

GLÜCKAUF

Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 47

25. November 1933

69. Jahrg.

Die zweckmäßige Gestaltung der Sprengarbeit beim Gesteinstreckenvortrieb untertage.

Von Dr.-Ing. A. Weddige, Hamborn.

(Mitteilung aus dem Ausschuß für Bergtechnik, Wärme- und Kraftwirtschaft.)

Die Sprengarbeit, der wichtigste Arbeitsvorgang beim Gesteinstreckenvortrieb, hat im Tunnel- und Stollenbau eine gründliche wissenschaftliche Durchbildung erfahren, die im Bergbau noch gänzlich fehlt. Dies mag daran liegen, daß hier den Gewinnungsarbeiten die Hauptbeachtung geschenkt wird. Während im Tunnelbau Vortriebsleistungen von 8–10 m/Tag keine Seltenheit sind, erreicht man im Ruhrbergbau bei Anwendung von Lademaschinen selbst im günstigsten Gestein selten eine Leistung von 4 m je Tag; der durchschnittliche Tagesvortrieb bleibt unter 2 m. Wenn auch die Rücksichtnahme auf die Grubensicherheit und die bergpolizeilichen Bestimmungen vielfach Beschränkungen auferlegt, die eine Verminderung der Vortriebsleistung bedingen, so läßt sich doch durch eine sach- und planmäßige Gestaltung der Sprengarbeit eine beträchtliche Leistungssteigerung erreichen.

Zur nähern Untersuchung der Sprengarbeit beim Gesteinstreckenvortrieb habe ich zahlreiche Versuche, Beobachtungen und Zeitstudien angestellt sowie Betriebskennziffern verglichen, die sich auf insgesamt 12200 m im Bergbau getriebener Gesteinstrecken beziehen. Die nachstehend besprochenen Ergebnisse sind in erster Linie für den Ruhrbergbau oder einen gleichgearteten Steinkohlenbergbau gültig. Sie ermöglichen die Aufstellung allgemeiner Regeln für die zweckmäßige Durchführung der Sprengarbeit unter den jeweils vorliegenden natürlichen Verhältnissen und unter Berücksichtigung der übrigen Arbeitsvorgänge des Gesteinstreckenvortriebs. Auf die Versuche selbst kann im Rahmen dieses Aufsatzes nicht eingegangen werden.

Das Einbruchschießen.

Bei der Sprengweise, d. h. der Lösung des Gesteins in bestimmten Formen und Mengen durch entsprechende Anordnung der Bohrlöcher oder Schüsse, hat man zunächst verschiedene Einbrucharten zu unterscheiden. Das Schießen aus dem Vollen, also ohne Einbruch, bedarf keiner Erörterung, da es fast gar nicht angewandt wird. Es hat den Nachteil eines sehr hohen Sprengstoffverbrauchs und starker Zerstörung der Streckenstöße. Seitdem man über zuverlässige Zeitzünder mit sicherer Zündfolge (Eschbachzünder) verfügt, läßt sich der Vorteil des Schießens aus dem Vollen, daß man in einem Angriff den ganzen Abschlag zünden kann, mit viel geringerem Sprengstoffaufwand und größerer Wirkungssicherheit auch beim Schießen mit Einbruch erreichen. Der Einbruch soll freie Flächen für die Kranzschüsse schaffen; er stellt die schwierigste sprengtechnische Aufgabe

dar. Da diese zahlreiche Lösungsmöglichkeiten bietet, handelt es sich darum, für die jeweiligen Verhältnisse das richtige Verfahren zu wählen.

Kegeleinbruch.

Auf Grund theoretischer Überlegungen, die ich hier nicht näher ausführen kann, wird der Einbruch am besten durch eine in der Vortriebsachse liegende geballte Ladung geschossen. Die Schwierigkeit dieses von mir als Kegeleinbruch bezeichneten Verfahrens besteht in der Herstellung der geballten Ladung.

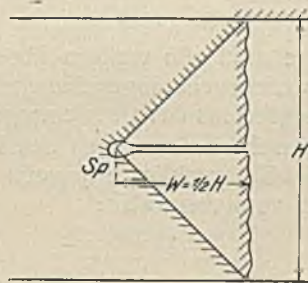


Abb. 1. Kegeleinbruch durch Kesselschießen.

Die Erweiterung des Bohrloches durch mehrmaliges Schießen zu einem Kessel, in dem die geballte Ladung untergebracht wird (Abb. 1), ist nur bei Verwendung brisanter Sprengstoffe möglich. Das früher häufig angewandte Verfahren, das man auch heute noch im amerikanischen Erzbergbau findet, läßt sich in Steinkohlengruben aus sicherheitlichen Gründen nicht durchführen und entspricht wegen der durch mehrmaliges Schießen notwendigen Wartezeiten nicht den Erfordernissen eines schnellen Vortriebs. Die Zusammenfassung der Sprengkraft kann aber auch durch mehrere nahe beieinander liegende Bohrlöcher erreicht werden, die entweder parallel verlaufen oder im Bohrlochtfesten zusammentreffen. Die in Abb. 2

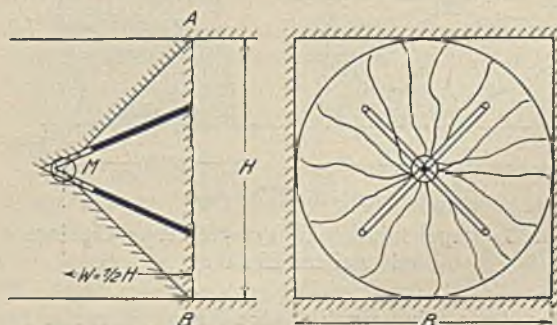


Abb. 2. Kegeleinbruch mit 4 pyramidenförmig angeordneten Bohrlöchern.

gezeigte Bohrweise ist deshalb vorzuziehen, weil sich die Ladungen der einzelnen Schüsse berühren oder doch so nahe zusammenstehen, daß eine unmittelbare Detonationsübertragung stattfindet.

Um durch gleichzeitige Detonation der ganzen im Tiefsten zusammengeballten Ladung eine gute Wirkung zu erzielen, muß man nämlich sämtliche Schüsse gleichzeitig abtun, was trotz Verwendung von Momentzündern nicht vollständig gelingt, weil die Zündzeiten derselben Zündersorte um geringe Beträge schwanken.

