeugung war vom Jahre 1868 bis 1894 überhaupt eingestellt und Industrien, welche Salz oder Sole in größerem Maße verarbeiteten, waren nicht vorhanden. An einen Salzexport endlich war und ist auch heute nicht zu denken, da das für die Alpenländer in Betracht kommende Ausland, Deutschland und Italien, selbst Salz in großen Mengen exportiert und unsere Gestehungspreise infolge der schwierigen Erzeugungsverhältnisse sehr hohe sind.

Ganz abgesehen davon sind aber auch unsere bisher aufgeschlossenen Mittel durchaus nicht so mächtig, daß sie einen bedeutenden Export vertragen.

Wie der Salzabsatz blieb daher auch die Soleerzeugung auf unseren fünf alpinen Salzbergen zu Hallstatt, Bad Ischl, Bad Aussee, Hallein und Hall in Tirol Jahrzehnte hindurch fast unverändert und erst seit Mitte der achtziger Jahre des vorigen Jahrhunderts begann die Nachfrage nach Sole und Salz anhaltend, fast sprunghaft zu steigen.

Während die Soleproduktion aller alpinen Salzberge zusammen von 1850 bis 1880 jährlich durchschnittlich 3·4 Millionen Hektoliter betrug, wurden

im Jahre 1890 schon	4,469.000 hl
» » 1900	5,845.000 hl
und » » 1910 bereits	7,012.000 hl

abgegeben. Für 1912 rechnen wir mit einer Gesamtabgabe von 7·6 Millionen Hektoliter.

Diese für unsere Verhältnisse ganz gewaltige Steigerung im Solebedarf ist auf mehrere Ursachen zurückzuführen. Zunächst war

es die Errichtung der Ammoniaksoda-Fabrik in Ebensee im Jahre 1886, welche für ihren Betrieb immer größere Mengen von Sole in Anspruch nahm, dann wurde 1890 die Zellulosefabrik in Hallein errichtet, die Sole zur elektrolytischen Bleichung des Zellstoffes benötigt; auch Fabriksalz selbst kam in stets zunehmender Menge zum Verschleiß. Der Absatz an solchem ist von kaum 10.000 *q* im Jahre 1880 auf 150.000 *q* im Vorjahre gestiegen. Großabnehmer von Fabriksalz sind namentlich die verschiedenen Verkehrsunternehmungen, Tramway usw., die es zur Verhinderung der Eisbildung in den Geleisen verwenden, die Seifenfabriken, Darmwäschereien und Häutekonservierungsanstalten, Kühlanlagen und Kunsteisfabriken usw.

Aber auch die Landwirtschaft nimmt an der allgemeinen Zunahme des Salzkonsums hervorragenden Anteil, insbesondere seit der Verbilligung des Viehsalzes, von welchem gegenwärtig bereits 250.000 *q* jährlich abgesetzt werden.

Es war gerade keine allzu leichte Aufgabe für unsere Salzberge, die seit 25 Jahren um mehr als das Doppelte erhöhte Solemenge ohne Gefährdung der Nachhaltigkeit des Betriebes zu beschaffen und wir mußten uns alle Hilfsmittel der heutigen Technik zunutze machen, um den Lageraufschluß und die Abbauarbeiten zu beschleunigen. So entstanden schon in den neunziger Jahren auf allen Salzbergen hydroelektrische Anlagen zur Ausnützung des meist hohen Gefälles der erschrotteten Grubenwässer, und an die Stelle der Handarbeit trat immer mehr die motorische Kraft. Aber auch die ausgedehnteste Anwendung elektrischer Gesteinsbohrmaschinen und Ventilatoren, Fördermaschinen und Lokomotiven konnte uns auf die Dauer allein nicht nützen, denn, ganz abgesehen von der großen Unwirtschaftlichkeit unseres gegenwärtigen Laugwerkbetriebes sind einzelne Salzberge in ihrer Leistungsfähigkeit an und für sich schon beschränkt. So der Haller Salzberg mit seinem überaus armen Haselgebirge von etwa 35% Salzgehalt, der nur die ausschließlich für Tirol arbeitende Sudhütte in Hall versorgen kann.

Der Dürnberger Salzberg bei Hallein hinwieder geht, bei der heutigen Abbauweise wenigstens, seiner Erschöpfung in absehbarer Zeit entgegen und muß daher geschont werden, während der Ischler Salzberg nach einer mehrjährigen Periode der Überanstrengung in seiner Erzeugungsfähigkeit stark nachließ und erst in jüngster Zeit wieder sich zu kräftigen beginnt.

So lastete denn fast der gesamte Mehrbedarf an Sole auf Hallstatt, da der Ausseer Salzberg mit den oberösterreichischen Salinen durch keine Soleleitung verbunden war und für die Befriedigung des Solebedarfes der Kammergutsalinen und der Sodafabrik in Ebensee nicht in Betracht kam.

Die Heranziehung des Alt-Ausseer Salzberges zur Deckung des stets steigenden Solebedarfes der Salinen des inneren Salzkammergutes war daher die nächste und drängendste Aufgabe der Salzmonopolsverwaltung, die dank dem Entgegenkommen und dem tatkräftigen Vorgehen des Österreichischen Vereines für chemische und metallurgische Produktion in kürzester Zeit, wenn auch mit großen Opfern gelöst wurde. Seit dem Jahre 1906 fließt bereits Sole in einer 32 km langen Eisenleitung von Steiermark herüber durch das herrliche Redtenbachtal nach Bad Ischl und Ebensee und der Ausseer Salzberg, der früher nur den Bedarf der eigenen Sudhütte, etwa 600.000 hl jährlich zu erzeugen hatte, liefert heute schon über 2 Millionen Hektoliter Sole, die zum größten Teile nach Ebensee abfließen.

Mit dem Anschlusse Aussees an das Soleleitungsnetz des Salzkammergutes war aber nur der ärgsten Not vorübergehend abgeholfen, denn für die Dauer sind auch die beiden leistungsfähigen Salzberge in Hallstatt und Aussee nicht imstande, die stets steigenden Bedürfnisse nach Sole zu befriedigen. Für die weitere Zukunft waren daher noch andere, einschneidende Maßnahmen zu treffen: es mußte entweder extensiv gearbeitet, d. h. getrachtet werden, neue Salzlagerstätten aufzuschließen, um die alten Salzberge zu entlasten oder wir mußten versuchen, durch Verbesserung der herrschenden Abbaumethode oder durch die Wahl neuer Verfahren zur Solegewinnung eine intensivere Ausnützung der Gebirgsmittel zu erzielen, um dadurch die Leistungsfähigkeit und Lebensdauer unserer Salzberge zu erhöhen.

Wir haben beide Wege zugleich betreten und es soll nun meine Aufgabe sein, kurz zu berichten, wie weit wir auf diesen bis nun gekommen sind.

#### Neuaufschlüsse.

Wie allgemein bekannt sein dürfte, ziehen sich längs des Nordrandes der Ostalpen in einer vielfach unterbrochenen Reihe von der Schweiz bis nach Niederösterreich zahlreiche Fundorte von Solquellen, Steinsalz oder salzhaltigem Gestein. Manche derselben, wie Hallstatt und Hallein waren schon vor 2000 Jahren bekannt und als Gewinnungsstätten des zum menschlichen Genusse unentbehrlichen Kochsalzes hochentwickelte Kulturzentren geworden. Andere Salzlagerstätten, so Hall bei Admont, Weißenbach und St. Gallen und im Halltal bei Mariazell wurden schon im frühen Mittelalter ausgebeutet, dann aber meist wegen der Armut des Haselgebirges, zum Teil aber auch aus anderen Ursachen wieder aufgegeben. Deren Neuaufschließung wurde anfänglich wohl erwogen, doch schien es aus betriebs- und ökonomischen Gründen vorteilhafter, mit den Untersuchungsarbeiten

zunächst über die Umgebung der bestehenden Salzberge nicht hinauszugehen.

Als erstes Versuchsfeld schien ein südwestlich vom Alt-Ausseer Grubenrevier gelegenes Hochmoor, die sogenannte Scheibenwiese, günstige Aussichten zu eröffnen. Eine geradlinige Reihe pingenartiger Sumpfstellen schien die Richtigkeit der Volksmeinung zu bestätigen, daß vor Zeiten dort Schöpfbaue auf Salz bestanden haben. Zwei im Jahre 1908 mit einer kleinen Fauckschen Rapidbohrgarnitur für Handbetrieb etwas über 100 *m* tief abgestoßene Bohrlöcher erreichten zwar nicht das eigentliche Salzlager, das erste Bohrloch traf aber unzweifelhaft ausgelaugtes Haselgebirge von schwachem Salzgehalt an. Die gewiß hoffnungsreichen Schurfarbeiten wurden aus dem Grunde nicht weiter verfolgt, weil sich mittlerweile bei der Ausrichtung des tiefsten Horizontes am Ausseer Salzberge eine ganz unverhoffte Ausbuchtung der Lagergrenze im Südwestfelde, also gerade in der Richtung gegen das Schurfterrain zeigte, die einen unmittelbaren Zusammenhang des Hauptlagers mit dem auf der Scheibenwiese vermuteten in den Bereich der Wahrscheinlichkeit rückte. Tatsächlich sind wir heute schon mit dem betreffenden Querschlage etwa 350 *m* über die erwartete Salzgrenze hinausgerückt, ohne auf das Hangengestein, die Zlambachschichten zu stoßen.

Es hat den Anschein, als ob der Ausseer Salzstock bis jetzt nur den obersten Teil einer gegen die Tiefe zu sehr flach abfallenden Kuppe angefahren hätte und daß noch unerschöpfliche Salz mengen der künftigen Erschließung harren.

Diese Hoffnung — auch auf die Westgrenze des Grubenfeldes übertragen — ließ uns einen Plan wieder aufnehmen, den die Ausseer Bergleute schon vor 150 Jahren wiewohl vergeblich verfolgten, den Plan nämlich, die beiden Salzberge von Aussee und Ischl miteinander zu verbinden. Mitten zwischen diesen, hart an der steirisch-oberösterreichischen Grenze liegt der alte Salzbergbau am Michel Hallbach, der noch um die Mitte des 16. Jahrhunderts im vollen Betriebe stand und im Jahre 1560 durch einen Bergsturz verschüttet wurde. Die neueren geologischen Untersuchungen Dr. Kittels sprechen mit großer Wahrscheinlichkeit für eine Fortsetzung des Ausseer Salzlagers unter den Jurakalken des Sandlings bis zum Salzlager am Michel Hallbach, dessen Nordwestgrenze sich wieder jenem von Ischl stark nähern dürfte, wenn es nicht auch mit diesem selbst wieder zusammenhängt. Die nächsten Feldorte des Ischler und Ausseer Salzberges stehen 4 *km* voneinander ab, wobei aber der Ischler Erbstollen um 400 *m* tiefer liegt, als der tiefste Kaiser Franz-Stollen in Alt-Aussee. Eine Verbindung der beiden Salzberge durch einen Erbstollen setzt daher einen Schacht im Hinterhaupte des Ausseer Salzberges von obiger Tiefe voraus.

Dieser, der Ferweger-Schacht, ist bereits im Abteufen begriffen; vom 80. Meter an soll vorerst ein Sondierungsbohrloch bis auf das Niveau des Ischler Erbstollens, dessen Richtung genau dem Schachte zugeht, abgestoßen werden. Bei günstigen Aufschlüssen wird der Schacht fortgesetzt und aus dessen Sumpf der Gegenbau zum Erbstollen eingeleitet. Dieser selbst wird schon seit Jahresfrist weiter vorgetrieben und hat bisher meist reiches Haselgebirge erschlossen.

Ein zweites, aussichtsvolles Schurfterrain bot sich uns in der Umgebung des Hallstätter Salzberges, dessen Lager unter den Jurakalken des Plassens wahrscheinlich ebenso nach Westen zu gegen die Gosau fortsetzt, wie das Ausseer Lager gegen die Bad Ischler Seite.

Auf Grund geologischer Gutachten und Untersuchungen wurde zuerst das Gebiet der Klausalpe und des Lauterbaches südlich vom Salzberge abgeschürft, in der Hoffnung, dort ein vom Hauptlager abgetrenntes Salzflöz zu finden. Das ausgelaugte Haselgebirge liegt dort offen zutage; jahrelange Schürfungsarbeiten und zwei Versuchsbohrungen blieben jedoch fruchtlos, der anstehende, gipshaltige, blaue Letten wurde als Deckschicht erkannt und ist nichts als der zurückgebliebene Rest einer Erdrutschung vom Südabhange des Plassens her, wo das Hauptlager ausbeißt.

Unsere Schurftätigkeit wandte sich nunmehr der Gosauseite zu, um dort die aus verschiedenen Anzeichen vermutete südwestliche Fortsetzung des Hallstätter Salzlagers zu finden.

Das erste im Vorjahre auf zirka 105 *m* niedergebrachte Bohrloch stieß nach einer 20 *m* mächtigen Deckschicht von Glazialschutt auf etwas ausgelaugtes Haselgebirge, worauf bis zu 84 *m* Zlambachschiefer folgte. Dann kam bis 100 *m* wieder salzleeres Haselgebirge und zum Schluß Reichenhaller Kalk. Da das Bohrloch anscheinend die Südgrenze des Salzlagers angeschnitten hatte, wurde zirka 200 *m* weiter gegen Norden zu heuer ein zweites Bohrloch begonnen.

Dasselbe ist gegenwärtig im Betrieb und hat vorerst ausgelaugtes Haselgebirge mit Anhydrit, rotem Mergel und Kalk durchfahren.

Ein weiteres und vorläufig letztes Untersuchungsgebiet liegt in der Umgebung der Saline Hallein, deren Fortbestand zu sichern um so nötiger schien, als, wie ich bereits erwähnte, der dortige Salzberg zum größten Teile schon abgebaut ist. Salz kommt bei Hallein an mehreren Orten vor, ob in abbauwürdigen Mengen, ist fraglich. Am meisten Aussichten schien nach den bisherigen geologischen Untersuchungen noch das östlich von Golling gelegene Hochtal von Grubach zu bieten, in welchem das ausgelaugte Haselgebirge vielfach zutage tritt, zumeist aber von Roßfeldschichten und mächtigen Gipsbänken überlagert wird. Eine im Juni 1912 begonnene Tiefbohrung, die in

unmittelbarer Nähe des in großer Ausdehnung zutage tretenden Gipses in Roßfeldschichten, die wir Grund hatten, als geringmächtige Deckschicht zu betrachten, angesetzt wurde, hatte keinen Erfolg. Die jüngeren, mergeligen Kalke hielten während der ganzen Bohrung, d. i. auf 258 m, an, so daß die Unterteufung des Gipses durch die Neokomschichten an Wahrscheinlichkeit gewinnt. Es besteht die Absicht, nunmehr noch ein zweites Bohrloch im Gebiete des ausgelaugten Haselgebirges selbst anzulegen, um dessen Verhalten in größerer Tiefe kennen zu lernen.

#### Ausgestaltung des eigentlichen Betriebes.

Unsere heutige Soleerzeugung gründet sich auf die auslaugende Wirkung des Wassers in künstlich hergestellten unterirdischen Hohlräumen, den Sinkwerken; diese Art des Abbaues ist ebenso einfach als verlustbringend, man kann sie getrost als Raubbau bezeichnen. Das Salz wird eben vom Wasser nicht nur gelöst, wo es gelöst werden soll, d. i. an der Decke des Werkes, sondern auch an den Ulmen, diese erweitern sich und so entstehen entweder gefährliche Ausschneidungen oder es drohen Himmelsverbrüche, die zu einem vorzeitigen Verlassen des Laugwerkes zwingen. Bisweilen zieht sich das Wasser nach leicht löslichen Nebensalzen auch in die Tiefe und verursacht Soleausbrüche oder es wird der Ablaßdamm unhaltbar; kurz, nur wenige Laugwerker erreichen ihr Ziel und auch bei solchen vollends aufgesotteten Werken ist die Gesamtausbeute an Salz eigentlich recht bescheiden.

Man nimmt an, daß von dem im Abbaufelde enthaltenen Salze durchschnittlich nicht mehr wie 7% in Form von Sole gewonnen werden, alles übrige bleibt teils als verlorenes Mittel unverätzt, teils im Werksleiste vergraben zurück.

Der Kampf der Salzbergleute gegen die zerstörende Wirkung des Lösungswassers ist so alt, wie die Salzberge selbst. Jahrhundertlang kannte man nur die Lettendämme als wirksamstes Mittel gegen die Ausscheidungsgefahr in den Werker, doch waren sie sehr teuer und unzuverlässig. Erst in der jüngsten Zeit wurden wesentliche Verbesserungen eingeführt. Durch den Einbau großer gußeiserner Zuflußleitungen war es möglich, die Laugwerker rasch zu füllen und so den verderblichen Seitenwirkungen des Lösungswassers einigermaßen zu steuern. Andererseits wurde die Standfestigkeit der Dämme durch einen geringen Zusatz von Zement oder durch Anwendung von Solezement ganz bedeutend erhöht.

Trotzdem erlangen viele Werker auch jetzt noch eine bruchgefährliche Ausdehnung, schon lange bevor sie die volle Versudhöhe erreicht haben; in Hallstatt beispielsweise werden von 32 m Ätzmaß

durchschnittlich nur 13 m ausgenützt. Hier gab uns die Scherthanner-sche Schachtwässerung ein ausgezeichnetes Mittel an die Hand, sonst verlorene Gebirgsmittel auszugewinnen; ist ein Werk zu groß geworden, so wird auf dem satten Soleversatz durch geregelte Wasserführung über dem Himmel des Unterwerkes ein zweites, drittes und auch viertes Schachtwerk gebildet und auf diese Weise die ganze Etagenhöhe zunutze gebracht.

Leider ist die Schachtwässerung nicht auf allen Salzbergen anwendbar, da unter dem Drucke so großer Wassersäulen die Dämme nicht immer standhalten und auch das Gebirge selbst durchlässig wird.

Aber auch bei dieser Verlaugungsart bleiben noch große, un-abgebaute Felder zwischen den Laugwerken stehen, deren teilweise Ausnützung uns erst in der jüngsten Zeit mittels des Rieselverfahrens gelungen ist.

Läßt man in einem solchen Laugwerke über eine 4 bis 6 m hohe Haselgebirgswand durch Brausen fein zerstäubtes Wasser herabrieseln, so bildet sich satte oder halbsatte Sole, die sich im Werke selbst klärt und dort nach Bedarf aufgespeichert oder zur vollständigen Anreicherung in tiefer gelegene Werker eingeschlagen wird. Da auf allen Salzbergen alte Laugwerke bestehen, die aus mancherlei Ursachen für den Wässerungsbetrieb verloren sind und von diesen aus seitliche Grubenfelder mit oft sehr reichen Mitteln durch die Berieselung noch hereingewonnen werden können, hat das Verfahren in den vier Jahren seiner Anwendung immer größere Ausbreitung gefunden und im Vorjahre bereits 1,800.000 hl = 25% der gesamten Soleerzeugung geliefert.

Wie weit unter günstigen Umständen die Ausgewinnung des Haselgebirges durch das Rieselverfahren getrieben werden kann, zeigt das Dismas Herrisch-Werk am Alt-Ausseer Salzberge; dasselbe wurde zuerst als gewöhnliches Laugwerk aufgesotten und ergab eine Soleausbeute von . . . . . 445 000 hl  
Der hierauf eingeleitete Schachtwerksbetrieb, durch welchen das Werk bis unter das Gestänge aufgesotten werden konnte, ergab weitere . . . . . 635.000 hl

Die noch zurückgebliebenen seitlichen Mittel dieses Werkes werden seit dem Jahre 1908 durch Berieselung hereingewonnen und lieferten heute schon mehr als 2,000.000 hl Sole, also doppelt so viel, wie beim Laugwerksbetrieb überhaupt.

Natürlich arbeitet der Rieselbetrieb, der keines Vor- und Abbaues bedarf, auch weitaus billiger als das Laugverfahren.

Den Raubbau in unseren Salzbergen und die Gefahren des Lösungswassers beseitigt aber auch das Rieselverfahren nicht. Denn

auch hier entzieht sich das Wasser dem menschlichen Einflusse und Willen, sobald es als Lauge unter den tauben Rückstand versetzt und sich uns unbekannte, vielleicht gefährliche Wege in die Tiefe öffnet.

Eine vollkommen planmäßige und rationelle Ausgewinnung der Salzlager vermag meiner innersten Überzeugung nach nur der Trockenabbau in Kammern mit darauffolgender künstlicher Verlaugung des entsprechend zerkleinerten Haselgebirges zu erzielen.

Der Gedanke ist mehr als 60 Jahre alt und reicht auf den genialen Franz v. Schwind zurück; seine Ausführung scheiterte bisher an den großen technischen Schwierigkeiten und an den hohen Gesteungskosten der auf diese Art erzeugbaren Sole. Erst in jüngster Zeit sind zwei Vorschläge aufgetaucht, die das Problem in technischer und ökonomischer Hinsicht befriedigend zu lösen scheinen und deren praktische Erprobung vom Finanzministerium auch bereits genehmigt wurde.

Nach dem ersten Vorschlage wird das Haselgebirge in Kammern von 100 m Länge und 20 m Breite firstenstraßenmäßig abgebaut, einem zentral gelegenen Schachte zugeführt, gehoben und in einer Mühlenanlage auf etwa Erbsengröße zerkleinert. Sodann wird es unter Zuzusammensetzung von Wasser als Transport- und Lösungsmittel in einer geschlossenen Rohrleitung unter Druck in alte Werker oder schon abgebaute Kammern geleitet.

Die während des Transportes durch die Entsalzung des Haselgebirges gebildete Sole wird dort geklärt und durch den Damm abgelassen, während der rückbleibende Rest als Versatz dient, auf welchem der Firstenabbau weiter nach aufwärts fortgesetzt werden kann.

Der Vorschlag ist nichts anderes als eine Übertragung des Spülversatzverfahrens auf die Salzberge und dessen Anwendung zur Soleerzeugung. Versuche, die vor fünf Jahren in Hallein abgeführt wurden, haben die Durchführbarkeit dieser Methode auch tatsächlich bewiesen. Deren Einführung vorerst am Halleiner Salzberge ist im Zuge.

Ein zweiter Versuch der Trockenverlaugung wird derzeit am Ischler Salzberg abgeführt.

Dort handelt es sich vorerst darum, die bei der Werksausbrengung in großen Mengen abfallenden Hauberge mit Hilfe eines von Ingenieur Freygang in Hamburg patentierten Tonnenlaugapparates zu entsalzen. Dieser Apparat besteht aus einem schräg liegenden Gußeisenzylinder, in welchen eine Transportschnecke eingebaut ist. Das vorher zerkleinerte Haselgebirge wird mit dem Lösungswasser unter steter Bewegung innig vermengt; die entstandene trübe

Sole tritt am unteren Ende der Verlaugungstrommel aus einem gebogenen Auslaufstutzen kontinuierlich aus, während der taube Rückstand am höher gelegenen, vorderen Ende der Trommel in untergestellte Förderhunte entleert wird.

Die Anlage, deren Einbau nach befriedigendem Abschluß eines obertägigen kleinen Vorversuches schon im nächsten Jahre geplant ist, soll jährlich etwa 120.000 *hl* Sole liefern. Bei günstigen technischen und wirtschaftlichen Ergebnissen ist es indes nicht ausgeschlossen, das Verfahren in noch größerem Maßstabe für den Trockenabbau selbst in Anwendung zu bringen.

---

Vorsitzender: »Gestatten mir die Herren, daß ich dem Herrn Oberbergrat für seinen Vortrag bestens danke. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Das heutige Programm ist erschöpft, und ich erlaube mir, die Herren darauf aufmerksam zu machen, daß gleich jetzt, um 11 Uhr, hier im Saale die gemeinschaftliche Schlußversammlung stattfindet.«

(Schluß der Sitzung 11 Uhr vormittags.)

---

## **Sektion für Bergbau**

(im mittleren Vortragssaale).

**19. September 1912.**

Beginn der Sitzung: 9 Uhr.

Vorsitzender Hofrat F. Poech: »Meine Herren! Ich habe die Ehre, die Versammlung zu eröffnen.

Wir gelangen zur zweiten Serie der Vorträge.

Auf der Tagesordnung steht zunächst der Vortrag des Herrn Direktors Anton Haiek: »Die Vorteile der drehenden Bohrmethode bei Tiefbohrungen«.

Ich erteile Herrn Direktor Haiek das Wort.«

# Die Vorteile der drehenden Bohrmethode bei Tiefbohrungen.

Von

**Ingenieur Anton Haiek,**

Direktor der Österreichischen Bohr- und Schurfgesellschaft, Wien.

Es unterliegt wohl keinem Zweifel, daß das Tiefbohrwesen in Österreich durch den Kohlenbergbau bis vor kurzer Zeit weniger Beachtung gefunden hat, als wie in anderen Ländern, insbesondere in Deutschland. Der Grund hierfür ist ein sehr plausibler.

Während nach dem deutschen Berggesetz bereits seit vielen Jahrzehnten Bergwerkseigentum auf Grund von Bohraufschlüssen erworben werden konnte, ist dies in Österreich erst in der Berggesetznovelle vorgesehen. Es beschränkten sich deshalb bis vor kurzem die Bergbautreibenden darauf, die für eine Schachanlage erforderlichen Aufschlüsse durch Tiefbohrungen bewerkstelligen zu lassen, während die erwähnten gesetzlichen Bestimmungen in Deutschland insofern eine gewisse Rolle spielten, als es darauf ankam, gewisse Tiefen in möglichst kurzer Zeit zu erreichen, also bei Tiefbohrungen einen möglichst großen Bohrfortschritt zu erzielen. Mit Rücksicht auf die erwähnte Berggesetznovelle haben nun aber auch in Österreich die Tiefbohrungen für den Kohlenbergbau als solche erhöhte Bedeutung gefunden, was in der seit der ersten Vorlage der Berggesetznovelle zu konstatierenden größeren Bohrtätigkeit zum Ausdruck kommt. Auch bezüglich der Art des Bohrbetriebes liegen die Verhältnisse in Österreich nun ähnlich wie in Deutschland. Erstens wird von den Bohrungen im Vergleich zu früheren Zeiten die Erreichung weit größerer Tiefen verlangt und zweitens wird es — wenn auch aus anderen Gründen — auch in Österreich künftig von großer Bedeutung sein, die erforderlichen Teufen in möglichst kurzer Zeit zu erreichen.

Bevor ich Ihnen nun im nachstehenden über die zu diesem Zwecke zur Verfügung stehenden Bohrmethoden berichte, möchte ich

kurz noch erwähnen, daß ein wesentlicher Fortschritt in der Tiefbohrtechnik Mitte der neunziger Jahre des vorigen Jahrhunderts durch Einführung der Schnellschlagspülbohrung erzielt wurde. Diese wurde ziemlich gleichzeitig von einer Reihe von großen Bohrunternehmungen in Anwendung gebracht, bei uns in Österreich hat sich insbesondere Herr Ingenieur Albert Fauck sen. durch Einführung dieses Systems große Verdienste erworben. Da ich die detaillierte Kenntnis dieses Bohrsystems bei Ihnen, meine sehr geehrten Herren, voraussetze, kann ich von einer Besprechung desselben wohl absehen. Ich beschränke mich darauf, zu konstatieren, daß die Leistungsfähigkeit dieses Systems bei zunehmender Teufe wesentlich abnimmt. Die Erklärung hiefür ist eine einfache. Es vermindert sich bei zunehmender Teufe der Durchmesser des Bohrmeißels, respektive das Gewicht des Bohrgezähes und somit die Schlagkraft und der Effekt der einzelnen Stöße, deren Anzahl hiebei auch eine Verminderung erfährt. Ein weiterer Nachteil des Systems ist die Zunahme der Gesteingebrüche bei großer Teufe. Diese Nachteile des Stoßbohrens hat man in Deutschland durch Anwendung jener Drehbohrmethode mit Erfolg behoben, die man kurz als Diamantbohrung bezeichnet, da bis vor kurzem als Bohrkronen nur die Diamantkronen in Verwendung kamen. Die Vorteile dieses drehenden Kernbohrers sind einleuchtend.

Durch lückenlose Bohrproben in Form von Kernen wird ein vollständiges Bild der durchbohrten Gebirgsschichten in der ursprünglichen Beschaffenheit bei gleichzeitig großem Bohrfortschritt, auch in großer Tiefe und kleinem Bohrlochdurchmesser erhalten. Die Ausbalancierung des Gesteingewichtes in Verbindung mit der Nachlaßvorrichtung des Gesteinges ist derart vollkommen ausgebildet, daß der Bohrmeister jede auch noch so geringfügige Veränderung im Gestein sofort bemerkt. Infolge der verhältnismäßig ruhigen Beanspruchung der schleifend wirkenden Bohrkronen sind Gesteingebrüche nahezu ausgeschlossen.

Während nun in Deutschland die Überlegenheit der Diamantbohrung als eine feststehende Tatsache allseits bekannt ist, ist man derselben in Österreich, angeblich wegen der Verschiedenheit der Gebirgsschichten gegenüber deutschen Verhältnissen, mit großem Mißtrauen entgegengekommen. Daß dieses Mißtrauen durchaus nicht nur unbegründet ist, vielmehr die vorerwähnten Vorteile des Diamantbohrsystems auch für Österreich vollauf Anwendung finden, ist durch eine Reihe von in Österreich, und zwar von der Österreichischen Bohr- und Schurfgesellschaft niedergebrachten Bohrungen bewiesen worden.

Die erste Bohrung, bei der wir die Diamantbohrung anwenden mußten, war eine Bohrung in Mähren, bei welcher wir eine Tiefe von 800 m. garantiert hatten. Nachdem jedoch bei dieser Tiefe der

gewünschte Aufschluß nicht erzielt war und der Auftraggeber noch mehrere hundert Meter weiterbohren wollte, mit Meißelbohrung jedoch infolge des geringen Durchmessers nur noch geringe Leistungen mehr erzielt werden konnten, ist die Bohrung mit Diamantbohrung fortgesetzt und bis 1050 *m* Tiefe geführt worden. Bei einer anderen Bohrung wurden bis 1043 *m* Tiefe insgesamt 326 *m* mit Diamantbohrung abgebohrt, davon fast ohne Unterbrechung von 657 bis 914 *m*, das sind 257 *m* in 42 Tagen, also mit einer Durchschnittstagesleistung von 6·12 *m*. Mittels Stoßbohrung konnte nur ein Viertel dieser Leistung erzielt werden. Der Aufschluß eines großen Freischurfkomplexes in Schlesien, bei welchem die Überlagerung eine Teufe von zirka 800 *m* hatte, war ebenfalls nur mit Diamantbohrung möglich. In diesem Reviere wurden insgesamt drei Bohrungen, und zwar auf 1270 *m*, niedergebracht, wobei ab 1100 *m* mittels Diamantkrone gebohrt wurde. Die Monatsleistung erreichte bei dieser großen Tiefe noch 160 *m*. Durch die erbohrten Gesteinskerne war es ein Leichtes, die einzelnen Flöze der Bohrungen zu identifizieren.

Als größter, dem Diamantbohrsystem anhaftender Mangel werden seitens seiner unbegreiflicher Weise auch heute noch bestehenden Gegner die Kosten der Diamantverluste angeführt. Es ist eine nicht zu bestreitende Tatsache, daß diese Kosten zum Teil sehr erheblich werden können, doch kann dies jedoch keinesfalls als spezifisch für österreichische Verhältnisse bezeichnet werden. Große Verluste, respektive hohe Kosten der Diamantbohrung werden vielmehr überall da entstehen, wo man gezwungen ist, auch Konglomerate, quarzitische Sandsteine und ähnliche Schichten mit Diamantkrone zu durchbohren. Es ist jedoch absolut unrichtig, daß im normalen Kohlengebirge besonders hohe Diamantverluste entstehen.

Meine Gesellschaft hat bis jetzt insgesamt rund 1500 *m* im Karbon mit Diamantkrone abgebohrt und der durchschnittliche Diamantverlust beträgt rund *K* 28·40 pro abgebohrtem Meter. Berücksichtigt man auf der anderen Seite die erheblich großen Bohrfortschritte (5 bis 10 *m* pro Tag gegenüber dem, wenn überhaupt noch anwendbaren Meißelbohrbetrieb, für den die Auftraggeber in der Regel nicht zum Meterpreise, sondern zum Regiepreise arbeiten lassen müssen), so unterliegt es keinem Zweifel, daß die genannten Kosten bei richtiger Beurteilung niemals ein Hindernis für die Wahl dieses Bohrsystems bilden können.

Indes hat die Notwendigkeit, in größeren Tiefen auch härtere Schichten zu durchbohren, durch welche ganz erhebliche Diamantverluste entstehen würden (so sind beispielsweise in Lothringen, wo im Karbon Konglomerate eingelagert waren, eine Reihe von großen Bohrungen durchgeführt worden, für welche Diamantverluste bis *Mk.* 1800 pro Meter aufgelaufen sind), die Bohrtechnik veranlaßt, bei Bei-

behaltung der drehenden Bohrmethode als solche, die Diamanten durch anderes Material zu ersetzen, und es ist auf Grund ursprünglich in Amerika vorgenommener Versuche gelungen, mit großem Erfolge Stahlschrot an Stelle der Diamanten zu verwenden, der allerdings nicht in die Krone eingesetzt, sondern mit dieser lose auf die Bohrlochsohle gebracht wird. Die Stahlschrotkörner werden hiebei in eine schnell wirbelnde Bewegung versetzt und fräsen dadurch das Gebirge im Kreisschnitte an, wobei Kerne stehen bleiben, vollständig gleichwertig jenen mit Diamantkrone erbohrten. Mit dieser sogenannten Schrotbohrung werden die härtesten Gesteine ohne irgendwelche Mehrkosten mit bedeutend größerem Erfolge durchbohrt, als mit Bohrmeißel. Auch diese Bohrmethode haben wir erfolgreich bereits in Österreich angewendet.

Bei einer Bohrung im Vorlande der Beskiden war das Gebirge teils durch Gebirgsfaltung, teils durch die Nähe eines Teschenitaufluges sehr gehärtet. Es wurde meistens quarzitischer Sandstein durchbohrt, und zwar von härtester Beschaffenheit. In diesem Sandstein- und ähnlichem harten Gebirge bohrten wir ab 1000 *m* fortlaufend zirka 200 *m* mittels Schrotbohrung und erzielten hiebei eine Tagesdurchschnittsleistung von 3 *m*, während Versuche mit Meißel, trotz aller Anstrengung, nur Leistungen von höchstens 1 *m* ergaben.

Eine andere Bohrung war in einer Verwerfung angesetzt, infolge welcher die sämtlichen Gesteine des Karbons, wie Sandstein und Sandschiefer, ebenfalls sehr gehärtet und dazu zerklüftet und gespalten waren. Hier gelangte ab 700 *m* Tiefe die Schrotbohrung in Verwendung und wurden fortlaufend 270 *m* mit einer Durchschnittstagesleistung von zirka 5 *m* abgebohrt, während der Bohrmeißel in diesem scharfen Gebirge wegen starker Abnutzung und darauffolgenden Nachbohrens des Bohrloches nur langsam vorwärts kam, wenn der beständig auftretende Nachfall einen Fortschritt überhaupt zuließ.

Ergänzend möchte ich bemerken, daß die Schrotbohrung nur in sehr hartem Gestein in Verwendung genommen werden kann, da bei milderem Gestein, insbesondere im normalen Kohlengebirge, der Stahlschrot in das Gebirge eingedrückt wird und daher ohne Wirkung bleibt.

Die Fundeskonstatierung bei Kohlenbohrung kann sowohl mit Meißel- als auch mit Diamantbohrung mit größter Genauigkeit ausgeführt werden. In Deutschland wird bei Fundeskonstatierung nahezu durchgehends die Diamantbohrung verwendet und es wurden auch bei unseren Bohrungen im mährisch-schlesischen Kohlenreviere, insbesondere in größeren Tiefen, behördliche Fundesabnahmen mittels Diamantkrone durchgeführt.

Nicht unerwähnt will ich lassen, daß im allgemeinen eine Kerngewinnung in Kohle sich nicht garantieren läßt, da die wenigsten Steinkohlenqualitäten sich zur Gewinnung von Kernen eignen. Ist dies aber der Fall, und der ist nicht gar so selten, so können derartige Kerne, von denen ich Ihnen hier einige vorlege, selbstredend nur mit Diamantkrone und niemals mit stoßendem Meißel gewonnen werden. Von großer Wichtigkeit für die Erkenntnis der genauen Lagerung der Kohle ist die Diamantbohrung aus dem Grunde, weil man aus den im Hangenden und Liegenden gewonnenen Kernen unfehlbare Aufschlüsse auf das Einfallen erhält.

Aus dem Vorgesagten wollen Sie, meine sehr geehrten Herren, wohl als bewiesen und feststehend den Schluß ziehen, daß insbesondere für die größeren Tiefen ein rascher und verlässlicher Aufschluß durch das Meißelspülbohren allein nicht erreicht werden kann, sich vielmehr ein solcher nur in Kombination in dreinender Kernbohrung, sei es nun mit Diamant- oder Schrotkrone, erzielen läßt. Des weiteren, daß dieses kombinierte System unter Berücksichtigung aller Momente, insbesondere bei richtiger Auswahl der in Verwendung zu nehmenden Bohrmethode, auch in bezug auf den Kostenpunkt, dem reinen Meißelspülbohrverfahren als solches zweifellos überlegen ist.

Zum Schlusse möchte ich Ihre Aufmerksamkeit noch auf eine Bohrvorrichtung lenken, welche speziell für den Braunkohlenbergbau große Bedeutung hat. Auch hier ist die Kerngewinnung von großer Wichtigkeit, da insbesondere in das Flöz eingelagerte Lettenschichten mittels Meißelbohrung, wenn überhaupt, so nur sehr ungenau, konstatiert werden können. Man war daher bemüht, für derartige Bohrungen einen Apparat zu finden, der eine vollständige Kerngewinnung gestattet. Nach vielen Versuchen hat sich hiezu der sogenannte Doppelkernrohrapparat nach jeder Richtung hin erfolgreich erwiesen. Derselbe besteht im wesentlichen aus der Rotationsvorrichtung, der Diamantbohrereinrichtung, bei welcher in das normale Kernrohr ein zweites mit Kugellagerung eingebaut ist. Infolgedessen bewegt sich das innere Kernrohr nicht mit und bewahrt den Kern nicht allein vor Zertrümmerung, sondern auch vor der Einwirkung der Spülung. Mit diesem Apparate haben wir in Österreich vorzügliche Erfolge erzielt. So haben wir z. B. in dem Freischurfgebiete Zillingdorf mit diesem Apparat gebohrt und dabei fast durchgehends 100% Kern erhalten, d. h. das ganze Profil ist in zusammenhängenden Kernen gewonnen worden.

Vorsitzender: »Meine Herren! Zum Worte hat sich Herr Bergdirektor Julius Noth gemeldet. Ich erteile ihm dasselbe.«

Bergdirektor Julius Noth (Barwinek): »So sehr ich die Vorteile der Diamantbohrung anerkenne, so liegt der Grund, warum sie sich in Österreich nicht einbürgern konnte, bisher nicht sowohl in der Härte des zu bohrenden Gesteins, sondern vielmehr in der Haltung. Wir haben namentlich im Karpathenflysch derartige Wechsellagerungen von sehr hartem Karpathensandstein und Schieferton, daß alle Versuche, die wir bisher mit Diamantbohrung vornahmen, gänzlich versagt haben. (Bergrat Bauer: Wer sind »wir«?) Wir in Galizien. Und bekanntlich werden in Galizien auf Petroleum die meisten Schürfungen und Bohrungen in Österreich durchgeführt. Wir sind deswegen von der Diamantbohrung abgekommen und sind wieder zur einfachen Oehnhausenschen Stoßbohrung zurückgekehrt, hauptsächlich aus dem Grunde, weil die Durchmesser, die wir dann bei größeren Tiefen erzielten, größere waren als mit der Diamantbohrung und es ist durchaus nicht gleichgültig, daß wir bei größeren Tiefen noch einen größeren Enddurchmesser aufweisen, denn die Menge des Petroleums richtet sich auch nach der Größe des Enddurchmessers.

Bezüglich der Kosten, von denen der Herr Vorredner sprach, ist es nicht zu bezweifeln, daß wenigstens bisher und solange nicht mehrere Bohrungen eingeführt sind, die Kosten beim Diamantbohren bedeutend größer sind als beim einfachen Stoßbohren. Einen wesentlichen Fortschritt hat natürlich das Fauksche System für uns.«

Direktor Anton Haiek: »Ich möchte nur dem Herrn Vorredner gegenüber erwähnen, daß man wahrscheinlich in Galizien noch keine Versuche mit Schrotbohrung gemacht hat. Wenn Sie sich nicht entschließen können, mit Diamantkrone mit großem Durchmesser zu arbeiten, können Sie jetzt vielleicht Versuche mit Schrotbohrung machen. Da haben Sie keine großen Verluste und werden jedenfalls Erfolg haben, in der Sandsteinzone der Karpathen weiterzukommen. Was die Kosten der Drehbohrung betrifft, werden diese gewiß niedrigere sein in größeren Teufen; denn wenn sie im Regiepreise, wie es gewöhnlich üblich ist, die Bohrung über 1000 m fortsetzen, werden Sie mit dem Meißel so geringe Leistungen erzielen und wird der Meter so hoch kommen, daß Sie gewiß im Nachteile gegenüber der Drehbohrung sind. Das ist nur ein Rechenexempel. Sie brauchen zu 100 m Bohrung in Regie mit dem Meißel 3 Monate und diese 100 m können Sie mit Drehbohrung in 14 Tagen erzielen und dabei viel billiger wie mit der Meißelbohrung.«

Bergdirektor Julius Noth: »Ich schätze hauptsächlich den Wert der Diamantbohrung für diejenigen Bohrungen in Galizien — und das sind nicht nur Hunderte, sondern Tausende — welche bei über

1000 m stecken geblieben sind. Es ist aber durchaus nicht ausgeschlossen, daß in der Tiefe gerade die Eozänenschichten, die wir noch nicht erreicht haben, ölfreich sind. Dann hat die Diamantbohrung eine große Zukunft; denn man wird die Fortsetzung der stecken-gebliebenen Bohrung dann mit Ihrem System durchführen.«<sup>1)</sup>

Vorsitzender: »Die Ausführungen waren jedenfalls sehr interessant. Ich möchte mir nur die kurze Bemerkung gestatten, daß ich den Ausführungen des Herrn Bergdirektors Noth für gewisse Gesteine nicht beipflichten kann.

Wir haben gerade in letzter Zeit in Bosnien in den dortigen Mergeln und Schiefertönen sowohl mit Diamant wie mit Schrot gebohrt. Der Erfolg war minimal. Diamant und Schrot hat nicht gewirkt. In manchen Fällen mußten wir wieder zum Stoßbohren übergehen. Es wäre gewiß ein Fortschritt, wenn man eine Krone von solcher Härte des Stahles finden könnte, mit der man in mittlerem oder weichem Gestein, für welches sich die Diamantbohrung nicht eignet, vorwärts kommen könnte. Es ist bekanntlich in der Maschinenindustrie bei der Appretur von Stahlgegenständen gelungen, heute Spezialstähle zu erzeugen, sogenannte Rapidstähle, welche nicht bloß mit großer Geschwindigkeit arbeiten, sondern auch außerordentlich widerstandsfähig sind. Sollte es also nicht auch gelingen — und das wäre Sache der Stahlleute, der Böhler, der Poldileute usw. — Stähle herzustellen, damit man in mittelhartem Gestein größere Fortschritte erzielt? Vielleicht könnte irgendein Herr, der sich für Stähle interessiert, in der Richtung Versuche machen.«

Generaldirektor Bauer: »Herr Hofrat, ich bitte, ich habe das letzte nicht ganz verstanden; denn in den Fällen, wo weder Diamant noch Schrotkrone wirken, muß doch der Meißel wirken. Da hat man die Krone nicht notwendig.«

Vorsitzender: »Wir haben mit dem Meißel weiter gebohrt und Erfolge erzielt, aber zum Vorteile der Kerngewinnung wäre es wünschenswert, in solchem Gesteine auch rotierend bohren zu können.«

Generaldirektor Bauer: »Ich meine, der Vorteil des rotierenden Bohrens ist nur der, dort Fortschritte zu erzielen, wo der Meißel infolge der Härte des Gesteines keine Fortschritte erzielt. In dem Momente, wo der Meißel ohnedies Fortschritte erzielt, ist kein Grund vorhanden, nach der Krone überhaupt zu greifen.«

Vorsitzender: »Insoferne doch, daß man das Gestein besser übersieht, während man beim Stoßbohren nur teilweise Kerne erhält.«

---

<sup>1)</sup> Vorerst müßte aber das Verbot der Spülbohrung bei Petroleumbohrungen in Galizien aufgehoben werden, denn nur mit dieser ist Diamant- und Schrotbohrung möglich.

Generaldirektor Bauer: »Das hat Herr Ingenieur Haiek erwähnt. Solange die weichen Schichten anhalten, können Sie mit dem Doppelkernrohr Kerne in weichen Schichten gewinnen. Ich meine, die fallweise Anwendung hängt von der Wechsellagerung der Schichten ab; aber solange weiche Schichten anhalten, können Sie mit dem Doppelkernrohr Kerne in weichen Schichten gewinnen. Nach meinem Dafürhalten hat die Stahlerzeugung mit der Lösung der Frage nichts zu tun.«

Vorsitzender: »Doch insoferne, als sie in gewissen Fällen den Diamant ersetzt.«

Generaldirektor Bauer: »Das tut sie bereits mit dem Doppelkernrohr. Das Material, um in Schichten vorzudringen, ist heute für alle Gesteine vorhanden. Infolgedessen möchte ich sagen, liegt die Aufgabe für die Stahlerzeugung absolut nicht hier.«

Vorsitzender: »Ich will nicht in Zweifel ziehen, daß die Bohrtechnik alle diese Fragen löst, hätte aber geglaubt, daß die Stahlkrone auch gute Dienste leisten könnte.

Wenn niemand mehr das Wort wünscht (nach einer Pause), dann habe ich Herrn Ingenieur Haiek bestens für die ausgezeichneten Ausführungen zu danken. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Wir schreiten zum nächsten Punkt: Vortrag des Herrn Ingenieur Josef Schöngut (Wien) »Wirtschaftliche Betrachtung über die Erzeugung von Elektrizität auf Kohlengruben.«

# Wirtschaftliche Betrachtungen über die Erzeugung von Elektrizität auf Kohlengruben.

Von

**Josef Schöngut,**

behördlich autorisierter Zivilingenieur in Wien.

Vor Jahresfrist wurde anlässlich des Waggonmangels in den Tagesblättern der Vorschlag gemacht, anstatt der Erweiterung der Geleisanlagen der Nordbahn im Ostrauer Kohlenrevier große elektrische Zentralstationen auf den Gruben einzurichten und die Kohle in Form von elektrischer Energie nach Wien zu leiten.

Auf diese Weise würde nicht nur eine Entlastung der Nordbahn eintreten, es würde auch eine Vermehrung der Fahrbetriebsmittel entfallen sowie eine Unabhängigkeit der Energieerzeugung im Falle eines Streiks der Transportarbeiter erzielt werden.

Diese Frage hat auch große Bedeutung für die Bahnverwaltung, welche im Falle der Ausführung des Projektes eine Beeinträchtigung ihres normalen Verkehrszuwachses zu befürchten hätte.

Nachstehende Studie bezweckt, festzustellen, inwieweit die Übertragung von elektrischer Energie aus dem Ostrauer Kohlenrevier nach Wien möglich ist und wie sich die Frachtkosten der Kohle zu den Übertragungskosten der Elektrizität verhalten.

Es werden folgende Annahmen zugrunde gelegt:

Die Entfernung des Ostrauer Kohlenrevieres von Wien beträgt 270 km.

Unter den heutigen Verhältnissen ist es nicht zweckmäßig, eine Kraftanlage sowie eine Leitungsanlage mit mehr als 100.000 Kilowatt Maximalleistung herzustellen.

Es wurde daher diese Leistung angenommen. Bei größerem Kraftbedarfe müßten mehrere voneinander unabhängige Kraftwerke und Leitungen gebaut werden.

Die größten gegenwärtig in Verwendung befindlichen Dampf-dynamos haben eine normale Leistung von 20.000 Kilowatt. Die Zentrale soll mit fünf solchen Aggregaten ausgestattet werden.

Es ist ferner angenommen, daß die ganze erzeugte elektrische Energie nach Wien geleitet wird und unterwegs keinerlei Kraftentnahmen vorgenommen werden.

Der Frachtsatz für die Kohle von Ostrau Montanbahn bis Wien Städtische Elektrizitätswerke beträgt 87 *h* pro Meterzentner.

Bei der durchschnittlichen Jahresbelastung werden für die Erzeugung von 1 Kilowattstunde 6000 Kalorien brutto erforderlich sein. Zur Verwendung sollen minderwertige Sorten Ostrauer Kohle von 6000 Kalorien Heizwert gelangen und die Rechnung soll für einen Kohlenpreis loco Elektrizitätswerke von *K* 1, 1·20 und 1·40 pro Meterzentner durchgeführt werden.

Es sollen zunächst die Anlagekosten detailliert werden, ferner die Erzeugungskosten der elektrischen Energie und die Kosten ihrer Übertragung unter Berücksichtigung des verschiedenen Kohlenpreises sowie eines durchschnittlichen Jahresverlustes von 20% der Energie, und endlich die Frachtkosten der Kohle, welche erwachsen würden, wenn die Kohle zur Energieerzeugung nach Wien verfrachtet wird.

Die Energieverluste verteilen sich auf 16% in den Leitungen und je 2% für das Auf- und Abtransformieren. Die Übertragungsspannung wird mit 125.000 Volt angenommen, die Zentralenspannung mit 10.000 Volt und die Konsumspannungen mit 500 bis 5000 Volt.

### I. Anlagekosten.

#### a) Kraftzentrale:

	Kronen
5 Dampfturbinendynamos à 20.000 Kilowatt . . . . .	6,000.000
5 Erregerdampfmaschinen . . . . .	150.000
Kesselanlage 25.000 m <sup>2</sup> . . . . .	2,500.000
Wasserbeschaffung und Rückkühlanlage . . . . .	500.000
Rohrleitungen . . . . .	800.000
Kohlenlageranlage und Kesselbekohlung . . . . .	1,250.000
Schaltanlage . . . . .	1,000.000
Zusammen	<u>12,200.000</u>

Grundstück 10.000 m<sup>2</sup>,

Baulichkeiten 2000 m<sup>2</sup>, Fundamente

Kanzleien, Arbeiterwohnhäuser, Bahnanschluß . . . . . 2,800.000

Summe a) . 15,000.000

oder pro Kilowatt *K* 150.

#### b) Leitungsanlage:

270 km Fernleitung:

a) Leitungskupfer . . . . .	<u><i>K</i> 4,000.000</u>	
b) Maste, Isolatoren, Grundstückserwerb . . . . .	<u><i>K</i> 4,000.000</u>	8,000.000
Transformatoren 180.000 Kilowatt . . . . .		4,500.000
Blitzschutz, Schaltstationen, Wächterhäuser . . . . .		<u>1,500.000</u>
Summe b)		14,000.000

## II. Erzeugungskosten der elektrischen Energie.

Die Rechnung wurde durchgeführt je nach Inanspruchnahme der Zentralen und Leitungen, und zwar für einen Belastungsfaktor von:

$$\begin{aligned} 34\% &= 3000 \text{ Stunden,} & 40\% &= 3500 \text{ Stunden,} \\ 50\% &= 4400 \text{ »} & 60\% &= 5250 \text{ »} \end{aligned}$$

der jährlichen Kapazität.

Hiebei bemerke ich, daß die städtischen Elektrizitätswerke in Wien im vergangenen Jahre, trotzdem sie zum großen Teil Lichtstrom abgeben, eine jährliche Ausnützung von 34% ergeben haben, während industrielle Zentralen Belastungsfaktoren von 50 bis 55% haben; je größer die Zentrale, desto größer der Belastungsfaktor.

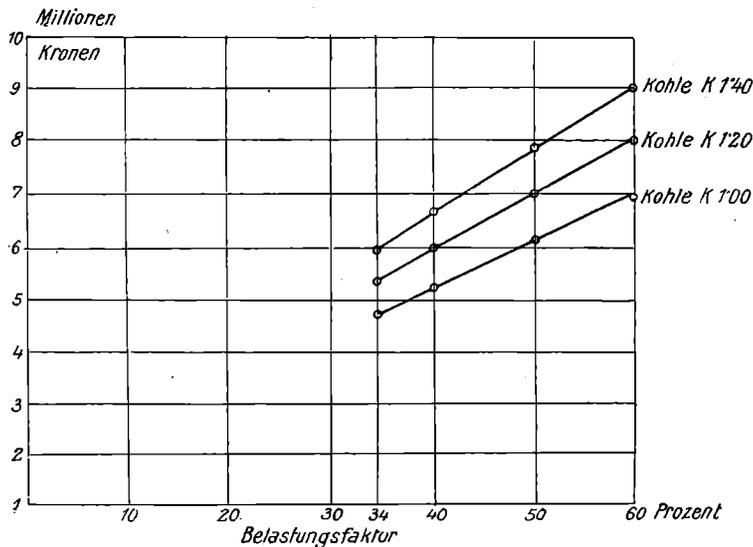


Abb. 1.  
Erzeugungskosten in der Zentrale in Mährisch-Ostau.

Den erwähnten Leistungsfaktoren entsprechen jährliche Erzeugungen von:

300,000.000, 350,000.000, 440,000.000, 525,000.000 Kilowattstunden.

Die fixen Kosten der Erzeugung, welche unabhängig von der Größe der Erzeugung sind, betragen:

	Kronen
Zinsen: 5% von K 15,000.000 . . . . .	= 750.000
Amortisation: 2% von K 2,800.000 . . . . .	= 60.000
5% » K 12,200.000 . . . . .	= 610.000
Reparaturen, Schmier- und Putzmaterial: 1% von K 15,000.000 . . . . .	= 150.000
Bedienungspersonal und Verwaltungskosten . . . . .	150.000
	1,720.000

das ist pro Kilowatt K 17'2.

Variable Kosten sind nur die Kohlenkosten und diese wurden für die verschiedenen Belastungsfaktoren und Kohlenpreise in nachstehender Tabelle eingetragen.

Kohlenpreis	Bei einem Belastungsfaktor von			
	34 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	50 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
in Kronen				
1'00	3 000.000	3,500.000	4,400.000	5,250.000
1'20	3,600.000	4,200.000	5,280.000	6,300.000
1'40	4,200.000	4,900.000	6,150.000	7,350.000

Dementsprechend ergeben sich die gesamten Energiekosten der Zentrale pro Jahr:

Kohlenpreis	Bei einem Belastungsfaktor von			
	34 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	50 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
in Kronen				
1'00	4,720.000	5,220.000	6,120.000	6,970.000
1'20	5,320.000	5,920.000	7,000.000	8,020.000
1'40	5,920.000	6,620.000	7,870.000	9,070.000

Diese Ergebnisse sind in Abb. 1 eingetragen.

Aus diesen Ziffern errechnen sich die Kosten für die erzeugte Kilowattstunde in Hellern:

Kohlenpreis	Bei einem Belastungsfaktor von			
	34 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	50 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
Kronen	in Hellern			
1'00	1'57	1'40	1'39	1'33
1'20	1'78	1'69	1'58	1'53
1'40	1'97	1'88	1'78	1'73

Diese Ziffern sind in nachstehender Abb. 2 eingetragen:

### III. Übertragungskosten.

Die fixen Kosten, welche unabhängig von der Belastung sind, betragen:

	Kronen
Zinsen: 5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> von K 14,000.000 . . . . .	= 700.000
Amortisation: 5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> von K 10,000.000 . . . . .	= 500.000
2 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> » K 4,000.000 (Kupfer unter Be-	
rücksichtigung des Altmaterialwertes) . . . . .	= 80.000
Reparaturen: 1 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> von K 14,000.000 . . . . .	= 140.000
Bedienungspersonal . . . . .	70.000
Summe	. 1,490.000

Hiezu sind zu rechnen 20% Energieverluste bei der Übertragung; dieselben sind unter Berücksichtigung des Belastungsfaktors und der Kohlenpreise:

Kohlenpreis	Bei einem Belastungsfaktor von			
	34%	40%	50%	60%
in Kronen				
1'00	940.000	1,050.000	1,250.000	1,440.000
1'20	1,070.000	1,190.000	1,390.000	1,540.000
1'40	1,180.000	1,320.000	1,590.000	1,760.000

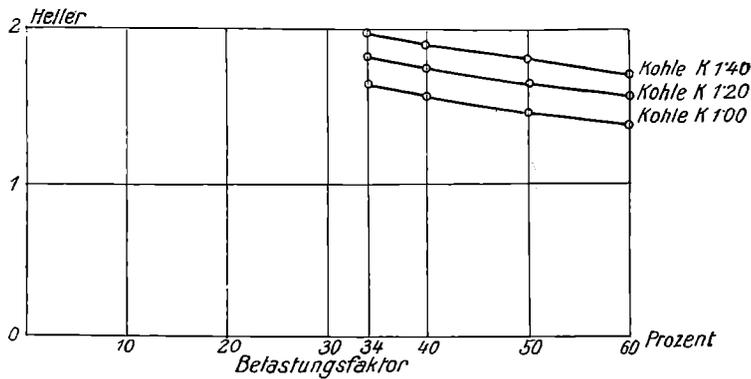


Abb. 2.

Kosten pro Kilowattstunde am Schaltbrett.

Daher sind die gesamten Jahreskosten der Übertragung:

Kohlenpreis	Bei einem Belastungsfaktor von			
	34%	40%	50%	60%
in Kronen				
1'00	2,430.000	2,540.000	2,740.000	2,930.000
1'20	2,560.000	2,680.000	2,880.000	3,090.000
1'40	2,670.000	2,810.000	3,080.000	3,310.000

Diese Werte sind in nachstehender Abb. 3 eingetragen.

#### IV. Frachtkosten.

Unter Berücksichtigung des Übertragungsverlustes sind in Wien bei den verschiedenen Belastungsfaktoren disponibel:

240,000.000, 280,000.000, 352,000.000, 420,000.000 Kilowattstunden.

Es sei angenommen, daß für die Erzeugung in Wien ebenfalls — wie oben — für 1 Kilowattstunde 1 kg Kohle gebraucht wird und

ist noch zu berücksichtigen, daß für die verschiedenen Konsumspannungen Transformationsverluste von ungefähr 2%, sowie für den Transport und die Lagerung der Kohle ein Manko und eine Qualitätsverminderung von 3% eintreten wird, so daß im ganzen 5% mehr Kohle benötigt wird als auf der Grubenzentrale.

Dementsprechend sind an Kohle erforderlich:

2,520.000 q, 2,940.000 q, 3,700.000 q, 4,410.000 q.

Bei einem Frachtsatz von 87 h sind daher die Kosten:

K 2,200.000, 2,550.000, 3,220.000, 3,850.000.

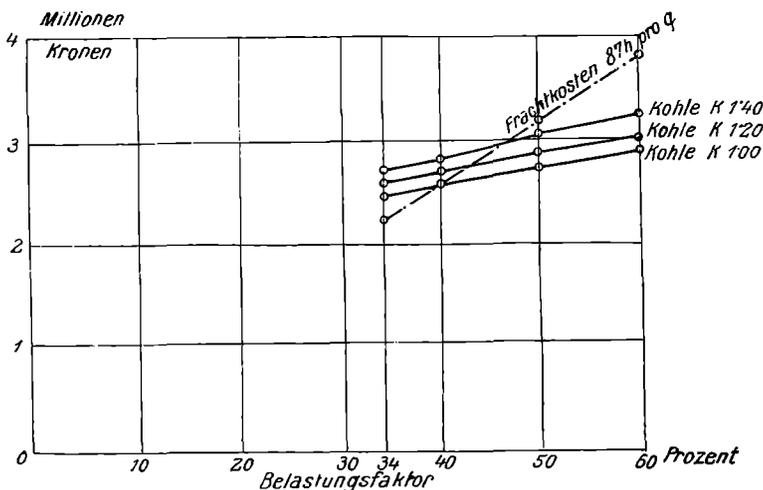


Abb. 3.

Übertragungskosten und Frachtkosten.

Die Ziffern wurden gleichfalls in Abb. 3 eingetragen, so daß aus diesem Schaubild genau zu ersehen ist, bei welchem Kohlenpreis und bei welchem Belastungsfaktor die Frachtkosten sich höher, respektive niedriger stellen als die Kosten der elektrischen Übertragung.

Bezüglich der Frage, welchen Einfluß die Krafterzeugung auf die Verkehrsentwicklung der Nordbahn nehmen würde, ist zu bemerken:

Bei einem Belastungsfaktor von 60%, welcher für eine Versorgung von Industriegebieten als günstig zu bezeichnen ist, beträgt der Kohlenverbrauch demnach 4,400.000 q pro Jahr, d. i. pro Tag 1460 t oder, wenn angenommen wird, daß ein Kohlenzug 1000 t schleppt, entspricht dies 1½ Zügen.

Gegenwärtig kommen täglich 35 Züge in der Richtung Wien, woraus sich ergibt, daß eine nennenswerte Entlastung der Nordbahn auch dann nicht eintreten wird, wenn zwei oder drei Zentralen von je 100.000 Kilowatt Leistung im Ostrauer Revier gebaut werden.

Die Herstellung einer Leitungsanlage von 270 *km* mit 125.000 Volt Übertragungsspannung bietet keinerlei technische Schwierigkeiten und es sind solche Anlagen in Amerika schon auf eine Länge von 600 *km* in jahrelangem Betrieb.

Die Rechnung zeigt auch, zu welchem außerordentlich niedrigem Preis man imstande ist, in großen Zentralen und durch Vermeidung der Transportkosten der Kohle die elektrische Energie zu erzeugen.

Die Erzeugungskosten der elektrischen Energie in großen Grubenzentralen sind so niedrig, daß nur die billigst auszubauenden Wasserkräfte imstande sind, in Konkurrenz zu treten.

Die Kosten pro Kilowatt-Jahr ergeben sich, wie folgt:

	Kronen
Aus obiger Rechnung sind unter Berücksichtigung einer 5%igen Verzinsung des Anlagekapitals die fixen Kosten . . .	17·20
pro Kilowatt und Jahr.	

Würde man sich damit nicht begnügen, sondern eine 10%ige Verzinsung des Kapitals verlangen und ferner 2½% für Steuern und Verkaufsspesen noch hinzurechnen, so ergibt dies bei Anlagekosten von <i>K</i> 150 pro Kilowatt weitere . . .	11·25
hieszu die Kohlenkosten bei <i>K</i> 1 pro Meterzentner und 8760 Stunden.	. . . = 87·60
daher zusammen	. . . 116·05

Es gibt wenig Wasserkraftanlagen, welche so billigen Strom abgeben.

Diese außerordentlich billigen Erzeugungskosten der elektrischen Energie in Grubenzentralen eröffnen ganz neue Ausblicke für die Verwendung der Elektrizität.

Während im letzten Dezennium die Elektrizitätserzeugung von Fabriken und Blockzentralen sich nach den städtischen Zentralanlagen konzentrierte, werden in Zukunft sich diese Zentralen auf die Kohlenreviere zurückziehen.

Diese Entwicklung hat bereits begonnen. Die Zeit ist nicht mehr fern, wo die Städte außer durch Schienenstränge noch durch elektrische Leitungen mit den Kohlenrevieren verbunden sein werden, auf welchen die Kohle in veredelter Form als Elektrizität nach den Konsumstellen transportiert wird.

Vorsitzender: »Der große Beifall, der sich kundgegeben hat, hat gezeigt, welch außerordentlich aktuelles Thema behandelt worden ist und welche weite Perspektiven sich für die Zukunft eröffnen. Wir sind dem Herrn Ingenieur sehr dankbar dafür, daß er uns auch in Ziffern dargelegt hat, welche Vorteile dabei gegeben sind. (Lebhafter Beifall.)

Es folgt nun der Vortrag des Herrn Konsulenten Dr. Peter Löffler (Wien): »Entwicklung und Stand der modernen Sprengstoffindustrie«.

# Entwicklung und Stand der modernen Sprengstoffindustrie.

Von

**Dr. Peter Loeffler,**

technischer Konsulent der A. G. Dynamit-Nobel, Wien.

Die Mehrzahl von Ihnen, meine Herren, ist mit dem Gebrauche der Sprengmittel in hohem Grade vertraut und das dadurch bedingte Interesse hat Sie gewiß die Fortschritte auf diesem Gebiete verfolgen lassen, auch ist über die Sprengmittel von berufenster Seite in letzter Zeit so vieles mitgeteilt worden, daß ich fürchte, Ihnen kaum Neues bringen zu können und nicht ganz ohne Bedenken vor Sie hintrete, den angekündigten Vortrag zu halten.

Wenn ich mir trotzdem erlaube, um Ihre Aufmerksamkeit für meine kurzen Ausführungen zu bitten, so geschieht dies in der Annahme, daß, anläßlich dieser fachmännischen Tagung, ein Rückblick auf die geleistete Arbeit und eine Zusammenfassung der diversen aktuellen Fragen auf dem Gebiete der angewandten Sprengstoffchemie dennoch von Interesse sein dürfte.

Die Fortschritte, die im letzten Dezennium in der Sprengstoffchemie zu verzeichnen waren, sind, wenn man von den auf die Herstellung der Sprengstoffe selbst Bezug habenden Neuerungen und Verbesserungen absieht, wohl am treffendsten mit einer Vertiefung in das Studium der explosiven Vorgänge zu bezeichnen. In einer großen Reihe schöner Untersuchungen wurden die physikalischen und chemischen Vorgänge beim Zerfall der einzelnen Sprengstoffkomponenten, sowie bei den explosiblen Systemen weiter aufgeklärt und die Untersuchungsmethoden hiezu ausgearbeitet.

Die ermittelten Beziehungen, speziell zur Schlagwettersicherheit der Sprengstoffe, sind zahlreich genug, um den Gegenstand ausgedehnter Studien zu bilden.

Es wäre unmöglich, ein derartiges Arbeitsgebiet in einem kurzen Vortrage erschöpfend zu schildern und ich muß mich daher darauf

beschränken, nur in einigen Umrissen das Wesentlichste herauszugreifen und die für die Praxis der Sprengtechnik bedeutungsvollsten Fortschritte zu verzeichnen. Auch die Zahl der beschriebenen Sprengstoffe ist bedeutend gewachsen, wie ein Blick in die Patentliteratur zeigt und hat bereits das erste Tausend überschritten.

Ehe ich mich nun aber meiner eigentlichen Aufgabe zuwende, sei es mir gestattet, einen kurzen Rückblick auf die geschichtliche Entwicklung der Ziele und Aufgaben der Sprengstoffchemie zu werfen, um zu schildern, wie die Sprengstoffchemiker bemüht gewesen sind, den Bedürfnissen und den Forderungen der Zeit und der Praxis nachzukommen.

Ich bitte mir, meine Herren, zur Einleitung nur ein paar Worte über das alte Thema Schwarzpulver zu erlauben.

Jahrhundertlang war das Schwarzpulver das Sprengmittel kat'exochen. Es wurde bis in die sechziger Jahre des verflorbenen Jahrhunderts ausschließlich bei den Sprengarbeiten verwendet.

Längst hatten sich die historischen Ereignisse der großen Erfindungen des vergangenen Jahrhunderts vollzogen, die zivile Technik war durch den geistigen Aufschwung der Menschheit auf eine höhere Stufe der Entwicklung emporgetragen worden und noch immer bediente man sich des alten Sprengmittels, des Schwarzpulvers, bei allen Hereingewinnungsarbeiten.

Doch immer intensiver wurde die Bearbeitung der Erdrinde und es durfte und konnte, bei dem rastlos stürmenden Fortschritte der Menschheit, keinem territorialen Hindernisse mehr ausgewichen werden. So entwickelte sich gesetzmäßig die Notwendigkeit und der Ruf nach Steigerung der Kraft in den Sprengmitteln.

Erst wenn man sich diese Entwicklung vor Augen hält, kann man begreifen, welch gewaltiges Ereignis es war, als uns Alfred Nobel das Dynamit gab, das den Ansprüchen der Ingenieure gerecht wurde und mit dessen Hilfe es erst möglich wurde, die großen Aufgaben zu lösen, die wir als bleibende Denkmäler menschlichen Fleißes und genialen Schaffens bewundern.

Es verdient hervorgehoben zu werden, daß Österreich der erste Staat war, der in Erkenntnis des großen Nutzens der Dynamite kleinliche Bedenken außer acht ließ und den Wünschen der Ingenieure entgegenkam.

Österreich hat, ohne seine Liberalität in dieser Frage bedauern zu müssen, zuerst den Transport der Dynamite auf den Eisenbahnen zugelassen. Der österreichische Fiskus hat zuerst Erleichterungen für die Privatindustrie angebahnt und eine Kommission zur Prüfung der Sprengmittel ernannt, die vorbildlich für die anderen Staaten wurde.

Österreichische Chemiker und Ingenieure waren bei der Herstellung und der Einführung der Dynamite hervorragend beteiligt und ihre Namen bleiben unvergänglich mit diesem Kulturwerk verknüpft.

Waren uns nun in den Nitroglyzerinpräparaten Kraftreservoir gegeben, die die kühnen Pläne der Ingenieure realisierbar machten, so zeigte es sich doch bald, daß die Praxis in vielen Fällen derartiger Kraftäußerungen nicht bedurfte und daß es eine Energieverschwendung ist, mehr Kraft anzuwenden, als für den jeweiligen Zweck erforderlich ist.

Das große Prinzip der Sparsamkeit, das nicht nur auf Material und Arbeit angewendet werden soll, sondern heute auch auf die Energien übertragen wird, kam bei dieser Forderung der Praxis schon in dem Sinne zum Ausdruck.

Wie es nun seinerzeit der Ruf nach Steigerung der Kraft in den Sprengmitteln war, den die fortschreitende Technik gebieterisch ergehen ließ, so war nun die Forderung: Das Kraftverhältnis den jeweiligen Arbeitsverhältnissen anzupassen.

Dieses Problem erscheint zwar weniger glänzend als das der Kraftsteigerung, nichtsdestoweniger haben die Studien in diesem Arbeitsgebiet schöne Resultate gezeitigt.

Es wurden neue Substanzen den Zwecken der Sprengstoffindustrie dienstbar gemacht, die zwar schon lange bekannt, aber zu diesen Zwecken nicht verwendet waren. Es sind dies die Nitroderivate der aromatischen Kohlenwasserstoffe.

So entstanden eine ganze Reihe von Sprengmitteln, die diesen speziellen Zwecken dienen sollten, teils waren es nitroglyzerinhaltige Präparate, teils Sprengmittel von Sprengschem Typus usw.

Besonders aber gewannen die von Ohlsson und Norrbm eingeführten Ammonpräparate großes Interesse.

Es darf nicht unerwähnt bleiben, daß die große Sensibilität der Dynamite und ihre Eigenschaft zu gefrieren ebenfalls Anlaß gab, nach Verbesserungen zu suchen und Mittel und Wege zu finden, diese störenden Eigenschaften der Dynamite zu beseitigen oder wenigstens zu mildern.

Beide Probleme bilden den Gegenstand vieler Versuche und vieler Patente und heute ist die Aufgabe als praktisch gelöst zu betrachten.

Das Gefrieren der Dynamite sucht man meist durch Zusatz flüssiger aromatischer Nitrokörper, wie Nitrobenzol und Nitrotoluol oder durch Verwendung von Azetinen und Isoamylalkohol hintanzuhalten.

In neuerer Zeit verwendet man für beide Zwecke mit gutem Erfolg Dinitroglycerin, Polyglyzerine oder Chlorhydrin, auf welchen Körper ich später noch zurückkomme.

Mittlerweile traten weitere Anforderungen an die Sprengstoffe heran, es war dies die Forderung nach handhabungssicheren sowie nach wettersicheren Sprengmitteln.

Mit diesen Fragen betrete ich nun das die Praxis besonders interessierende engere Forschungsgebiet des letzten Dezenniums.

Die Zunahme der Bevölkerungsdichte und die Verbauung und Ausdehnung der Wohn- und Industriebezirke hat, im Auslande sowohl wie bei uns, die Lagerungsfrage der Sprengmittel zu einer sehr schwierigen gemacht.

Ebenso war der, nicht durch Vorschriften eingeschränkte, Bezug der Sprengstoffe Lebensfrage für gewisse Betriebe.

Der schon erwähnte Ammonsalpeter war zur Herstellung von Sprengstoffen dieser Klasse besonders geeignet.

Im Gemenge mit Kohlenstoffträgern, den schon erwähnten organischen Nitrokörpern und Aluminium wurde der Ammonsalpeter als Sprengstoffkomponente verwendet.

Dynammon, Ammonal, Favier Sprengstoffe, Roburit, Dahmenit usw. sind einige der bekanntesten Typen dieser Explosivstoffklasse.

Besonders günstig hat sich, neben den genannten Beimengungen, ein geringer Zusatz von Nitroglycerin zum Ammonsalpeter erwiesen, weil die Ammonsprengstoffe, die an und für sich sehr unempfindlich sind, dann besser dem von der Kapsel ausgehenden Initialimpuls folgen. Die Typen dieser Klasse sind das Donarit und das Astralit.

Eine große Anzahl dieser Sprengstoffe sind nun heute in den meisten Staaten wegen ihrer Unempfindlichkeit gegenüber Schlag, Stoß und Feuer, zum uneingeschränkten Verkehr auf den Eisenbahnen zugelassen und genießen auch bezüglich der Lagerung weitgehende Erleichterungen.

Ehe sich nun aber die Behörden zur Gewährung der angeführten Begünstigungen entschlossen, sind umfangreiche Untersuchungen ausgeführt und Methoden zur systematischen Bestimmung des Grades der Unempfindlichkeit ausgearbeitet worden.

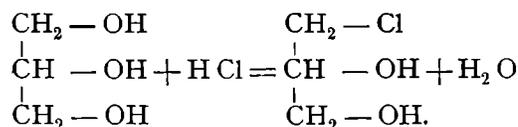
Die chemischen und physikalischen Untersuchungen, speziell die Erprobung der Sprengstoffe unter dem Fallhammer, die ausführlich bei den diversen Kongressen diskutiert und veröffentlicht wurden, zeigen, was auf diesem Gebiete Ersprießliches geleistet worden ist und daß die modernen handhabungssicheren Sprengmittel auch tatsächlich rigorosen Anforderungen genügen.

Als Vergleichssprengstoff zur Beurteilung der Handhabungssicherheit wird in Deutschland das Donarit verwendet, ein 4% Nitroglycerin enthaltendes Ammonpräparat von fast gleicher Zusammensetzung wie unser Astralit.

Das Ideal eines Sprengstoffes nun wäre ein solcher, der neben der hohen Handhabungssicherheit eine Kraftkonzentration ermöglichte, wie sie die plastischen Gelatinedynamite aufweisen.

Dieses Ziel haben die Versuche und Bemühungen einiger reichsdeutscher Sprengstoffwerke erreicht, und zwar durch Verwendung von chloresubstituiertem Glycerin, speziell von Dinitromonochlorhydrin.

Das Chlorhydrin entsteht aus dem Glycerin durch Substitution einer Hydroxylgruppe durch Chlor nach folgender Gleichung:



Im Monochlorhydrin sind noch zwei Hydroxylgruppen vorhanden, die mit Salpetersäure verestert werden können, so daß ein Dinitromonochlorderivat entsteht. In der Praxis arbeitet man erfahrungsgemäß am günstigsten mit Mischungen von Dinitrochlor- und Trinitroprodukt, was man dadurch erreicht, daß man das Glycerin nicht vollkommen chloriert, sondern einen kleinen Teil unverändert darinnen läßt.

Das nitrierte Chlorhydrin ist praktisch ungefrierbar und so unempfindlich, daß es unvermengt als Stückgut in Deutschland versendet werden darf, während bekanntlich Trinitroglycerin für sich allein vom Verkehr ausgeschlossen ist.

Die mit Hilfe von Dinitromonochlorhydrin hergestellten Sprengstoffe, speziell das Gelatine Astralit erfreuen sich wegen ihrer besonderen Vorzüge großer Beliebtheit bei den Verbrauchern und werden in sehr großen Quantitäten verwendet.

Ich komme nun auf die andere Forderung der Praxis, die wettersicheren Sprengstoffe.

Über dieses Gebiet, meine Herren, ließe sich stundenlang sprechen. Es ist unendlich viel gearbeitet worden und eine sehr umfangreiche Literatur liegt bereits vor. Aber ich muß es gleich vorausnehmen; die Gelehrten sind sich, trotzdem schon seit den achtziger Jahren Versuche gemacht werden, über die Art der Erprobung noch nicht völlig einig und so sehen wird denn in fast jedem Staate eine andere Erprobungsart in Anwendung. In England wird mit Besatz in der Versuchsstrecke geschossen, in Frankreich ist bis vor einigen Jahren die rechnungsmäßig ermittelte Explosionstemperatur ausschlaggebend gewesen für die Zulassung als Sicherheitssprengmittel; jetzt findet ebenfalls Erprobung in Versuchszwecken statt. In Deutschland

und Belgien werden die Sprengmittel aus dem Mörser ohne Besatz geschossen und bei uns endlich freistehend auf dem Brisanzmesser.

Es würde zu weit führen, die einzelnen Methoden hier kritisch zu beleuchten und es sei nur einiges über die bei uns übliche Methode erwähnt. Während man in anderen Ländern von dem Grundsatz ausgeht, die Sprengstoffe unter möglicher Annäherung an die Praxis zu erproben, hat man bei uns dieses Prinzip fallen gelassen, und zwar aus dem einfachen, aber sehr ausschlaggebenden Grunde: Weil dieses Ziel gar nicht erreicht werden kann und weil es sich bei der Untersuchung der Sprengstoffe doch nur, hinsichtlich der Sicherheit, um komparative Werte handelt. Tatsache ist, daß bei uns — gleiche Gaszusammensetzung und Temperatur vorausgesetzt — auch gleichmäßige Versuchsergebnisse erhalten werden. Beim Schießen aus dem Mörser kann dies nicht behauptet werden, hier sind gleiche Versuchsbedingungen geradezu unmöglich, da die Menge des zu erprobenden Sprengstoffes limitiert ist durch den Durchmesser und die Tiefe des Bohrloches und da die Dimensionen des Mörserbohrloches sich nach jedem Schusse ändern.

Es treten durch diese Änderungen und je nach der Arbeit, die der Sprengstoff leistet, fortwährend Schwankungen in den Versuchsergebnissen ein und werden diese in den Berichten der Versuchsstrecken auch zugegeben.

Das Ergebnis dieser Untersuchungsweise macht sich in der Praxis dadurch bemerkbar, daß Sprengmittel als sicher bezeichnet und zugelassen werden, die dann nach kurzer Zeit, plötzlich (manchmal schon nach einigen Wochen), als unsicher, demnach als verboten bezeichnet werden.

Dies hat zu Extremen geführt, die mir nicht gerade unbedenklich erscheinen.

Um den jeweiligen Bedingungen und Vorschriften der Versuchsstrecke zu entsprechen, hat man Sprengstoffe konstruiert, die bei der Explosion nur partiell zerfielen und sehr an auskochende Schüsse erinnerten.

Diese Sprengstoffe waren zwar besonders sicher, aber die beim explosiblen Zerfall freiwerdender Gase, besonders Kohlenoxyd und Stickoxyde riefen vielfache Vergiftungserscheinungen bei der Belegschaft hervor.

Demgegenüber hat unsere Erprobungsart unzweifelhaft große Vorteile, die Lademenge ist durch kein Bohrloch limitiert, die Bedingungen sind leicht einzuhalten und immer dieselben und die Art der Erprobung, freistehend im Raum, ist entschieden die gefährlichste und schärfste Erprobungsart.

Die Sprengstoffe werden, nachdem festgestellt wurde, daß sie häufig gegenüber einem Gemisch von Schlagwettern und Kohlenstaub sicherer sind, als gegen Schlagwetter allein, heute meist vergleichsweise auch getrennt gegen Schlagwetter und Kohlenstaub geschossen.

Jedenfalls hat die fortlaufende Erprobung der Sprengstoffe in den diversen Versuchsstrecken viel dazu beigetragen, die Unfälle durch schlagende Wetter und die Kohlenstaubexplosionen zu verringern, was statistisch auch nachgewiesen ist.

Für die Sicherheit der Sprengstoffe ist nun maßgebend, ihre Explosionstemperatur, ihre Detonationsgeschwindigkeit, die Flamm-länge und Dauer und die Brisanz.

Gerade die Brisanz, d. h. die aus der Explosionsgeschwindigkeit und der Kraft resultierende Energie der Sprengstoffe, ist wesentlich für die Sicherheit. Diese ist um so größer, je geringer die Brisanz ist und deshalb muß man die Sicherheit mit einem Verlust an Kraftleistung erkaufen. Auch die Nachschwaden müssen, aus den schon erwähnten Gründen, sowie wegen der Zündungsgefahr berücksichtigt werden.

Die heute in Verwendung stehenden Sicherheitssprengstoffe sind teils feste, teils plastische Gemenge. Teils enthalten sie Nitroglyzerin, Dinitroglyzerin oder Dinitromonchlorhydrin, teils vorwiegend Ammonsalpeter, schließlich beide gemischt. Auch die sogenannten Wetterdynamite, mit Zusätzen kristallwasserhaltiger Salze, werden noch verwendet, wenn auch ihre Kraft, im Vergleich mit anderen Präparaten, eine nicht immer genügende ist. Zwischen dem Nitroglyzerin und dem Ammonsalpeter, als Grundlage dieser Sprengstoffe, hat sich eine Rivalität entwickelt, die, wie man heute schon sagen kann, zugunsten einer Vereinigung beider enden wird, und zwar aus dem Grunde, weil hierbei die Vorteile der beiden Körper vereinigt werden, das sind die größere Dichte, die Plastizität und der vollkommeneren explosible Zerfall.