Kegeleinbrüche lassen sich nur mit gelatinösen Sprengstoffen schießen, die infolge ihrer Plastizität den Bohrlochraum gut ausfüllen und eine erheblich höhere Ladedichte als die Ammonsalpetersprengstoffe besitzen (Wetter-Nobelit A 1,66 g/cm³, Wetter-Detonit A 1,05 g/cm³). Plastizität und hohe Ladedichte ermöglichen die notwendige Zusammenballung der Sprengkraft.

Die Vorgabe des Kegeleinbruchs wird durch den Streckenquerschnitt bestimmt. Der Sprengkegel A M B soll rechtwinklig sein. Wird der Winkel spitzer, so tritt neben einer Verschlechterung des Wirkungsgrades des Sprengstoffes eine starke Zerstörung der Streckenstöße auf. Die Vorgabe W ist also dann am günstigsten, wenn sie gleich der Hälfte der kürzesten Streckenseite ist:

$$W = \frac{1}{2} \bar{S}$$

Diese Formel und alle weitem für die Vorgabe, d. h. Länge des Einbruchs angegebenen Formeln sind auf Grund sprengtechnischer Überlegungen aufgestellt und durch praktische Erfahrungen bestätigt. Unter \bar{S} ist die für die Einbruchlänge jeweils maßgebliche Streckenseite zu verstehen, also:

$$\bar{S} = \frac{H \pm H + B \mp B}{2}$$

H – Höhe, B – Breite der Strecke.

Abb. 3 zeigt einen in steil stehendem Gebirge mit stark wechselnder Gesteinbeschaffenheit geschossenen Abschlag. In diesem Ortsquerschnitt, der vorher bei 2 m langen Einbrüchen und Abschlägen einen sehr hohen Sprengstoffverbrauch aufwies, ließ sich durch Anwendung des Kegeleinbruchs der Sprengstoffverbrauch auf ein normales Maß zurückführen. Die Vorgabe durfte aber nicht größer als 1,20 m gewählt werden.

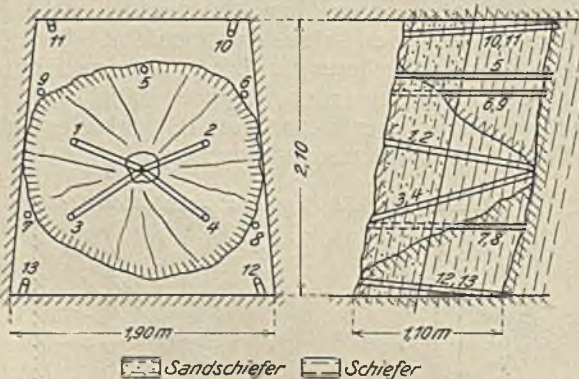


Abb. 3. Kegeleinbruch in geschichtetem Gebirge mit steilem Einfallen.

Das Anwendungsgebiet des Kegeleinbruchs liegt in homogenem Gestein, ferner in dickbankigen Schichten mit verschiedenem Gebirgsfallen und in

geschichtetem Gestein von wechselnder Härte mit steilem Einfallen. Der Sprengstoff muß das Gestein ohne Unterstützung durch Lösen vollständig durchbrechen. Der Vorteil des Kegeleinbruchs ist seine Billigkeit und seine sichere Wirkung.

Kegeleinbruch.

Wenn sich der Sprengstoff nicht in genügender Weise zusammenfassen läßt, geht der Kegeleinbruch häufig in den Keileinbruch über (Abb. 4–6). Hierbei wird nicht mehr ein Gesteinkegel von hinten vom gedachten Mittelpunkt M der Sprengladung, sondern ein Gesteinkeil von zwei oder mehreren Schußpaaren seitlich angegriffen. Kennzeichnend ist, daß die Bohrlöcher den Keil begrenzen, während sie beim Kegeleinbruch innerhalb des Ausbruchkörpers liegen. Der Unterschied zwischen Kegeleinbruch und Keileinbruch ist jedoch nicht immer scharf erkennbar.

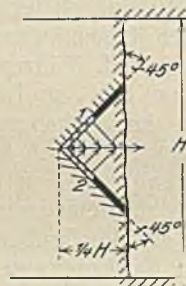


Abb. 4.

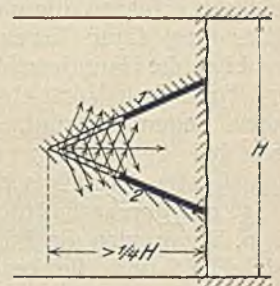


Abb. 5.

Abb. 4 und 5. Einfacher Kegeleinbruch.

Abb. 4 zeigt den richtigen Kegeleinbruch mit unter 45° von zwei Seiten angesetzten Bohrlöchern, deren Ladungen den rechtwinkligen Gesteinkeil heraussprengen. Die Sprengkräfte der einzelnen Patronen bilden eine nach der freien Fläche gerichtete Resultierende. Wird der Keil spitzer als rechtwinklig gebohrt (Abb. 5), so ist der größte Teil der Sprengkraft gegen das Feste gerichtet und bleibt wirkungslos. Der Keileinbruch läßt sich jedoch durch Hintereinanderschaltung mehrerer Keile in der in Abb. 6

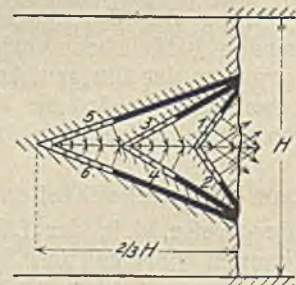


Abb. 6. Verlängerter Kegeleinbruch.

dargestellten Weise verlängern, wobei jeder Keil neue freie Flächen für den folgenden schafft. Die Bohrweise ist bei den Keileinbrüchen außerordentlich mannigfaltig. Abb. 7 veranschaulicht einen einfachen liegenden und Abb. 8 einen dreifachen stehenden Keileinbruch. Die zusammengehörigen, d. h. im Tiefsten zusammenstehenden Schüsse müssen gleichzeitig gezündet werden, die einzelnen Keile jedoch in der in Abb. 8 durch Zahlen angedeuteten Reihenfolge.

Die Vorgabe des Keileinbruchs ist von der Länge der senkrecht zur Keilschneide stehenden Streckenseite abhängig. Die Bohrlöcher des ersten Keils sollen

nicht flacher als unter 45° gebohrt werden. Man muß sie mit Rücksicht auf die Einführung der Bohrer in einem Abstand von 1 Viertel der Streckenabmessung von den Stößen ansetzen. Die Höchstvorgabe W des einfachen Keileinbruchs beträgt dann $\frac{1}{4} \bar{S}$.