Aus den genannten Rohstoffen lassen sich nun Sprengmittel herstellen, die nach beiden Richtungen hin, nämlich Sicherheit und Wirkung, das günstigste Verhältnis zeigen.

Die bekanntesten derartigen Sprengstoffe sind das Gelatine-wetterastralit, das Gelatinedahmenit, der Kohlenwestfalit, die Karbonite. Unser Pannonit gehört ebenfalls in dieselbe Klasse.

Die hauptsächlichsten Typen der anderen angeführten Klassen sind, das Kohlenwetterdynamit, das Wetterdynammon, das Chromammonit, das Westfalit, die Grisoutinen usw.

Da die wettersicheren Sprengstoffe, in vielen Fällen, auch hervorragend handhabungssicher sind, genießen gewisse Begünstigungen beim Transport.

Aber, meine Herren, auch die besten Sicherheitssprengstoffe allein können uns nicht vollkommen vor den Gefahren der Schlagwetter und der Kohlenstaubgefahr schützen. Universalmittel sind sie nicht. Es müssen auch alle anderen Momente, Besatz, Zündmittel, Geleuchte und die speziellen bergmännischen Vorkehrungen berücksichtigt werden und mitwirken.

Auch genügen bei dieser Sachlage die besten gesetzlichen Bestimmungen und Verordnungen nicht allein, um Unfällen mit befriedigendem Erfolge entgegenzutreten, es bedarf hiezu vielmehr der unausgesetzten und regen Mitarbeit aller unmittelbar Beteiligten. Dies um so mehr, als das Verbot der Sprengarbeit und damit der Verzicht auf die enorme Arbeitskraft der Sprengmittel gleichbedeutend ist mit einer beträchtlichen Vermehrung der Arbeitskräfte. Kein praktischer Bergmann aber wird die großen Bedenken verkennen, die jeder Einschränkung der Sprengarbeit und jeder Vermehrung der Belegschaften entgegenstehen.

Meine Herren! Wenn wir die Erfolge betrachten, die die Sprengstoffindustrie zu verzeichnen hat und die ich in großen Umrissen Ihnen zu skizzieren bemüht war, so sehen wir, daß ein rastloses Streben unverkennbar ist. Wie jede moderne Industrie, hat sie nicht aufgehört, ihre Betriebe und Erzeugnisse umzugestalten und die Wirksamkeit ihrer Produkte zu steigern und den Forderungen der Praxis anzupassen, sowie die ihnen anhaftenden Gefahren zu verringern.

Aber wie eine fortschreitende Industrie nicht nur das Bestehende ausbauen darf, sondern in weiser Voraussicht für die Zukunft sorgend, neue Gebiete ihrem Arbeitsfelde nutzbar machen muß, hat auch die Sprengstoffindustrie es nicht unterlassen, ihre Aufmerksamkeit auch anderen Körpern als den Nitraten, die sie seit ihrem Bestande ausschließlich verwendete, zuzuwenden.

Es sind dies die Chlorate und die aus ihnen hergestellten Sprengmittel, die zurzeit in den romanischen Ländern in ausgedehnter Verwendung stehen und die, wie mir scheint, berufen sind, in Zukunft eine bedeutende Rolle zu spielen.

Schon frühzeitig wurde das Kaliumchlorat als Sprengstoffkomponente vorgeschlagen und verwendet. Zunächst entstanden als Schwarzpulverersatz die sogenannten Chloratpulver. Das bekannteste unter ihnen ist das Rackarock, bekannt durch seine Verwendung bei der großen Felssprengung im New Yorker Hafen. Wegen ihrer großen Sensibilität und ihres relativ hohen Preises aber waren die Chlorate bisher wenig beachtet geblieben.

Dies änderte sich erst, als durch die Herstellung der Chlorate durch Elektrolyse große Mengen derselben billig erzeugt werden

konnten und auf den Markt kamen. Sobald die regelmäßige Fabrikation aufgenommen war, trat die Notwendigkeit ein, für die großen Mengen eine Verwendung zu finden. Man wählte von neuem, aber nun mit besserem Erfolge, die Chloratsprengstoffe und löste die der allgemeinen Anwendung bisher entgegenstehende Sensibilitätsfrage durch Verwendung viskoser vegetabilischer Öle.

Diese Sprengstoffe, nach der das Chlorat erzeugenden Fabrik Chedde (in Hochsavoyen), Chedditte genannt, sind gegenüber Schlag und Wärme bedeutend unempfindlicher als die früheren Kompositionen. Man hat sogar in einigen Ländern den Chedditen wegen ihrer relativ geringen Sensibilität Verkehrserleichterungen, wie den handhabungssicheren Sprengstoffen, aber nicht für unbeschränkte Mengen, zugestanden.

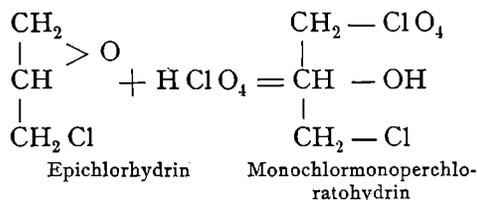
Auch die Perchlorate, die noch stabiler sind als die Chlorate, werden als Sprengstoffkomponenten verwendet. Wenn ich nun vorhin sagte, daß meiner Meinung nach die Chlorate berufen seien, in der Sprengstoffindustrie eine Rolle zu spielen, so hat das folgenden Grund:

Wie Ihnen bekannt, meine Herren, sind die Explosivstoffe als Energieakkumulatoren zu betrachten, deren Wert darin besteht, daß die Anwendung und volle Auslösung der in ihnen aufgestapelten Energie in der Willkür der Verbraucher liegen muß. Bisher haben wir den Stickstoff als Träger dieser Energie benützt. In dem Momente aber, als eine Stickstofffrage auftrat, mußte man damit rechnen, auch andere Stoffe für diesen Zweck dienstbar zu machen, um den in der Landwirtschaft in unserer Ernährungsfrage und für unzählige chemische Prozesse unentbehrlichen Stickstoff in erster Linie für diese Verwendungsgebiete reservieren zu können. Dies ist nun mit Hilfe billiger elektrischer Kräfte bei den Chloralkalien gelungen. Die Chloralkalien sind einige von den wenigen Körpern, die uns die Natur in verschwenderischer Fülle gegeben hat. Sie sind als Energieakkumulator ebenso zu verwenden, wie der Stickstoff.

Zwar gelingt es auch heute, den Stickstoff durch elektrische Energie mit Sauerstoff zu verbinden, aber ob in Zukunft die Sauerstoffakkumulierung an Stickstoff oder an die Chloralkalien für die Zwecke der Sprengstoffindustrie in Betracht kommt, kann heute noch nicht entschieden werden.

Es wird eine Preisfrage sein, um die es sich drehen wird und die entscheidend sein wird für die Wahl der Energiereservoirs für unsere Sprengstoffe.

Auch die aus den Perchloraten ohne besondere Schwierigkeiten darzustellende Überchlorsäure bildet Ester, beispielsweise mit Epichlorhydrin (einem Derivat des Glycerins).



Dieser Ester steht, obgleich nur einen Überchlorsäurerest enthaltend, dem Trinitroglyzerin an Explosibilität nicht nach und es zeigt sich hier deutlich die Überlegenheit der Überchlorsäure gegenüber der Salpetersäure.

Dieser Ester der Überchlorsäure ist zwar sehr hygroskopisch, so daß er nicht geeignet erscheint, für Sprengstoffzwecke verwendbar zu sein. Immerhin ist es aber nicht ausgeschlossen, daß, wenn die Verhältnisse es fordern, die Sprengstoffchemie sich auch dieser Körper dienstbar macht.

Mit diesem Ausblicke komme ich zum Schlusse meiner Betrachtungen.

Meine Herren! Ein halbes Jahrhundert währt das Ringen der technischen Erkenntnis gegen die ungefesselten Gewalten der in den Sprengstoffen aufgespeicherten Energien, doch der Kampf ist ein siegreicher für die Wissenschaft geblieben, denn der wünschenswerte Grad von Sicherheit ist bei der Herstellung und den Produkten selbst erreicht.

Wenn die Sprengstoffindustrie nun, bei uns zu Lande, noch nicht in der Lage ist, Ihnen die diversen Produkte ihrer technisch wissenschaftlichen Betätigung zur Verfügung zu stellen, so liegt das nicht an der Industrie, sondern an Verhältnissen, auf die sie keinen Einfluß hat.

Rückständig, und das möchte ich betonen, meine Herren, sind wir nicht geblieben, denn unsere Vorarbeiten sind so weit gediehen, daß es uns jederzeit möglich ist, Ihnen diese Produkte zur Verfügung zu stellen.

Hoffen wir, daß es vereinten Bemühungen gelingen wird, die Errungenschaften der Forschung in unserem Gebiete der praktischen Verwertung zuzuführen, zum Wohle und Nutzen des Bergbaues, zur Förderung der vaterländischen Industrie.

Vorsitzender: »Wünscht jemand der geehrten Herren das Wort? (Niemand meldet sich.) Es ist nicht der Fall. Dann danke ich dem Herrn Vortragenden für seinen äußerst interessanten, formvollendeten Vortrag, welcher um so interessanter war, als wir heute nachmittag eine Exkursion in ein hervorragendes Sprengstoffetablisement machen und der Vortrag eine interessante Vorbereitung für diese Exkursion bildete.

Wir gelangen zum letzten Vortrage: »Elektrische Anlagen in Schlagwettergruben«. (Bergassessor Leopold Lisse aus Berlin.)

Da Herr Bergassessor Lisse noch nicht zugegen ist, lasse ich jetzt eine viertelstündige Pause eintreten.

Ich möchte den Herren empfehlen, einen Besuch der Klublokalitäten vorzunehmen, wenn Sie sich dafür interessieren. Sie wurden speziell vom Herrn Präsidenten eingeladen.«

(Die Sitzung wird auf eine Viertelstunde unterbrochen.) Nach Wiederaufnahme der Sitzung ergreift Bergassessor Lisse das Wort.

# Elektrische Anlagen in Schlagwettergruben.

Von

**Bergassessor Leopold Lisse,**

Berlin.

Mit ungeahnter Schnelligkeit hat die Elektrizität in allen Zweigen industrieller und volkswirtschaftlicher Natur anregend, fördernd und umgestaltend eingegriffen und es gibt heute im Erwerbs- und Verkehrswesen kaum ein Gebiet, welchem nicht durch Heranziehung der elektrischen Energie der Stempel bester Wirtschaftlichkeit aufgedrückt worden wäre.

Besonders in Berg- und Hüttenbetrieben ist diese Umwälzung eine weitgehende gewesen, da gerade auf diesem Gebiete der elektromotorische Antrieb von seinem ersten Entstehen an eine außerordentliche Bedeutung erlangt hat.

In der Tat können die Motoren für derartige Betriebe so gebaut werden, daß sie den schweren Anforderungen des Gruben- und Hüttenbetriebes gerecht werden, daß sie also gegen Staub, Schmutz und rauhe Behandlung widerstandsfähig sind.

Nur in Schlagwettergruben sind der Verwendung der Elektrizität durch die zum Teil übergroße Furcht vor einer Schlagwettergefahr beengende Schranken gezogen.

Wenn der Bergwerksbesitzer in seinen Betrieben, besonders aber in Schlagwettergruben, Elektrizität mit Erfolg anwenden will, dann muß durch gemeinsame Arbeit von Grubenbesitzer und Elektrotechniker der Weg gefunden werden, auf dem die hier gegebenen Schwierigkeiten am besten überwunden werden können.

Auf dieser Grundlage beruhten die ersten Versuche, die Professor Heise im Jahre 1897 auf der berggewerkschaftlichen Versuchsstrecke bei Gelsenkirchen begonnen und die Bergassessor Beyling in den Jahren 1903 bis 1906 im Verein mit den größeren Elektrizitätsfirmen weiter ausgedehnt hat.<sup>1)</sup>

<sup>1)</sup> Glück auf 1906. »Versuche zwecks Erprobung der Schlagwettersicherheit besonders geschützter Motoren und Apparate sowie zur Ermittlung geeigneter Schutzvorrichtungen für solche Betriebsmittel, von Bergassessor Beyling, Gelsenkirchen.«

Diese Versuche haben den praktischen Erfolg gehabt, Normalien festzulegen, auf denen weiter fortgebaut werden konnte.

Im wesentlichen sind es zwei Wege, die besprochen worden sind. Der eine gipfelt in dem Prinzip, die elektrischen Motoren und Apparate nur an solchen Punkten einer Schlagwettergrube aufzustellen, die schlagwetterfrei sind; der andere, Apparate zu entwickeln, die schlagwettersicher gebaut sind und daher in schlagwettergefährlichen Räumen ohne Gefahr verwendet werden können.

Der zuerst angegebene Weg ist in der Hauptsache von den Bergwerksbesitzern besprochen worden. So hat man in Österreich, und zwar zuerst im Karwiner Bezirk, große Wasserhaltungsmotoren in Schlagwettergruben aufgestellt, indem man nicht den Motor, sondern die Pumpenkammer gegen das Eindringen von Schlagwettern schützte. Man ist hierbei von dem Gesichtspunkte ausgegangen, daß die schlagwetter-sichere Kapselung von größeren Motoren, wie sie zum Betriebe von Zentralwasserhaltungen erforderlich sind, nach dem heutigen Stande der Technik praktisch unmöglich, jedenfalls aber auch untunlich ist.

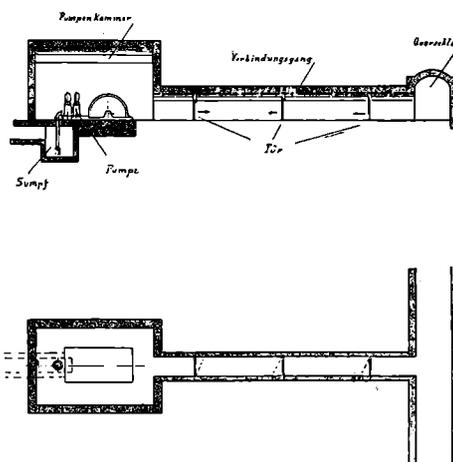


Abb. 1.  
Pumpenkammer.

Die Pumpenkammer (Abb. 1) wird in solchen Fällen gegen die Sumpfstrecke luftdicht abgesperrt, während die Verbindungsstrecke mit dem Querschlag drei eiserne Türen enthält, von denen sich die beiden äußeren der inneren gegenüber in entgegengesetzter Richtung öffnen. Für den Betrieb sind alsdann folgende Vorschriften erlassen worden:

1. Vor dem Anlassen und Stillsetzen der Maschine müssen die Türen an sämtlichen Zugängen zu der Kammer geschlossen werden und dürfen nicht eher wieder geöffnet werden, bis die Maschine in Gang, beziehungsweise zum Stillstand gekommen ist.

2. Das Anlassen und Stillsetzen darf nur dann erfolgen, wenn durch die von einem Beamten vorzunehmende Untersuchung mit der Sicherheitslampe die völlige Abwesenheit von Schlagwettern in der Pumpenkammer festgestellt ist.

3. Die Pumpenkammer muß, abgesehen von der Zeit des Anlassens und Stillsetzens der Maschine, stets mit frischen Wettern hinreichend bewettert werden.

4. Das Ergebnis der jedesmaligen Untersuchung ist in ein Buch einzutragen, welches in der Pumpenkammer aufzubewahren ist.

Diese Anordnung hat sich sehr gut bewährt und ist auch im Ruhrkohlengebiet auf verschiedenen Zechen, unter anderem auf den Zechen Maximilian und Radbod bei Hamm in Westfalen angewendet worden.

Für die Ausführung des elektrischen Teiles der Anlage kommen die folgenden Vorschriften des Verbandes Deutscher Elektrotechniker in Betracht.<sup>2)</sup>

Die Teile von Maschinen, Transformatoren und Apparaten, an welchen betriebsmäßig Funken auftreten, sind schlagwettersicher zu schützen, den Teilen dagegen, an denen Funken nur in außergewöhnlichen Fällen auftreten können, wird eine erhöhte Sicherheit gegenüber der normalen Ausführung gegeben, und zwar:

1. Durch besonderen mechanischen Schutz;
2. durch eine Erhöhung der für die Prüfung vorgeschriebenen Isolierfestigkeit um 50%;
3. durch Herabsetzung der zulässigen Erwärmung um 25%.

Flüssigkeitsanlasser ohne besonderen Schutz dürfen nicht verwendet werden, dagegen kann bei Widerständen von allen Schutzvorrichtungen unter folgenden Bedingungen abgesehen werden:

1. Die elektrische Beanspruchung des Materials muß so gering sein, daß eine gefährliche Erwärmung ausgeschlossen ist.
2. Das Widerstandsmaterial muß so fest sein, daß im gewöhnlichen Betriebe ein Bruch nicht eintreten kann und eine gegenseitige Berührung ausgeschlossen ist.

3. Durch geeignete Abdeckung ist das Hineinfallen von Fremdkörpern und das Eindringen von Tropfwasser zu verhindern.

4. Alle Drahtverbindungen sind zu verlöten oder gesichert zu verschrauben.

5. Steckkontakte sind so zu bauen, daß die Stecker fest in den Dosen sitzen, daß also im Ruhestande keine Funken auftreten. Außerdem sind die Kontakte mit schlagwettersicheren Schaltern derart zu verriegeln, daß das Einsetzen und Herausnehmen des Steckers nur in spannungslosem Zustande erfolgen kann.

Neben der elektrisch betriebenen Wasserhaltung hat auch in Kohlenbergwerken die elektrische Lokomotivförderung von Jahr zu Jahr an Bedeutung gewonnen. Es sind hier in der Hauptsache zwei Typen zu unterscheiden:

---

<sup>2)</sup> »Leitsätze für die Ausführung von Schlagwetterschutzvorrichtungen an elektrischen Maschinen, Transformatoren und Apparaten usw.« Elektrotechnische Zeitschrift, Berlin 1912, Heft 6, S. 142.

1. Für schlagwetterfreie Teile.
2. Für schlagwettergefährliche Teile einer Schlagwettergrube.

Im ersten Falle hat man seit Jahren die bekannte Lokomotive mit blankem Fahrdrabt mit sehr gutem Erfolge verwendet, im zweiten wählt man in neuerer Zeit vielfach die schlagwettersichere Akkumulatorlokomotive, wie sie in Abb. 2 und 3 dargestellt ist.<sup>3)</sup> Solche Lokomotiven sind z. B. auf den Gruben von der Heydt und Camphausen in Saarbrücken im Betrieb.<sup>4)</sup>

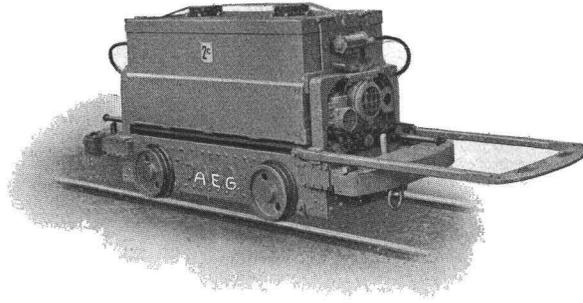


Abb. 2.  
Schlagwettersichere Lokomotive mit Akkumulator.

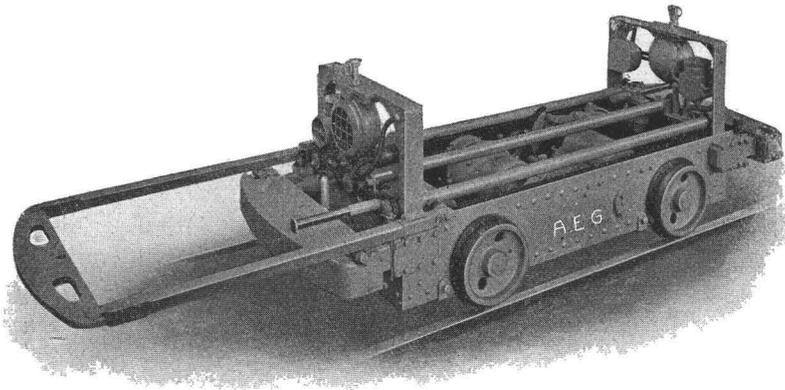


Abb. 3.  
Schlagwettersichere Lokomotive mit abgehobenem Akkumulator.

lomotorlokomotive, wie sie in Abb. 2 und 3 dargestellt ist.<sup>3)</sup> Solche Lokomotiven sind z. B. auf den Gruben von der Heydt und Camphausen in Saarbrücken im Betrieb.<sup>4)</sup>

<sup>3)</sup> Vgl. Glück auf. 1907, Nr. 19; 1908, S. 463 und 502; 1910, Nr. 32 und 33. Elektrische Kraftbetriebe und -Bahnen. 1909, Nr. 14.

<sup>4)</sup> Elektrische Streckenförderung mit Akkumulatorlokomotiven auf der Grube von der Heydt. Elektrische Kraftbetriebe. 1910, Nr. 3; 1911, S. 612; 1912, S. 52. Glück auf. 1911, Nr. 18 und Nr. 38.

Dieser schlagwettersicheren Lokomotive ist jedoch in den letzten Jahren eine allem Anscheine nach Erfolg versprechende Wettbewerberin in der Preßluftlokomotive entstanden.

Bei der Verwendung von Lokomotiven in schlagwetterfreien Teilen einer Schlagwettergrube, also z. B. im einziehenden Strome, sind je nach dem Charakter der Schlagwettergrube in vereinzelt Fällen noch folgende Einrichtungen getroffen worden:

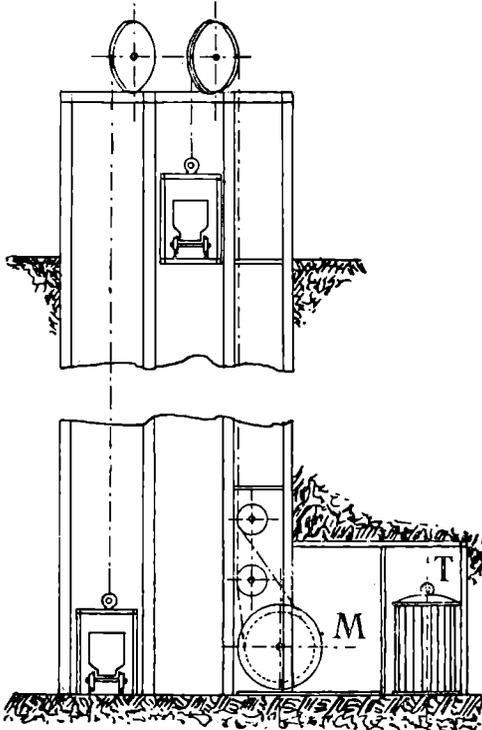


Abb. 4.  
Anordnung eines Haspelmotors am unteren An-  
schlage eines Aufbruchschachtes.

1. Der Lokomotivbetrieb wird eingestellt, wenn die Wetter in den von den Lokomotiven zu durchfahrenden Strecken mehr als 0,5% Grubengas enthalten.

2. Die Stellen der Querschläge, an denen bereits abgebaute Flöze durchfahren sind, sowie die einmündenden Grundstrecken werden mit besonders sicherem Ausbau versehen.

3. Die Stellen der Querschläge oder Richtstrecken, an denen anstehende Flöze zu überfahren sind, werden in Mauerwerk oder Beton gesetzt.

Sehr wichtige elektrische Anlagen in Schlagwettergruben bilden die unter Tage aufgestellten Förderhaspel. Sie befinden sich in der Regel an den höchsten Punkten des Abbaubetriebes in der sogenannten Haspel-

kammer und sind daher am meisten durch Ansammlung schlagender Wetter gefährdet. Während nun betriebstechnisch gerade hier die Verwendung elektrisch angetriebener Motoren sehr erwünscht ist, erfordert ihre Aufstellung an solchen Punkten ein besonderes Maß von Sorgfalt und Wartung. Auch hier hat der Bergmann einen guten Ausweg gefunden, der mit der schlagwettersicheren Anordnung betriebstechnische Vorteile verbindet.

Abb. 4 stellt die Anordnung von Förderhaspelmotoren auf der zur Harpener Bergbaugesellschaft gehörigen Zeche Courl bei Camen in Westfalen dar. Die Förderhaspel sind auf dieser Schachtanlage am

unteren Anschlage unmittelbar an den zum Teil etwa 120 m hohen Aufbruchschächten aufgestellt worden.<sup>5)</sup> Diese Anordnung hat folgenden Vorzug:

1. Die Motoren und Apparate können im frischen Wetterstrom stehen, bedürfen also keiner schlagwettersicheren Kapselung.
2. Der Maschinenwärter kann gleichzeitig die Bedienung der Förderschale am unteren Anschlage besorgen.

Die oben erwähnten, von Beyling angestellten Versuche an Motoren für Schlagwettergruben haben gezeigt, daß die Motoren und Apparate, die als schlagwettersicher in den Gruben verwendet werden

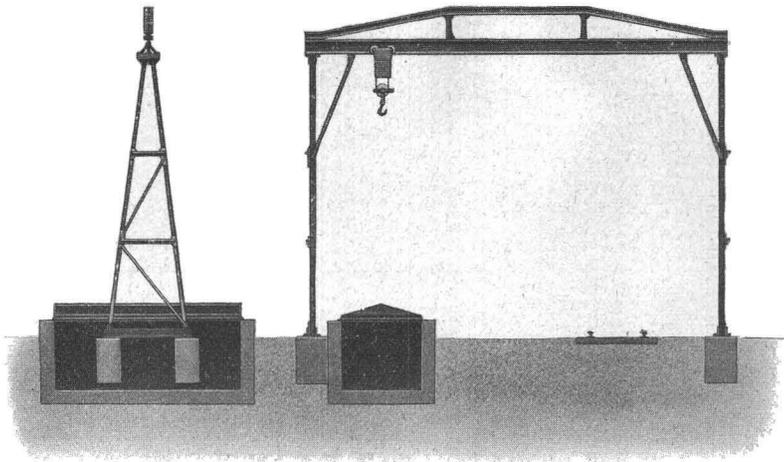


Abb. 5.

Versuchsstrecke zur Prüfung von Motoren und Apparaten auf Schlagwettersicherheit.

sollen, daraufhin zu prüfen sind, ob alle Einrichtungen sich als fehlerfrei erweisen. So muß z. B. der Plattenschutz sehr sorgfältig hergestellt werden, da seine Wirksamkeit durch einen einzigen Fehler, z. B. durch einen größeren Spalt aufgehoben wird. Die gleiche Gefahr besteht bei etwaigen verborgenen Gußfehlern des Motorgehäuses. Es ist daher empfehlenswert, die fertigen, für schlagwettergefährliche Grubenräume bestimmten Elektromotoren vor ihrer Ablieferung einer sorgfältigen Prüfung unterziehen zu lassen.

Die größeren Elektrizitätsfirmen besitzen für diesen Zweck einen Prüfstand, in dem Motoren und Apparate vor der Ablieferung auf ihre schlagwettersichere Bauart geprüft werden können.

Abb. 5 zeigt einen solchen Prüfstand, wie ihn die Allgemeine Elektrizitäts-Gesellschaft Berlin benützt; er besteht aus einer

<sup>5)</sup> Glück auf. 1904, S. 389.

in dem Erdboden versenkt angeordneten Betonkammer, die in kleinere Räume unterteilt werden kann. Oben erhält die Kammer einen Abschluß durch einen Papierschirm, der zerreißt, wenn die Explosion im Motor sich bis in die Betonkammer fortpflanzt. Die Betonkammer kann mit einem Leuchtgasgemisch von ungefähr 15% gefüllt werden, das durch eine Luftpumpe dauernd in Bewegung gehalten wird, so daß stets sowohl in der Kammer selbst, als auch in dem zu prüfenden Gegenstände sich ein entzündliches Gasmisch befindet.

Die Einrichtung ist aus Abb. 6 ohne weiteres ersichtlich. Die im Motor und in der Kammer befindliche Luft wird durch je eine

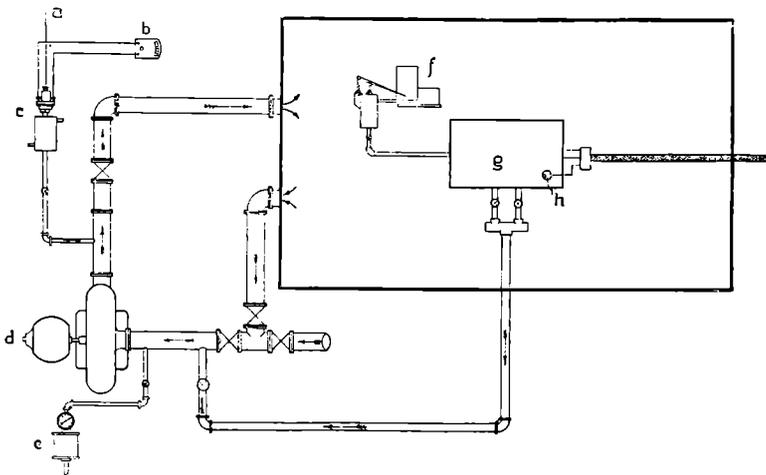


Abb. 6.

Versuchsanordnung: *a* Zündkerze, *b* Millivoltmeter, *c* Gasgehalt-Indikator, *d* Luftzirkulationspumpe, *e* Gasuhr, *f* Explosions-Indikator, *g* Prüfgegenstand, *h* Zünder.

Rohrleitung, nachdem ihr durch die Gasuhr *e* eine bestimmte Menge Leuchtgas zugeführt worden ist, von einem Ventilator *d* angesaugt und in die Kammer gedrückt, so daß eine stete Luftbewegung und dadurch eine gute Mischung des einströmenden Gases mit der atmosphärischen Luft gewährleistet wird.

Mit dem Innenraume des zu prüfenden Gegenstandes (Motor oder Apparat) ist ein Explosionsindikator verbunden, der den jeweiligen Druck anzeigt, den die Explosion im Innern des Gehäuses hervorgerufen hat.

Die Zündung in dem Motorgehäuse erfolgt durch die Zündkerze *h* aus einiger Entfernung von dem Beobachtungspunkte aus.

Von der Druckluftleitung zweigt ein dünnes Rohr zu dem Gasgehalt-Indikator *c* ab, dem eine geringe Gasmenge zugeführt wird.

Diese Einrichtung gestattet, den Gasgehalt der Versuchsstrecke stets auf dem gleichen Prozentsatze zu halten. Der Indikator (Abb. 7)

besteht aus einem wassergekühlten Thermoelement, unter dem eine kleine Menge des Gasgemisches verbrannt wird. Da nun die Stärke des von dem Thermoelement erzeugten Stromes bekanntlich abhängig von der Wärmemenge und der Heizkraft des Gases ist, das unter dem Elemente verbrennt, so erhält man durch ein mit den beiden Polen des Thermoelementes verbundenes Voltmeter *h* einen dem Prozentsatz des Gasgemisches entsprechenden Ausschlag. Auf diese Weise ist eine sehr empfindliche Methode gefunden worden, stets die richtige Gasmischung einzustellen.

Auf der von der amerikanischen Regierung unterhaltenen Pittsburger Versuchsstrecke wurden an Motoren nach den von Beyling aufgestellten Grundsätzen eine ganze Reihe von sehr interessanten Prüfungen vorgenommen. Diese haben bewiesen, daß der gut gearbeitete Plattenschutz absolut schlagwetter-sicher ist, und zwar unter den schwersten Bedingungen.

Hier wurde noch festgestellt, daß bei der Explosion die im Innern des Motors entstehenden Drücke am Motor mit Flügeln bedeutend größer sind als am Motor ohne Flügel, so daß bei einem Motor mit Flügeln kein Nachbrennen der Gase herbeigeführt werden konnte, während in allen Fällen ein solches Nachbrennen beim Motor ohne Flügel stattfand. Aus dem Motor mit Flügeln werden nämlich infolge der höheren inneren Drücke die Gase mit solcher Kraft herausgeschleudert, daß ein Nachbrennen verhindert wird.

Was das Prüfen mit Leuchtgas- oder ähnlichen Gasgemischen betrifft, so ist früher vielfach die Meinung vertreten worden, daß ein Prüfen von schlagwetter-sicheren Motoren nur bei Verwendung von Grubengas Wert habe. Wenn diese Behauptung in bezug auf das Prüfen von Sprengstoffen unbestritten ist, so kann ich ihr in bezug auf die Prüfung von Elektromotoren, Apparaten usw. nicht beipflichten. Bei dieser Art der Prüfung kommt es lediglich darauf an, ein leicht entzündliches Gas zur Verfügung zu haben, um festzustellen, ob die im Innern des Motors erfolgte Explosion sich auch nach außen fortpflanzt. Da aber Leuchtgas einen höheren Prozentsatz an Wasser-

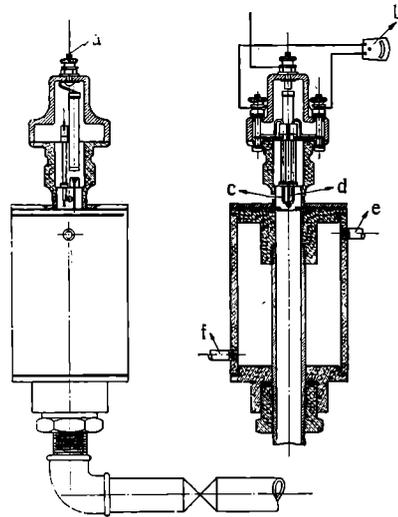


Abb. 7.

Gasgehalt-Indikator: *a* Zündkerze, *b* Millivoltmeter, *c* Austritt der verbrannten Gase, *d* Thermo-Element, *e* Kühlwasserzufuß, *f* Kühlwasserabfuß.

stoff enthält als Grubengas (Methan), so ist es leichter entzündlich und daher zu obigen Versuchen sehr gut geeignet.

Die erwähnten Versuche auf der berggewerkschaftlichen Versuchsstrecke zu Gelsenkirchen in Westfalen haben gezeigt, daß für den Bau von Motoren, Transformatoren, Anlaß- und Schaltapparaten in der Hauptsache drei Ausführungsmöglichkeiten in Frage kommen, und zwar:

1. Die geschlossene Kapselung,
2. die Plattenschutzkapselung,
3. die Ölkapselung.

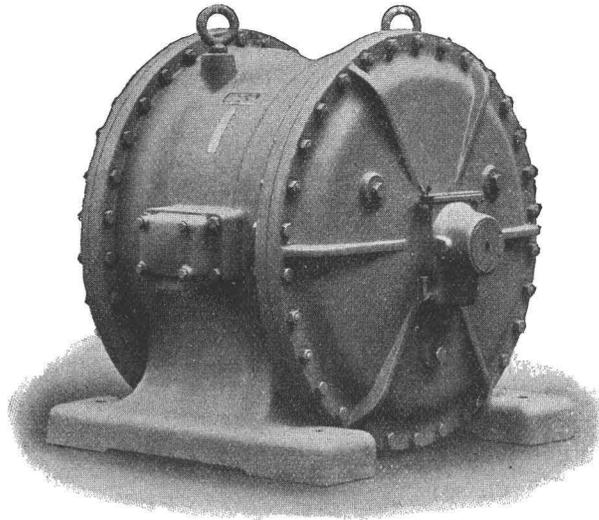


Abb. 8.  
Motor, vollständig geschlossen, S. S. W.

Bei den drei oben angeführten Arten der Schutzvorrichtungen sind im Einklang mit dem vom Verband Deutscher Elektrotechniker aufgestellten Leitsätzen<sup>6)</sup> folgende Bedingungen zu erfüllen:

#### Geschlossene Kapselung.

Für die erste Art, die geschlossene Kapselung, bei der das Eisengehäuse zur Aufnahme des elektrischen

Teiles allseitig geschlossen ist (siehe Abb. 8), kommen folgende Vorschriften in Frage:

1. Alle Teile der Kapselung sind so herzustellen, daß sie einem inneren Überdruck von acht Atmosphären widerstehen können. Unterteilungen des gekapselten Raumes, die durch enge Öffnungen verbunden sind, so daß sie zu Überspannungen Veranlassung geben könnten, sind zu vermeiden.

2. Die Stoßstellen zusammengepaßter Kapsel- und Gehäuseteile sowie die Auflageflächen von Deckeln, Türen und Klappen sind als breite, glattgearbeitete Flanschen auszubilden. Falls Dichtungen angewendet werden, muß dafür gesorgt werden, daß sie durch den Explosionsdruck nicht herausgedrückt werden können. Dichtungen aus wenig haltbarem Stoff, wie Gummi, Asbest oder ähnlichen Materialien, sind unzulässig.

<sup>6)</sup> Elektrotechnische Zeitschrift, 1912, Heft 6.

3. Die Schutzmaßnahmen sind auf alle Wege zu erstrecken, welche die Gase bei einer Explosion vom Innern der Kapselung nach außen nehmen können. Wellen und Betätigungsachsen sind an den Durchführungen durch die Kapselung in entsprechend lange Metallbüchsen zu verlegen, die ihrerseits mit dem Schutzgehäuse fest verbunden sind. Die Leitungseinführungen sind so abzudichten, daß sie dem Explosionsdruck standhalten.

#### Plattenschutzkapselung.

Bei der zweiten Bauart, der Plattenschutzkapselung, werden an den Motoren, Transformatoren und Apparaten Pakete von Metall-

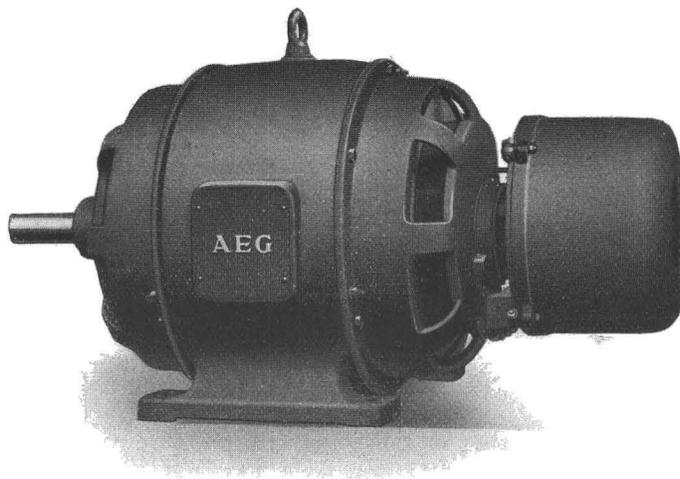


Abb. 9.

Motor, vollständig mit Plattenschutz gekapselt.

platten angebracht, welche durch Zwischenlagen in bestimmten Abständen gehalten werden.

Für die Ausführung ist folgendes zu berücksichtigen:

a) Man verwende Metallplatten, die eine Flanschenbreite von mindestens 50 mm und eine Stärke von mindestens 0,5 mm haben, und ordne sie durch Einlegen geeigneter Zwischenstücke so an, daß ihr Abstand höchstens 0,5 mm beträgt und auch nicht infolge Durchbiegung der Platten überschritten werden kann. Als Material verwende man Bronze oder Messing, verzinn-tes oder verzinktes Eisen.

b) Die Plattenpackungen sind gegen äußere Beschädigungen zu schützen. Es wird empfohlen, sie abnehmbar anzubringen, so daß eine bequeme Überwachung und ein leichtes Auswechseln der Platten möglich wird.

c) Die Bedingungen unter *b* und *c* sind zu erfüllen. Falls nicht eine genügend große Anzahl von Schlitzen vorhanden ist, die das Entstehen eines größeren Überdruckes sicher verhindert, sind auch

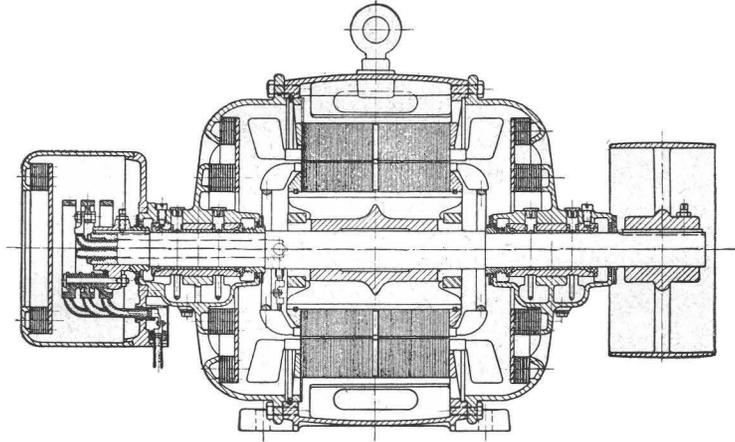


Abb. 10.

Motor, vollständig mit Plattenschutz gekapselt, Schnitt.

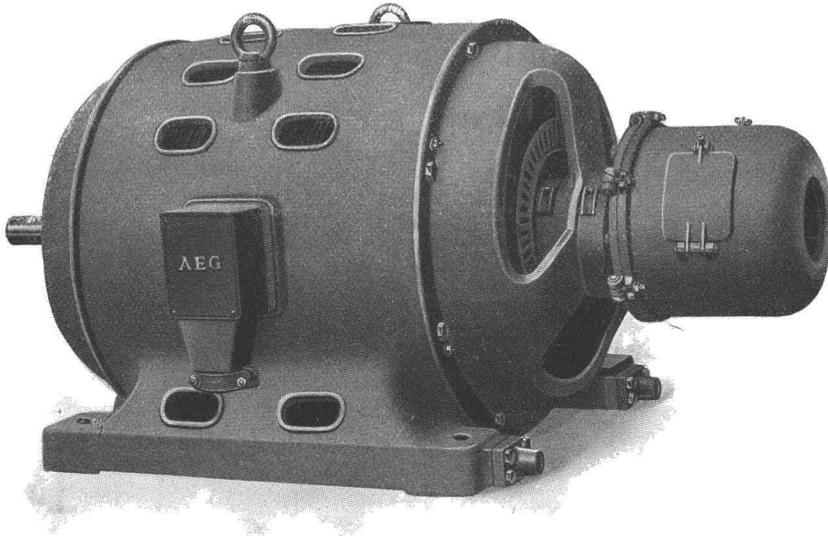


Abb. 11.

Motor offen, Schleifringe gekapselt.

die Bedingungen unter *a* zu beachten. Alle Undichtigkeiten sind zu vermeiden.

Einzelne Ausführungen der Allgemeinen Elektrizitäts-Gesellschaft zeigen die Abb. 9, 10 und 11.

Von den beiden angegebenen Bauarten von Motoren für die Verwendung unmittelbar vor Kohlenbetrieben, also für Bohr- und Schrämmaschinen, hat sich die vollkommene Kapselung sehr gut bewährt. Sie hat aber den Nachteil, daß sie die Abkühlung des Motors erschwert und dadurch den Wirkungsgrad ganz erheblich herabsetzt.

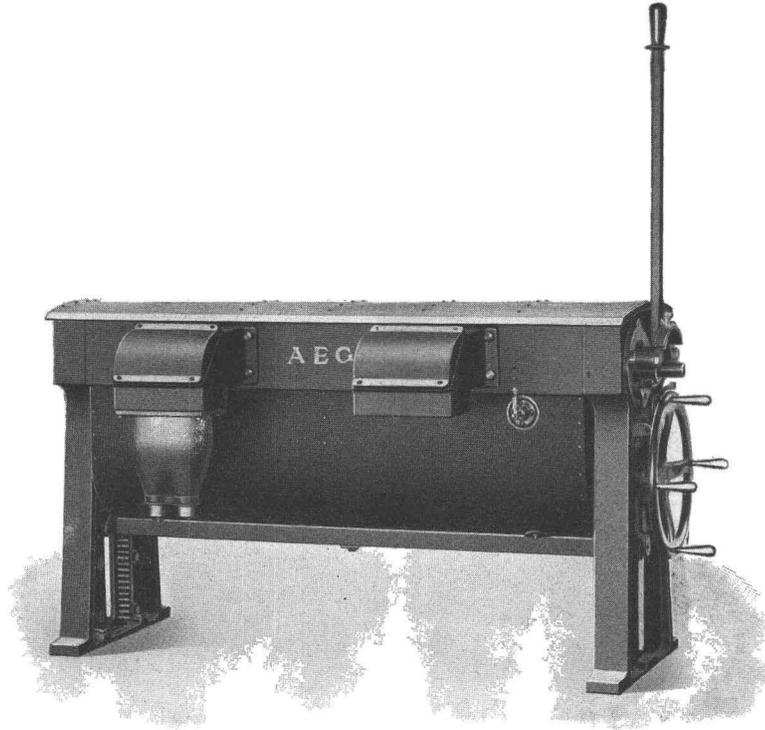


Abb. 12.  
Schlagwettersicherer Steuerschalter, geschlossen.

In sehr staubigen Betrieben kann aber auch der Motor mit Plattenschutz derart verschmutzt werden, daß seine Ventilation im Betriebe allmählich an Wirkung abnimmt, so daß er warm wird. Motoren für derartige Betriebe müssen daher stets reichlich bemessen werden.

Zur Kühlung von Motoren ist in der englischen Literatur die Verwendung von Preßluft vielfach empfohlen worden. Nach den bisherigen Erfahrungen ist dieses jedoch ein sehr gewagtes Mittel, da die Preßluft in der Regel viel Feuchtigkeit enthält, die dann dem Motor künstlich zugeführt werden würde.

Wie die Motoren, so müssen in gleicher Weise auch die Nebengeräte für die Verwendung in Gruben besonders ausgebildet sein,

da neben der Schlagwettersicherheit auf die Grubenfeuchtigkeit, die Verschmutzung und die oft unsachgemäße Behandlung Rücksicht genommen werden muß.

Hier findet vor allem die oben erwähnte dritte Art der schlagwettersicheren Bauart, die Ölkapselung, Anwendung.

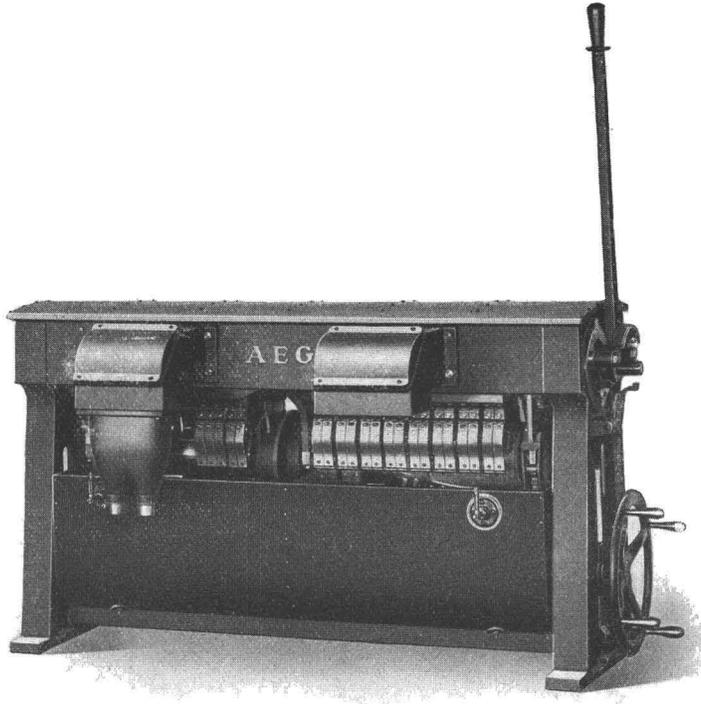


Abb. 13.  
Schlagwettersicherer Steuerschalter, offen.

### Ölkapselung.

Diese Kapselung besteht darin, daß der ganze Apparat, soweit an ihm Funkenbildungen oder gefährliche Erhitzung durch den elektrischen Strom möglich ist, in einen Behälter eingebaut wird, welcher mit harz- oder säurefreiem Mineralöl gefüllt ist.

Der Ölstand ist so reichlich zu bemessen, daß das Auftreten von Funken über den Ölspiegel hinaus ausgeschlossen ist. Die hiefür erforderliche Höhe des Ölstandes ist durch eine Marke festzulegen. Die Ölstandshöhe muß erkennbar sein, ohne daß die Kapselung geöffnet zu werden braucht.

Im folgenden sollen kurz einige der gebräuchlichsten schlagwettersicheren Apparate der Allgemeinen Elektrizitäts-Gesellschaft angeführt werden, ohne auf deren Bauart näher einzugehen.

Abb. 12 und 13 zeigen einen schlagwettersicheren Steuerschalter, wie er vielfach zum Anlassen und Umsteuern von Drehstrommotoren, besonders zum Betriebe von Haspeln, Pumpen und Seilbahnen unter Tage Verwendung findet. Die Kontakte des Steuerschalters liegen unter Öl, so daß ein beim Ausschalten entstehender Lichtbogen gelöscht wird.

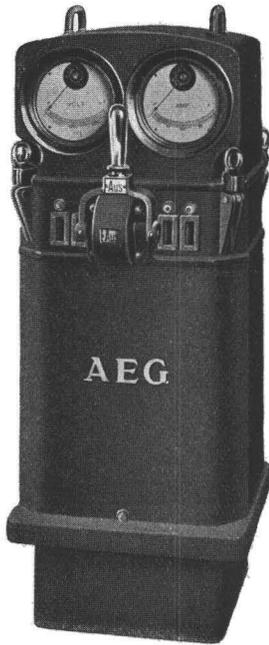


Abb. 14.  
Hochspannungsschaltkasten.



Abb. 15.  
Hochspannungsschaltkasten mit Trans-  
formator.

Die Ölbehälter der Steuerschalter besitzen eine durch Hebel oder Handrad leicht zu betätigende Senkvorrichtung, so daß die Kontakte sehr leicht zugänglich sind.

An schlagwettersicheren Hochspannungsschaltkästen hatte es lange gefehlt, so daß durch die Apparate der Allgemeinen Elektrizitäts-Gesellschaft, Abb. 14 und 15, und ähnlich gebauten jetzt einem lange empfundenen Mangel wirksam abgeholfen worden ist.

Bei dem Hochspannungsschaltkasten (Abb. 14) für das Ein- und Ausschalten von großen Stromstärken und Spannungen liegen Schalter und Sicherungen in einem gußeisernen Gehäuse unter Öl.

Abb. 15 zeigt einen Hochspannungsschaltkasten mit Transformator, wie er z. B. für Beleuchtung unter Tage Verwendung findet.

Das gußeiserne, allseitig geschlossene Gehäuse enthält einen Wechselstromtransformator, einen Schalter und Sicherungen für Hoch- und Niederspannung.

Für sehr raue und feuchte Räume sowie für die Verwendung in schlagwettergefährlichen Betrieben sind besondere Installationskasten

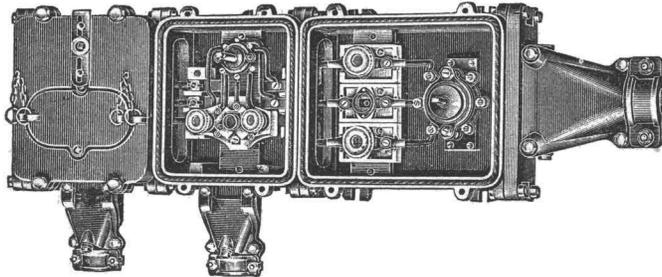


Abb. 16.

Niederspannungsschaltkasten, S. S. W.

gebaut worden, die sich wegen ihrer großen Anpassungsfähigkeit an die verschiedenen Betriebsbedingungen einer großen Beliebtheit

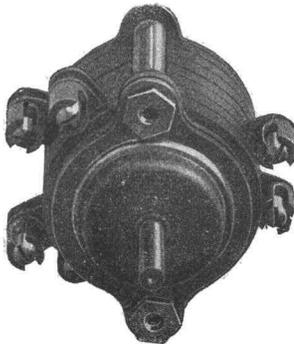


Abb. 17a.

Momentdrehschalter, System Engel, S. S. W.

ohne Gehäuse.

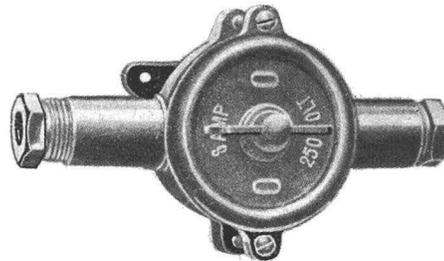


Abb. 17b.

mit Gehäuse.

erfreuen. Die Kasten lassen sich, wie Abb. 16 zeigt, in beliebiger Zahl aneinander reihen. Durch eine Verriegelung ist ferner dafür gesorgt, daß die Sicherungskappe auf der Vorderseite nicht eher geöffnet werden kann, bevor der zugehörige Stromkreis ausgeschaltet ist, und daß anderseits der Strom erst wieder eingeschaltet werden kann, wenn die Kappe fest aufgeschraubt ist.

Abb. 17a und 17b zeigen den schlagwettersicheren und wasserdichten Momentdrehschalter System Engel, dessen einzelne Kontaktsegmente mit Platten aus feuerfestem Material umgeben sind. Durch diese werden die bei einer Explosion im Innern des Schalters aus-

tretenden Gase derartig abgekühlt, daß die Explosion sich nicht nach außen fortpflanzen kann. Die Apparate sind sogar ohne das den Schalter abschließende Gehäuse schlagwettersicher.

Die Bestrebungen, in schlagwettersicheren Grubenräumen Schalter, Sicherungen, Widerstände und Transformatoren in einem Ölbad anzuordnen, das abkühlend und bei Sicherungen und Schaltern außerdem funkenlöschend wirkt, haben dazu geführt, die bisher übliche offene Verlegung von Leitungen, Sammelschienen und Trennschaltern zu verlassen und die gesamten spannungsführenden Teile, also auch die Trennschalter, unter Öl zu legen. Diese Anordnung stellt ohne Zweifel



Abb. 18a.  
Trennschalter, Voigt & Haeffner,  
Frankfurt a. M.

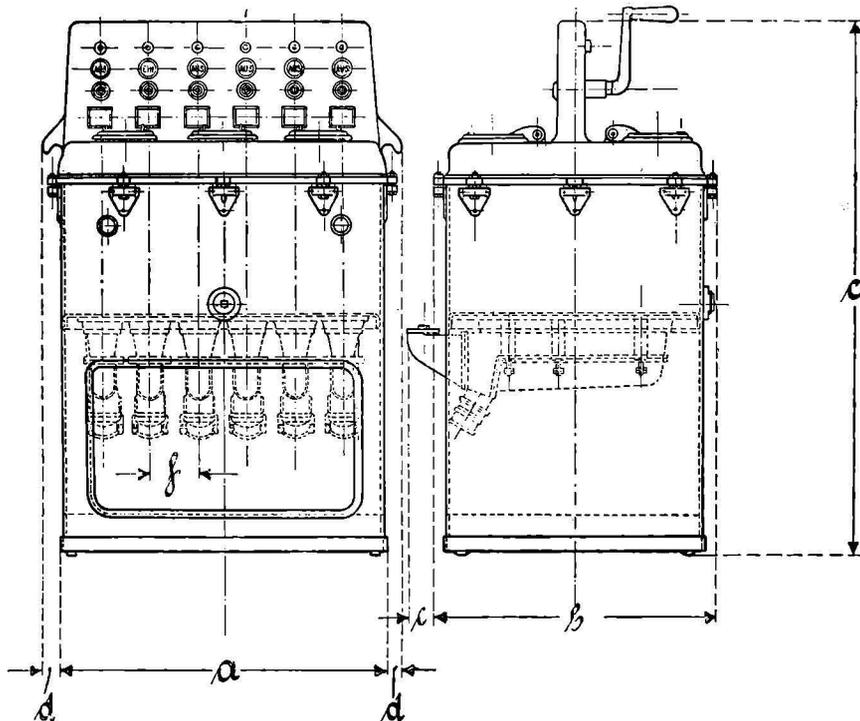


Abb. 18b.  
Trennschalter, Schnitt.

eine erhebliche Verbesserung der bisherigen Methode dar, weil sämtliche unter Spannung stehende Metalle und ihre Isolatoren dem Einflusse von Luft und Feuchtigkeit und auch der Berührung entzogen sind.

Von diesen Apparaten interessiert am meisten der Trennschalter Abb. 18 *a* und *b*. Nach § 11, Absatz 1 der Verbandsvorschriften muß nämlich ein Trennschalter eine »sichtbare Trennstelle« haben.



Abb. 19.

Pumpenkammer mit schlagwettersicheren Schaltapparaten.

Dieser Forderung ist man dadurch gerecht geworden, daß man die Trennstücke unter Öl angeordnet hat, während die Messer in ausgeschaltetem Zustande aus dem Ölbade herausragen und auf diese Weise, wie es in den Vorschriften heißt, »sichtbar« werden. Derartige Anlagen, wie sie Abb. 19 zeigt, sind zurzeit auf verschiedenen Gruben in Westfalen und in England ausgeführt worden.

Auch für die stationäre elektrische Beleuchtung unter Tage sind in den letzten Jahren eine ganze Reihe von sehr brauchbaren Neuerungen entwickelt, von denen in den Abb. 20 und 21 einige wiedergegeben sind.

Abb. 20 zeigt eine schlagwettersichere Grubenglühllichtarmatur mit Innenansicht des Abzweigekastens. Sie besteht im wesentlichen

aus einem Gußgehäuse, auf dessen Boden eine zwei- oder dreiklemmige Schalterabzweigplatte montiert ist, um das einzuführende Kabel nach Belieben abzweigen zu können. Bei den gesicherten Grubenarmaturen sind auf dem Boden zwei Diazedsicherungen und ein doppelpoliger Paketschalter eingebaut. Über diesen Teilen befindet sich zwecks bester Lichtausbeute ein Innenreflektor, über den wieder der aushängbare Deckel mit Schutzglas und Schutzkorb angeordnet ist.

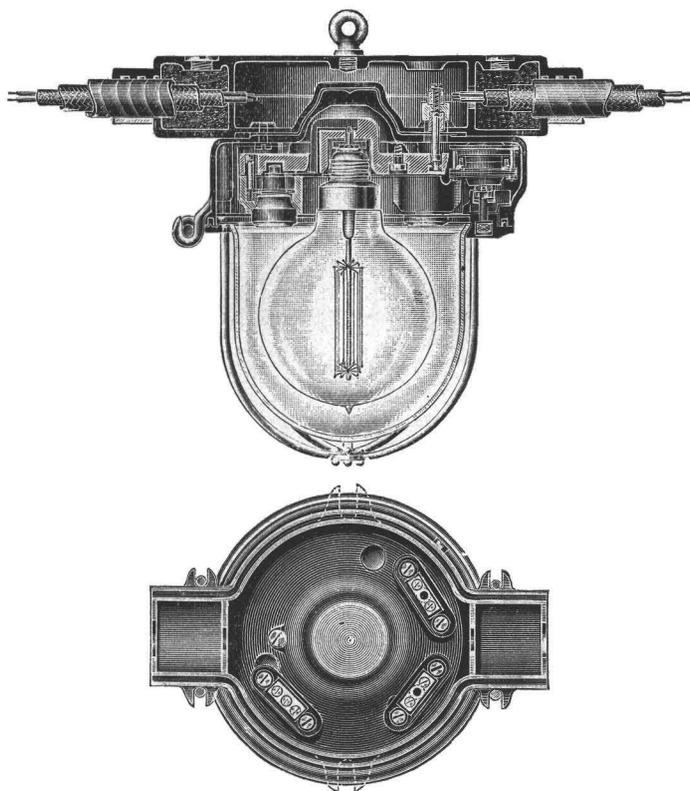


Abb. 20.

Glühlichtarmatur Schanzenbach, Frankfurt a. M.

Die Arbeitsweise des Verschlusses der Armatur ist derartig, daß sich diese während des Betriebes nur nach Ausschalten der Lampe öffnen läßt. Das Ausschalten des Schaltwerkes geschieht also zwangsläufig, so daß neben gefahrloser Bedienung eine gute Sicherung gegen eine Entzündung der Schlagwetter gewährleistet ist.

Bei der Glühlichtarmatur mit zwei Kabeleinführungen (Abb. 21) ist durch eine federnde Vorrichtung dafür gesorgt, daß bei Abnahme des Schutzkorbes und des Glases der Kontakt zwischen der Stromzuführung und der Lampe selbsttätig und frühzeitig unterbrochen wird. Die Kabel werden in die dafür vorgesehenen Muffen der Ar-

maturen eingeführt und vergossen, so daß besondere Endverschlüsse überflüssig sind.

Was die Beleuchtung der Arbeitspunkte insbesondere in Kohlenbergwerken betrifft, so haben die großen Vorzüge der Benzinsicherheitslampen dazu geführt, daß heute die meisten Schlagwettergruben des In- und Auslandes mit diesen Lampen ausgerüstet sind; denn die Benzinsicherheitslampe dient dem Bergmanne nicht allein zur Beleuchtung, sondern sie zeigt ihm auch jederzeit durch das Auftreten der Aureole die Ansammlung von Schlagwettern an. Hierin wird stets ein außerordentlich hoher Wert der Benzinsicherheitslampe bestehen.

In jüngster Zeit ist aber auch der Verwendung von tragbaren elektrischen Grubenlampen mehr und mehr Beachtung geschenkt

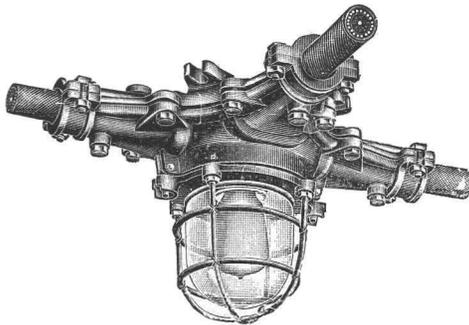


Abb. 21.

Glühlichtarmatur mit Kabeleinführungen,  
S. S. W.

worden. In der Tat genügt die Benzinsicherheitslampe ebenso wenig bei gewissen Arbeiten im Bergbau, z. B. bei der Bekämpfung von Bränden, bei Rettungsarbeiten in nicht mehr atembaren Gasen oder dergleichen wie in solchen Schlagwettergruben, in denen mit besonders stark auftretenden Gasmengen zu kämpfen ist. Hier hat die elektrische Lampe Verwendung gefunden und bereits gute Dienste geleistet.

Infolgedessen haben seit einer Reihe von Jahren die verschiedenen Lampenfabriken sich in eingehendster Weise mit dem Bau einer brauchbaren schlagwettersicheren elektrischen Grubenlampe beschäftigt und verschiedene Lampenmodelle hergestellt, von denen auch schon eine Reihe dem praktischen Grubenbetriebe übergeben wurden, um festzustellen, ob sie den mannigfachen und hohen Anforderungen des unterirdischen Betriebes besonders in Schlagwettergruben gerecht werden können.

Die verschiedenen elektrischen Grubenlampen unterscheiden sich einerseits nach dem Akkumulator, der verwendet wird, andererseits nach dem Gehäuse, das jenen umgibt. Die Lampen werden jedoch heute in der Regel entweder mit einem Edison- oder Bleiakkumulator ausgerüstet.

Der Edison-Akkumulator bietet den Vorteil, daß er längere Zeit in geladenem Zustande stehen kann, ohne an Kapazität wesentlich einzubüßen, keiner außergewöhnlich sorgfältigen und peinlichen Wartung bedarf und innerhalb einer verhältnismäßig kurzen Zeit wieder geladen werden kann.

Der Bleiakкумуляtor gestattet wegen seiner runden Form der Lampe selbst ein handliches und für den rauhen Grubenbetrieb besonders geeignetes Gehäuse zu geben, ist aber im übrigen in seiner Leistung und Güte dem Edison-Akkumulator ähnlich.

Die für die elektrischen Grubenlampen verwendeten Metallfadenglühlampen haben eine Leuchtkraft von durchschnittlich zirka 1·5 bis 2 Kerzen und bei einem Stromverbrauch von zirka 0·7 bis 0·8 Ampère eine Lebensdauer von etwa 700 Brennstunden.

Die Brenndauer der elektrischen Grubenlampen soll zirka 14 bis 16 Stunden betragen.

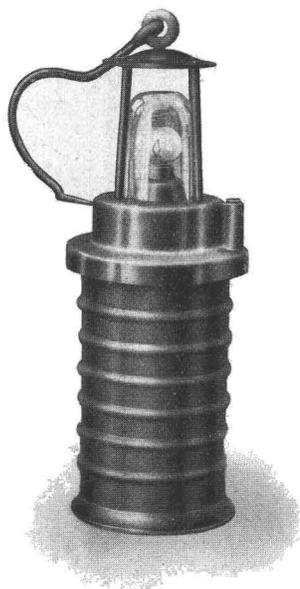


Abb. 22 a.  
Concordia-Lampe.

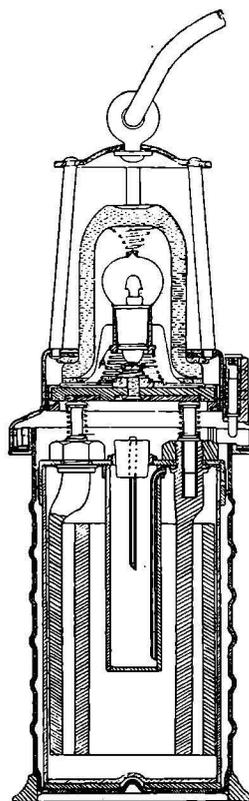


Abb. 22 b.  
Concordia-Lampe, Schnitt.

Das Wiederladen der Edison-Akkumulatoren erfordert bei 3 Ampère Ladestromstärke zirka 4 Stunden; mit geringerer Stromstärke dauert es entsprechend länger, während das Laden der Bleiakкумуляtoren bei zirka 1·5 bis 2 Ampère zirka 10 bis 12 Stunden in Anspruch nimmt.

Um eine Grubenlampe zu erhalten, die möglichst hohen Anforderungen gerecht werden könnte, hatte die englische Regierung im vorigen Jahre ein internationales Preisausschreiben erlassen, das im August zur Entscheidung gelangt ist.

Ein deutscher Ingenieur hat in diesem Wettbewerb den ersten Preis im Betrage von 12.000 Mark erhalten.

Die Bauart dieser Lampe zeigen die Abb. 22 a und 22 b. Auf die Einzelheiten kann ich hier nicht näher eingehen, möchte aber nicht unerwähnt lassen, daß auch andere sehr brauchbare elektrische Lampen in den Schlagwettergruben in Westfalen in Betrieb sind.

Eine dieser Lampen ist in den Abb. 23 a und 23 b wiedergegeben.

Zum Schlusse möchte ich hervorheben, daß in Schlagwettergruben die Zündung der Sprengstoffe nur auf elektrischem Wege er-

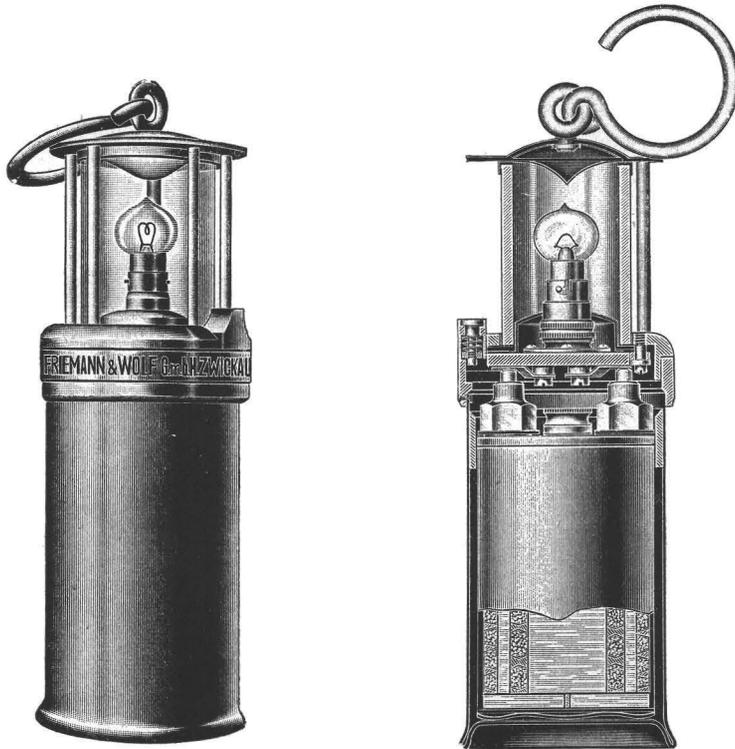


Abb. 23 a.  
Elektrische Grubenlampe, Friemann & Wolf, Zwickau i. S.

Abb. 23 b.  
Schnitt.

folgen sollte. Dieser Forderung hat auch das Oberbergamt Dortmund Geltung verschafft, indem es in der Bergpolizeiverordnung vom 1. Januar 1911 die elektrische Zündung der Sprengstoffe in Schlagwettergruben obligatorisch machte.

Die Schlagwettersicherheit der elektrischen Zündung wird in der Hauptsache dadurch begünstigt, daß bei Abgabe mehrerer Schüsse diese gleichzeitig kommen. Es kann also nicht ein Schuß dem anderen die Schlagwetter freimachen oder gefährlichen Kohlenstaub auf-

wirbeln, vielmehr bleiben die örtlichen Bedingungen, über deren Ungefährlichkeit man sich vor der Zündung vorher unterrichten kann, für alle Schüsse erhalten. Eine Ausnahme macht hiebei freilich die elektrische Zeitzündung, bei der ähnlich wie bei der Zündschnurzündung die Schüsse in vorher bestimmter Reihenfolge zur Explosion gebracht werden.

Auf die einzelnen Systeme der elektrischen Zündung einzugehen, würde hier zu weit gehen; ich kann mir aber nicht versagen darauf hinzuweisen, daß die Sicherheit der elektrischen Zündung nur dann voll erreicht werden kann, wenn ausschließlich bestes Material verwendet wird.

---

Vorsitzender: »Wünscht jemand das Wort? (Niemand meldet sich.) Dies ist nicht der Fall. Es erübrigt mir nur noch, dem Herrn Vortragenden für seine ausgezeichneten Darlegungen zu danken. Diese kommen um so mehr gelegen, als Dr. Fillunger, einer der ersten Fachleute in der Schlagwetterpraxis, gestern den Wunsch geäußert hat, die Herren mögen sich mit dieser Frage beschäftigen. Wir sehen, daß Sie sich schon eingehend damit befaßt haben, ich wünsche besten Erfolg.

Nunmehr schließe ich die Sitzung.«

(Schluß der Sitzung: 11 Uhr vormittags.)

-----

## Gemeinsame Schlußversammlung der beiden Sektionen.

**19. September 1912.**

(Beginn der Sitzung: 11 Uhr vormittags.)

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Meine sehr geehrten Herren! Bevor wir in die Schlußberatungen eingehen, habe ich die Ehre, Ihnen folgendes von der Kabinettskanzlei Seiner k. und k. Apostolischen Majestät eingelangte Telegramm zur Kenntnis zu bringen (Die Versammlung erhebt sich.): »Seine k. und k. Apostolische Majestät haben die aus Anlaß des Allgemeinen Bergmannstages dargebrachte Huldigung mit Dank zur Allerhöchsten Kenntnis allergnädigst zu nehmen geruht.«

Wir nehmen mit dem Ausdruck huldigender Ehrfurcht diese Allerhöchste Kundgebung ehrerbietigst zur Kenntnis.

Nun fahren wir in unseren Beratungen fort und ich erlaube mir die Frage in Verhandlung zu stellen, wo und wann der nächste Bergmannstag abgehalten werden soll. Ich möchte mir bei diesem Anlasse eine Anregung zu machen erlauben und diese Anregung betrifft die Ausgestaltung des Bergmannstages, und zwar in der Richtung, daß an Stelle von freigewählten Vorträgen, wie sie gegenwärtig die Bergmannstagungen beschäftigen, bestimmte Probleme zur Diskussion gestellt werden sollen. (Zustimmung.) Die Herren wissen ja zur Genüge, daß gerade uns Berg- und Hüttenleute eine ganze Reihe wichtiger Fragen beschäftigt, die gewöhnlich von aktuellster Bedeutung sind nicht nur für unseren Stand, sondern für das ganze öffentliche Leben. Ich meine daher, daß es sich vielleicht als zweckmäßig erweisen wird, ein Komitee zu bestellen, welches fortan, um diese Ausgestaltung des Bergmannstages durchzuführen, nach einem bestimmten Programm jene Themen zusammenzustellen hätte, die den künftigen Bergmannstag zu beschäftigen haben werden. Selbstverständlich wird es dabei auch Sache des Komitees sein, für die Bearbeitung der betreffenden Themen die entsprechenden Referenten sich zu beschaffen. Ich bitte die geehrten Herren, in die Diskussion über diese Frage einzugehen,

damit wir darüber zu einem Beschlusse kommen können. (Bergrat Eugen Bauer meldet sich zum Worte.) Herr Bergrat Bauer hat das Wort.«

Bergrat Eugen Bauer, Wien: »Ich finde den Antrag sehr beachtenswert und würde denselben unbedingt zur Annahme empfehlen, respektive bitten, zur Wahl dieses Komitees zu schreiten. Nur möchte ich glauben, daß es freigestellt werden soll, beim nächsten Bergmannstage außer den offiziell zur Diskussion gestellten Themen auch Vorträge anmelden und, falls das Komitee dieselben akzeptiert, abhalten zu können. Diese Vorträge sollen aber nur secundo loco nach Maßgabe der vorhandenen Zeit in das Programm aufgenommen werden.«

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Wünscht noch einer der Herren das Wort? (Niemand meldet sich.) Es ist nicht der Fall, und so bitte ich, vielleicht bezüglich der Abhaltung des nächsten Bergmannstages einen Antrag zu stellen.«

Bergrat Eugen Bauer: »Es handelt sich jetzt um die Wahl eines Komitees.«

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Ich möchte das erst in zweite Linie gestellt wissen. Zuerst werden wir über den Zeitpunkt und Ort des nächsten Bergmannstages Beschluß fassen und dann die Wahl des Vorbereitenden Komitees vornehmen. (Bergdirektor Otto Berger meldet sich zum Wort.) Herr Direktor Berger hat das Wort.«

Bergdirektor Otto Berger, Pilsen: »Ich beantrage, die Bestimmung des Ortes und der Zeit des nächsten Bergmannstages dem Präsidium des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer zu überlassen.«

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Die Herren haben den Antrag gehört. Ich bitte jene Herren, welche mit diesem Antrage einverstanden sind, sich von den Sitzen zu erheben. (Geschieht.) Der Antrag ist angenommen.

Nun schreiten wir zur Wahl des Vorbereitenden Komitees. Ich glaube, daß in dem Antrage des Herrn Direktors Berger implicite auch enthalten ist, daß der Zentralverein wegen des Vorbereitenden Komitees entsprechende Vorsorge zu treffen hätte. Oder soll dieses Komitee von der Versammlung hier gewählt werden? Ich bitte, sich darüber auszusprechen. (Generaldirektor Georg Günther meldet sich zum Wort.) Herr Generaldirektor Günther hat das Wort.«

Generaldirektor Georg Günther: »Da offenbar von heute bis zur Abhaltung des nächsten Bergmannstages eine geraume Frist verstreichen wird, so ist gar nicht abzusehen, ob jene Mitglieder, welche eventuell in das Komitee delegiert werden, nach Ablauf von fünf oder noch mehr Jahren Lust oder überhaupt die Möglichkeit haben werden, dieses Amt zu übernehmen. (Zustimmung.) Ich glaube, daß es sich

empfehlen würde, auch die Wahl des seinerzeitigen Vorbereitenden Komitees, das ja heute noch nicht zu tagen braucht, dem Zentralvereine zu überlassen.« (Lebhafte Zustimmung.)

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Herr Generaldirektor Günther beantragt, daß die Zusammensetzung des Vorbereitenden Komitees dem Zentralvereine überlassen werden möge. Die Herren, welche mit diesem Antrage einverstanden sind, wollen die Hand erheben. (Geschieht.) Der Antrag ist mit großer Mehrheit angenommen.

Wünscht noch jemand das Wort? (Generaldirektor Günther meldet sich). Herr Generaldirektor Günther hat das Wort.«

Generaldirektor Georg Günther: »Ich möchte zum Schlusse einen Appell an Sie richten, der allerdings, wie ich zugebe, mit den Gründen, die uns zum Bergmannstage versammelt haben, eigentlich nichts zu tun hat.

Wie Sie wissen, ist ein Technisches Museum für Industrie und Gewerbe in Wien im Bau. Jene Herren, welche in München Gelegenheit hatten, das dortige Deutsche Museum für Meisterwerke der Naturwissenschaften und der Technik zu sehen, werden begreifen, daß eine reichliche Beschickung und vollendete Ausgestaltung des bei uns im Entstehen begriffenen Technischen Museums mit Musealgegenständen unserer Berufssphäre nicht nur im Interesse der Allgemeinheit liegt, sondern auch danach angetan ist, ein rühmliches Zeugnis davon zu geben, was das Berg- und Hüttenwesen im Laufe der letzten Jahrzehnte vollbracht hat.

Ich glaube, es ist eine Standesfrage, daß wir uns alle möglichst rege beteiligen, und ich möchte die Herren ersuchen, soweit es in Ihrer Macht ist, für eine reichliche Beschickung des Museums zu sorgen.« (Beifall.)

Vorsitzender: Wünscht noch einer der Herren das Wort? (Niemand meldet sich.) Zu einer Mitteilung erteile ich dem Herrn Schriftführer Dr. Blauhorn das Wort.«

Schriftführer Dr. Blauhorn: »Ich möchte den verehrten Herren nochmals in Erinnerung bringen, daß die Festschrift, deren Fertigstellung sich infolge eines kleinen Versehens bei der Buchdruckerei etwas hinausgezogen hat, im Komiteelokal, Wien, I., Nibelungengasse Nr. 13, von den Herren behoben werden kann. Es ist hier ganz in der Nachbarschaft. Denjenigen Herren, welche die Festschrift nicht selbst zu beheben gedenken, wird sie durch die Post zugesendet werden.« (Bravo!)

Vorsitzender: »Meine sehr geehrten Herren! Nach einer Reihe arbeitsvoller Tage sind wir am Schlusse unserer gegenwärtigen Beratungen angelangt. Ich erlaube mir Ihnen allen, meine sehr verehrten

Herren, vor allem aber denjenigen Herren, welche durch Referate dazu beigetragen haben, daß sich unsere Verhandlungen so interessant gestaltet haben, unseren allerbesten, unseren herzlichsten Dank auszusprechen. Ich würde mich aber eines Pflichtversäumnisses schuldig machen, wenn ich diese Gelegenheit nicht neuerdings zum Anlaß nehmen würde, auch dem Ingenieur- und Architektenvereine dafür, daß er uns an seiner Stätte so gastliche Unterkunft gewährt hat, nochmals unseren wärmsten Dank abzustatten. (Beifall.)

Ich glaube, der Ansicht Ausdruck geben zu dürfen, daß wir alle bestrebt sind, durchdrungen von dem großen Ernste, welcher den uns zur Lösung übertragenen Problemen innewohnt, dem Bergbau zu Erfolgen zu verhelfen. Ich kann aber auch meiner Ansicht dahin Ausdruck geben, daß auch die gegenwärtige Tagung unablässig bemüht gewesen ist, durch gewissenhafte Arbeit, durch Verwendung reichen Wissens und wertvoller Erfahrungen das Möglichste zu leisten. Ein großes Stück Arbeit ist wieder durchgeführt worden. Wir sind aber noch nicht am Ziele. Um so energischer und unverdrossener wollen wir den betretenen Weg vorwärtsschreiten, in der Erkenntnis der großen Bedeutung der Sache, der wir unsere Dienste widmen.

Möge der Arbeitseifer und die Arbeitslust, die unserer gegenwärtigen Tagung beschieden waren, auch die künftigen Tagungen beherrschen! Mit diesem Wunsche schließe ich den Allgemeinen Bergmannstag, Wien 1912. Wir rufen uns ein frohes Wiedersehen zu. Auf Wiedersehen, meine Herren!« (Lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Herr Hofrat Dr. Lorber hat das Wort.«

Hofrat Dr. Franz Lorber, Wien: »Gestatten Sie mir, zum Schlusse einige Worte an Sie zu richten. Ich bin überzeugt, daß ich in Ihrem Namen spreche und daß das, was ich vorhabe, etwas sehr Dankenswertes ist. Sie waren Zeugen der Veranstaltungen, die wir soeben abzuschließen im Begriffe stehen. Ich kann nur sagen, ich war außerordentlich erfreut über das vollständige Gelingen und über die glänzende Vorbereitung des Bergmannstages. (Lebhafter Beifall.) Wir würden ganz gewiß versäumen, eine Dankeschuld abzustatten, wenn wir nicht Ausdruck geben würden, wie sehr wir von dem vollständigen Gelingen des Bergmannstages befriedigt sind. (Lebhafte Zustimmung.) Gestatten Sie mir daher, daß ich in Ihrem Namen dem Präsidium des Allgemeinen Bergmannstages wie auch den Präsidien der beiden Sektionen, aber nicht minder auch dem Vorbereitenden Komitee den verbindlichsten Dank zum Ausdruck bringe und Sie bitte, sich dieser Dankeskundgebung anzuschließen. (Lebhafter Beifall und Händeklatschen). Mir selbst gewährt es aber auch eine besondere Befriedigung, daß ich in der Lage bin, den vielen Anwesenden, welche ich

mit Stolz und Freude meine Schüler nennen kann, einen Abschiedsgruß zuzurufen. (Lebhafter Beifall.) Der Allgemeine Bergmannstag ist zu Ende, Glückauf dem nächsten Bergmannstage!« (Allseitiger lebhafter Beifall und Händeklatschen.)

Vorsitzender Sektionschef Ritter v. Homann: »Ich schließe die Verhandlungen des Allgemeinen Bergmannstages, Wien 1912, mit einem Glückauf!«

(Schluß der gemeinsamen Schlußversammlung um 11 Uhr 30 Minuten vormittags.)