Wurfwirkung hervorruft. Die Sprengstoffmenge läßt sich deshalb herabsetzen oder bei gleichbleibender Sprengstoffmenge der Sprengkraftmittelpunkt in der in Abb. 11 gezeigten Weise zurückverlegen. Der Scheibeneinbruch ist jedoch nur anwendbar, solange

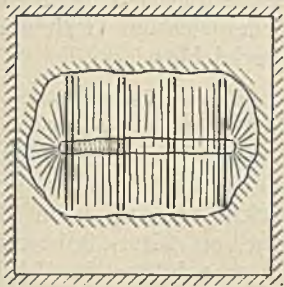
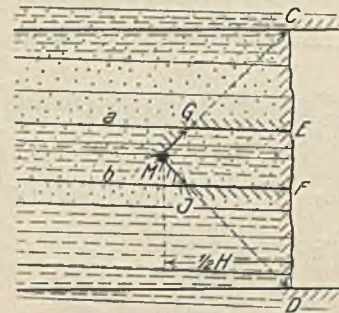


Abb. 7. Einfacher liegender Keileinbruch.

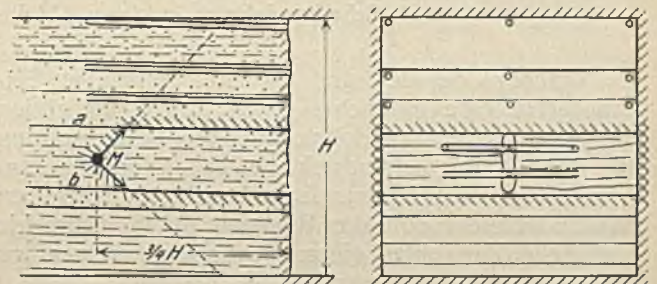
Abb. 8. Dreifacher stehender Keileinbruch.

Als zweckmäßige, durch Hintereinanderschaltung mehrerer Keile erreichbare Höchstlänge ist anzusehen $W = \frac{2}{3} \bar{S}$. Als Beispiel für einen doppelten Keileinbruch mag der in Abb. 9 wiedergegebene Abschlag dienen, der im Sandschiefer in einem Abteilungsquerschlag geschossen worden ist. Das Anwendungsgebiet des Keileinbruchs ist sehr ausgedehnt. Bei homogenem sowie bei dickbankigem Gestein mit verschiedenem Gebirgeseinfallen und bei steil stehendem Gebirge von wechselnder Festigkeit der Schichten kommt er immer dann in Frage, wenn sich die für den Keileinbruch notwendige Sprengstoffzusammenfassung nicht erzielen läßt oder der Keileinbruch durch einen Keileinbruch verlängert werden soll. Die Sprengkraft muß das Gestein vollständig durchbrechen.



Legend:
 Sandschiefer
 Sandstein
 Schiefer

Abb. 10. Einfacher Scheibeneinbruch.



Legend:
 Sandschiefer
 Sandstein
 Schiefer

Abb. 11. Verlängerter Scheibeneinbruch.

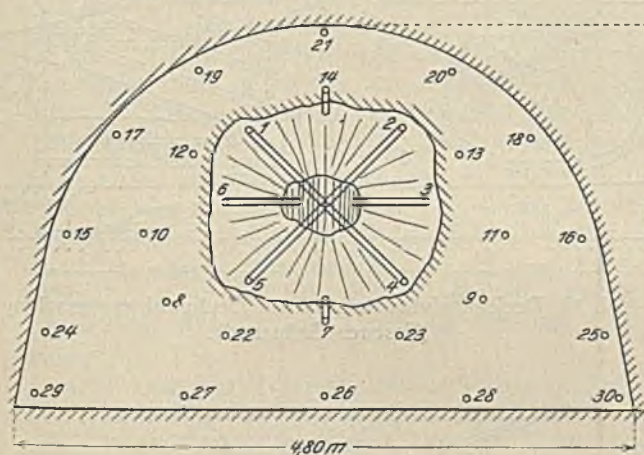


Abb. 9. Keileinbruch in einem Abteilungsquerschlag.

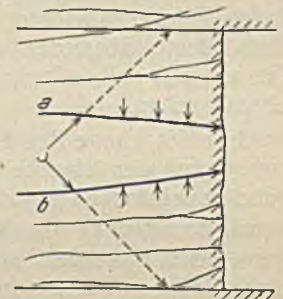
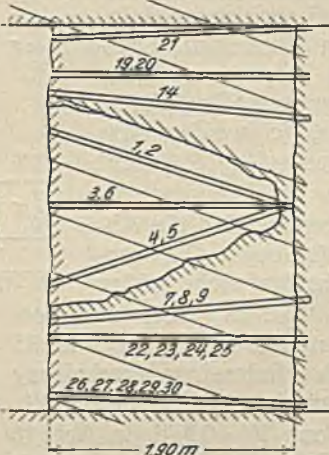


Abb. 12. Mißerfolg des Scheibeneinbruchs bei ungünstigem Verlauf der Schichtflächen.

Scheibeneinbruch.

Bei Vorhandensein gut ausgeprägter, in Vortriebsrichtung verlaufender Lösen kann der Scheibeneinbruch vorteilhaft sein, dessen Entstehung sich wie folgt erklären läßt. Bei Anwendung einer geballten Ladung in söglich gelagertem Gebirge mit stark ausgebildeten Schichtlösen würde sich die in Abb. 10 dargestellte Wirkung ergeben. Die nach C und D gerichteten Sprengkraftlinien erfahren durch die Schichtlösen a und b eine Ablenkung, und nur der scheibenförmige Gesteinkörper EGMIF wird herausgeschoben. Daher ist ein großer Überschuß an Sprengkraft vorhanden, der eine starke nicht erwünschte

die Schichtflächen parallel verlaufen oder nach der freien Fläche auseinandergehen. Wenn die Schichten dagegen zusammenlaufen (Abb. 12), wird das Gestein festgeklemmt, und eine Wirkung ist nicht mehr möglich.

Die erreichbare Länge des Scheibeneinbruchs hängt hauptsächlich von der Wirksamkeit der Lösen ab. Weiterhin richtet sie sich nach der Abmessung der Streckenseite, zu der die Scheibe parallel liegt. Die Höchstvorgabe ist $W = \frac{3}{4} \bar{S}$.

Abb. 13 zeigt als Beispiel einen im Schiefer vor einem Abteilungsquerschlag geschossenen Abschlag. Das Anwendungsgebiet des Scheibeneinbruchs sind

Gesteine mit gleichmäßig stark ausgebildeten Schichtlösen, die söhlig gelagert sind oder bei beliebigem Einfallen streichend durchfahren werden. Der Scheibeneinbruch hat den großen Vorteil, daß man lange Kranzschüsse mit gleichen Vorgaben parallel zur Einbruchsscheibe schießen kann.

Anwendungsgebiet sind Gesteine ohne Lösen, in denen man aus bestimmten Gründen keinen Kegel- oder Keileinbruch schießen kann. Während beim Dreieckseinbruch das Gestein vollständig durchbrochen werden muß, wird die Wirkung des Sprengstoffes bei den folgenden Einbrucharten durch Schichtlösen, auf denen sich das Gestein abhebt, erleichtert.

Einbruch auf First-, Sohl- oder Stoßlösen.

Laufen die Schichtlösen annähernd parallel zur Vortriebsrichtung, so kann der Einbruch auf First-, Sohl- oder Stoßlösen erfolgen. In Abb. 17 ist die Wirkung einiger verschieden gegen ein Firstlösen angesetzter Schüsse wiedergegeben. Die Wirkung ist desto besser, je steiler der Schuß auf das Lösen trifft. Die vom gedachten Mittelpunkt M der einzelnen Ladungen ausgehenden Sprengkraftlinien sind eingezeichnet. Beim Bohrloch 1 wirkt die Sprengkraft ganz nach der freien Fläche, beim Bohrloch 2 zum größten Teil auf das Lösen, während der von diesem zurückgeworfene Teil nach der freien Fläche wirkt. Die Sprengkraft von Bohrloch 3 wirkt zum kleineren Teil auf das Lösen und die von Bohrloch 4 zum geringsten Teil, während der größte gegen das Feste unwirksam bleibt.

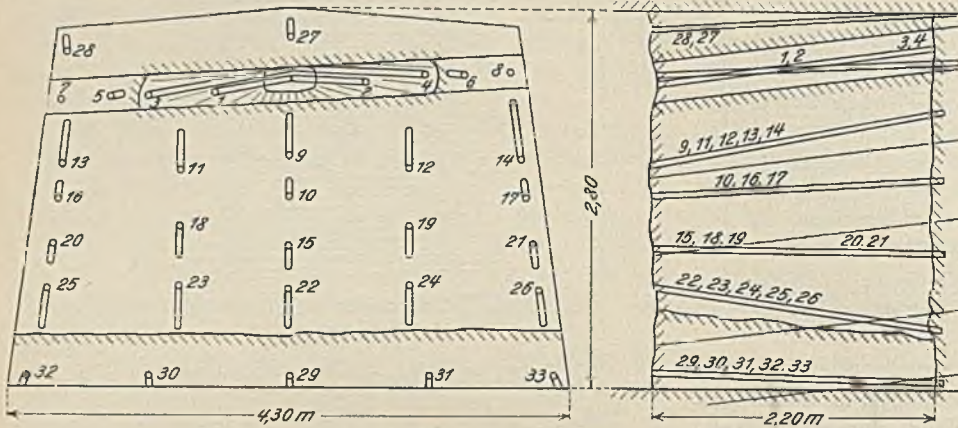


Abb. 13. Scheibeneinbruch in einem Abteilungsquerschlag.

Während bei den drei bis jetzt genannten Einbrucharten eine möglichst große Zusammenballung des Sprengstoffes im Bohrloch tiefsten Voraussetzung für einen Erfolg ist, besteht bei den folgenden Einbrucharten diese Notwendigkeit nicht in demselben Maße; vielmehr soll die Wirkung durch gestreckte Ladungen, die unter einem bestimmten Winkel zu einer freien Fläche liegen, erzielt werden.

Dreieckseinbruch.

Beim Dreieckseinbruch (Abb. 14) setzt man die gegen einen Streckenstoß gerichteten Bohrlöcher unter einem solchen Winkel zur Ortsbrust an, daß die einzelnen Patronen nach der freien Fläche zu wirken vermögen. Der Winkel kann desto stumpfer sein, je weicher das Gestein ist, soll jedoch zweckmäßig 45° nicht überschreiten.

Für die Länge des Einbruchs sind die Abmessungen der Strecke maßgebend. Die Vorgabe des einfachen Einbruchs darf nicht größer gewählt werden als $W = 0,35 \bar{S}$. Soll die Vorgabe erhöht werden, so ist dies in der in Abb. 15 dargestellten Weise durch Hintereinanderschaltung mehrerer nacheinander gezündeter Schüsse möglich. Die Höchstlänge beträgt dann $W = 0,5 \bar{S}$. In Abb. 16 ist als Beispiel ein in ganz leichtem Gebirge (Essener Grünsand) geschossener Abschlag eines Deckgebirgsquerschlages wiedergegeben.

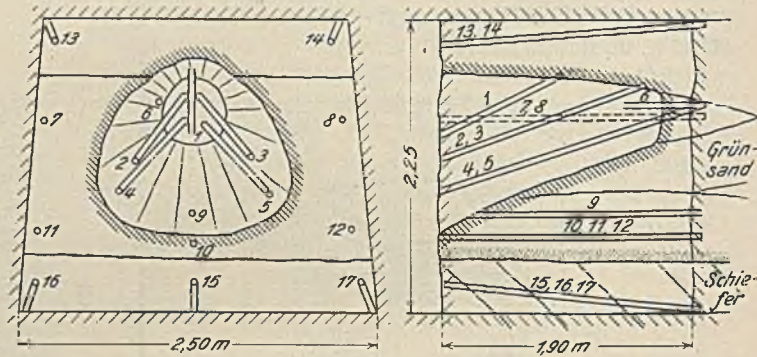


Abb. 16. Dreieckseinbruch in einem Deckgebirgsquerschlag (Essener Grünsand).

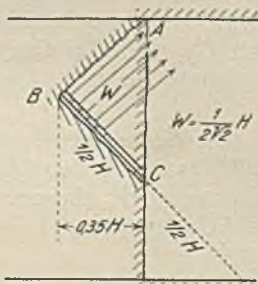


Abb. 14. Einfacher Dreieckseinbruch.