-----

# VORTRÄGE,

welche für den Allgemeinen Bergmannstag angemeldet waren,  
aber wegen Zeitmangels nicht zur Abhaltung gelangen konnten.

---

# Neuere Druckluftlokomotiven für Grubenbahnen.

Von

**Direktor Theodor Giller,**

Mülheim-Ruhr.

Als ich im Juni 1910 vor dem Internationalen Kongreß in Düsseldorf über das Thema: »Druckluftlokomotivförderung im deutschen Bergbau« sprach, schloß ich mit den Worten:

»Ich bin überzeugt, daß es den rastlosen Bemühungen der Ingenieure im Zusammenwirken mit den Bergwerksverwaltungen gelingen wird, die beiden Hauptpunkte der Druckluftlokomotivförderung noch ständig zu verbessern, nämlich, die Leistungsgrenze der Lokomotiven zu erweitern und die Gesteungskosten weiter herabzumindern.«

Diesem Zusammenwirken der Bergwerksverwaltungen und der Konstrukteure ist es gelungen, seit diesem geringen Zeitraume von nur  $2\frac{1}{4}$  Jahren auf dem Gebiete der Druckluftlokomotivförderung ganz außerordentliche Fortschritte zu erzielen. Diese Fortschritte treffen in erheblich höherem Maße für die Druckluftlokomotiven zu, als wie für die Hochdruckkompressoren. Denn Hochdruckkompressoren baute man schon seit vielen Jahren, wenn auch für andere Zwecke, und konnte in der langen Zeit große Erfahrungen sammeln.

Hochdruckkompressoren kann man heute nicht nur als betriebsicher, sondern auch als durchaus ökonomisch arbeitend bezeichnen, und es bleibt nur als Streitfrage übrig, auf welchen Enddruck sollte zweckmäßig der Kompressor für Druckluftlokomotivförderungen verdichten. Speziell wird gefragt: 100 Atmosphären oder 150 Atmosphären Füllungsdruck in der Lokomotive, d. h. also etwa 115 oder 165 Atmosphären im Kompressor.

Versuche haben ergeben, daß der Mehrkraftverbrauch bei Steigerung der Atmosphärenzahl von 115 auf 165 nur rund 9,6% beträgt. Bei einer Drucksteigerung von z. B. 160 auf 225 Atmosphären nur noch 6,1%.

Der Mehrkraftverbrauch ist also ein verhältnismäßig sehr geringer. Dagegen besitzt ein höherer Füllungsdruck wesentliche Vorteile, nämlich größeren Aktionsradius der Lokomotiven, respektive bei gleichem Aktionsradius viel kleinere Behälter, also die Möglichkeit, auch kleinere Profile, wie bisher, mit ausreichendem Aktionsradius befahren zu können.

Die höhere Spannung gibt auch noch größere Sicherheit bei Nachlässigkeit des Lokomotivführers im rechtzeitigen Nachfüllen.

Während eine Zwillinglokomotive, die im Jahre 1894 gebaut wurde und Ihnen in Abb. 1 vorgeführt wird, für einen Füllungsdruck von 30 Atmosphären in drei genieteten Behältern eingerichtet wurde, wurde im Jahre 1909 eine Zwillinglokomotive, welche mit einem Kessel, der aber nicht mehr genietet, sondern geschweißt wurde und in Abb. 2 veranschaulicht wird, mit 60 Atmosphären gefüllt.

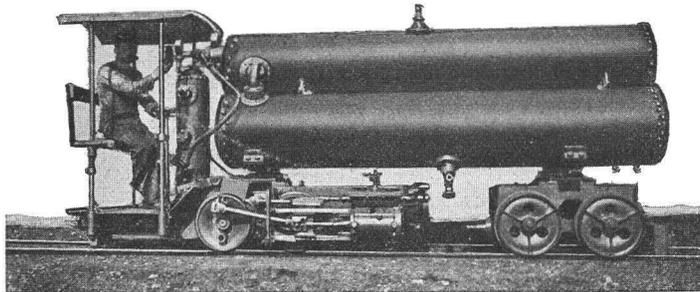


Abb. 1.

Druckluftlokomotive im Jahre 1894 auf der Versuchsgleisanlage zu Mülheim-Ruhr.

In Deutschland ging man vor knapp zwei Jahren, nachdem man den Wert der Zwischenwärmung, ohne die natürlich eine Verbundwirkung keinen Vorteil besitzt, erkannt hatte, direkt zu einem Füllungsdruck von 100 Atmosphären über, wobei man nahtlose Flaschen verwendete, während man in den Vereinigten Staaten von Nordamerika Verbundmaschinen noch neuerdings nur auf 56 Atmosphären füllt, wie aus den Veröffentlichungen des Oberingenieurs W. Kromer der Porter Company in Nr. 15 der »Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure« von 1911 und des Berginspektors Czermak in der »Montanistischen Rundschau« Nr. 12 von 1912 zu ersehen ist.

Die eingangs erwähnten Vorteile einer möglichst hohen Behälterspannung haben dazu geführt, in Deutschland, wenigstens seit einem Jahre etwa, den Behälterdruck vielfach bis auf 150 Atmosphären zu steigern. Es ist hiebei die Tatsache zu konstatieren, daß die Bergwerksverwaltungen, welche ihre Zwillinglokomotiven in Verbundlokomotiven umbauen ließen, Abb. 3, soweit diese Zwilling-

maschinen schon Stahlflaschen als Behälter besaßen, nachträglich die bergbehördliche Genehmigung einholten, die Lokomotiven mit 150 Atmosphären zu füllen.

Man erreichte nach dem Umbau bei kürzeren Strecken, daß man anstatt nach zweimaligem Hin- und Rückfahren erst nach dreimaligem Hin- und Rückfahren zu füllen brauchte, oder aber bei langer Strecke, daß man ohne Zwischenfüllung auskam. Diesem Vorteile des höheren Füllungsdruckes steht nun gegenüber der Nachteil des um 9,6% größeren Kraftverbrauches, wenn man die Luft im Kompressor anstatt auf 115 auf 165 Atmosphären verdichten läßt.

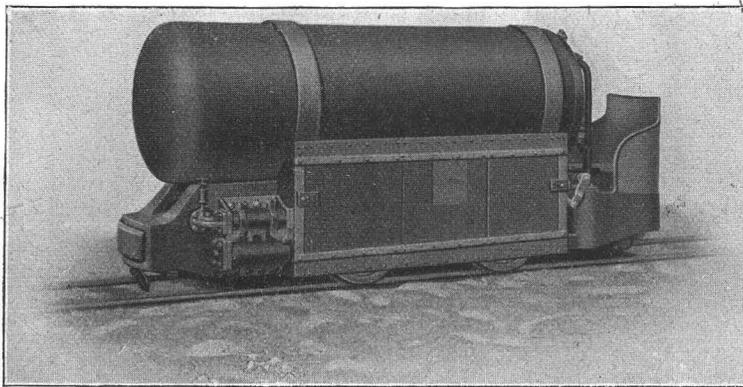


Abb. 2.

Meyersche Druckluftlokomotive, Bauart 1909.

Dieser Kraftmehrverbrauch ist nun in manchen Veröffentlichungen vollständig als Verlust in die Rechnung eingesetzt worden. Ich bin aber auf Grund von Versuchen zu dem Resultate gekommen, daß nur ein Bruchteil des größeren Kraftbedarfes überhaupt einen Verlust bedeutet. Denn beim Reduzieren von 165 auf eine geringere Spannung entsteht zwar eine Temperaturerniedrigung, diese kann aber nach außen nicht in die Erscheinung treten, weil die die Druckluftrohrleitungen umgebende Außenluft im Schacht und in den Strecken eine höhere Temperatur besitzt und infolgedessen ganz automatisch die Temperaturerniedrigung und damit Volumenverminderung, die durch die Drosselung im Reduzierventil eintritt, zum großen Teile und ohne irgendwelche Kosten zu verursachen, ausgleicht. Der danach noch übrig bleibende, effektive Verlust kann also nur ein verschwindend kleiner sein und dürfte in Anbetracht der gegenüberstehenden Vorteile niemanden verhindern, eine möglichst hohe Endspannung zur Anwendung zu bringen.

Ich bin deshalb der Meinung, daß der Füllungsdruck bei Verbundlokomotiven mindestens 130 Atmosphären betragen sollte.

Ehe ich in dem Bericht über die weitere Entwicklung der Lokomotiven weitergehe, möchte ich kurz auch etwas über die zugehörigen Kompressoren und die Hochdruckleitungen sagen, da diese Teile mit den Lokomotiven für die Grubenbahn ein Ganzes darstellen.

Da die Erfahrungen über die Vorteile der mehrstufigen Kompressoren für den Bau der Druckluftlokomotiven zur Verfügung standen, so baute man, wenn man es mit Füllungsdrücken bis 60 Atmo-

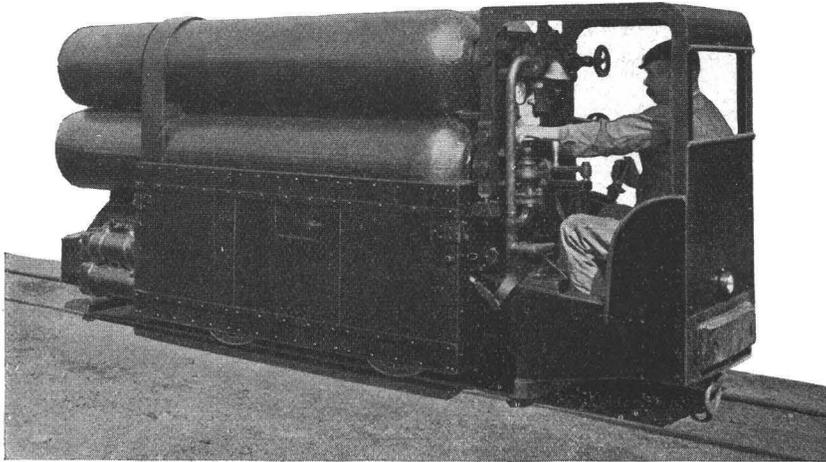


Abb. 3.

Meyersche Druckluftlokomotive, Bauart 1910.

sphären zu tun hatte, Kompressoren für dreistufige Verdichtung, bei Drücken bis 100 Atmosphären für vierstufige Verdichtung und darüber hinaus für fünfstufige Verdichtung. Manche Konstrukteure halten auch bei 130 Atmosphären Druck noch vierstufige Kompressoren für ausreichend.

Ich bin nun meisteils der Überzeugung, daß man Hochdruckkompressoren, welche über 100 Atmosphären pressen sollen, unbedingt fünfstufig bauen sollte.

Man sollte über ein Kompressionsverhältnis, das in den einzelnen Druckstufen über 1:2,8 bis 1:3 steigt, möglichst nicht hinausgehen. Es bleiben dann die Lufttemperaturen ausreichend niedrig und die Luftventile besitzen eine erheblich längere Lebensdauer. Es ergibt sich noch der Vorteil, daß bei Defektwerden einer Stufe im Kompressor mit den übrigen Stufen der Betrieb an sich gefahrlos aufrecht erhalten werden kann. Die Undichtigkeitsverluste sind wegen der geringeren Druckdifferenzen zwischen den einzelnen Stufen geringer.

Gegenüber diesen großen Vorteilen fällt der kleine Zylinder der fünften Stufe mit seinem geringen Durchmesser (50 bis 90 mm) und seinen zwei kleinen Ventilen bezüglich des mechanischen Wirkungsgrades gar nicht ins Gewicht.

Auch ist der Raumbedarf bei einem fünfstufigen Kompressor nur unwesentlich größer, als wie bei einem vierstufigen.

Abb. 4 zeigt einen fünfstufigen Kompressor für Frischdampfbetrieb.

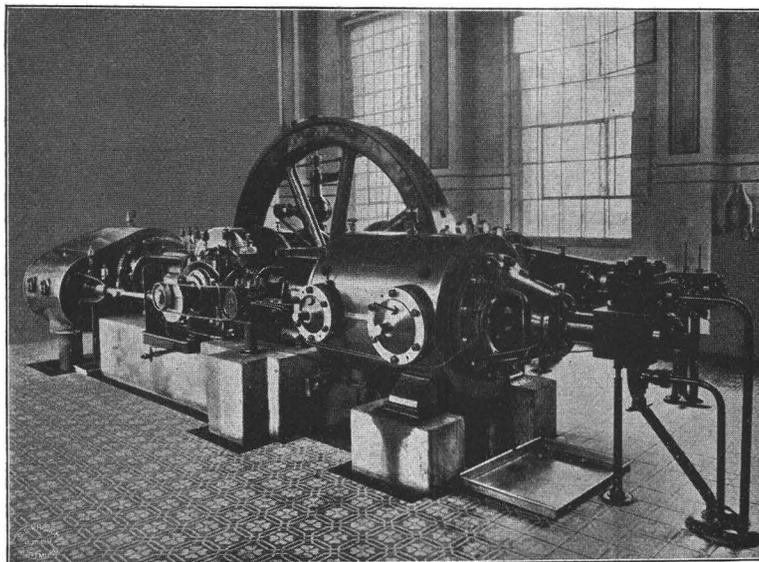


Abb. 4.

Fünfstufiger Kompressor, angetrieben durch Verbund-Dampfmaschine auf den Zechen »Sterkrade« und »Vordern« der Gute Hoffnungs-Hütte.

Abb. 5 stellt einen fünfstufigen Kompressor mit direktem elektrischem Antrieb dar.

Abb. 6 zeigt einen Kompressor mit Antrieb vom Elektromotor mittels Riemen. Die Rohrleitung liegt auf Wunsch über Flur.

Abb. 7 stellt einen elektrisch betriebenen Kompressor unter Verwendung einer Riemenspannrolle für Fälle dar, wo nur ein verhältnismäßig geringer Raum zur Verfügung steht.

Da, wo kein Dampf vorhanden oder wo ganz außergewöhnlich billiger elektrischer Strom zur Verfügung steht, ist der direkte oder indirekte elektrische Antrieb gegeben, vorausgesetzt, daß die Förderung eine möglichst gleichmäßige ist, also ein häufiges Stillsetzen und Wiedereintrücken des Motors, wodurch Stromstöße ins Netz verursacht werden, nicht in Frage kommt.

Wo Dampf zur Verfügung steht, halte ich den Dampfantrieb unter normalen Verhältnissen für am vorteilhaftesten, da hier die Tourenzahl und damit die Leistung dem jeweiligen Förderbetriebe ohne jede Komplikation, vielmehr auf die einfachste Weise angepaßt werden kann.

Am wohlfeilsten stellt sich natürlich der Betrieb bei Verwendung von Abdampf.

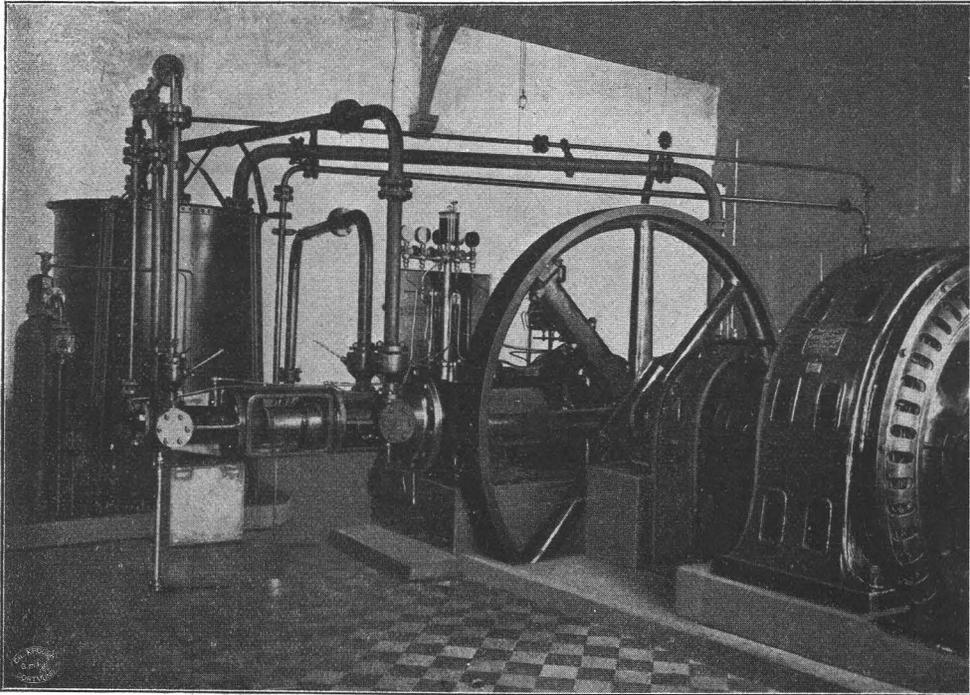


Abb. 5.

Fünfstufiger Hochdruckkompressor direkt vom Elektromotor angetrieben, 200 PS., 150—175 Atm. Enddruck der Charbonnages du Levant du Flénu, Cuesmes près Mons.

Das betriebsichere Arbeiten von abdampfgetriebenen Kompressoren steht außer Frage, da seit längerer Zeit derartige Kompressoren im Betriebe sind. (Abb. 8.)

Ich möchte hier noch das Bild eines Abdampfkompessors (Abb. 9) zeigen, der zwar als Niederdruckkompressor (6 Atmosphären) nicht in den Rahmen des Vortrages gehört, aber durch seine Größe, 11.000 m<sup>3</sup> pro Stunde, ein gewisses Interesse beanspruchen darf.

Auch sind Anlagen zur Ablieferung gekommen, bei denen man sich mit dreistufiger Kompression im Hochdruckzylinder begnügen konnte, weil diese Kompressoren aus dem Druckluftnetz der Grube,

in welchem 5 bis 6 Atmosphären Druckluft zur Verfügung standen, saugten.

Ich möchte, wenn auch dadurch zunächst eine gewisse Ersparnis in den Anlagekosten erzielt wird, dieser Arbeitsweise nicht das Wort reden, und zwar nicht nur deshalb, weil die Höhe der Druckluft in diesem Niederdruckraum schwankt, je nachdem viel oder wenig Arbeitsmaschinen Druckluft verbrauchen, wodurch wiederum die Leistung in dem Hochdruckkompressor fortwährend schwankt, weil er in dem einen Falle z. B. Luft von 6 Atmosphären ansaugt, in dem anderen

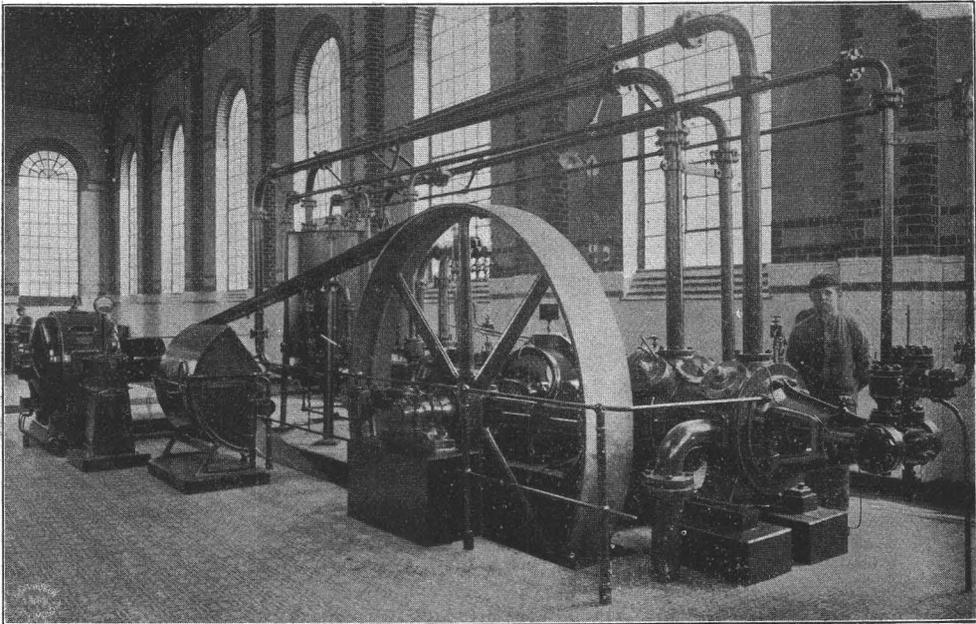


Abb. 6.

Fünfstufiger Hochdruckkompressor mit Riemenantrieb vom Elektromotor aus, 140 PS., 150—175 Atm. Enddruck des Steinkohlenbergwerkes Neumühl.

Falle von nur 4 Atmosphären und dann ein ganz wesentlich geringeres Luftquantum auf den Enddruck zu komprimieren hat, sondern speziell deshalb, weil man durchaus von dem Niederdruckkompressor abhängt, so daß der Lokomotivbetrieb trotz tadellosem Zustande des Hochdruckkompressors zum Stillstehen kommt, wenn an dem Niederdruckkompressor irgendein Stillstand notwendig wird.

Ich empfehle, die geringen Mehrkosten aufzubringen und die Hochdruckanlage ganz unabhängig von einer vorhandenen Niederdruckluftanlage aufzustellen.

Will man sich zur unbedingten Betriebssicherheit Reserve schaffen, so empfiehlt sich die Aufstellung eines vollständigen Reserve-

aggregates. Will man aber sparen, so kann man sich auch eine erhöhte Betriebssicherheit dadurch schaffen, daß man die Dampfmaschine z. B. als normale Zwillingsdampfmaschine baut, aus der Erwägung heraus, daß an einer Dampfmaschine an sich kaum Betriebsstörungen zu erwarten sein dürften, daß man dann aber hinter jedem Dampfzylinder einen mehrstufigen Kompressor schaltet, bei dem beide Seiten kongruent sind, also gegenseitig als Reserve dienen können.

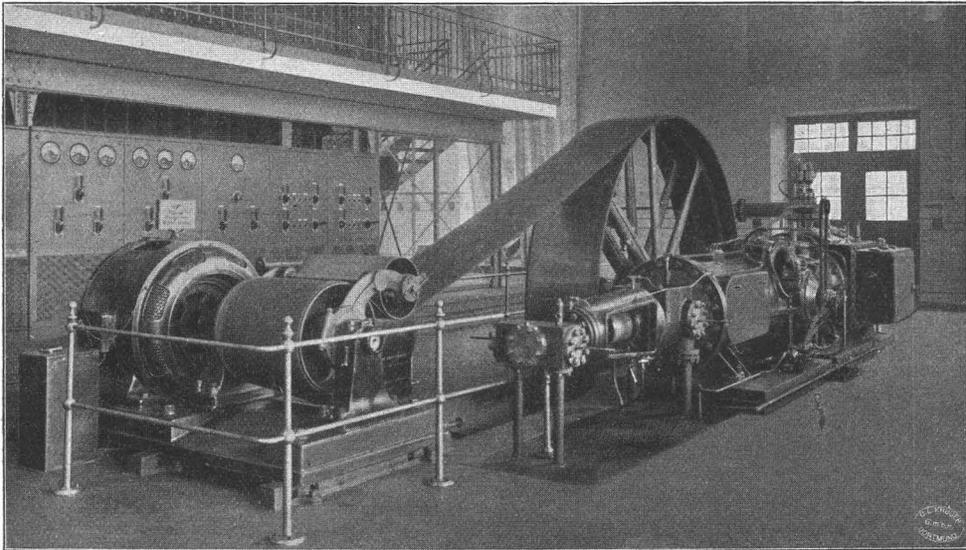


Abb. 7.

Fünfstufiger Hochdruckkompressor mit Riemenantrieb vom Elektromotor aus (Spannrolle), 250 PS., 150—175 Atm. Enddruck der Königlichen Berginspektion XII, Fürstenhausen.

Soll z. B. also bei einem dampfbetriebenen Kompressor die minutliche Saugleistung  $12 m^3$  betragen, die auf 150 Atmosphären zu verdichten sind, so setzt man hinter den Hochdruckdampfzylinder einen fünfstufigen Kompressor, der  $6 m^3$  ansaugt und auf 150 Atmosphären verdichtet und hinter den Niederdruckdampfzylinder einen kongruenten fünfstufigen Kompressor, der gleichfalls  $6 m^3$  ansaugt und auf 150 Atmosphären verdichtet. Dieselbe Anordnung der Kompressoren kann man natürlich auch treffen, wenn es sich um elektrischen Antrieb handelt.

Es sei hiebei aber nicht unausgesprochen, daß mir eine ganze Reihe von Grubenverwaltungen bekannt ist, die seit langer Zeit im vollen Vertrauen zu der Betriebssicherheit der Hochdruckkompressoren ohne jede Kompressorreserve arbeiten.

Wenn ich sonst die Frage streifen darf, soll man stehende oder liegende Anordnung der Maschine wählen, so möchte ich mich für die liegende Anordnung aussprechen.

Die Betriebssicherheit, auf die es in erhöhtem Maße ankommt, ist fraglos bei der liegenden Anordnung eine größere. Es hat sich schon bei manchen Bergwerksverwaltungen nachweislich gerächt, daß sie wegen des geringen zur Verfügung stehenden Raumes sich zu

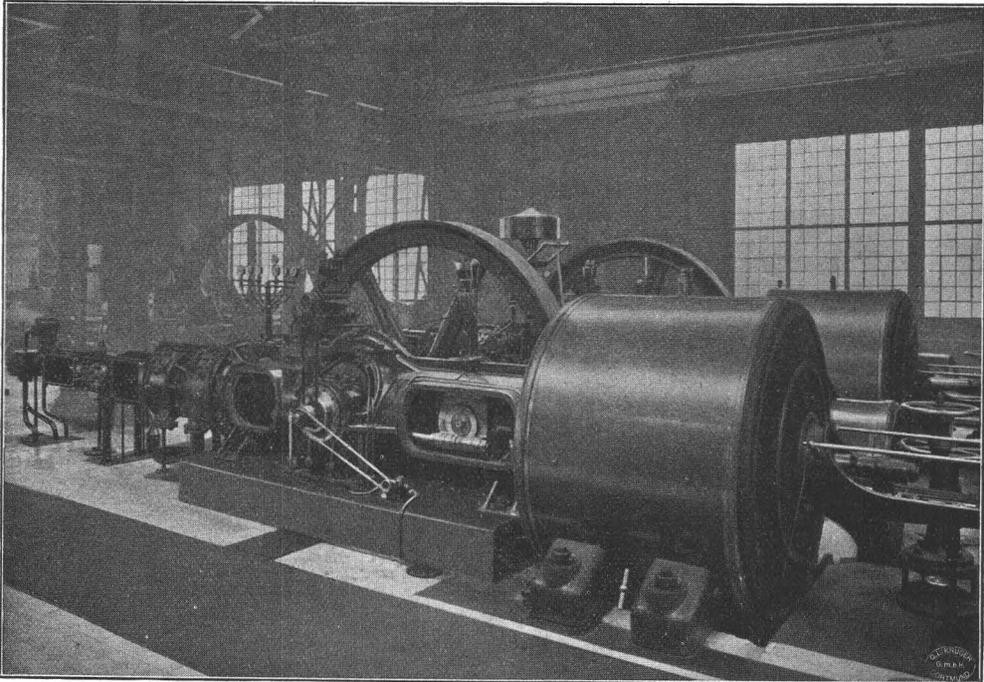


Abb. 8.

Hochdruckkompressor-Anlage der Gewerkschaft Deutscher Kaiser, Hamborn; 2 Stück Hochdruckkompressoren, direkt gekuppelt mit Abdampf-Kolbenmaschine, je 200 PS., 4–6 Atm. ansaugend, 150–175 Atm. Enddruck.

stehenden Hochdruckkompressoren entschlossen haben, die natürlich, wenn sie wirklich weniger Raum beanspruchen sollen, eine hohe Tourenzahl aufweisen, damit aber an Betriebssicherheit erheblich einbüßen. Ich möchte deshalb die Verwendung stehender Kompressoren nur für besondere Ausnahmefälle als gerechtfertigt ansehen.

Bei der weiteren Frage, ob man die Kompressoranlage über oder unter Tage aufstellen soll, wird man sich in den meisten Fällen wohl für die Übertageanordnung zu entscheiden haben; dies um so mehr, als die Hochdruckluftleitung durch den Schacht so geringe Außenmaße besitzt, daß sie überall ohne weiteres eingebaut werden kann.

Bei Übertageaufstellung ist fraglos die Bedienungsmöglichkeit eine bessere. Bei Reparaturen ist eine schnellere Auswechselbarkeit der Teile möglich.

Wenn ich nun auch noch kurz die Hochdruckleitung streifen darf, so bemerke ich, daß die Ansichten über die zweckmäßigste Dimensionierung solcher Hochdruckleitungen auch heute noch geteilt sind.

Die Amerikaner bevorzugen verhältnismäßig große Lichtweiten (bis zu 180 mm) unter Fortfall aller als Luftspeicher dienenden Be-

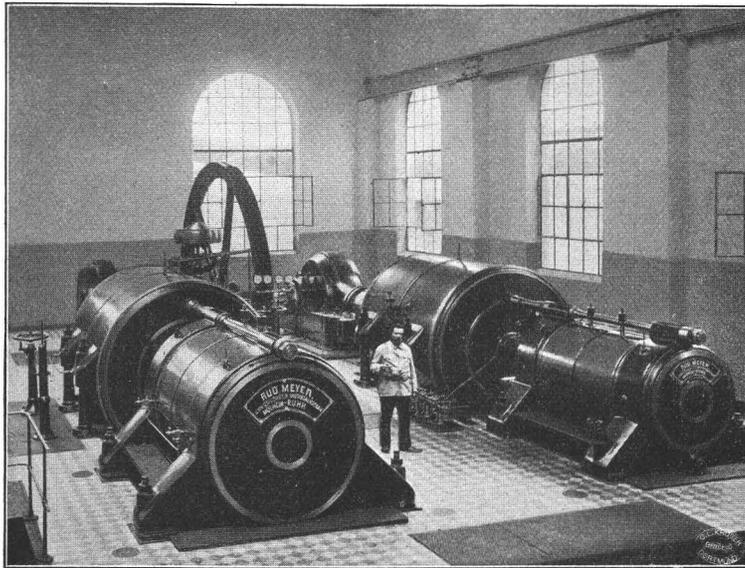


Abb. 9.

Abdampf-Kompressor für 11.000 m<sup>3</sup> stündliche Leistung.

hälter. Diese großen Rohrleitungsdurchmesser sind aber nur möglich, weil es sich in diesem Falle nur um 75 Atmosphären Kompressionsdruck, beziehungsweise 56 Atmosphären Füllungsdruck der Lokomotiven handelt.

Eine andere Meinung spricht sich für die Aufspeicherung in Leitungen bis zu 80 mm Durchmesser aus, wenn es sich um Drücke bis zu 125 Atmosphären handelt, ebenfalls unter Weglassung von Behältern, wobei dann eben zur Erreichung des notwendigen Volumens diese Leitung stellenweise eine größere Länge annehmen müssen, als die Lage der Punkte, an welchen gefüllt werden muß, notwendig macht.

Die Auffassung, welche ich auf Grund weitgehender Erfahrungen vertrete, ist, möglichst kleine Durchmesser der Leitung zu wählen, dagegen Einschaltung von zusätzlichen Behältern zur Erreichung des notwendigen Volumens. Diese Behälter aus nahtlos gezogenen Stahl-

flaschen für 250 Atmosphären Probedruck nehmen nur ganz wenig Raum ein und können hintereinander, nebeneinander oder übereinander, je nach den örtlichen Verhältnissen, geschaltet werden. (Abb. 10.)

Die Vorteile kleiner Dimensionierung der Hochdruckleitungen sind meines Erachtens in die Augen springend.

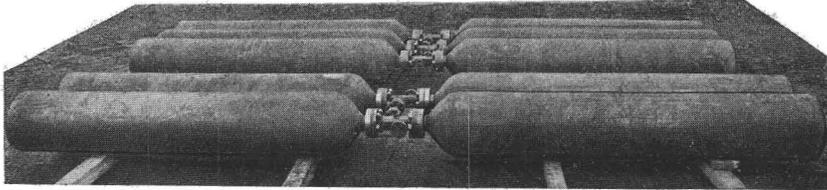


Abb. 10.  
Preßluftspeicher.

Vor allen Dingen sind solche Leitungen viel leichter dicht zu halten, wenn man bedenkt, daß die Dichtungsflächen für 50 *mm* Durchmesser schon zirka 150%, bei 80 *mm* lichtem Durchmesser sogar schon 400% größer sind, als bei Rohren von 30 *mm* Durchmesser.

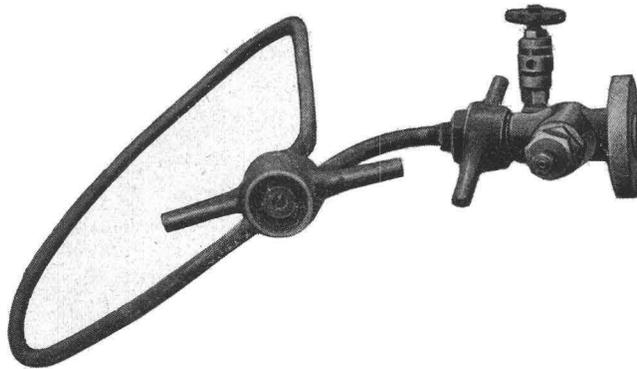


Abb. 11.  
Fülleinrichtung.

zumal, wenn man ins Auge faßt, daß es sich um eine große Anzahl solcher dicht zu haltenden Flanschverbindungen handelt.

Ein weiterer Vorteil liegt in der leichten Verlegbarkeit sowie in der Anpassungsfähigkeit solcher kleinen Rohre, die eine gewisse Elastizität besitzen. Das laufende Meter 30er Rohrleitung wiegt 3,40 *kg*, 50er Rohrleitung schon fast 9 *kg*.

Es sind mir Fälle bekannt, wo bei entsprechender Behältergröße bis 10 Lokomotiven durch eine einzige 30er Schachtleitung gespeist werden. Das Ideal ist es fraglos, außer der Schachtleitung überhaupt

keine Hochdruckleitung zu haben, so daß in den Strecken gar keine Hochdruckrohre liegen.

Dies ist bei Förderstrecken bis zu 3 *km* einfacher, also bei 6 *km* Gesamtlänge, wobei noch die Fahrlänge für die Rangierarbeiten bei genügender Betriebsreserve hinzuzurechnen ist, ohne weiteres erreichbar.

Für die meisten bislang vorgekommenen Streckenförderungen würde dieser genannte Aktionsradius für 3 *km* vollkommen ausreichen, so daß in allen diesen Fällen eine Streckenleitung ganz wegfallen könnte. Auch da, wo man Lokomotiven als Zubringelokomotiven

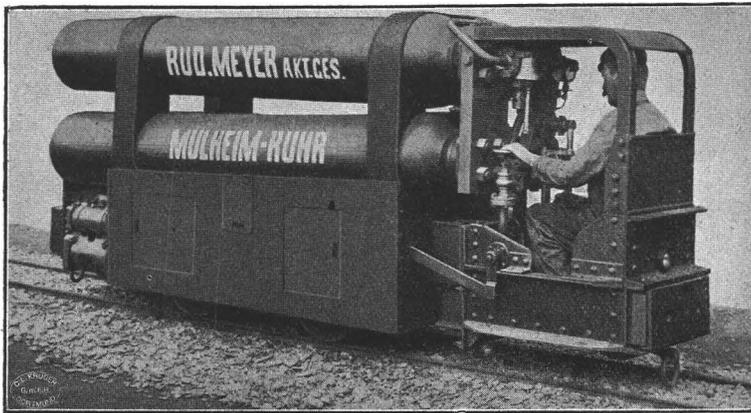


Abb. 12.  
Verbundlokomotive mit erweiterter Schauöffnung.

zur Hauptstrecke aus Nebenstrecken verwendet, in welchen Fällen also solche Lokomotiven während des Betriebes zum Füllen überhaupt nicht zum Schacht gelangen, empfiehlt es sich, als Streckenleitung ebenfalls keinen größeren Durchmesser als 30 *mm* lichter Weite zu nehmen.

Die Rohre werden, bevor sie zur Grube gesandt werden, einzeln unter Wasserdruck abgepreßt. Ein solches Abpressen unter Wasserdruck ist aber nicht mehr möglich, wenn die Rohrleitung betriebsfertig eingebaut ist. Es würde jedoch etwas Beruhigendes haben, wenn man gerade die fertig zusammengebaute Rohrleitung noch unter einen Probedruck setzen könnte und da empfiehlt es sich sehr, bei Bestellung des fünfstufigen Kompressors zur Bedingung zu machen, daß derselbe auch betriebssicher in der Lage sein muß, während einer gewissen Zeit gepreßte Luft von 225 Atmosphären zu liefern. Diese 225 Atmosphären schickt man in die zu prüfende Rohrleitung

hinein und hat dann die Gewähr, wenn alles dicht ist, eine betriebs-sicher verlegte Rohrleitung zu besitzen.

Was die Fülleinrichtung betrifft, so haben sich Panzerschläuche nur bei verhältnismäßig geringem Drucke bewährt, bei höherem Druck ist der Verschleiß solcher Schläuche sehr groß. Es haben sich bis zu den höchsten Drücken weiche Kupferrohre von ganz geringem Durchmesser als vorzüglich geeignet gezeigt. (Abb. 11.)

Ich komme nun zu den Druckluftlokomotiven selbst. Hier sei zunächst erwähnt, daß neuerdings Zwillinglokomotiven meines Erachtens wohl überhaupt nicht mehr gebaut werden, seit erkannt

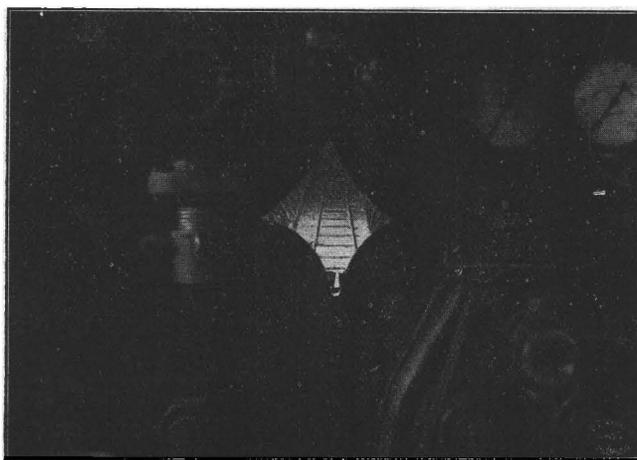


Abb. 13.

Durchblick durch die erweiterte Schauöffnung auf die Strecke.

worden ist, daß der Druckluftverbrauch der Verbundlokomotive mit Zwischenwärmung um 35—40% geringer ist als der der Zwillinglokomotive.

Was den äußeren Aufbau der Lokomotiven anlangt, so hat sich gegenüber dem anfänglichen gußeisernen Untergestell der schmiedeeiserne Rahmen eingeführt, da er größere Sicherheit gegen Bruch gewährleistet.

Bezüglich der Anordnung der Behälter haben sich speziell zwei Typen in Deutschland herausgebildet; einmal die Vierflaschenlokomotive. Diese sollte nur noch mit erweiterter Schauöffnung gebaut wurden. Abb. 12 zeigt eine solche Vierflaschenlokomotive mit erweiterter Schauöffnung, die auch noch in Abb. 13 und in Abb. 14 veranschaulicht ist. Diese Lokomotiven haben den großen Vorteil, daß der Führer die Strecke auf mehr als 50 m überblicken kann, das gefahrbringende seitliche Hinauslehnen also ganz in Fortfall kommt.

Zur Streckenbeleuchtung ist naturgemäß die intensivste Beleuchtung die beste.

In Fällen, wo die Strecke in der Firste nur eine geringe Lokomotivbreite zuläßt, baut man die Dreiflaschenlokomotive. Bei dieser Dreiflaschenlokomotive kann man seitlich an den Flaschen vorbeisehen. Der Führer muß sich aber zu diesem Zweck immerhin aus dem Lokomotivprofil soweit hinauslehnen, daß vorspringende Teile

der seitlichen Streckenstöße für ihn erfahrungsgemäß eine Gefahrenquelle bilden. (Abb. 15.)

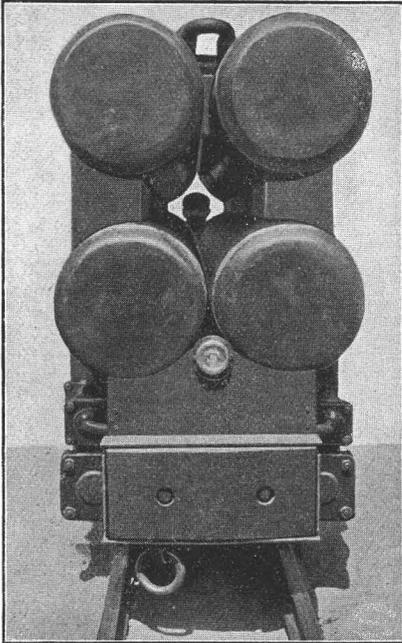


Abb. 14.

Der Führer blickt durch die Schauöffnung.