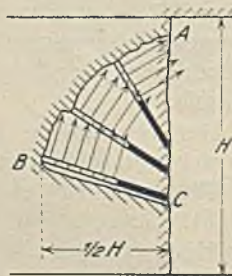


Abb. 15. Verlängerter Dreieckseinbruch.

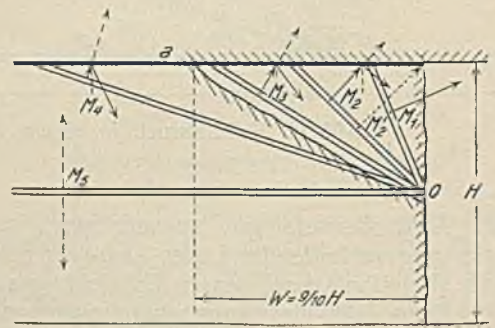


Abb. 17. Bohrlochlagen beim Firstlöseleinbruch.

Die Einbruchlänge ist abhängig von der Wirksamkeit des Lösen und von der Abmessung der zum Lösen senkrecht stehenden Streckenseite. Der flachste Winkel, unter dem der erste Schuß angesetzt werden darf, beträgt 45°, entspricht also Bohrloch 2. Die Vor-

gabe beträgt dann $W = \frac{1}{2} \bar{S}$. Durch Hintereinanderschaltung mehrerer Schüsse läßt sich eine günstige Höchstlänge von $W = \frac{9}{10} \bar{S}$ erreichen.

In Abb. 18 ist als Beispiel eine in Fäule und Zechsteinkalk aufgefahrene Strecke aus dem Mansfelder Bergbau gezeigt. Der Einbruch wird auf das gut ausgebildete Sohlösen am Liegenden oder Hangenden des Kupferschieferflözes geschossen.

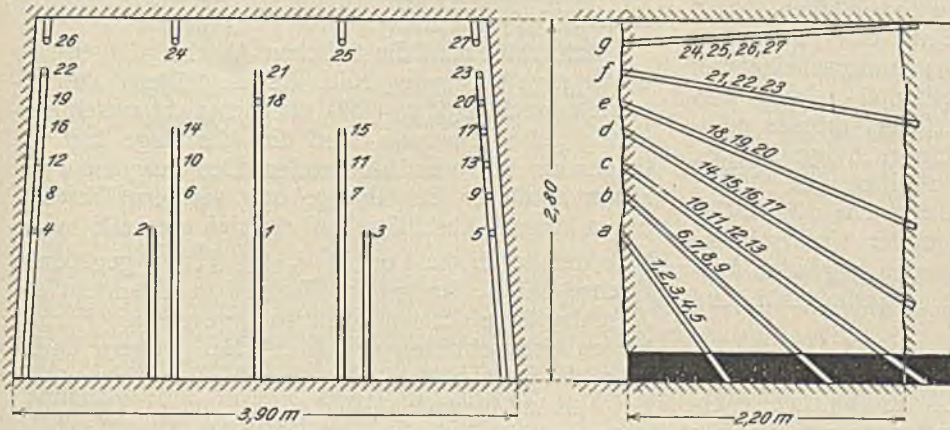


Abb. 18. Sohllösen- und Schräglösen-Entsorgung im Mansfelder Kupferschieferbergbau.

Derartige Einbrüche eignen sich für Gebirge mit stark ausgebildeten, regelmäßig verlaufenden Schichtlösen mit einem Einfallen von $0-10^\circ$ bei querschlägiger oder $0-10$ und $60-90^\circ$ bei streichender Vortriebsrichtung.

Schräglösen-entwurf.

Handelt es sich um Schichten mit mittlrem Gebirgeinfallen, so läßt sich ein guter Einbruch auf Schräglösen schießen, die ein leichtes Abscheren des Gesteins ermöglichen. Alle Schüsse haben lange freie Flächen vor sich und brauchen in der Hauptsache nur zu schieben. Die Vorgabe des Einbruchs wird durch Einfallen und Lage der Schichtlösen sowie durch die Streckenabmessungen bestimmt. Die größte erreichbare Vorgabe ist bei 45° Gebirgeinfallen $W = 1 \bar{S}$ (Abb. 19). Mit wachsendem Einfallen muß die Vorgabe bis auf $W = \frac{1}{2} \bar{S}$ bei 65° (Abb. 20) verringert werden. Bei abnehmendem Einfallen geht sie ebenfalls zurück bis auf $W = \frac{9}{10} \bar{S}$ bei $35-10^\circ$ (Abb. 21). Liegt das Lösen ungünstig, wie etwa das Lösen *b* in Abb. 20, so verringert sich die Länge weiter auf $\frac{1}{4} \bar{S}$.

Das Anwendungsgebiet des Schräglösen-entwurfs ist Gebirge mit gut ausgeprägten Schichtlösen, das unter $10-65^\circ$ einfällt. Ferner kann er in diagonal durchfahrenen, senkrecht stehenden Gebirgsschichten am Platze sein.

Wahl des Einbruchs.

Von den beschriebenen Einbrucharten gilt es, für jeden Fall die richtige auszuwählen und durchzuführen. Die verschiedenen Verfahren und ihre Anwendungsgebiete seien daher noch einmal kurz zusammengestellt. Man wählt 1. bei kompaktem, ungeschichtetem, ungebanktem Gebirge, bei Gebirge mit verschiedenem Einfallen, aber schlecht ausgebildeten Schichtflächen und bei geschichtetem Gebirge mit 65 bis 90° Einfallen den Kegel-, den Keil- oder den Dreieckseinbruch; 2. bei Einfallen von 10 bis 65° und ausgeprägter Schichtung den Schräglösen-entwurf; 3. bei flacher Lagerung von $0-10^\circ$ oder bei Einfallen von $0-10^\circ$ oder 60 bis 90° und Vortrieb im Streichen den Schebeneinbruch oder den First-, Sohl- oder Stoßlösen-entwurf.

Der Sprengstoffbedarf ist bei der ersten Gruppe am höchsten, weil das Gestein vollständig durchbrochen werden muß.

Die zweite und dritte Gruppe erfordern eine erheblich geringere Sprengkraft, weil Löseflächen die Sprengwirkung erleichtern. Bei der Wahl des Einbruchs spielt jedoch ein weiterer Gesichtspunkt, nämlich seine Gleichmäßigkeit, eine wichtige Rolle. Der Nachteil der zweiten und dritten Gruppe von Einbrüchen ist, daß man die Wirksamkeit der Lösen nicht mit Bestimmtheit vorausszusehen vermag. Nur bei regelmäßig verlaufenden und sich auf lange Entfernung erstreckenden Lösen ist ihre Wirksamkeit erfahrungsgemäß bekannt. Handelt es sich dagegen um ein Einfallen von $10-65^\circ$, wie es bei der Mehrzahl der Querschläge im Ruhrbergbau vorliegt, so muß bei jedem Abschlag der Einbruch auf ein neues, in seiner Wirksamkeit noch unbekanntes Lösen geschossen werden. Bei falscher Einschätzung und dementsprechend zu geringer Bemessung der Sprengladung entstehen Fehlangriffe, die gleichbedeutend sind mit Vortriebsverlust und Erhöhung des Sprengstoffverbrauchs. Außerdem wechselt die Lage eines an der Ortsbrust erkennbaren Lösen und damit die Einbruch- und Abschlaglänge. In planmäßig geführten Betrieben, in denen Regelmäßigkeit der Abschlaglänge notwendig ist, kann man daher Schräglösen-entwürfe und Einbrüche auf schlecht ausgebildete Lösen nicht schießen. Man wendet dann den Keileinbruch an, ohne Rücksicht auf etwaige

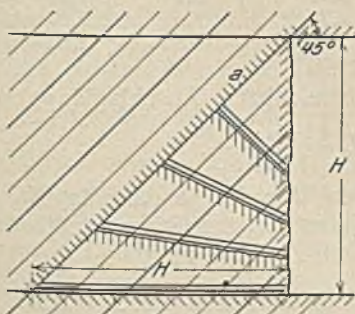


Abb. 19.

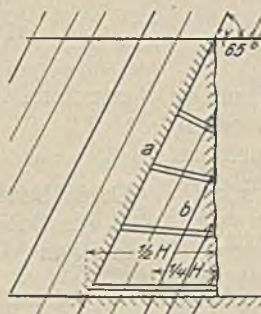


Abb. 20.

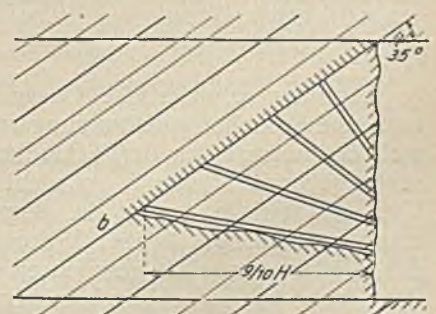


Abb. 21.

Abb. 19–21. Schräglösen-entwürfe.

Lösen zu nehmen. Die Sprengladung muß so bemessen werden, als ob keine Lösen vorhanden wären. Der Sprengstoffverbrauch steigt dadurch allerdings, man hat aber den Vorteil gleichmäßiger Einbruchlängen, die für die Länge der im folgenden behandelten Abschläge wesentlich sind.

Das Kranzschießen.

Unter dem Kranz ist das nach Herausschießen des Einbruchs anstehende Gestein zu verstehen. Durch die Kranzschüsse wird der Einbruch zum vollen Streckenquerschnitt erweitert. Man unterscheidet bei den Kranzschüssen Firsten-, Schulter-, Knie- und Sohlenschüsse. Die innern Kranzlöcher müssen möglichst parallel zu den vom Einbruch geschafften freien Flächen, die äußern parallel zu den Stößen in Vortriebsrichtung gebohrt werden. Die nähern Gesichtspunkte, die für die Anlage der Kranzschüsse maßgebend sein sollen, gehen aus den folgenden Ausführungen über Abschlaglänge, Bohrlochzahl und Bohrlochaufwand hervor.

Die Abschlaglänge.

Unter dem Abschlag ist das abschnittsweise erfolgende Vorrücken der Ortsbrust zu verstehen. Ein Abschlag setzt sich also aus dem Einbruch und dem Kranz zusammen. Die Abschlaglänge wird von Randzio¹ zu $V_a = \frac{1}{2} \sqrt{H \cdot B}$ angegeben. Diese Formel ist auf Grund von Überlegungen über die zweckmäßige Form des Sprengkegels bei Anwendung einer geballten Ladung aufgestellt, jedoch in dieser allgemeinen Form, die keine Rücksicht auf die Gebirgsbeschaffenheit nimmt, nicht gültig. Sämtliche von mir vorgenommenen Versuche lassen erkennen, daß die Abschlaglänge immer von der Einbruchlänge und diese wieder von Gebirgsart und Streckenquerschnitt abhängt. Eine wesentlich über die Einbruchlänge hinausgehende Abschlaglänge ist trotz Mehraufwand an Bohrarbeit und Sprengstoff nicht erzielbar. Es gilt also die wichtige Regel, daß man die Abschlaglänge nie größer als die Einbruchlänge wählen soll.

In der Zahlentafel 1 sind für einige übliche Querschnitte die sich aus den Einbruchlängen ergebenden Abschlaglängen angeführt. Die Werte stellen Höchstlängen dar, die für eine wirtschaftliche Sprengarbeit noch in Frage kommen. Darüber hinaus zu gehen, ist stets unwirtschaftlich. Innerhalb der gegebenen Grenzen wählt man die Abschlaglängen zweckmäßig möglichst groß, sofern nicht andere Gründe kürzere Abschläge als zweckmäßig oder notwendig erscheinen lassen.

Betrachtet man die üblichen Abschlaglängen¹, so erhält man folgendes Bild. Bei den ältern Tunnelbauten vor dem Jahre 1900, als noch nicht maschinemäßig gebohrt wurde, sind die Abschläge fast nie länger als 1 m gewählt worden. Der Bergbau weist schon in dieser Zeit infolge des weichern Gesteins etwas längere Abschläge auf, die sich aber alle innerhalb der durch die Formel $V_a = \frac{1}{2} \sqrt{H \cdot B}$ gegebenen Grenze halten. Im neuern Tunnelbau entspricht die Abschlaglänge der von Randzio angegebenen Formel bis zu Querschnitten von 6 m². Bei größern Querschnitten geht man mit der Abschlaglänge über einen bei 1,40 m liegenden Wert nicht hinaus. Ganz das Gegenteil ist im Bergbau der Fall. Hier versucht man es durchweg mit Abschlaglängen von 1,80–2,20 und 2,50 m, ja sogar von 3 m. Auf den Einbruch wird so oft geschossen, bis er als lang genug erscheint. Die hierdurch bedingte Erhöhung der Angriffzahl hat eine Vermehrung von Versager- und Unfallquellen zur Folge. Erreicht der Einbruch dennoch nicht die Länge des längsten Bohrers, dann werden die Kranzlöcher trotzdem so lang gebohrt, und es bleiben entsprechende Pfeifen stehen.