Als Behälterverbindungen sollte man tunlichst alle Rohrverbindungen ausschalten. Eine gute Lösung dieser Aufgabe stellt die Verbindung durch eine schmiedeeiserne 60—70 mm starke Platte dar, welche durch Bohrungen die Druckluftbehälter ohne irgendwelche Rohrleitungen miteinander verbindet und in welche Platten die Flaschenhäuse der Behälter zentriert hineingreifen. (Abb. 16.)

Das Triebwerk der Lokomotiven sollte man keinesfalls in das Untergestell der Lokomotiven hinein verlegen, sondern an den beiden Außenseiten vollkommen zugänglich anordnen.

Kulissensteuerung sollte man vermeiden, da es vorzügliche und ganz einfache Lenkersteuerungen gibt, die betriebssicherer sind und einen geringeren Verschleiß aufzuweisen haben. (Abb. 17.)

Im Interesse leichter Transportfähigkeit auf den Fahrkorb, respektive durch den Schacht empfiehlt es sich, die Konstruktion so durchzuführen, daß die Lokomotive in mehrere Hauptteile zerlegt werden kann, die dann an Ort und Stelle wieder sehr schnell zusammengesetzt werden können.

Abb. 18 zeigt z. B. die Zerlegung in drei Hauptteile, nämlich in das Behälterbündel, das Untergestell und den Führersitz.

Einen Vergleich mit anderen Förderungsarten, z. B. Seilbahnen, Benzollokomotiven, feuerlosen Lokomotiven, elektrischen Oberleitungslokomotiven, elektrischen Akkumulatoren-Lokomotiven, an dieser Stelle zu ziehen, würde bei der mir offiziell zur Verfügung stehenden

kurzen Zeit die Länge meines Vortrages zu sehr erweitern. Ein exakter Vergleich ist überdies gar nicht möglich, da die einzelnen Betriebsergebnisse immer nur für die jeweiligen örtlichen Verhältnisse Geltung haben. Ich will nur erwähnen, daß man anfangs bei Einführung der Druckluftlokomotiven diesen nur eine Existenzberechtigung in Schlagwettergruben beimaß. Als aber dann durch die Verbundlokomotive mit Zwischenwärmung der Luftverbrauch so erheblich günstiger wurde, erweiterte sich das Verwendungsgebiet ganz wesentlich. Es traten Fälle ein, wo nicht nur die Druckluftlokomotiven in völlig schlagwetterfreien Gruben zur Einführung gelangten, sondern auch die bereits vorhandenen Förderarten zu ersetzen hatten. Es sind

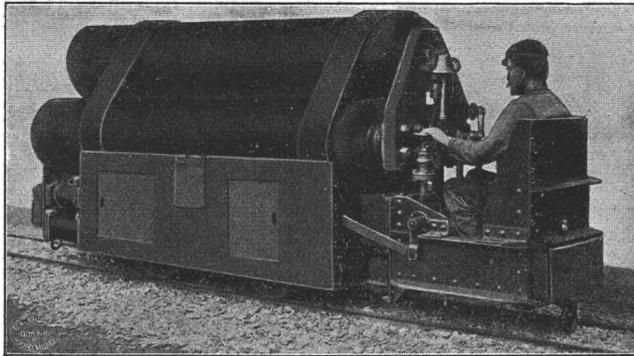


Abb. 15.  
Meyersche Dreiflaschenlokomotive.

mir Fälle bekannt, wo nicht nur Seilbahnen, sondern auch vorhandene Benzollokomotiven durch Druckluftlokomotiven ersetzt wurden. Selbst der elektrischen Oberleitungslokomotive gegenüber, welche bislang im Rufe steht, die geringsten Kosten pro Tonnen-Kilometer zu verursachen, wird die Druckluftlokomotive ein noch gefährlicherer Gegner werden, als sie es jetzt schon ist, wenn es gelingen sollte, den Verbrauch an Druckluft noch weiter erheblich zu vermindern, zumal ja unwidersprochen die Druckluftlokomotivförderung gegenüber den anderen Fördermethoden den Vorteil der Einfachheit und damit Betriebssicherheit, sowie der Gefahrlosigkeit besitzt.

Es sei erwähnt, daß in Deutschland meiner Schätzung nach zurzeit wohl zirka 120 bis 150 Druckluftlokomotiven im Betriebe sind, ohne daß auch nur ein einziger Unglücksfall eingetreten ist, der diesem System zur Last gelegt werden könnte. In Würdigung dieser Vorteile sind in Rheinland und Westfalen schon große Anlagen im Bau, bei denen mit 20 und mehr Druckluftlokomotiven gefördert werden soll.

Was die Fördergeschwindigkeit anlangt, so sind in Rheinland-Westfalen bereits 5 *m* pro Sekunde bergbehördlich für Druckluftlokomotivbetrieb konzessioniert. Es steht nichts im Wege, die Geschwindigkeit noch weiter zu steigern, einen entsprechenden guten Zustand der Gleise natürlich vorausgesetzt.

Ich erwähnte vorhin, daß die Druckluftlokomotivförderung um so eher zu einer universellen Förderart werden wird, je mehr es gelingt, den Druckluftverbrauch gegenüber demjenigen der heutigen Verbundlokomotiven noch wesentlich herabzumindern. Dieses Ziel ist,

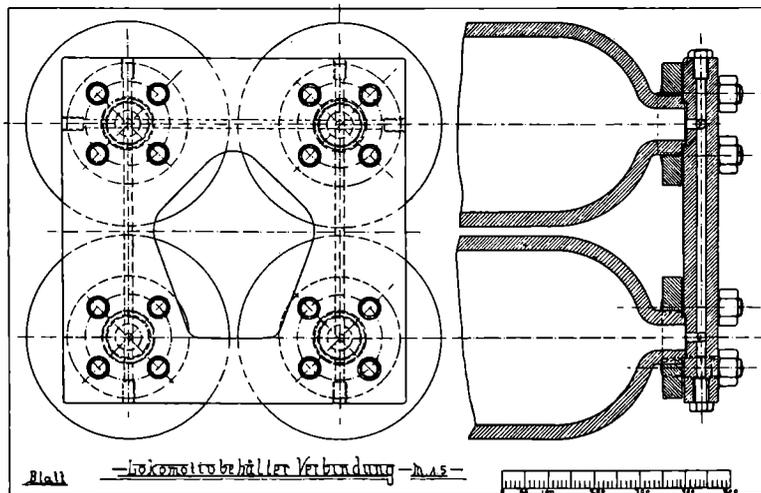


Abb. 16.

Verbindung der drei, respektive vier Flaschen durch eine schmiedeeiserne Platte.  
(System Meyer.)

wie ich auf Grund neuester Untersuchungen ausdrücklich feststellen konnte, in einem hervorragenden Maße gelungen.

Ich ging bei meinen Versuchen einmal davon aus, daß man weitgehendst die Wärme der Grubenluft, welche ein kostenloses Heizmittel darstellt, ausnützen müsse. Dann ging ich von der Erwägung aus, daß je höher die Admissionsspannung im Hochdruckzylinder sei, um so größer der Gewinn an Expansionsarbeit würde.

Am einfachsten läßt sich dies an Hand eines Diagrammes veranschaulichen.

Bei einem gewissen Luftquantum von 25 Atmosphären Spannung würde die Fläche *f* (polytropische Expansion) den Arbeitsgewinn durch Expansion darstellen, während bei dem gleichen Luftquantum (ohne Berücksichtigung der Temperaturen) aber von nur 8 Atmosphären Admissionsspannung die Fläche *f*1 den Expansionsgewinn darstellen

würde. Die Fläche  $f$  ist aber um ein Vielfaches größer als die Fläche  $f_1$ . Daraus ergibt sich, daß rein theoretisch die Admissionsspannung im Interesse eines möglichst großen Gewinnes an Expansionsarbeit gar nicht hoch genug genommen werden kann.

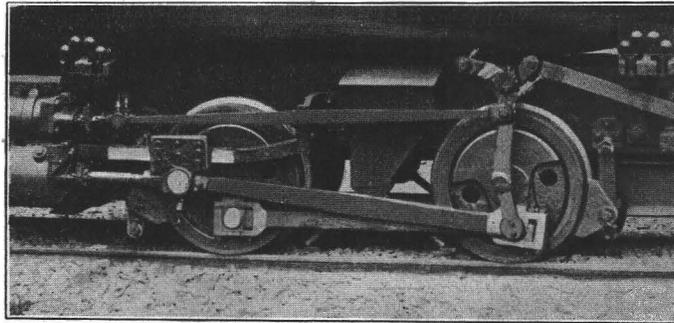


Abb. 17.  
Außen liegendes Triebwerk (ohne Kulisse).

Dieser Tendenz steht aber praktisch die Vereisungsgefahr gegenüber, d. h. über eine gewisse Expansionshöhe in einem Zylinder darf nicht hinausgegangen werden, weshalb man denn auch bei 14 bis

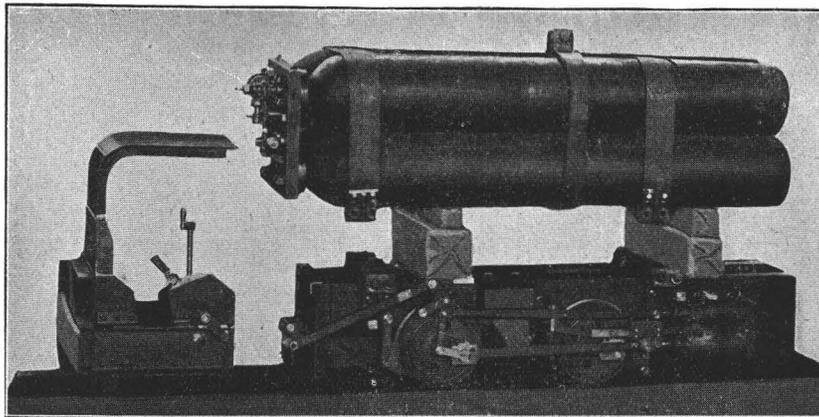


Abb. 18.  
Lokomotive zum Transport durch den Schacht in drei Hauptteile zerlegt.

16 Atmosphären Eintrittsspannung der Verbundlokomotive mit Zwischenwärmung die Expansion in zwei Stufen zerlegt.

Im Interesse eines möglichst hohen Expansionsgewinnes ging ich nun dazu über, die Admissionsspannung auf 25 Atmosphären zu erhöhen und die Expansion in drei Stufen mit zwei Zwischenwärmungen zu zerlegen.

Ich stellte zunächst den Luftverbrauch einer tadellosen Verbundlokomotive mit Zwischenwärmung fest. Diese Lokomotive wurde dann umgebaut in eine Dreifach-Expansionslokomotive mit einem Hochdruck, einem Mitteldruck- und zwei Niederdruckzylindern; auf jeder Seite also zwei hintereinander liegende Zylinder. In dem Zwischenraum innerhalb des Fahrgestells wurden zwei Zwischen-

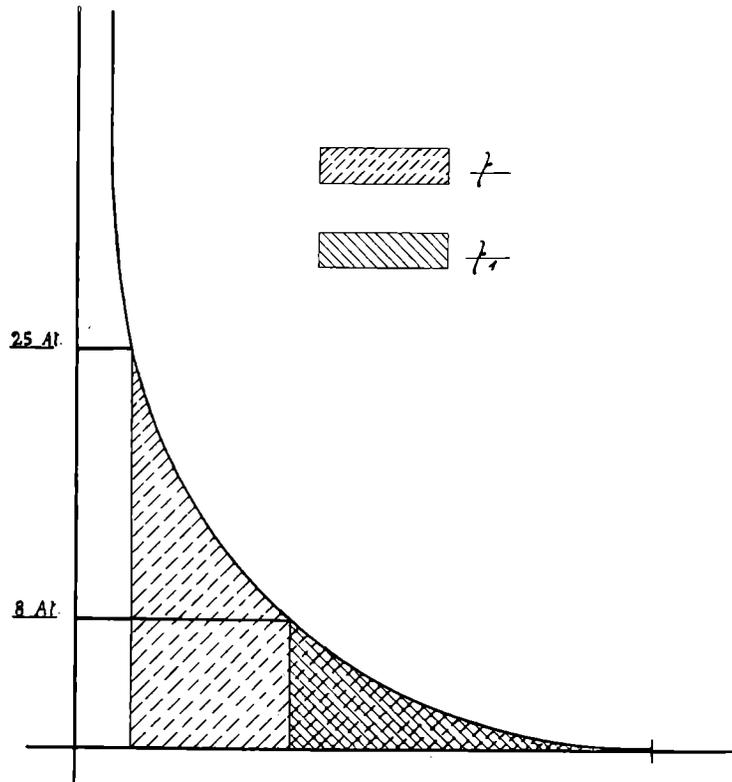


Abb. 19.  
Atmosphärendiagramm.

wärmer eingebaut und alle in Frage kommenden Teile mit Thermometern versehen.

Der erste Versuch ergab unter sonst ganz gleichen Betriebsverhältnissen bereits einen Druckluftgewinn von 18% gegenüber der Verbundlokomotive. Durch Vergrößerung der Zwischenwärmer wurde ein weiterer Gewinn von 8%, im ganzen also 26% erzielt.

Die Temperatur der Außenluft betrug bei den Versuchen 18°C, liegt also wohl noch unter dem Durchschnitt der Grubenlufttemperatur. Nach Verlassen des Hochdruckzylinders betrug die Temperatur der Arbeitsluft  $-12^{\circ}$ , um bei ihrem Austritt aus dem ersten Zwischen-

wärmer eine Temperatursteigerung auf  $+16^{\circ}\text{C}$  zu besitzen. Nach Verlassen des Mitteldruckzylinders betrug die Temperatur  $-13^{\circ}\text{C}$ , um nach Verlassen des zweiten Zwischenwärmes auf  $+15^{\circ}$  zu steigen.

Abb. 20 zeigt die Dreifach-Expansions-Versuchslokomotive, bei der die zusätzlichen Zwischenwärmer der Einfachheit halber oben auf die Druckluftbehälter gelegt sind. Natürlich werden bei der definitiven Konstruktion diese zusätzlichen Zwischenwärmer oben ganz weggelassen und dafür im Untergestell entsprechend große Wärme-

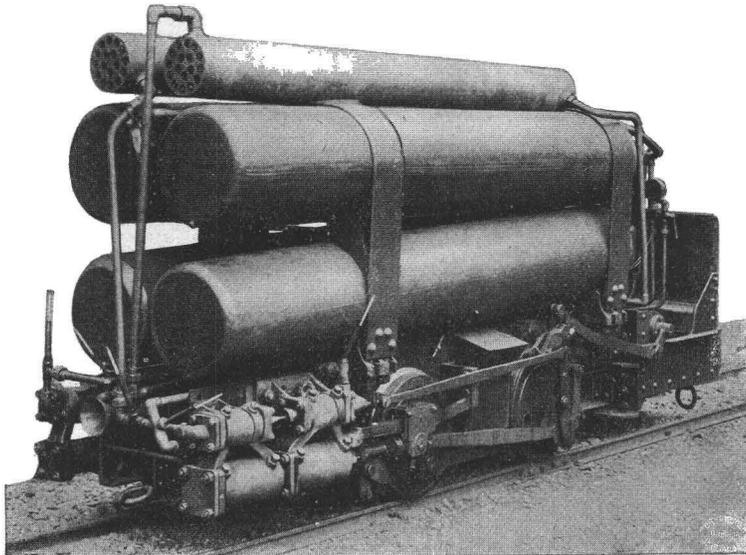


Abb. 20.

Meyersche Dreifach-Expansionslokomotive mit doppelter Zwischenwärmung auf der Versuchsgleisanlage.

flächen geschaffen, wozu der Platz, wie durch fertiggestellte Konstruktion festgestellt ist, vollkommen ausreicht.

Dieser überraschend hohe Luftgewinn von 26% der Dreifach-Expansionslokomotive gegenüber einer vorzüglichen Verbundlokomotive setzt sich aus folgenden vier Einzelgewinnen zusammen:

1. Der Drosselverlust, der, wie eingangs erwähnt, durch das Reduzieren der Luft von Behälterspannung auf Zylinder-Eintritts-spannung entsteht, bleibt naturgemäß geringer, wenn man nur auf 25 Atmosphären herunter zu reduzieren hat, als wie auf 14 Atmosphären.

2. Das in den Hochdruckzylinder eintretende Luftvolumen wird durch die zweimalige Zwischenwärmung mit annähernd gleicher Temperatur dem Mitteldruck- respektive dem Niederdruck-Zylinder zugeführt.

3. Der Gewinn an Expansionsarbeit wird erheblich größer.

4. Die Unterteilung in drei Expansionsstufen, die jedem Zylinder eine verhältnismäßig geringe Expansionshöhe zuweist, gestattet, ohne Gefahr der Vereisung, eine vollkommene Expansion der Druckluft, wie aus dem Diagramm des Niederdruckzylinders ersichtlich ist. (Abb. 21.)

Da es theoretisch das Vorteilhafteste wäre, ohne jede Reduzierung dem Hochdruckzylinder die hochgespannte Luft zuzuführen, so habe ich die Absicht, auch Versuche mit einer Vierfach-Expansionslokomotive mit dreifacher Zwischenwärmung bei einer Admissionsspannung von 25 bis 50 Atmosphären durchzuführen.

Es liegt hier allerdings die Gefahr vor, daß man, ohne die jetzigen Mindestaußenmaße der Lokomotive zu vergrößern, vielleicht nicht mehr genug Raum für genügend große Zwischenwärmer schaffen kann. Ferner ist zu berücksichtigen, daß, wenn man den Füllungsdruck in den Behältern nicht noch weiter steigern möchte, dann

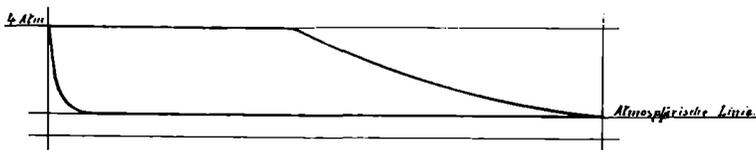


Abb. 21.

Diagramm des Niederdruckzylinders einer Meyerschen Dreifach-Expansionslokomotive.

der Aktionsradius bei einer so hohen Eintrittsspannung, wie 25 bis 50 Atmosphären sinken könnte, da die Luft unter 25 bis 50 Atmosphären normalerweise nicht in Arbeit umgesetzt werden sollte.

Jedenfalls werden in absehbarer Zeit Untersuchungen darüber Klarheit verschaffen, bis zu welcher Expansionsstufenzahl man praktisch noch gehen kann.

Mein heutiger Standpunkt, und dies ist das Wichtigste, was ich in meinem Vortrag zu sagen habe, ist der, daß man allgemein dazu übergehen müßte, Dreifach-Expansions-Druckluftlokomotiven mit zwei Zwischenwärmern zu verwenden und auch alle Zwillingsmaschinen, die man übrigens umbauen sollte, nicht erst in Verbundlokomotiven, sondern gleich in Dreifach-Expansionslokomotiven umzubauen.

Es ist dies wohl auch in den meisten Fällen möglich, da es durch eine Konstruktion einwandfrei gelungen ist, die Dreifach-Expansion nicht nur etwa in drei oder, wie die Versuchslokomotive zeigte, unter Zuhilfenahme von vier Zylindern, sondern in nur zwei Zylindern durchzuführen, so daß also diese Zylinder bei den umzubauenden Lokomotiven kaum mehr Platz brauchen, als die bisherigen beiden Zylinder der Zwillingslokomotive.

Es ist, wie besonders betont werden soll, bei dieser Zweizylinderanordnung nicht etwa ein offener Differentialkolben verwendet worden, wie solche offenen Kolben von einigen Konstrukteuren bei Verbundlokomotiven benützt worden sind und trotz aller Siebe und ähnlicher unzulänglicher Schutzvorrichtungen sehr bald verschmutzen und verschleißten. Die Kolben sind vielmehr alle geschlossen, so daß von außen Schmutz in die Zylinder nicht eintreten kann.

Selbstverständlich ist diese neue Lokomotive in ihrer Steuerung, die es gestattet, die dreifache Expansion in zwei Zylindern durchzuführen, nicht etwa kompliziert, sondern in dem gleich hohen Maße einfach geblieben, wie bei der Zwillingslokomotive.

Es existieren bei dieser Dreifach-Expansionsmaschine ebenfalls nur zwei Zylinder, zwei Kolben und zwei Schieber.

Das Anfahren in jeder Stellung mittels Fahrventil bleibt genau so einfach und zuverlässig, wie bei der Verbundlokomotive.

Den Bau dieser Lokomotiven hat die Rud. Meyer-Aktiengesellschaft für Maschinen- und Bergbau, Mülheim-Ruhr, übernommen. Dieses Werk hat bereits eine solche moderne Lokomotive bei der Gutehoffnungshütte, Zeche Vondern, dem Betriebe übergeben und schon 23 Stück solcher Lokomotiven in Auftrag, wozu noch 18 Lokomotiven älterer Bauart kommen, welche in Dreifach-Expansionslokomotiven mit 2 Zwischenwärmern umgebaut werden sollen.

Die günstigen Resultate, welche die Dreifach-Expansionslokomotive durch ihren so geringen Energieverbrauch gezeitigt und die bereits einige Bergwerksverwaltungen zu Bestellungen veranlaßt hat, werden sicherlich dazu beitragen, das Anwendungsgebiet der Druckluftlokomotiven noch erheblich zu erweitern und das Tempo der Einführung zu beschleunigen. Und wie der Druckluftbetrieb an sich bekanntlich die sympathischste Betriebsart für den Bergmann ist, so wird es sicherlich in bergmännischen Kreisen lebhaft begrüßt werden, wenn die so einfache, so gefahrlose und so betriebssichere Druckluft-Lokomotivförderung mit Hilfe der modernen Dreifach-Expansionslokomotive immer mehr an Ausdehnung gewinnen würde.

---

# Die ärarischen Petroleumfelder Galiziens.

Von

**Bergdirektor Julius Noth,**

Barwinek, Galizien.

Auf dem im Jahre 1888 in Wien abgehaltenen Allgemeinen Bergmannstage bestrebten sich Hofrat v. Hoefler und ich, die Aufmerksamkeit bergmännischer und finanzieller Kreise auf den Petroleumreichtum Galiziens zu lenken.

Heute, nach 24 Jahren, kann ich abermals darauf hinweisen, daß in den Karpathenländern noch große Ölmengen aufgespeichert liegen.

Der seit einiger Zeit eingetretene Niedergang der Rohölproduktion Galiziens von monatlich 20.000 Zisternen auf rund 10.000, fordert zur Untersuchung auf, ob in der sich über ein Gebiet von mehr als 50.000  $km^2$  erstreckenden Ölzone des Karpathengebirges noch andere reiche Ölzentren als die, welche bisher aufgebaut werden, aufzufinden sind.

Die Frage ist von um so größerer Tragweite, als in den letzten Jahren die Petroleumgewinnung, zu einem wichtigen Zweige des Bergbaues erstarkt, sogar eine Überproduktion erzielt hat, welcher Absatz zu verschaffen die österreichische Regierung gewisse Einrichtungen ins Leben rief, deren Existenz durch die plötzliche Abnahme der Produktion an Rohöl in Frage gestellt erscheint.

Im innigen Zusammenhange mit der volkswirtschaftlichen Bedeutung des Rückganges der Ölproduktion für das Produktionsland steht das Schwinden des Kredites im Auslande, welches namhafte Kapitalien im Vertrauen auf das längere Anhalten der galizischen Ölquellen investiert hat. Es ist Tatsache, daß sich rumänischen und außereuropäischen Ölvorkommen leichter Millionenkapitale zuwenden, als galizischen Unternehmungen.

Wir müssen uns daher bestreben, unsere mühsam errungene Position auf dem Weltmarkte nicht wieder zu verlieren.

Vom geologischen Standpunkte aus unterliegt es keinem Zweifel, daß sowohl im Karpathenflysch als auch im subkarpathischen Miozän

zahlreiche Ölfundorte vorhanden sind, die auf größere Ölmengen in der Tiefe hinweisen.

Es ist bekannt, daß die meisten Ölgewinnungsorte im Alttertiär des Karpathenvorlandes liegen.

Daß man bisher nur an drei Fundorten des Miozän größere Mengen von Bitumen gefunden und ausgebeutet hat, mag hauptsächlich darin seinen Grund haben, daß einesteils die ölführenden Schichten in demselben von mächtigen, zum Teil undurchlässigen Salztönen überlagert sind, welche letztere das Erkennen der Antiklinalen, an welche zumeist reicheres Ölvorkommen gebunden erscheint, verhindert.

Andernteils wurden Schürfungen im Salztongebiete nur vereinzelt, also nicht erschöpfend ausgeführt, sie blieben demnach ohne Erfolg, trotzdem Gutachten bekannter Naphthageologen wie Dunikowski, Walter, Zuber und andere übereinstimmend den Bohrungen günstige Resultate in Aussicht gestellt hatten.

Bohrungen im Neogen bei Niebyłów, Dolina, Bolechów, Starasól, Dobromil wurden nicht mit der erforderlichen Energie und nicht so betrieben, daß man sich ein klares Profil des tieferen Schichtenbaues hatte bilden können. Nirgends wurde mit Kernbohrung gearbeitet, sondern nur das Oeynhausensche Stoßbohren (in Galizien kanadisches Bohrsystem genannt) angewendet, welches wohl in bekannten Formationen und bis zu einer gewissen Tiefe vorzüglich arbeitet, aber für Neuaufschlüsse der Spühlbohrung mit Kernerzeugung nachsteht.

Durch eine Bohrung bei Dobromil in Lacko wurden tatsächlich zahlreiche und mächtige ölführende Magurasandsteine erbohrt. Ebenso ergab eine Bohrung bei Starasól Ölgase und Ölsuren in reicher Menge. Weder die eine, noch die andere Bohrung wurde tiefer als 700 m getrieben, während man in Borysław bereits 1500 m Tiefe abbohrte und in eozänen Liegendschichten fündig geworden ist.

Der Staat besitzt aber nicht allein im Miozän, sondern auch im Bereiche des Karpathenflysches ausgedehnte Flächen, auf denen teils flüssige Ölsuren auftreten, teils Gesteine vorkommen, welche Petroleum zu begleiten pflegen, und zwar Magurasandsteine, Menilitschiefer, Libusza- (Ciężkowicer) Sandsteine, bunte Tone, Hieroglyphen- und Fukoidenschichten des Alttertiär und der Kreide. Schon in Westgalizien, im Sandezer Kreise bei Neumarkt (Nowytaŕg), begegnet man ölführenden Schichten. Es sind dies Menilitschiefer vom Typus der Klęczaner ölführenden sandig mergeligen dunklen Schiefer. Diese Schiefer und bunten Tone mit Hieroglyphensandsteinen im Liegenden ziehen sich über die Domäne Alt-Sandez bis zur ungarisch-galizischen Grenze hin.

Ein 80 *km* mächtiger, an mehreren Orten, in Ropienka, Wańkowa, Brelików, Łodyna, Leszczowate, produktiver Ölzug zieht durch die ärarischen Domänen Łodyna, Berehy dolne, Bandrów.

Diesem parallel streicht ein Ölzug über den Kliwaberg nördlich von Krościenko über Smolnica-Rudawka nach Rosochy Tichy. Zwar wurden in Rudawka Bohrungen ausgeführt, aber nur bis 750 *m* Tiefe; doch schon diese ergaben anhaltend kleine Ölmengen.

Ein dritter Ölzug berührt die ärarischen Waldungen bei Libuchowa, Prinzentäl, Smereczna, Katyna, Kwaszenina, Łopusznica.

Bei Starzawa sprudeln aus Inoceramen-Schichten, die über ausgedehnte ärarische Gebiete nach Michowa-Jamna-Leszczyny streichen und Hunderte von Bohrungen zulassen, mehrere Ölquellen.

Auch in der Gegend von Dobromil findet man die Schichten, welche bei Strzelbice nordwestlich von Stary Sambor lohnende Ölmengen liefern.

Die ärarischen Waldungen von Truskawiec, Tustanowice liegen südwestlich vom Ölzentrum, allein direkt im Streichen der ölführenden Schichten von Mrażnica-Orów, an welchen Orten seit langem Öl gewonnen wird.

Bei Bolechów und Dolina findet man nicht nur im Neogen in Lisowice und Rachin, sondern auch im Alttertiär bei Witwice, Suchodół Ölsuren, welche Tiefbohrungen befürworten.

Im Kammeralgut Mizuń deuten imprägnierte Sandsteine der Hieroglyphen- und Fukoidengruppe auf Ölvorkommen.

Weiter in Ostgalizien bei Perehińsko erstrecken sich die Ölzüge von Rypne und Majdan über ärarische Komplexe von großer Ausdehnung, Jasień, Krasne, Rypianka, Kałusz.

Von hohem Werte dürften die Terrains sein, welche in den Revieren der Nadwornaer und Kolomeaer Forstverwaltungen liegen, und zwar Pniów in der südöstlichen Fortsetzung der Starunaer Öl- und Wachsgruben, Lubyszna, Delatyn in der südöstlichen Streichung der einträglichen Bitkow-Pasiecznaer Ölgruben, Czarny Potok und die Umgebung der keineswegs erschöpften Ölgruben von Słoboda rungurska, die reiche Ausbeute versprechen, wenn im Südwesten und Nordwesten des Terrains tief gebohrt werden wird.

Erwähnenswert sind noch die Ölfundorte Utoropy, Szeszory, in der Nähe von Kossów und die Produktionsorte Lucko und Kosmacz, welche allerdings entfernt von den Verbrauchsorten gelegen sind.

An diese galizischen Ölvorkommen reihen sich jene in der Bukowina in den Gütern des griechisch-orientalischen Religionsfonds, welche an mehreren Orten, in Skaujhely, in Watra Moldawitza, in Sergie, in Dichtenitz, sowohl petrographisch als auch tektonisch günstig auftreten und volle Beachtung verdienen.

Daß auch der paläozoische Horst Ostgaliziens ölführend ist, dürfte nicht ausgeschlossen sein, müßte jedoch durch Bohrungen erforscht werden, Tatsache ist, daß ich im Silur *Ortoceras* mit Ölspuren an der Eisenbahnbrücke über den Dniesterfluß bei Zaleszczyki gefunden habe.

Daß eine reichere Ölführung nicht allein auf Borysław-Tustanowice beschränkt ist, beweist für Ostgalizien das reiche Ölvorkommen von Słoboda rungurska, Bitków, Schodnica; für Westgalizien jenes von Potok, Bóbrka, Wietrzno, Rogi, woselbst ein Bohrloch 7000 Zisternen Öl geliefert hat.

Es würde den Rahmen meines Vortrages überschreiten, wollte ich noch weiter auf Einzelheiten eingehen, da diese Studie nur den Zweck verfolgt, die Aufmerksamkeit weiterer Kreise auf die Bedeutung der ausgedehnten ärarischen Ölfelder Galiziens zu lenken, welche noch für lange Zeit eine günstige und sichere Zukunft der galizischen Petroleumgewinnung verbürgen.

---

# Maschinelle Seil- und Kettenförderungen.

Von

**Oberingenieur Roemelt,**

Wien.

Gute maschinelle Förderanlagen findet man heute fast in allen Bergwerksbezirken. Sind diese Einrichtungen aber auch immer so, daß sie nicht mehr verbessert oder verbilligt werden könnten? Wie kommt es zum Beispiel, daß in manchen Revieren gewisse Förderarten sich großer Beliebtheit erfreuen, in anderen Revieren aber unbekannt

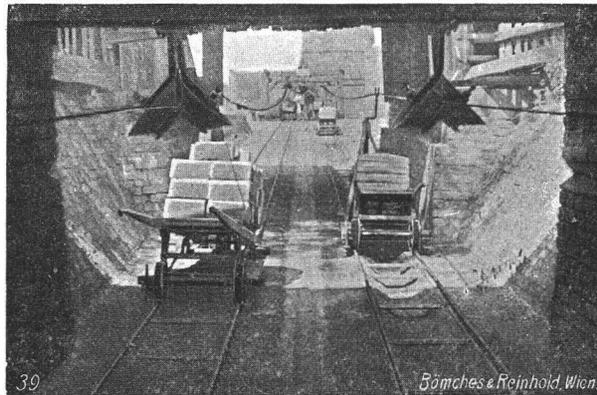


Abb. 1.

. Seilförderung mit Mitnehmergebel.

sind? Daran sind nicht etwa immer die verschiedenartigen Betriebsverhältnisse schuld, sondern häufig Tradition und Vorurteil.

Betrachten wir zunächst die maschinelle Förderung von Hunten oder Kippwagen mit Hilfe eines ständig umlaufenden Zugseiles und Mitnehmergebeln. Am meisten ist diese Förderart in den böhmischen Revieren verbreitet, man findet sie aber auch in anderen Bergwerksbezirken der Monarchie, ebenso im Rheinland und Westfalen, hauptsächlich bei Förderungen unter Tage. Die Vorteile dieser Förderungen sind folgende: Es ist außerordentlich bequem, die Wagen an das Zugseil zu kuppeln. Dies kann automatisch geschehen, mit

Hilfe besonderer Vorrichtungen oder einfach dadurch, daß der Arbeiter das Zugseil mit der Hand in die Gabel hineinhebt. Sehr vorteilhaft ist es, das Seil nicht auf dem Boden schleifen zu lassen, sondern über hochgelagerte Rollen zu führen, weil das Einlegen des



Abb. 2.

Seilförderung mit Mitnehmergabel, Selbsttätige Kurvendurchführung.

Zugseiles erleichtert wird, ferner weil das Seil weniger leidet, denn die am Boden befindlichen Rollen sind viel mehr als aufgehängte

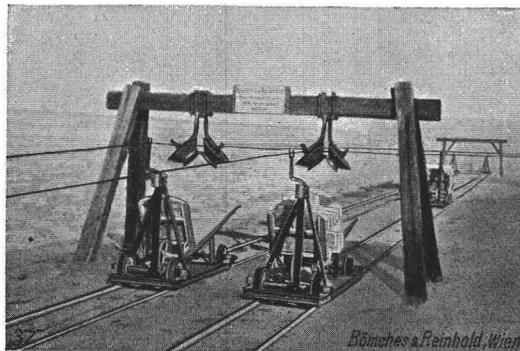


Abb. 3.

Seildoppeltragrolle System »B. U. R.«, gesetzlich geschützt.

Rollen, Beschädigungen usw. ausgesetzt und versagen. Das Seil schleift dann und verschleißt sehr schnell. Überaus zahlreich sind die Konstruktionen von hochgelagerten Seiltragrollen, über welche eine Menge Patente existieren oder bestanden haben. Die meisten dieser Rollen haben jedoch den Fehler, daß das Seil aus den Rollen herausfällt. Ich möchte Sie hier auf eine Konstruktion aufmerksam machen,

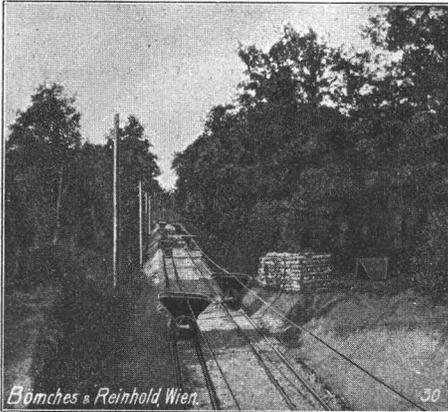


Abb. 4.  
Seilförderung mit Mitnehmergabel,  
Steigung  $1 : 10 = 5-6^\circ$ .

beide Rollen immer hintereinander stehen, wird das Herausfallen des Seiles unbedingt vermieden. Besonders gut verwendbar sind diese Seildoppeltragrollen an den Zwischenanschlagpunkten, da sie hier das Seil in handlicher Höhe halten und den Wagenverkehr unter dem Seil hindurch gestatten.

Das Verwendungsgebiet der Mitnehmergabel ist beschränkt, da die Klemmkraft einer Gabel bis etwa  $120\text{ kg}$  beträgt. Man kann daher die Mitnehmergabeln höchstens bei Steigungen bis  $1 : 10$ , das sind  $5$  bis  $6^\circ$ , verwenden. (Abb. 4.) Für große Steigungen geeignet ist die Klemmgabel mit Zugkette, mit der man Wagen im Gewichte bis zirka  $2000\text{ kg}$  auf einer Steigung von  $1 : 3$ , das sind zirka  $18^\circ$ , fördern kann. Das Ankuppeln mit dieser Vorrichtung ist sehr einfach. Der Arbeiter nimmt die Klemmgabel und hängt sie an das Zugseil. Durch den Widerstand des Wagens wird das Seil in der Klemme S-förmig gebogen und nimmt den Wagen mit. Beide Mitnehmer haben den Vorteil, daß sie nicht vom Drall des Seiles beeinflusst werden können. Bekanntlich haben neue Zugseile die unangenehme Eigenschaft, sich zu ver-

bei welcher dieser Übelstand vollständig vermieden wird. Diese gesetzlich geschützte Seiltragrolle (Abb. 3) besitzt einen gemeinsamen Bügel, welcher oben in einem Lager beweglich gehalten wird. Jedes Ende des Bügels trägt eine glockenförmig ausgebildete Rolle. Die Mitnehmergabel des Wagens legt sich zuerst gegen eine der Rollen und bewegt das ganze System zur Seite, passiert dann die zweite Rolle, wobei wiederum das System nach der anderen Seite bewegt wird. Dadurch, daß nun

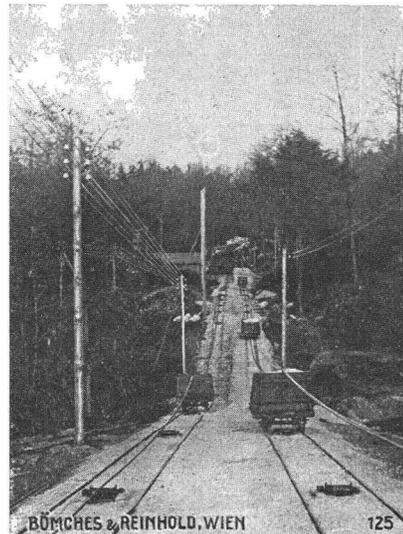


Abb. 5.  
Seilförderung mit hängenden Klemmgabeln  
und Zugketten.

drehen. Mitnehmer also, die dem Drall nicht entgegenwirken, drehen sich mit dem Seil und die an ihnen hängende Zugkette wickelt sich um das Zugseil herum. Das Abschlagen vom Zugseil macht dann große Schwierigkeiten und verursacht Betriebsstörungen. Anlagen mit Klemmgabeln und Zugketten sind mit gutem Erfolge unter anderen bei der Trifailer Kohlenwerks-Gesellschaft in Trifail ausgeführt worden. (Abb. 5.)

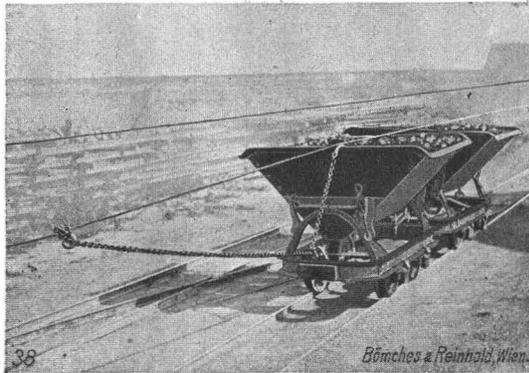


Abb. 6.  
Seilförderung mit Anschlagkette.

Eine andere Methode, den Wagen an das Zugseil anzuschlagen ist die der sogenannten Anschlagketten. Diese sind mit dem einen Ende durch Haken oder Zugring an den Wagen befestigt, am anderen Ende ist ein kleiner Haken vorgesehen. (Abb. 6.) Die Anschlagkette wird zweimal um das Zugseil geschlungen und die Schlinge durch den erwähnten Haken gesichert, indem man den Haken über die Kette hängt und die Schlinge festzieht. Das Abschlagen erfolgt, indem man von Hand den Haken und somit die Schlinge löst. (Abb. 7.) Dieses System erfreut sich besonders im oberschlesischen Industriebezirk großer Beliebtheit, während es in Osterreich-Ungarn nur wenig

bekannt ist.

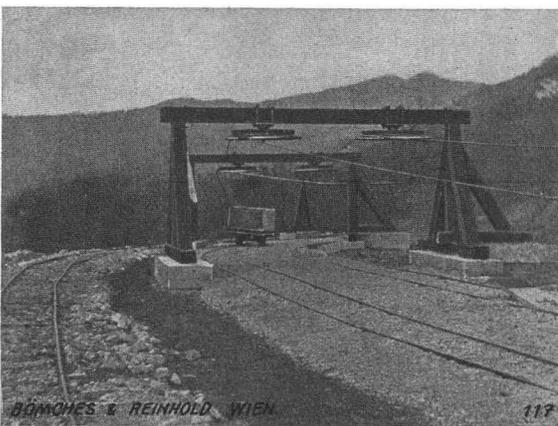


Abb. 7.  
Seilförderung mit Anschlagkette. Selbsttätige Kurvendurchführung.