Während also im Tunnelbau die Abschlaglängen vielfach unter den erreichbaren Höchstlängen bleiben, werden sie im Grubenbetriebe häufig überschritten. Dabei spricht gerade im Bergbau eine Reihe von Gründen viel eher für eine Verkürzung der Abschlaglängen als im Tunnelbau. Zunächst sind hier die bergpolizeilichen Vorschriften zu erwähnen. Für die

Zahlentafel 1. Höchstabschlaglängen bei verschiedenen Querschnitten und Einbrucharten.

Querschnitt in m ²	Höchstabschlaglänge in m							
	Kegelinbruch $W = \frac{1}{2} \cdot S$	Keileinbruch $W = \frac{2}{3} S$		Scheibeneinbruch $W = \frac{3}{4} S$		Stoßlöseleinbruch $W = \frac{9}{10} S$		Schräglöseinbruch $W = \frac{1}{2} S$ bis 1 S
		$W = \frac{2}{3} H$	$W = \frac{2}{3} B$	$W = \frac{3}{4} H$	$W = \frac{3}{4} B$	$W = \frac{9}{10} H$	$W = \frac{9}{10} B$	
1,8 · 1,5 = 2,7	0,75	1,20	1,00	1,35	1,12	1,62	1,35	0,90–1,80
2,2 · 2,0 = 4,4	1,00	1,46	1,33	1,65	1,50	1,98	1,80	1,10–2,20
2,2 · 3,0 = 6,6	1,10	1,46	2,00	1,65	2,25	1,98	2,70	1,10–3,00
2,5 · 3,2 = 8,0	1,25	1,66	2,14	1,86	2,40	2,25	2,88	1,25–3,21
2,8 · 3,6 = 10,0	1,40	1,86	2,40	2,10	2,70	2,52	3,24	1,40–3,60
3,0 · 4,0 = 12,0	1,50	2,00	2,66	2,25	3,00	2,70	3,60	1,50–4,00
3,0 · 5,0 = 15,0	1,50	2,00	3,33	2,25	3,75	2,70	4,50	1,50–5,00

je Abschlag erforderliche Gesamtsprengstoffmenge muß eine Ausnahmegenehmigung nachgesucht werden, weil die normale an den Schießhauer je Schicht zu verausgabende Menge 5 kg nicht übersteigen darf. Viel schwerwiegender ist die Begrenzung der Lademenge auf 800 g, die überall dort in Kraft tritt, wo mit Wettersprengstoff geschossen werden muß. Sind der Sprengstoffbedarf je m³ Ausbruch und die richtige Bohrlochzahl für einen Betriebspunkt bekannt, so

errechnet sich die erreichbare Abschlaglänge aus

$$V_a = \frac{B_z \cdot K}{1000 S_{v_2}}$$

Darin bedeutet V_a den Vortrieb je Abschlag in m, B_z die Bohrlochzahl je m², S_{v_2} den Sprengstoffbedarf in kg/m³, K die Höchstlademenge in g.

An S_{v_2} und für sich ließe sich nach dieser Formel V_a beliebig vergrößern durch Erhöhung der Bohrloch-

¹ Randzio, Stollenbau 1927, S. 53.

¹ Randzio, a. a. O. S. 60–93.

zahl B_z , die zunächst als keiner Begrenzung unterworfen erscheint. Die für die größere Abschlaglänge erforderliche Vermehrung der Gesamtsprengstoffmenge wird hierdurch zwar erreicht, gleichzeitig tritt aber eine ungünstige Verlagerung der Sprengladung auf, wie dies in Abb. 22 schematisch dargestellt ist.

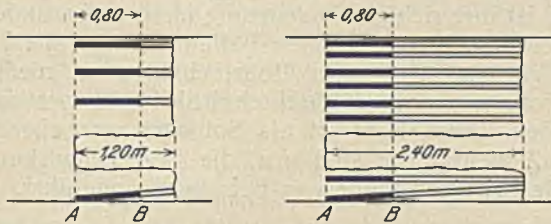


Abb. 22. Verteilung des Sprengstoffs im Abschlag bei Verdopplung von Abschlaglänge und Bohrlochzahl.

Da die Höchstlademenge von 8 Patronen überall im Tiefsten der Bohrlöcher liegt, ergibt sich eine Zusammenballung der Sprengkraft nur in der Zone AB anstatt der Verteilung über die ganze Länge. Dabei ist zu befürchten, daß die Schüsse hinten durchschlagen und Brillen stehen lassen. Bei größerer Gesteinhärte, die ebenfalls eine Erhöhung der Bohrlochzahl erfordert, geht man daher über ein zweckmäßiges B_z und damit V_a nicht hinaus, weil sonst bei etwaigen Versagern oder beim Abschlagen auf unvermuteten Lösen eine große Zahl Bohrlöcher unwirksam bleibt. Aus diesen Gründen ist oben vorausgesetzt, daß die den Gesteinverhältnissen entsprechende richtige Bohrlochzahl bekannt sei.

Bei dem in Abb. 13 gezeigten Abschlag ließe sich ein 3,20 m langer Scheibeneinbruch schießen, der eine entsprechende Erhöhung der Abschlaglänge ermöglichen würde. Bei dem bekannten Sprengstoffbedarf von $1,13 \text{ kg/m}^3$ und 800 g Lademenge wäre dann aber eine Erhöhung der Bohrlochzahl von $B_z = 2,64$ auf $B_z = \frac{V_a \cdot S_{v2} \cdot 1000}{K} = \frac{3,2 \cdot 1,13 \cdot 1000}{800} = 4,5$ notwendig. Da hierbei jedoch eine ungünstige Verteilung des Sprengstoffes eintritt, kann die Höchstlänge nicht ausgenutzt werden.