Förderungen mit Keilschloß sind in Osterreich-Ungarn ebenfalls wenig verbreitet (Abb. 8), man findet sie hauptsächlich im Minettegebiet Lothringens. Das Anschlagen des Keilschlusses erfolgt dadurch, daß der Arbeiter den Keil eintreibt, während das Lösen durch Herausschlagen des Keiles erfolgt. Der Arbeiter benützt

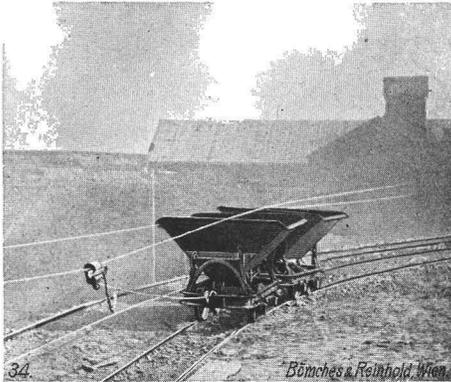


Abb. 8.  
Seilförderung mit Keilschloß.

dazu ein Stück Rundeisen oder Hammer. Die Klemmkraft ist ziemlich bedeutend, was daraus hervorgeht, daß Wagenzüge von sechs Wagen im Gesamtgewicht von zirka 15.000 kg eine Steigung von  $10\% = 6^\circ$  gefördert werden.

Für ähnliche Fälle kann man auch das Seilschloß mit vereiniger Keil-, Zahnrad- und Hebelübersetzung (Abb. 9) verwenden und dann erfolgt das An- und Abschlagen durch Drehen des Hebels. Das Seil-

schloß ist in der Anschaffung teurer wie die anderen Klemmvorrichtungen und wird daher weniger verwendet.

Seilförderungen mit untenliegendem Zugseil sind für Bergwerksbetriebe wenig empfehlenswert, da die Handhabung unbequem und der Verschleiß sehr groß ist, ferner die Unreinlichkeiten auf dem Boden der Strecken unter Tage dem Seile schaden.

Erwähnen möchte ich noch das Knotenseil, welches ebenfalls für schwierige Verhältnisse in Betracht kommt. Es hat jedoch derartige Nachteile; daß heutzutage wenig oder gar keine Seilförderungen dieser Art gebaut werden. Der größte Nachteil des Knotenseiles ist, daß an den Enden des Knotens das Seil infolge der ständigen scharfen Biegung bricht. Es empfiehlt sich daher, an Stelle des Knotenseiles das Kettenseil zu verwenden, welches aus Schweden herübergekommen ist. Bei diesem sind in Abständen, welche der Wagenentfernung entsprechen, Kettenstücke von zirka  $\frac{1}{2} m$  Länge in das Seil eingespießt, welche sich im Mitnehmer, die oben an der Wagenstirnwand angebracht werden, einlegen.

Die meisten der oben genannten Systeme haben den großen Vorzug, daß auch Kurven selbsttätig am Seil,

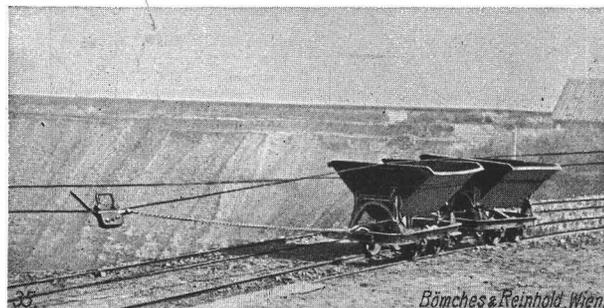


Abb. 9.  
Seilförderung mit Seilschloß.

also ohne jede Bedienung durchfahren werden können. (Abb. 2 und 7.)

Handelt es sich um große Steigungen, so wird jedoch meistens die Kettenförderung wegen ihrer Einfachheit und wegen ihres selbsttätigen Betriebes vorgezogen. (Abb. 10.) Die in Österreich-Ungarn oft verwendeten Konstruktionen von Kettenförderungen entsprechen nach dem heutigen Stande der Technik allen Anforderungen, welche man an eine moderne Förderanlage stellen kann. (Abb. 11, 12, 13, 14, 15.)

Besonders verursachten die Antriebsmechanismen häufige Störungen. Es wurden meistens entweder mehrrillige Trieb-  
scheiden mit vorgelagerten Gegenscheiden oder Scheiben mit eingegossenen, beziehungsweise eingesetzten Nocken verwendet. Bei den mehrrilligen Trieb-  
scheiden erleidet die Kette hauptsächlich in den Berührungspunkten infolge der vielen Umschlingungen auf der Trieb-  
scheibe und Gegenscheibe einen großen Verschleiß, außerdem treten bei diesen Antrieben Flaschenzugwirkungen auf, welche zu Kettenbrüchen Anlaß geben. Bekanntlich wird bei mehrrilligen Trieb-  
scheiden die erste Rille am meisten und die letzte Rille am wenigsten beansprucht. Infolgedessen verschleißt die erste Rille auch am meisten, die zweite weniger und die letzte am wenigsten. Da sämtliche Rillen dieselbe Umdrehungszahl haben, lassen sich die erwähnten Flaschenzugwirkungen zwischen Trieb- und Gegenscheibe, auch wenn jede Rille der Gegenscheibe als einzelne Scheibe ausgebildet wird, nicht vermeiden, es treten daher un-

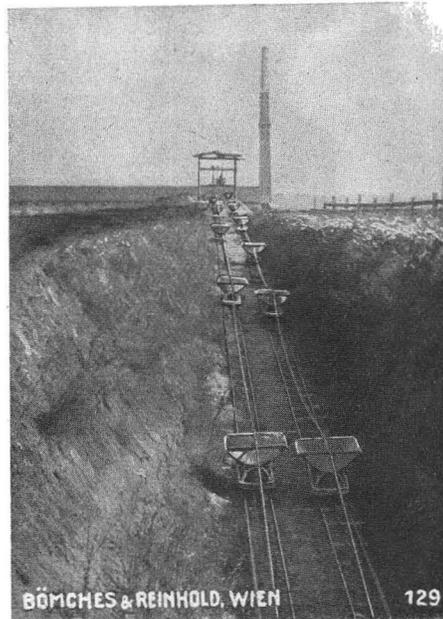


Abb. 10.  
Kettenförderung.



Abb. 11.  
Kettenförderung.

berechenbare Kräfte auf, welche die Kette zerreißen, oder Brüche der Gegenwelle oder Antriebswelle hervorrufen. Da bei der Patentketten-

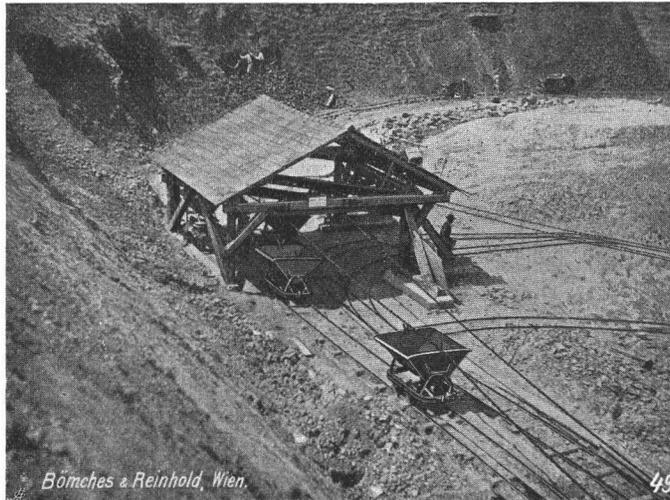


Abb. 12.  
Kettenförderung. Selbsttätige Kurvendurchführung.

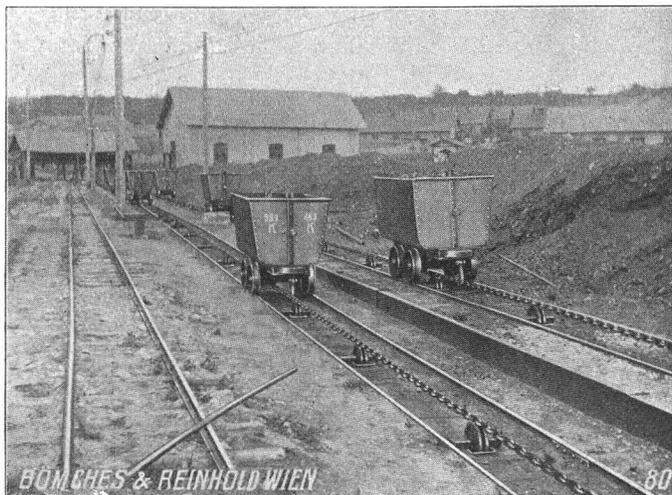


Abb. 13.  
Unterkettenförderung.

greiferscheibe (Abb. 16) eine halbe Umschlingung genügt, ist der Verschleiß ein sehr geringer. Ferner sind keine Gegenscheiben erforderlich, mithin Differentialspannungen ausgeschlossen. Die mit eingegossenen oder eingesetzten Nocken versehenen Tribscheiben

anderer Systeme arbeiten anfänglich ganz gut, doch verschleißt die Kette mit der Zeit in den Berührungspunkten, wodurch ihre Teilung größer wird als diejenige der Nockenscheibe. Kette und Tribscheibe passen also nicht mehr zusammen. Betriebsstörungen sind dann wegen des Rutschens der Kette unvermeidlich. Ich hatte Ge-



Abb. 14.

Unterkettenförderung auf schiefer Ebene.

legenheit, in vielen Fällen die oben geschilderten Übelstände kennen zu lernen. Ich will hier nur eine Anlage, die umgebaut wurde, hervorheben. Täglich kamen wegen der geschilderten Übelstände zwei bis drei Kettenbrüche vor. (Abb. 17.) Da es sich um eine Förderung auf schiefer Ebene handelte, richteten die herablaufenden Wagen Materialschäden an, die sich pro Kettenbruch auf 350 bis 400 Kronen bezifferten, welche Summe sich noch durch den Förderausfall erhöhte. Nachdem die Anlage mit der Patentkettengreiferscheibe versehen wurde, sind die Klagen verstummt. Aus diesem Beispiel geht zur Genüge hervor, welch große Ersparnisse durch die Beschaffung einer guten Kettengreiferscheibe erzielt werden. Die genannte Kettengreiferscheibe besteht, wie aus Abb. 16 ersichtlich ist, aus dem Greiferscheibenkörper und

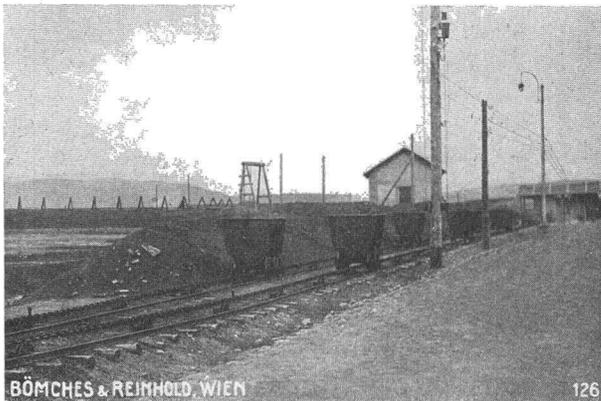


Abb. 15.

Unterkettenförderung.

den um 100 mm radial dem Kettenverschleiß entsprechend verstellbaren Kettengreifern. Die Schäfte dieser Greifer sind mit Gewinde versehen, welche in entsprechende Gewinde des Körpers passen. Der Körper ist bis zur Nabe geteilt, so daß man mittels

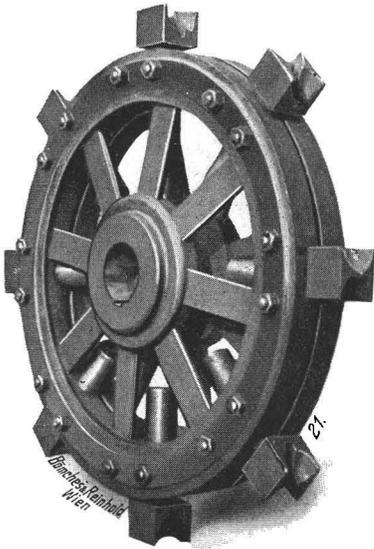


Abb. 16.  
Patent-Kettengreiferscheibe  
System »B. U. R.«

Schrauben die Greifer fest einklemmen kann. Die Greiferscheiben arbeiten in der Weise, daß in bestimmten Entfernungen die Kettenglieder von den Greifern gefaßt werden, und zwar ist immer die Hälfte der Greifer im Eingriff. Ein Rutschen der Kette ist unmöglich. Ist die Teilung der Kette infolge Verschleißens größer geworden, so hat man nur nötig, die Klemmschrauben zu lösen und die Greifer entsprechend herauszustellen. Ein Ablegen der Kette beim Nachstellen ist nicht erforderlich, da zuerst die mit der Kette nicht in Berührung stehenden Greifer und dann, nachdem die Greiferscheibe gedreht ist, die übrigen Greifer herausgestellt werden. Als Zugmittel für Kettenbahnen verwendet man vorteilhaft kalibrierte Förderketten

aus bestem sehnigen Schweiß Eisen; Ketten aus Siemens-Martin- oder Thomas-Flußeisen sind zwar bedeutend billiger, haben sich aber absolut nicht bewährt. Bei guten Förderketten berühren sich die einzelnen Glieder in einem Bogen, während bei Ketten gewöhnlicher Konstruktion anfänglich die Berührung theoretisch nur in einem Punkte stattfindet. Dehnung und Verschleiß bei zuerst erwähneter Förderkette werden daher auf das Mindestmaß herabgedrückt und ein Beweis für die Güte

der genannten Kette ist der, daß bei der Kettenbahn (Abb. 18) einer großen Wiener Bauunternehmung die Förderkette sich nach etwa zwölfmonatigem forcierten Betrieb auf schiefer Ebene nur um  $4\frac{0}{100}$  also auf

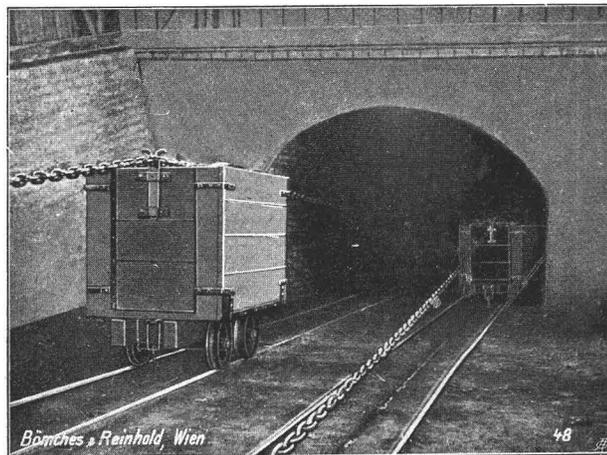


Abb. 17.  
Kettenförderung.

1000 m nur um 4 m gelängt hat, welches günstige Ergebnis nur bei Verwendung der genannten Ketten und Greiferscheiben zu erzielen ist.

Einen der wichtigsten Teile der Streckenförderungen bilden die Antriebe. Diese zerfallen in zwei Gruppen, nämlich stehende (Abb. 19) und liegende Antriebe. (Abb. 20.) Die ersten werden meistens für kleinere Leistungen verwendet. Die Welle ist stehend angeordnet und auf dieser ist die Tribscheibe aufgekeilt. Die stehende Anordnung hat den Nachteil, daß die Verlagerung der stehenden Welle nicht so

stabil sein kann, wie die Verlagerung beim liegenden Antrieb, bei dem sämtliche Wellen auf einem gemeinsamen Rahmen unverschiebbar zueinander verlagert sind. Die liegenden Antriebe (Abb. 20 und 21) führt man am besten mit zwei einrilligen Tribscheiben aus. Das Zugseil umschlingt zunächst die hintere Tribscheibe in einer Dreiviertel-Umschlingung, sodann die vordere einrillige Scheibe, ebenfalls in einer Dreiviertel-Umschlingung und geht dann je nach Anordnung über eine Umlenkscheibe oder Spannvorrichtung nach der Strecke zurück. Die Anordnung zweier einrilliger Tribscheiben hat gegenüber den Antrieben mit mehrrilligen Tribscheiben und Gegenscheiben den

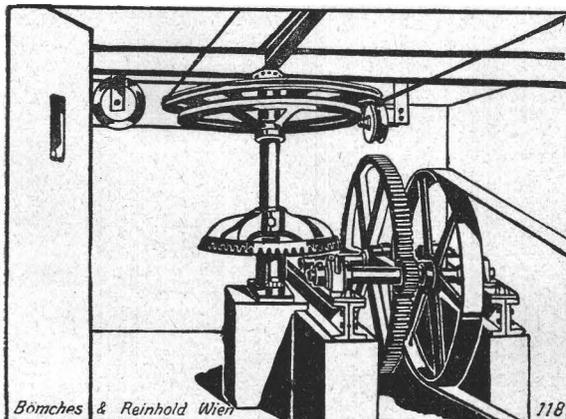


Abb. 19.  
Stehender Seilantrieb 8 PS. Unter Tage.

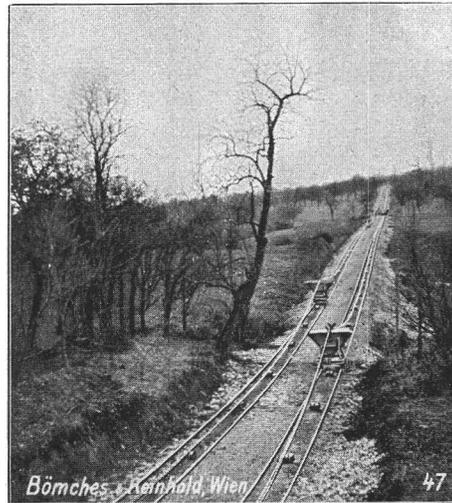
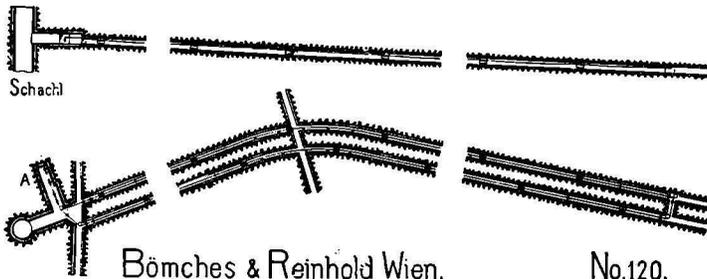
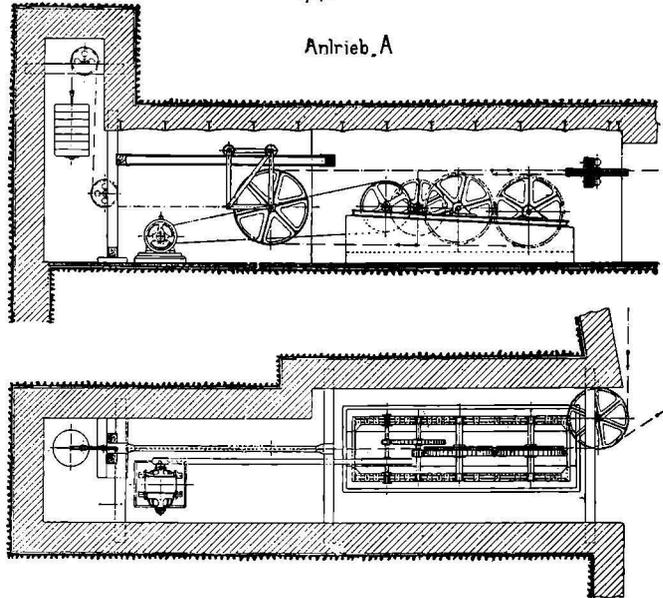


Abb. 18.  
Kettenförderung.

großen Vorteil, daß die bei letzteren auftretenden Flaschenzugwirkungen, infolge welcher Wellenbrüche und andere Betriebsstörungen häufig auftreten, vermieden werden. Ferner erleidet das Seil weniger Biegungen im Antrieb.

Seine Lebensdauer wird also bedeutend vergrößert. Kettenantriebe werden eben-

Antrieb\_A



Bömches & Reinhold Wien.

No.120.

Abb. 20.

Liegender Seilantrieb 20 PS. mit Streckenbild. Unter Tagc.

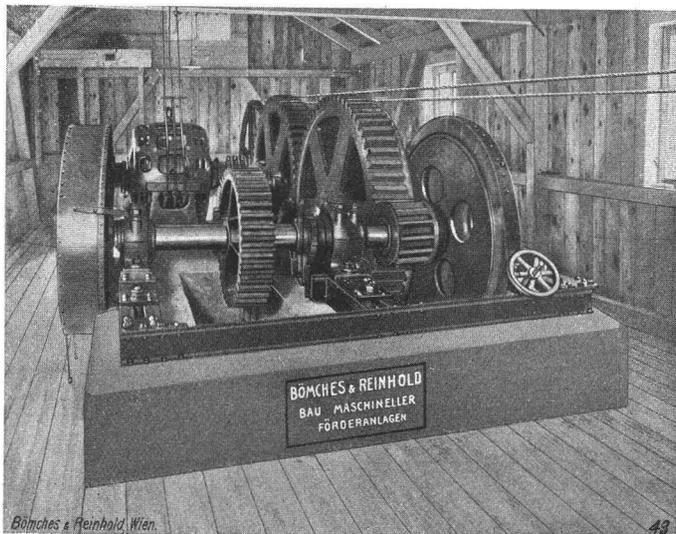


Abb. 21.

Bömches & Reinhold, Wien.

Liegender Seilantrieb 50 PS.

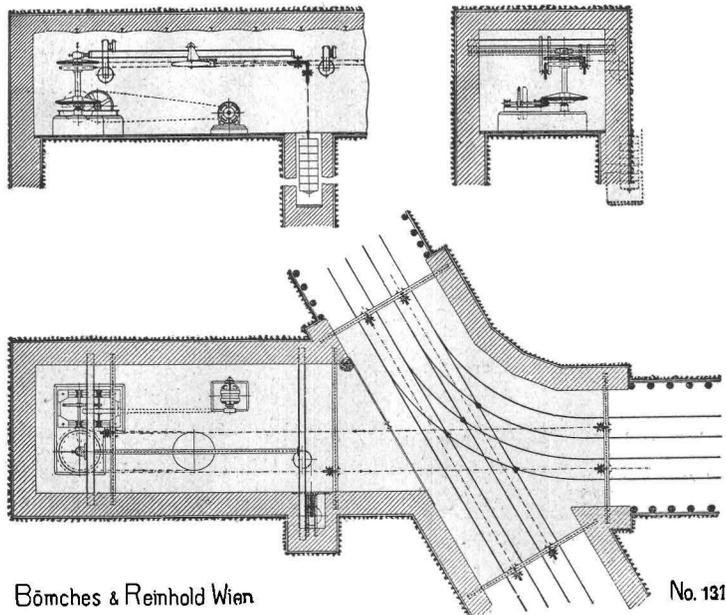


Abb. 22.  
Stehender Kettenantrieb 15 PS. Unter Tage.

falls in stehender (Abb. 22) und liegender Ausführung (Abb. 23) vorgesehen und gilt für die Anordnung das von den Seilförderungen Gesagte.

Als Tribscheibe kommt die Patentkettengreiferscheibe (Abb. 16) zur Verwendung, welche ich bereits vorhin eingehend besprochen habe.

Von besonderer Wichtigkeit für die Lebensdauer der Ketten und Seile ist deren Schmierung. Diese wird am besten durch einen Schmierapparat (Abb. 24) erreicht, welcher durch das umlaufende Zug-

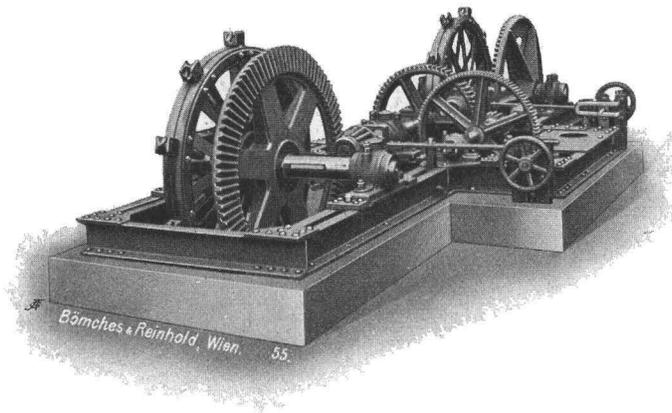


Abb. 23.  
Liegender Kettenantrieb einer Doppelunterkettenbahn.

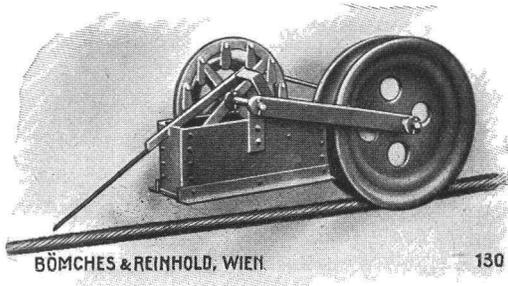


Abb. 24.  
Selbsttätiger Schmierapparat.

mittel betätigt wird und nur dann schmiert, wenn dieses sich in Bewegung befindet, so daß das Vergeuden von Schmiermittel nicht erfolgen kann. Der Apparat arbeitet in der Weise, daß ein Rad vom Zugmittel mitgenommen wird, welches ein Schmier-scheibchen bewegt, an dem Schmierbirnen aufgehängt

sind, die in einen mit dem Schmiermittel gefüllten Trog tauchen und das Öl auf die Kette, respektive auf das Seil bringen, indem sie an einer geneigten Rinne anstoßen, auf welcher das Öl zur Kette, beziehungsweise Seil gelangt.

Bei Ketten empfiehlt sich zur besseren Verteilung des Schmiermittels die Anwendung von Bürsten, welche die Ketten umschließen. Die Schmierung kann dadurch reguliert werden, daß man mehr oder weniger Schmierbirnen an der Schmierscheibe aufhängt, je nachdem man eine reichliche oder schwache Schmierung benötigt.

Ich erlaube mir nur einige Bilder zu zeigen, die von der Firma Bömches & Reinhold, Wien, ausgeführte Anlagen, wie Drahtseilbahnen, Kabelbahnen, Hängebahnen, Haspel, Waggon-Rangieranlagen, Bremsberge und Schrägeaufzüge, darstellen.

## Präsidium und Bureau des Bergmannstages.

### **Ehrenpräsident:**

Se. Exzellenz Dr. Ottokar Trnka, k. k. Minister für öffentliche Arbeiten.

### **Präsident:**

Se. Exzellenz Heinrich Graf Larisch-Moennich.

### **Vizepräsidenten:**

Emil Ritter von Homann, k. k. Sektionschef im Ministerium für öffentliche Arbeiten;

Gottfried Hüttemann, k. k. Oberbergrat;

Hugo von Noot, Herrenhausmitglied, Großindustrieller.

### **Schriftführer:**

Dr. Josef Blauhorn, Sekretär des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer Österreichs.

Franz Kieslinger, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten;

Fritz Pogatschnig, Oberbergrat der bosnischen Landesregierung;

---

### **Sektion für Bergwesen.**

#### **Obmann:**

Dr. August Fillunger, k. k. Oberbergrat, Zentraldirektor der Witkowitz Steinkohlengruben.

#### **Obmann-Stellvertreter:**

Franz Poech, Hofrat der bosnischen Landesregierung;

Karl Reutter, k. k. Oberbergrat, Bergdirektor der Prager Eisenindustrie-Gesellschaft.

Schriftführer:

Ferdinand Backhaus, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten;

Dr. Albert Wolf, Sekretär des Zentralvereins der Bergwerksbesitzer Österreichs.

---

**Sektion für Hüttenwesen.**

Obmann:

Georg Günther, Generaldirektor der Österreichischen Berg- und Hüttenwerks-Gesellschaft.

Obmann-Stellvertreter:

Dr. h. c. Josef von Ehrenwerth, o. ö. Professor an der Montanistischen Hochschule in Leoben;

Zdenko Hořovský, technischer Direktor der Prager Eisenindustrie-Gesellschaft.

Schriftführer:

Dr. Theodor Haerdtl, Bergingenieur und Rechtskonsulent;

Robert Pohl, k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten.

---

## Verzeichnis der Teilnehmer am Allgemeinen Bergmannstage, Wien 1912.

- Adametz Heinrich, Forstinspektor, Wien.  
Aggermann v. Bellenberg Franz, k. k. Bergrat, Mähr.-Ostrau.  
Altrichter Hans, k. k. Bergrat, Wien.  
Arbenz, kgl. Bergrat, Gleiwitz.  
Ascher Franz H., Eigentümer und Chefredakteur der »Grazer Montanzeitung«, Graz.  
Aubell Franz, Dr., Professor an der k. k. Montanistischen Hochschule Leoben.
- Bachofen-Echt August, Freiherr v., Großindustrieller, Wien.  
Backhaus Ferdinand, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Bäuml Maximilian, Ingenieur, k. k. Baurat, Wien.  
Baier Emanuel, k. k. Bergrat und Bergdirektor, Eisenberg.  
Balthasar Karl, Bergdirektor der Eleonora-Gewerkschaft, Ladowitz.  
Baracz Erasmus v., k. k. Bergrat, Wieliczka.  
Bartonec Franz, Bergrat, Freiheitsau.  
Bauer Eugen, k. k. Bergrat, Generaldirektor des Westböhmisches Bergbau-Aktienvereines, Wien.  
Baumgartner Karl, Bergbau-Inspektor der Österr.-Alpinen Montan-Gesellschaft, Wien.  
Bechtel Franz, Direktor der J. Pohlig G. m. b. H., Wien.  
Becker Leo, kgl. Bergassessor, Essen.  
Beeckmann W., kgl. Bergassessor, Essen.  
Beel Karl, Direktor der Veitscher Magnesitwerke A.-G., Veitsch.  
Beil R., Bergingenieur, Oechsen-Röhn, P. Gebhaus.  
Benda Adolf, kais. Rat, Bergwerksbesitzer, Wien.  
Beneš Leopold, Oberingenieur, Motyčín.  
Berger Otto, Bergdirektor des Westböhm. Bergbau-Aktienvereines, Pilsen.  
Bergmann Adelbert, Generaldirektor der A. G. Felten & Guilleaume, Wien.

- Berl Oskar, kais. Rat, k. k. Kommerzialrat, Wien.  
Berndt Edm., Dr., k. k. Bergkommissär, Graz.  
Bienerth Richard, Freiherr v., Dr., k. u. k. Geh. Rat, Minister-  
präsident a. D., k. k. Statthalter, Wien.  
Billek Josef, k. k. Hofrat, Idria.  
Bindacz Hans, Oberingenieur, Poln.-Ostrau.  
Biró Wilhelm, Vertreter der Firma Ligeti & Biró, Budapest.  
Bischoff Adolf v., Walzwerksbetriebsleiter, Kladno.  
Blaschek Aladár, Oberbergverwalter, Vulkán, Ungarn.  
Blaschek Karl, Dr., Zentraldirektor der Brüxer Kohlenbergbau-  
Gesellschaft, Brüx.  
Blauhorn Josef, Dr., Sekretär des Zentralvereines der Bergwerks-  
besitzer Österreichs, Wien.  
Böhm Karl, Oberingenieur, Poln.-Ostrau.  
Böker H. E., Bergassessor, Berlin.  
Bömches Oskar, Ingenieur, Wien.  
Böttger Kurt, dipl. Bergingenieur, Ober-Retschach bei Gonobitz.  
Bollmann Josef, Oberingenieur, Wien.  
Book Erich, Bergdirektor, Parmen.  
Boross Joh., Geschäftsleiter der »Bányászati és Kohászati Lapok«,  
Budapest.  
Bosse Wilhelm, Oberingenieur, Hammer-Johnsdorf.  
Braetsch, Bergassessor und Generaldirektor, Kattowitz.  
Brammer Moriz, Dr., Bergdirektor a. D., Wien.  
Brausewetter Viktor, Ingenieur, Vizepräsident des Österr. Inge-  
nieur- und Architektenvereines, Wien.  
Breitschopf Franz, k. k. Oberbergkommissär, Falkenau.  
Brenner Otto, Ingenieur, Maschinenfabrikant, Mähr.-Ostrau.  
Brenner Robert, Bergdirektor, Borbeck-Dellwig.  
Bretschneider Alexander, k. k. Bergrat im Ministerium für öffent-  
liche Arbeiten, Wien.  
Brisker Karl, Professor an der k. k. Montanistischen Hochschule  
Leoben.  
Brökl Franz, Direktor der Glashüttenwerke vorm. J. Schreiber & Neffen,  
Wien.  
Brož August, Bergdirektor der Prager Eisen-Industrie-Gesellschaft,  
Duschnik.  
Brunlechner August, k. k. Bergrat, Direktor der Bergschule  
Klagenfurt.  
Brzeski Roman, k. k. Bergkommissär, Krakau.  
Brzezowski Roman, Ingenieur, Witkowitz.  
Bührlen Herm., ö. Gesellschafter der Firma Vogel & Noot, Wien.  
Bußon Felix, Dr., k. k. Oberbergkommissär, Graz.

- Capra Fritz, Ingenieur, Direktor der Bergschule Klagenfurt.  
Caspaa Moritz, Dr., Generalsekretär der Österr.-Alpinen Montangesellschaft, Wien.  
Castellani Alfred v., Oberingenieur, Prag.  
Chaustoff E., Bergingenieur, Rostock.  
Chimani Otto, Dr., chemisches Laboratorium, Mähr.-Ostrau.  
Chlebowski Georg, Bergingenieur, Mähr.-Ostrau.  
Christiansen Chs., Direktor der Armaturen- und Maschinenfabriks-A.-G. Westfalia, Gelsenkirchen.  
Cichy Max, Ingenieur, Mähr.-Ostrau.  
Cleff, Geh. Oberbergat, Berlin-Grünwald.  
Clement B. v., Oberingenieur, Wöllersdorf.  
Cooke L. H., Assistant-Professor in Mining at the Royal School of Mines, London.  
Cornelius Ernst, Bergassessor, Boryslaw.  
Croy Karl, Bergdirektor des Duxer Kohlenvereines, Teplitz.  
Csanády Ladislaus, Bergingenieur, Tatabánya.  
Csermák Sándor, Sprengtechniker, Budapest.  
Cuscoleca Emil, Oberingenieur der Österr.-Alpinen Montangesellschaft, Wien.  
Czaplinski Julian, Dr., k. k. Bergat, Brünn.  
Czech Jakob, Gräflich Larisch-Mönnichscher Zentraldirektor, Karwin.  
Czechowski Marian v., Bergingenieur, Sziersza.  
Czerlunczakiewicz Emil, k. k. Oberbergkommissär, Krakau.  
Czermak Alois, Berginspektor der Österr. Berg- und Hüttenwerks-Gesellschaft, Karwin.  
Czervenka Josef, Oberberginspektor, Ossegg.
- Dahms V., kgl. Bergat, Gleiwitz.  
Daumann M., Ingenieur, Dombrau.  
Deichsel Adolf, kgl. Kommerzienrat, Myslowitz, Oberschlesien.  
Deichsel Erwin, Ingenieur, Zabrze.  
Deszberg Anton, Direktor der Salgótarjánér Kohlenindustrie-A.-G., Budapest.  
Dieling Gustav, Ingenieur, Wien.  
Dietz, Dr., kgl. Bergassessor, Eisleben.  
Dittmann, Dr., Bergdirektor, Geyer, Sachsen.  
Dittmann Kurt Emil, Dr. ing., dipl. Bergingenieur, Essen.  
Długosz Ladislaus v., k. k. Geh. Rat, k. k. Minister, Wien.  
Dobbelstein Otto, kgl. Bergassessor, Essen.  
Doležal E., k. k. Hofrat, Professor an der k. k. Technischen Hochschule, Wien.

- Domnik-Rybarzewski Franz, Dr., k. k. Oberbergkommissär,  
Wien.
- Drasche-Lázár Artur v., k. k. Bergrat, Generaldirektor a. D.,  
Wien.
- Drobniak Fr., Ingenieur, Krakau.
- Drolz Hugo, Bergdirektor, Mähr.-Ostrau.
- Duchek Leopold, kommerzieller Bergdirektor, Miröschau.
- Dudek Hugo, Fabriks- und Bergwerkbesitzer, Teplitz.
- Ecker Andreas, k. k. Oberbergat, Generaldirektor der Wolfsegg-  
Traunthaler-Kohlenwerks A.-G., Wien.
- Ecker Leopold, Bergverwalter, Máriahuta-Zakárfalu, Ungarn.
- Eckert, Bergwerksdirektor, Neu-Weißstein.
- Ehrenwerth Josef v., Dr. ing. h. c., o. ö. Professor an der k. k. Monta-  
nistischen Hochschule, Leoben.
- Einecke, Dr., kgl. Berginspektor, Friedrichsthal (Saar).
- Eisner Julius, Dr., Direktor-Stellvertreter der k. k. priv. Kaiser  
Ferdinands-Nordbahn, Mähr.-Ostrau.
- Emmerling Josef, Direktor der Landes-Berg- und Hütterschule,  
Leoben.
- Ernst W., Ingenieur, Wien.
- Eydam Karl, Direktor der Eibiswalder Glanzkohlenwerke, Graz.
- Eydam Willy, Generaldirektor der Kuttowitzer Kohlenwerke,  
Dresden.
- Farbaky Stephan v., kgl. Ministerialrat, Vizepräsident des Ungar.  
Landesvereines für Bergbau und Hüttenwesen, Selmezbánya.
- Farnik Josef, Betriebsleiter, Carpano.
- Fauck Albert jun., Ingenieur, Tiefbohrunternehmer, Wien.
- Fell Julius, Industrieller, Drohobycz.
- Févre Lucien, Ingenieur en Chef de Mines, Paris.
- Fillunger August, Dr., k. k. Oberbergat, Zentralkommissar der Wit-  
kowitz Steinkohlengruben, Mähr.-Ostrau.
- Fitz Franz, Bergdirektor, Kl.-Schwadowitz.
- Foltz Willibald, k. k. Regierungsrat, Vorstand des k. k. Montan-  
Verkaufsamtes, Wien.
- Forstmann R., Dr., kgl. Bergassessor, Essen.
- Franke G., Geh. Bergrat, Professor und kommissarischer Direktor  
der kgl. Bergakademie Berlin.
- Frantzen Emil, Prokurist der Aktiengesellschaft Felten & Guillaume,  
Wien.
- Franz Franz, Bergverwalter, Zbeschau.
- Frič Johann, Berginspektor i. R., Wien.

- Frič Karl, Berginspektor, Dombrau.  
Friedmann Leopold, Direktor der Trifailer Kohlenwerksgesellschaft, Triest.  
Friem Paul, Direktor der Eisenindustrie-A.-G., Zenica.  
Frieser Anton, Oberingenieur, Unterreichenau.  
Fritsch Aug., Oberingenieur, Teplitz.  
Fritsch Ernst, kgl. preuß. Bergassessor, Oraviczabánya.  
Fuchs Paul, Fabriksdirektor, Mähr. Ostrau.  
Fürer Adolf, Geh. Bergrat, Schönebeck a/E.  
Fuglewicz J., Oberingenieur, Chotieschau, Austria-Schacht.  
Fuldner, Bergassessor, Essen-Ruhr.  
Funcke, kgl. Bergassessor, Oberhausen, Rheinland.  
Funk Wilhelm, kgl. Bergassessor, Petrozsény.
- Gäbert C., Dr., kgl. Sektionsgeologe a. D., Leipzig.  
Galler Karl, Oberingenieur, Karbitz.  
Garkisch Ludwig, Ingenieur, Waldenburg.  
Gattnar Josef, Dr., k. k. Hofrat und Berghauptmann, Wien.  
Gertscher Adalbert, Oberingenieur der Pulverfabrik Felixdorf.  
Gevers-Orban, Directeur des Travaux Charbonnages Espérance-Bonne-Fortune, Montegnée-lez Liège, Frankreich.  
Giani, kgl. Oberbergrat und Bergwerksdirektor, Friedrichsthal.  
Glaas Viktor, Bergverwalter, Köflach.  
Glantschnig Thomas, Bergverwalter der Bleiberger Bergwerksunion, Mies.  
Glaubauf Ernst, Redakteur des »Kohleninteressenten«, Teplitz.  
Glocke Louis, Prokurist der A.-G. Dynamit Nobel, Wien.  
Gmeyner Ernst, Bergdirektor der Johannesthaler Kohlengewerkschaft, Laibach.  
Goedicke Ed., Direktor a. D., Wien.  
Göttlicher K. L., Ingenieur, Betriebsleiter des Eisenwerkes Blansko.  
Gold Karl, Oberingenieur, Unterreichenau.  
Goldstein J., Gewerke, Wien.  
Gouvy Alexander, techn. Konsulent für Berg- und Hüttenwesen, Düsseldorf.  
Granigg Barthel, Dr., Professor an der k. k. Montanistischen Hochschule, Leoben.  
Graubner Viktor, Oberingenieur, Wien.  
Grimm Adolf, Bergdirektor, Pilsen.  
Gröger Josef, Bergdirektor, Obmann des Berg- und Hüttenmännischen Vereines in Falkenau, Fischern.  
Gröger Otto, Ingenieur im k. k. Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.

- Grögler Karl, Dr., k. k. Bergkommissär, Klagenfurt.  
Groß A., Oberingenieur, Szászvár.  
Grzybowski Josef, Dr., Professor, Krakau.  
Gstöttner Adolf, Dr., k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Günther Georg, Generaldirektor der Österreichischen Berg- und Hüttenwerks Gesellschaft, Wien.  
Günthersberger Josef, Oberingenieur, Ossegg.  
Gumpl Rudolf, k. k. Oberbergkommissär im Finanzministerium, Wien.  
Gutmann J., Oberingenieur der Österr. Siemens-Schuckert-Werke, Wien.  
Gutmann Max R. v., k. k. Bergrat und Gewerke, II. Vizepräsident des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs, Wien.  
György Adalbert v., Oberinspektor, Budapest.
- Haerdtl Theodor, Dr., Bergingenieur, Rechtskonsulent, Witkowitz.  
Hahn O. H., Berg- und Hütteningenieur, Jena.  
Haiek Anton, Direktor der Österreichischen Bohr- und Schurf-Gesellschaft, Wien.  
Hain Franz, Berginspektor, Seniszovac, Bosnien.  
Hallama Robert, Berginspektor, Mähr.-Ostrau.  
Hasebrink W., Bergassessor, Gelsenkirchen.  
Haunold Anton, k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Hauser Paul, Gewerke, Wien.  
Havliček J., Dr., Oberingenieur, Mähr.-Ostrau.  
Heckel, kgl. Bergrat, Vienenburg a/Harz.  
Heinrich Franz, Zentralinspektor der Österreich.-italien. Kohlenindustrie-A.-G. »Monte Promina«, Triest.  
Heinrichs F., Bergassessor, Oberhausen.  
Heinsius v. Mayenburg Max, Bergdirektor, Teplitz.  
Heise Fritz, Bergschuldirektor, Bochum.  
Heissig Franz, Ingenieur, Prokurist der A.-G. Gebr. Böhler & Co., Wien.  
Heißler Franz, k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Heller Edm., Direktor der AEG.-Union Elektrizitäts-Ges., Wien.  
Helm Ch., Ingenieur, Direktor des Zinkbergbaues Haufenreith.  
Hempel Magnus, Werksdirektor, Bleiberg.  
Henker Ludwig, Bergbaubetriebsleiter, Mühlbach.  
Henrotin L., Ingenieur, Direktor, Nebida, Sardinien.  
Henrotin Lucien, Ingenieur, Vác, Ungarn.

- Hentschel A., dipl. Bergingenieur, Essen.  
Herbing, Dr., Geologe, Halle a/S.  
Herrmann Hugo, Generaldirektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn, Wien.  
Hertel Gustav, Oberingenieur, Karwin.  
Herwegen Leo, Dr., Bergdirektor, Oberursel.  
Hese Ernst, Montantechnisches Bureau, Mähr.-Ostrau.  
Heß Hans v., Oberingenieur, Bruch.  
Heß Johann, Berginspektor, Graz.  
Heß Ludwig v., k. k. Bergrat, Trofaiach.  
Héveroch Gottlieb, Ingenieur der Trifailer Kohlenwerksgesellschaft, Wien.  
Hierhammer Heinrich, Vizebürgermeister der k. k. Reichshaupt- und Residenzstadt Wien.  
Hilf Alois, Dr., Direktionsvorstand der Dzieditzer Montangesellschaft, Mähr.-Ostrau.  
Himmel Otto, Bergschulprofessor, Dux.  
Hinselmann Ernst, Bergtechnisches Bureau, Essen.  
Hirschbrich Hans, Bergdirektor, Dux.  
Hitschmann Franz, Prokurist der A.-G. Dynamit Nobel, Wien.  
Hochstetter Siegfried, Bergingenieur, Nürschan.  
Höfer v. Heimhalt Hans, Exzellenz Gräfllich Wilczekscher Bergdirektor, Poln.-Ostrau.  
Höhne A., dipl. Ingenieur, Freienwalde.  
Hohn Ferdinand, k. k. Ministerialrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Holan Alois, Oberingenieur, Dombrau.  
Hönsch Arpad, Direktor der Witkowitz Gewerkschaft, Ötösbánya.  
Hoernecke, Dr., kgl. Berginspektor, Bielschowitz a/S.  
Hollein Ludwig, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Holobek Johann, k. k. Ministerialrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Homann Emil R. v., k. k. Sektionschef im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Hoor Ludwig, Direktor der Österreichischen Bergmann-Elektrizitätswerke, Wien.  
Horiak Karl, Dr., k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Hornung Karl, Bergdirektor, Borth, Rheinland.  
Hořovsky Emil, Administrateur de l'Union minière Russie, Wien.  
Hořovsky Zdenko, technischer Direktor der Prager Eisen-Industrie-Gesellschaft, Wien.

Horst Adolf, Dr., k. k. Sanitätskonsulent im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.

Hosmann A., Bergverwalter, Tokod, Ungarn.

Hrabak Joh., k. k. Oberbergrat, Prag.

Hromek Josef, Bergingenieur, Krakau.

Huemer F., Ingenieur, Betriebsleiter, Thomasroith.

Hummel Adolf, k. k. Bergrat, Wien.

Hüttemann Gottfried, k. k. Oberbergrat, Vorstand des Vereinigten Brüx-Dux-Oberleutensdorfer Bergreviers, I. Vizepräsident des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs, Brüx.

Hupfeld Friedrich, kgl. Bergassessor a. D., Berlin.

Hussak Albert, Dr., k. k. Oberbergkommissär, St. Pölten.

Hvizdalek Franz, Bergdirektor, Generaldirektionsrat der Montan- und Industrialwerke vorm. Joh. Dav. Starck, Brüx.

Ihm Franz, Oberingenieur der Skodawerke A.-G., Wien.

Ilgner Karl, Dr., Ing. h. c., Wien.

Ippen Paul, k. k. Bergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.

Iwan Alexander, b. a. Bergingenieur, Wien.

Jacobs Ottokar, Freiherr v., Gewerke, Kassahámor.

Jahnel Leo, Ingenieur der Pulverfabrik Felixdorf.

Janouš Alois, k. k. Oberbergrat i. R., Graz.

Jastrzebski Ferdinand, k. k. Oberbergrat, Krakau.

Jaworsky E., Bergingenieur, Karwin.

Jelinek Ernst, Bergdirektor, Wien.

Jičinsky Jaroslav, Werksdirektor der Rossitzer Bergbaugesellschaft, Segengottes.

Jiroudek W., b. a. Bergingenieur, Karlsbald.

Jirsch Karl, Dr., k. k. Oberbergkommissär, Teplitz.

John, kgl. preuß. Bergassessor, Berlin-Charlottenburg.

Jonas Robert, Ingenieur, Wien.

Jungeboldt Adolf, kgl. Bergassessor und Bergdirektor, Borth, Rheinland.

Jungwirth Karl, Werksdirektor i. R., Graz.

Jüngst C., Bergassessor, Essen.

Kahlich Karl, k. k. Oberbergrat, Wien.

Karafiat Emil, Direktor der Trifailer Kohlenwerksgesellschaft, Wien.

Karel Eugen, Direktorstellvertreter der städtischen Elektrizitätswerke, Wien.

Karlon Hans, Bergkommissär, Breza, Bosnien.

- Katser Moritz, kais. Rat, Direktor der Jaworznoer Steinkohlen-  
gewerkschaft, Jaworzno.
- Keckstein Hans, Maschineningenieur der Österr.-Alpinen Montan-  
gesellschaft, Seegraben.
- Kerpely Anton R. v., Generaldirektor der Österr.-Alpinen Montan-  
gesellschaft, III. Vizepräsident des Zentralvereines der Bergwerks-  
besitzer Österreichs, Wien.
- Kesten, Generaldirektor, Rotthausen, Kreis Essen.
- Kieslinger Franz, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche  
Arbeiten, Wien.
- Killius Gustav, Direktor der A.-G. Dynamit Nobel, Wien.
- Kirschniok Jakob, Werksdirektor, Zabrze, Oberschlesien.
- Kirschniok Leonhard, Bergreferendar, Zabrze.
- Klein Friedrich, k. k. Bezirkskommissär im Ackerbauministerium,  
Wien.
- Klein Karl, Oberingenieur, Penzberg.
- Klein Wilh., k. k. Ministerialrat im Ministerium für öffentliche  
Arbeiten, Wien.
- Klewitz Georg, Berginspektor, Petershofen.
- Kliver Paul, Bergdirektor, Ölsnitz, Sachsen.
- Kloß Rudolf, Dr., k. k. Oberbergkommissär, Graz.
- Knab M., Bergverwalter, Peterswald.
- Knaut G., Bergverwalter, Klostergrab.
- Knudsen Emil, Direktor der Mitterberger Kupfer-A.-G., Mühlbach.
- Kobercz Josef, Bergdirektor der bosn.-herz. Bergverwaltung, Kakanj.
- Koberz Hans, Oberingenieur, Maria-Ratschitz.
- Körösi Emil, Hütteningenieur, Wien.
- Kolek Karl, Oberingenieur, Karwin.
- Komp Heinrich, kais. Rat, Neudek.
- Komposch Josef, Bergverwalter, Gloggnitz.
- Kopriva Franz, Bergdirektorstellvertreter, Tatabánya.
- Koska, Bergassessor, Leipzig-Gohlis.
- Koszko W. S., b. a. Bergingenieur, Krakau.
- Kosztela Joh., kgl. Bergrat, Petrosény.
- Kowarzyk Hugo, Oberberginspektor der Jaworznoer Steinkohlen-  
gewerkschaft, Jaworzno.
- Krahmann Max, Professor an der kgl. Bergakademie, Berlin.
- Kramer Richard, Bergbaubetriebsleiter, Marienberg.
- Krauß Fritz, Ingenieur, Wien.
- Krausz Ferd., Oberbergverwalter, Rozsnyó.
- Krawehl Otto, Bergassessor, Generaldirektor, Essen.
- Krebs Friedrich, Bergverwalter, Leoben.
- Krenes Julius, Ingenieur, Wien.

- Krešl Friedrich, Oberingenieur, Mähr.-Ostrau.  
Krisch Julius, kgl. Bergrat, Berlin-Dahlem.  
Krisch Wilh., Gewerke, Berlin-Dahlem.  
Krischker Philipp, k. k. Oberbergrat, Wien.  
Krizko Bohus, Bergdirektor, Lupény.  
Krupp Otto, Dr. jur. et ing., Bergassessor, Ostrum bei Duisburg.  
Kruskopf Hermann, Fabrikant, Dortmund.  
Krystufek Franz, Bergdirektor, Környe, Ungarn.  
Kubias J., Bergdirektor i. R., Klagenfurt.  
Kudielka Em., Oberingenieur, Mähr.-Ostrau.  
Kukuk, Bergassessor, Bochum.  
Kukuscz Georg, k. k. Oberbergkommissär, Wien.  
Kulle Otto, Generaldirektor, dipl. Bergingenieur, Jessenitz.  
Kurig Josef, Bergdirektor der Ostrauer Bergbau-A.-G. vorm. Fürst Salm, Poln.-Ostrau.
- Ladewig C., Direktor, Mitglied des Aufsichtsrates der Grünbacher Steinkohlenwerke, G. m. b. H., Berlin.  
Lamprecht Robert, Inspektor und Montanreferent der Priv. Österr.-ung. Staatseisenbahngesellschaft, Wien.  
Langebeckmann Heinrich, Bergassessor, Resicza, Ungarn.  
Langer E., Ingenieur, Prag.  
Larisch-Mönnich Heinrich, Graf, k. u. k. Geheimer Rat, Landeshauptmann in Schlesien, Präsident des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs, Karwin.  
Lautner Felix, Ingenieur, Wien.  
Lázár Paul, Hofrat, Direktor des Vereines der ungarischen Berg- und Hüttenwerksunternehmungen, Budapest.  
Lázár Zoltán v., Zentraldirektor, Budapest.  
Lehinant Armand, Oberingenieur der Maschinenfabriks-A.-G., vorm. Breinfeld, Danek & Co., Brüx.  
Leicht Wilhelm, Oberingenieur, Witkowitz.  
Lendl M., Berginspektor der Österreichischen Berg- und Hüttenwerksgesellschaft, Marienberg.  
Lichtenstern Karl, Ingenieur, Witkowitz.  
Lidl Josef v., k. k. Bergrat, Freiherr v. Mayr-Melnhofscher Bergbauinspektor, Lankowitz.  
Liebermann Fritz v., Dr., Berlin.  
Linde Paul, Direktor der Firma H. Flottmann & Co., Wien.  
Lindemann H., Vorsitzender des Grubenvorstandes der Gewerkschaft Erzherzog Franz Ferdinand, Sanok.  
Lisse Leopold, Bergassessor der Allg. Elektrizitäts-Gesellschaft, Berlin.

Litschauer Ludwig, kgl. Bergrat, Budapest.  
Litz V., Oberingenieur der Borsig-Werke, Tegel-Berlin.  
Loewe Adolf, Bergdirektor, Budapest.  
Loewenstein, von und zu, Bergassessor, Essen-Ruhr.  
Löffler Peter, Dr., technischer Konsulent der A.-G. Dynamit  
Nobel, Wien.  
Lohma Leopold, Bergingenieur, Raudnig.  
Loos Josef, Bergingenieur, Poremba.  
Lorber Franz, Dr., Professor i. R., k. k. Hofrat, Wien.  
Ludwig Franz, Baumeister und Gewerke, Wien.

Mann Emil, Ingenieur, Wien.  
Marek Karl, k. u. k. Geheimer Rat, Minister a. D., Wien.  
Marischka Karl, Oberingenieur, Wien.  
Marischler Adolf, k. k. Oberbergrat, Wien.  
Markus Aug., k. k. Oberbergrat, Brück.  
Maslo Jaroslav, k. k. Bergrat, Prag.  
Mauthner Robert, Dr., Direktor der k. k. priv. Dux-Bodenbacher  
Eisenbahn, Wien.  
Mauthner Sigmund, Ingenieur, Fabriksdirektor, Schlan.  
Mayer Oskar, k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten,  
Wien.  
Mayer Rudolf, k. k. Bergkommissär im Ministerium für öffentliche  
Arbeiten, Wien.  
Mayr Gustav, Bergbaubetriebsleiter, Polnisch-Ostrau.  
Mayr Josef, Direktor der Pulverfabrik Felixdorf.  
Medinger Eduard, k. k. Kommerzialrat, Wien.  
Mehner, kgl. Bergrat, Oberhausen, Rheinland.  
Mejatsch Jakob, Bergdirektor, Aspang.  
Menzel Franz, Direktor der städtischen Gaswerke, Wien.  
Metzler Reinold, Ingenieur, Wien.  
Meyer Anton, Dr., k. k. Bergrat im Ministerium für öffentliche  
Arbeiten, Wien.  
Meyer Bodo, kgl. Assessor, Herne, Westfalen.  
Michael R., Dr., Professor, kgl. Landesgeologe, Berlin.  
Michels H., Bergassessor, Bergdirektor, Bernburg.  
Mickerts Oskar, Direktor der Österreichischen Mannesmannröhren-  
Werke, Wien.  
Millenkovich Max v., k. k. Sektionsrat, Wien.  
Mischitz Ferdinand, Bergdirektor, Márkusfalva.  
Mischitz Franz, Berginspektor des Duxer Kohlenvereines, Bruch.  
Mislap Robert, Ingenieur, Wien.

- Mládek Erich, Dr., k. k. Bergrat, Bergdirektor des Steinkohlenbergbaues Orlau-Lazy, Dombrau.
- Möhring Bruno, Fabrikdirektor, Dillingen a/S.
- Moller Max, Bergbauinspektor, Wien.
- Moore, Generaldirektor der Österreichischen Ingersoll-Rand Comp., Wien.
- Moritz Karl, Oberingenieur, Wolfsegg.
- Moticska Ferd., Bergbauingenieur, Mátrónováh.
- Moučka Ladislaus, b. a. Bergingenieur, Prag.
- Mouczka Gottfried, Oberingenieur, Wien.
- Mücke Gustav, Oberingenieur, Brüx.
- Mühlbacher Paul, Präsident der Bleiberger Bergwerksunion, Klagenfurt.
- Mühlstein Franz, Reviersekretär, Brüx.
- Müller, kgl. Bergassessor, Essen.
- Müller Fritz, Direktor der Kommandit-Gesellschaft Trauzl & Co., Wien.
- Müller Joh., Herausgeber der »Industrie«, Wien.
- Müller Mauritius, k. k. Bergkommissär, Bochnia.
- Müllner Alfons, Professor, Wien.
- 
- Naske Theodor, Dr. ing., k. k. Gewerbeinspektor, Wien.
- Neblinger Karl, Zentralinspektor der Priv. öst.-ung. Staatseisenbahngesellschaft, Wien.
- Negrusz A. K., k. k. Oberbergkommissär, Wien.
- Neubauer Hans, Bergverwalter, Dux.
- Neuburger Otto, k. k. Bergrat, Oberbergdirektor der Bleiberger Bergwerksunion, Klagenfurt.
- Neuhold Johann, Bergdirektor, Wien.
- Neumayer Josef, Dr., Bürgermeister der k. k. Reichshaupt- und Residenzstadt Wien.
- Neurath Friedrich, Dr., Gesellschafter der Metallhandlung Mich. Neurath, Wien.
- Neurath J., kommerzieller Sekretär der k. k. priv. Dux-Bodenbacher Eisenbahn, Wien.
- Nevole Svetozar, Direktor der Priv. öst.-ung. Staatseisenbahngesellschaft, Wien.
- Noot Hugo v., Großindustrieller, Mitglied des Herrenhauses, Wien.
- Noot Hugo v., Dr., Gesellschafter der Firma Vogel & Noot, Wien.
- Noot Karl, Direktor der Krainischen Industrie-Gesellschaft, Aßling.
- Noth Julius, Bergdirektor, Barwinek.

- Obstmayer Johann, Oberingenieur, Budapest.  
Odstrčil Ludwig, k. k. Notar und Gewerke, Wien.  
Oelwein Gustav, Erzherzog Friedrichscher Hütteninspektor i. P.,  
Klosterneuburg.  
Oelwein Ludwig, Bergdirektor der Domsgrube, Jaworzno.  
Okorn Friedrich, k. k. Oberbergrat, Klagenfurt.  
Oliva Franz, k. k. Oberbergrat, Smichow.  
Opl C., Bergingenieur, Libuschin.  
Oppenheim Alfred, Direktor-Stellvertreter der A. E. G. Union  
Elektrizitäts-Gesellschaft, Wien.  
Oppenheimer Felix, Freiherr v., Dr., Präsident der Jaworznoer  
Steinkohlen-Gewerkschaft, Wien.  
Orthmayer Alois, Oberinspektor, Resiczabánya.  
Osadca Marcell, Bergingenieur, Krakau.  
Ostersetzer Sigmund, Oberrevisor der Jaworznoer Steinkohlen-  
Gewerkschaft, Jaworzno.
- Pabisch Heinrich, Professor, Wien.  
Pallausch Alois, k. k. Berghauptmann i. R., Kgl. Weinberge.  
Panek Johann, Oberingenieur, Zbeschau.  
Pappenheim Hans, Herausgeber und Chefredakteur der »Öst.-ung.  
Montan- und Metallindustriezeitung«, Wien.  
Pappert Josef, Hilfsredakteur der Zeitschrift »A Bánya«, Budapest.  
Patočka Karl, Berginspektor, Kladno.  
Peithner v. Lichtenfels Alois, Hüttendirektor i. R., Wien.  
Pengg Hans v. Auheim, Eisengewerke, Thörl.  
Pernecker Franz, Ingenieur, Professor an der Bergschule Dux.  
Peschel Wm. W., Bergingenieur, Nieder-Weßnitz bei Dresden.  
Peter Edmund, Gewerke, Zwodau.  
Peter Franz, Professor an der k. k. Montanistischen Hochschule,  
Leoben.  
Petrascheck Wilh., Dr., Sektionsgeologe der k. k. Geologischen  
Reichsanstalt, Wien.  
Petschek Isidor, Dr., k. k. Oberfinanzrat, Prag.  
Petschek Julius, Dr., Präsident der Kohलगewerkschaft »Grube  
Habsburg«, Prag.  
Petschek J., Kohलगroßhändler, Aussig.  
Petschek Otto, Dr., Gewerke, Prag.  
Pfeffer Alois, k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche  
Arbeiten, Wien.  
Pfitzner M. O., dipl. Bergingenieur, Modlan.  
Philipp Erwin, Direktor der A.-G. Dynamit Nobel, Wien.  
Pickl Josef, k. k. Regierungsrat, Wien.

- Pieler, Generaldirektor, Ruda, Oberschlesien.  
Pirc Georg, k. k. techn. Inspektor i. R., Wien.  
Pirchl Josef E., Oberingenieur, Teplitz.  
Pirnat H., k. k. Bergrat und Grubenvorstand, Idria.  
Pistorius Arwed, Bergdirektor der Fürstlich Pleßschen Werke,  
Kattowitz.  
Plátenik Ed., k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffent-  
liche Arbeiten, Wien.  
Pleschner Wilhelm, Dr., Sekretär des Montanvereines für Böhmen,  
Prag.  
Pleschutznig F., k. k. Bergrat, Klagenfurt.  
Plzák Anton, Bergdirektor, Prag.  
Poech Franz, Hofrat im k. u. k. gemeinsamen Finanzministerium,  
Wien.  
Poech Walter, stud. techn., Wien.  
Pöhl Karl, Oberingenieur, Essen.  
Pogatschnig Fritz, Oberbergrat im k. u. k. gemeinsamen Finanz-  
ministerium, Wien.  
Pohl M., kgl. Bergassessor, Berlin.  
Pohl Robert, k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffent-  
liche Arbeiten, Wien.  
Pois Karl, Oberingenieur, Wien.  
Pokorny A., Bergdirektor, Gelsenkirchen.  
Pokorny Wilhelm, k. k. Ministerialrat im Ministerium für öffent-  
liche Arbeiten, Wien.  
Pollak Robert, k. k. Kommerzialrat, Wien.  
Pollak Rud., R. v., Dr., k. k. Ministerialrat im Ministerium für  
Kultus und Unterricht, Wien.  
Pollandt Rudolf, Oberinspektor der k. k. priv. Dux-Bodenbacher  
Eisenbahn, Falkenau.  
Pollandt Sylvester, Direktor der Firma Vogel & Noot, Wartberg.  
Pommerantz K., dipl. Bergingenieur, Budapest.  
Pomp C., dipl. Bergingenieur, Bergdirektor, Zinnwald, Sachsen.  
Ponesch Hubert, Bergingenieur, Klein-Schwadowitz.  
Ponesch Karl, k. k. Oberbergkommissär, Brüx.  
Popper Josef, Oberberginspektor der Witkowitz Steinkohlengruben,  
Mährisch-Ostrau.  
Porzer Josef, Dr., I. Vizebürgermeister der k. k. Reichshaupt- und  
Residenzstadt Wien.  
Posch Anton Edler v., k. k. Ministerialrat im Ministerium für  
öffentliche Arbeiten, Wien.  
Pospišil Franz, Bergdirektor der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-  
Nordbahn, Mährisch-Ostrau.

- Prandstetter Ignaz, Freiherr Mayr-Melnhofscher Oberverweser,  
Leoben.
- Preiner Johann, Betriebsdirektor, Kapfenberg.
- Preißig Ed., Bergdirektor, Brandau.
- Preuß Hugo, k. k. Hofrat i. R., Teplitz.
- Proft Jos. Herm., Prokurist der A.-G. Böhler & Co., Wien.
- Proschek Artur, Abteilungsvorstand der A.-G. Böhler & Co.,  
Wien.
- Pusch Karl, Oberingenieur, Polnisch-Ostrau.
- Rademacher F. W., Assistent an der kgl. Bergakademie, Berlin.
- Radler Rudolf, Oberingenieur, Seestadt.
- Rahn Anton, Gewerke, Rossitz.
- Rahn Theodor, Dr., Disponent der Zieditz-Haberspirker Gewerkschaft, Zieditz a/E.
- Ranzinger Vinzenz, Bergrat, Verwaltungsrat der Trifailer Kohlenwerksgesellschaft, Wien.
- Redlich K. A., Dr., Professor an der k. k. Montanistischen Hochschule, Leoben.
- Reif Heinrich, Dr., Hof- und Gerichtsadvokat, Wien.
- Reinhard Robert, dipl. Bergingenieur, Dortmund.
- Reinhold Walter, Ingenieur, Wien.
- Reitlinger Friedrich, b. a. Bergbauingenieur, Jenbach.
- Reusch Paul, kgl. Kommerzienrat, Vorstand.
- Reutter Karl, k. k. Oberbergrat, Bergdirektor der Prager Eisen-Industrie-Gesellschaft, Kladno.
- Rexhäuser Wilhelm, dipl. Bergingenieur, Direktor der »Erdölwerke Galizien«, Boryslaw.
- Richter Franz, Oberbergrat, Zenica, Bosnien.
- Richter Gustav, Montanhochschüler, Zenica.
- Rieb Hans, Bergingenieur, Karwin.
- Riedel Josef, Ingenieur, Fabriksdirektor, Wien.
- Riedel Richard, Berginspektor i. R., Gaya.
- Riefstahl Ludwig, Oberingenieur, Wien.
- Riegel Wilhelm, Bergdirektor, Agfalva.
- Rieger Simon, Bergdirektor, Ferlach.
- Rinesch Max, Sprengtechniker, Wien.
- Rochelt Alfred, k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.
- Roehle Fritz, Oberingenieur der Österreichischen Siemens-Schuckert-Werke, Mährisch-Ostrau.
- Roeßler Walter, stud. techn., Wien.
- Rosauer Otto, Dr., Sekretär der Mitterberger Kupfer-A.-G., Wien.

- Rosenberg Heinrich, Vizepräsident des Verbandes der Talkum-  
interessenten, Wien.
- Rosenstock Eugen, Dr., Privatdozent, Leipzig.
- Rossipal Heinrich, Ingenieur, Kapfenberg.
- Rotky Otto, k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche Ar-  
beiten, Wien.
- Rottenbacher Josef, Bergdirektor, Grünbach.
- Rotter Julius, Ingenieur, Bergdirektor, Comanesti, Rumänien.
- Rudolph K., Bergreferendar, Knurów, Oberschlesien.
- Ruland-Klein Ed., Direktor der Marchegger Maschinenfabriks A.-G.,  
Marchegg.
- Rummel Karl, Grubendirektor, Boryslaw.
- Rusznák Samuel, Oberbergverwalter, Kazincz.
- Ryba Gustav, k. k. Oberbergkommissär, Brüx.
- Sachse E., Bergdirektor der Brucher Kohlenwerke, Maria Ratschitz.
- Salzmann Ed., Gießereibesitzer, Pilsen.
- Sauer Hubert, Direktor der städtischen Elektrizitätswerke, Wien.
- Sauer Karl Cl., Oberkontrollor i. P. der Nordbahn-Kohlenwerke,  
Wien.
- Sauer Robert Max, Ingenieur, Wien.
- Saueracker Karl, Dr. jur. (k. k. Ministerium für öffentliche Arbeiten,  
Bergbausektion), Wien.
- Schaefer Hans, akad. Bildhauer und Medailleur, Wien.
- Schaffer Franz, Dr., Privatdozent, Wien.
- Schauberger Rupert, Oberberginspektor, Brüx.
- Schauberger Siegmund, Ingenieur, Chotieschau.
- Schember Friedrich, kais. Rat, Wien.
- Schenk Ferdinand, Bergingenieur, Niedergeorghenthal.
- Schenk Johann, Maschinenfabrikant, Messendorf bei Freudenthal.
- Scherb Friedrich, Bergdirektor, Eger.
- Scherks Alexander, k. k. Oberbergrat und Kommerzialrat, Berg-  
direktor i. R., Prag.
- Schiedeck Karl, Bergdirektor, b. a. Bergingenieur, Wien.
- Schimitzek Anton, Direktor der Galizischen Montanwerke A.-G.,  
Siersza.
- Schlechter Wilhelm, dipl. Ingenieur, Graz.
- Schleederer Franz, kgl. Salineninspektor, Bad Reichenhall.
- Schleifer Alb., Beamter der Firma Gebrüd. Gutmann, Wien.
- Schlesinger Eugen R. v. Benfeld, k. u. k. Artillerie-General-  
ingenieur, Vorstand der 7. Abteilung des k. u. k. Kriegsministe-  
riums, Wien.
- Schmid Adolf v., Eisenwerksbesitzer, Wilhelmsburg.

- Schmidt Anton, Bergingenieur, Tenczynek.  
Schmitt Georg, Oberinspektor der Priv. öst.-ung. Staatseisenbahn-Gesellschaft, Wien.  
Schnabl Anton, k. k. Oberbergrat i. P., Leoben.  
Schnaß, kgl. Bergassessor, Aachen.  
Schneider Emil, k. k. Oberbergrat, Prag.  
Schnetzer Hans, Inspektor der k. k. priv. Südbahngesellschaft, Gonobitz.  
Schöfer Rud., Bergingenieur, Mährisch-Ostrau.  
Schönbach Viktor, Dr., k. k. Oberbaurat, Direktor der Maschinenbau A.-G., vormals Breinfeld, Daněk & Co., Prag.  
Schöngut Josef, Ingenieur, Wien.  
Schöppe W., Dr. ing., Bergdirektor, Brassó, Ungarn.  
Scholten Peter, Direktor der Gewerkschaft Alte Haase, Sprockhövel.  
Schoppek Jos., Dr., k. k. Bergkommissär, Mährisch-Ostrau.  
Schram A., Generalrepräsentant der Dynamit Nobel A.-G. für Böhmen, Bergwerksbesitzer, Prag.  
Schrامل Carl, k. k. Oberbergrat, Linz.  
Schultz Hugo, Dr., k. k. Oberbergkommissär, Komotau.  
Schulze-Vellinghausen, kgl. Bergassessor, Langendreer.  
Schütz Artur, Ing., techn. Bureau, Wien.  
Schuster Friedrich, Dr., Generaldirektor der Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Witkowitz.  
Schwaiger Peter, Dr., k. k. Bergkommissär, Elbogen.  
Schwanda Raimund, k. k. Landesgerichtsrat, Neutitschein.  
Schwarz Fritz, Ingenieur, Seegraben.  
Schwarz Paul, Dr., Herausgeber der Zeitschrift »Petroleum«, Berlin.  
Schwarz Rob., Ingenieur, Redakteur der »Montanistischen Rundschau« (Verlag für Fachliteratur, Ges. m. b. H.). Wien.  
Schwendtbauer R., k. k. Bergkommissär, Raibl.  
Sebela E., Ingenieur, Witkowitz.  
Sedlacek Karl, Ingenieur, Brüx.  
Sedlaczek Emil, k. k. Oberbergrat, Graz.  
Seidenstücker Aug., dipl. Bergingenieur, Chrzanów.  
Selker Paul, Direktor der St. Egydyer Eisen- und Stahlindustrie-Gesellschaft, Wien.  
Seltner Wilhelm, Oberingenieur, Schlan.  
Sendresen Hans, Eisenwerksdirektor, Udine, Italien.  
Senitz Alfons, Zentraldirektor der Eisenwerke-A.-G. Rothau-Neudek, Wien.  
Silberstein Arnold, Herausgeber und Chefredakteur der »Ungarischen Montanindustrie- und Handelszeitung«, Budapest.

- Singer Karl, Bergverwalter, Voitsberg.  
Skarbinsky, Direktor, Grodsiec, Russisch-Polen.  
Skoczylas Stanislaus, k. k. Bergrat im Finanzministerium, Wien.  
Skutzik Karl, Bergingenieur, Mantau.  
Sladeček R., Oberbergrat, Vorstand des Montandepartements, Sarajewo.  
Sommer Max, Ingenieur, Berlin.  
Sonnenschein Adolf, Generaldirektor-Stellvertreter der Witkowitz Bergbau- und Eisenhütten-Gewerkschaft, Witkowitz.  
Spängler Ludwig, Direktor der städtischen Straßenbahnen, Wien.  
Spiel Hugo, Dr., Redakteur der »Montanistischen Rundschau« (Verlag für Fachliteratur, Ges. m. b. H.), Wien.  
Spitzner, Bergassessor, Freiberg.  
Stanek Josef, Oberingenieur, Graz.  
Stanek Rudolf, Direktor der Ternitzer Stahl- und Eisenwerke von Schoeller & Co., Wien.  
Steckl Eduard, Ing., Eisenwerksdirektor, Blansko.  
Stefan Hugo, k. k. Bergrat, Wien.  
Stegl Karl, Bergdirektor, b. a. Bergingenieur, Wien.  
Steinebach Hugo, Gräfl. Henckel-Donnersmarckscher Bergdirektor, Prävali.  
Steiner Johann, Oberingenieur, Fohnsdorf.  
Steiner Thomas, Bergverwalter, Köflach.  
Stern Richard, Direktor der Firma Manfred Weiß, Budapest.  
Sternberg Adalbert, Graf, Verwaltungsrat der Ostrauer Bergbau-A.-G., vormals Fürst Salm, Wien.  
Steus Emil, kgl. Bergassessor a. D., Mülheim an der Ruhr.  
Stöger Walter, kais. Rat, Ingenieur, Wien.  
Strasser Zdenko, Ingenieur, Zeltweg.  
Straßmann Richard, Architekt, Wien.  
Streintz Max, Dr., k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Strohbach Erich, Dr., öffentlicher Gesellschafter der Chemischen Werke und Holzkonservierung, Strohbach, Kunz & Co., Wien.  
Sturm Ignaz, Ingenieur, Direktor der J. Pohlig G. m. b. H., Wien.  
Sueß Otto, Berginspektor, Mährisch-Ostrau.  
Supan Ed., dipl. Bergingenieur, Frohnleiten.  
Sursycki, v., Generaldirektor der Saturngrube, Sosnowice.  
Svoboda J., Bergingenieur und Baumeister, Mährisch-Ostrau.  
Svoboda Vinzenz, k. k. Bergrat, Wien.  
Szefer Leopold, Ingenieur, Direktor der Bergschule Dombrau.

- Szenes Ludwig, Oberingenieur, Disznóshorvát, Ungarn.  
Szumski Kasimir, kgl. Bergrat und Bergdirektor, Boryslaw.
- Tamele Gustav, Hüttdirektor i. R., Graz.  
Theimer Adalbert, Bergingenieur, Polnisch-Ostrau.  
Thuy I., Oberberginspektor, Wiesa.  
Tichay Alfred, Dr., Redakteur, Budapest.  
Tietze Emil, Dr., k. k. Hofrat, Direktor der k. k. Geologischen Reichsanstalt, Wien.  
Tirmann Hans, Minenzünderfabrikant, Pielach.  
Tkatschik Theodor, k. k. Oberbergkommissär im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Tomala Alfred, Ingenieur, Wien.  
Tomas Viktor, Dr., Bergdirektor, Unterreichenau.  
Torkar Andreas, Direktor des Eisenwerkes Vareš.  
Torkar Franz, Walzwerksbetriebschef der Rombacher Hütte, Rombach.  
Toscani Alfred, Abteilungsvorstand der St. Egydyer Eisen- und Stahlindustrie-Gesellschaft, Wien.  
Trappen August, Direktor der Krainischen Industrie-Gesellschaft, Aßling.  
Treptow E., Geheimer Bergrat, Professor an der Bergakademie Freiberg.  
Trnka Ottokar, Dr. techn. h. c., k. u. k. Geheimer Rat, k. k. Minister für öffentliche Arbeiten, Wien.  
Trojan Alois, Ingenieur, Wien.  
Tschemernigg Josef, k. k. Oberbergverwalter i. R., Eberstein.  
Tübben L., Dr., Professor an der kgl. Bergakademie Berlin.  
Turk Anton, stud. ing., München.  
Turk Desiderius, techn. Direktor, Neunkirchen an der Saar.  
Turóczy Siegfried, Dr., Rechtsanwalt der Ung. allg. Kohlenbergbau-Gesellschaft, Budapest.  
Tzschachmann Walter, dipl. Bergingenieur, Boryslaw.
- Unterberg Heinrich, Bergreferendar a. D., Osterfeld, Westfalen.  
Uray R., Bergingenieur, Seegraben.  
Urban Hans, Generalsekretär des Internationalen Vereines der Bohr-ingenieure und Bohrtechniker, Wien.  
Urban Wilhelm, Bergdirektor, Zieditz a/E.
- Váne Robert, Ingenieur, Mährisch-Ostrau.  
Venator W., Direktor, Klotsche-Königswald.

- Vergani Ernst, b. a. Bergingenieur, kais. Rat, Wien.
- Vesély Franz, k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.
- Vesély Johann, Betriebsleiter der k. k. priv. Kaiser Ferdinands-Nordbahn, Hruschau.
- Vézer Wilhelm, Bergdirektor der Ung. allg. Kohlenbergbau-Gesellschaft, Budapest.
- Viebig, kgl. Bergassessor, Kray bei Essen.
- Vogel Oskar, Oberingenieur der Österr. Siemens-Schuckert-Werke, Teplitz.
- Voglhuber Anton, Bergdirektor, Pilsen.
- Walcher Rudolf v., Erzherzoglicher Hofrat i. R., Wien.
- Wandel Heinrich, Direktor der Firma Wilh. Seippel, Bochum.
- Weber Ottokar, Exz. Gräfl. Larischscher Sekretär, Wien.
- Webern Karl v., Dr., k. k. Sektionschef i. R., Klagenfurt.
- Weinberger Adam, Oberingenieur, Wien.
- Weinberger Emil, Ingenieur, Eisenwerksbesitzer, Wien.
- Weinberger Rudolf, Ingenieur, Eisenwerksbesitzer, Wien.
- Weinmann Hans, Kohlengroßhändler, Aussig.
- Weiskopf Alois, Dr. techn., Bergdirektor, Hannover.
- Weiß Eugen v., Großindustrieller, Budapest.
- Wex, kgl. Bergassessor, techn. Vorstandsmitglied des Aplerbecker Allgemeinen Vereines für Bergbau, Sölde, Westfalen.
- Wienke Johann, k. k. Oberbergrat, Wien.
- Willfort Fritz, Ingenieur, Sekretär des Österr. Ingenieur- und Architekten-Vereines, Wien.
- Wimmer Anton, Oberingenieur, Maria-Ratschitz.
- Windakiewicz Eduard, k. k. Oberbergrat im Ministerium für öffentliche Arbeiten, Wien.
- Windakiewicz Erwin, k. k. Oberbergrat, Bochnia.
- Windakiewicz Franz Ed., Abteilungschef der städtischen Elektrizitätswerke, Wien.
- Windakiewicz Miecislau, k. u. k. Oberstleutnant, Wien.
- Winklehner János, Bergdirektor der Salgótarjánner Steinkohlenbergbau-A.-G., Petrosény.
- Wlcek Wenzel, kais. Rat, Zentraldirektor, Oberbliz.
- Wojnar Georg, Bergingenieur, Dombrau.
- Wolczik Alfred, Oberingenieur, Poremba.
- Wolf Albert, Dr., Sekretär des Zentralvereines der Bergwerksbesitzer Österreichs und des Vereines der Montan-, Eisen- und Maschinenindustriellen in Österreich, Wien.
- Wolf Emil, Maschinenfabrikant, Essen.

- Wolf Leopold, Bergingenieur, Karwin.  
Wolf Rudolf, Bergdirektor, Gloggnitz.  
Wolman K. H., Ingenieur, Berlin.  
Wörmsdorf W., OBERINGENIEUR, Breslau.  
Wurst Karl, Bergdirektor des Westböh. Bergbau-Aktienvereines,  
Schatzlar.  
Würtz L., Ingenieur, Bergverwalter, Hüttenberg-Heft.  
Wurzian Eugen R. v., Dr., Vizekonsul im Ministerium des k. u. k.  
Hauses und des Äußern, Wien.
- Zach Ferdinand, k. k. Bergrat, Bergdirektor der Brucher Kohlen-  
werke, Teplitz.  
Zacharias Alfred, Gewerke, Wien.  
Zadrazil Hans, k. k. Oberbergrat i. P., Wien.  
Zankl Rudolf, Dr., k. k. Bergbaueleve, Wien.  
Zarański Joh., k. k. Oberbergrat, Reichsratsabgeordneter, Wien.  
Zechner Hans, Bergingenieur, Mantau, Austria-Schacht.  
Zelniczek L., OBERINGENIEUR der Rossitzer Bergbau-Gesellschaft,  
Padochau.  
Ziegler Rud., Dr., Konsulent der niederösterreichischen Handels-  
kammer, Gewerke, Wien.  
Ziegler Viktor, Gewerke, Wien.  
Zimmermann Raimund, Exzellenz Gräfl. Larischscher Berg-  
direktor, Karwin.  
Zsigmondy Arpad, Oberinspektor, Budapest.  
Zulkowski Erwin, OBERINGENIEUR, Witkowitz.  
Zwaan A. de, Ingenieur, Wien.