Die Abschlaglänge richtet sich weiterhin bei planmäßig geführten Gesteinbetrieben nach der Zeit, in der das Haufwerk weggeladen werden muß. Sie ist somit abhängig von Querschnitt und Ladezeit je m^3 Festgestein, die sich wiederum nach Ladegut und Ladeart richten. Es ist

$$V_a = \frac{T_1}{Q \cdot t_1}$$

T_1 = vorgesehene Ladezeit in min, t_1 = spezifische Ladezeit in min/fm, Q = Querschnitt in m^2 .

In einem planmäßig geführten Betrieb, ähnlich wie Abb. 9, war die Ladezeit zu 200 min vorgesehen. Die durchschnittliche Ladezeit betrug bei Verwendung eines Schrappers 7 min/fm. Die Abschlaglänge errechnet sich dann zu $V_a = \frac{200}{14 \cdot 7} = 2,04 \text{ m}$. Der tägliche

Vortrieb betrug 3 m bei 1,5 Abschlägen. Aus schießtechnischen Gründen hätte sich, da Dynamit genehmigt war, ein 2,80 m langer Einbruch und ein ebenso langer Kranz schießen lassen. Mit Rücksicht auf die Ladearbeit wurde er aber auf 2 m begrenzt.

Demnach bedeutet die im Ruhrbergbau in Gesteinstrecken von kleinerem Querschnitt häufig beobachtete Überschreitung der in der Zahlentafel 1 zusammen-

gestellten Höchstwerte einen Nachteil, der in der schlechten Ausnutzung der Bohrarbeit und in der hohen Angriffzahl begründet ist. Ein Unterschreiten der Höchstwerte wird durch die bergpolizeilichen Bestimmungen über die Höchstlademenge der Wetzersprengstoffe erforderlich. Bei Verwendung von Gesteinsprengstoffen tritt diese Begrenzung nicht ein. Andererseits wird die Abschlaglänge begrenzt durch die Rücksichtnahme auf die übrigen beim Gesteinstrecken-vortrieb notwendigen Arbeitsvorgänge.

Das Bohren der Sprenglöcher.

Außer der vorstehend behandelten Lage und Richtung der Bohrlöcher sind bei der Bohrarbeit noch einige weitere Faktoren zu berücksichtigen, von denen hier zunächst der Bohrlochdurchmesser erwähnt sei.

Bohrlochdurchmesser.

Der Durchmesser der Bohrlöcher darf nicht größer als notwendig gewählt werden, weil die Bohrkosten verhältnismäßig mit dem Querschnitt wachsen. Der Patronendurchmesser ist von Bedeutung für die Art der Verteilung des Sprengstoffes innerhalb des zu werfenden Gesteins. Je schwieriger sich ein Gestein schießen läßt, desto größer muß der Bohrlochdurchmesser gewählt werden, weil die einzelne größere Sprengladung infolge der Zusammenballung des Sprengstoffes eine bessere Wirkung ausübt als die Summe mehrerer kleiner Sprengladungen. Becker¹ hat beim Stollenbau dahingehende Untersuchungen angestellt und ein genau bestimmtes Verhältnis von Sprengstoffmenge und Bohrlochinhalt in Abhängigkeit vom Gesteinwiderstand empfohlen. Dies läßt sich aber im Bergbau nicht durchführen, weil der ständige Wechsel des Gesteins in Querschlägen jeweils eine Änderung des Bohrloch- und Patronendurchmessers erfordern würde. Allgemein läßt sich sagen, daß man im Schiefer, Sandschiefer und leichten Sandstein des Ruhrbezirks mit einem Bohrloch- und Patronendurchmesser auskommen kann. Der Bohrlochdurchmesser soll 40–30 mm betragen, entsprechend dem Patronendurchmesser von 30 mm. Meist wird der Durchmesser allerdings 38–48 mm groß gewählt, was aber die Bohrarbeit unnötig verteuert.

Lediglich im festen Sandstein und Konglomerat sind größere Bohrlochdurchmesser zweckmäßig. Beim querschlägigen Durchfahren dieser Gesteinschichten sind die Längen allerdings meist nicht so groß, daß sich eine Umstellung der Bohrarbeit lohnt. Dagegen setzt man beim Auffahren von Richtstrecken vorteilhaft von vornherein Bohrmaschinen ein, mit denen man bei größeren Bohrlochdurchmessern von 50 bis 55 mm gleichzeitig höhere Bohrleistungen erzielt.

Bei Anwendung nur eines Bohrloch- und Patronendurchmessers muß Änderungen im Gestein durch Änderung von Bohrlochzahl, Abschlaglänge und Sprengstoffmenge Rechnung getragen werden.

Bohrlochlänge.

Die Länge des einzelnen Bohrloches richtet sich nach der sprengtechnisch richtigen Einbruch- und Abschlaglänge. Tiefer gebohrte Löcher lassen fast immer Pfeifen stehen und sind daher unwirtschaftlich. In der Mehrzahl der beobachteten Fälle hat man die Löcher jedoch zunächst zu tief gebohrt.

¹ Becker: Aus der Praxis neuzeitlicher Stollenvortriebe im Tiefbau, Nobelhefte 1930, S. 67.

Bohrlochwirkungsgrad.

Der Bohrlochwirkungsgrad B_w ist das Verhältnis der um die Summe der Pfeifen verminderten Gesamtbohrlochlänge B_a je Abschlag zur Gesamtbohrlochlänge. An die Stelle der Summen je Abschlag kann man den Bohrlochaufwand und die Pfeifenlänge je m^3 Ausbruch setzen.

$$B_w = \frac{B_a - B_{pf}}{B_a}$$

Der Bohrlochwirkungsgrad ist ein Maßstab für die Ausnutzung der geleisteten Bohrarbeit. Zu lang gebohrte oder zu schwach geladene Schüsse, die Pfeifen

stehen lassen, ergeben einen schlechten Wirkungsgrad, also Verluste an Bohrarbeit. Allerdings läßt sich durch Anwendung übermäßig großer Sprengstoffmengen auch bei schlechter Sprengtechnik ein guter Wirkungsgrad erzielen¹. Da jedoch im Bergbau die Sprengstoffmengen bergpolizeilich beschränkt sind, ist ihre richtige Ausnutzung hier von besonderer Bedeutung. In den meisten Fällen war der Wert B_w infolge der zu großen Bohrlochlänge zu niedrig; er konnte aber auf durchschnittlich 0,95 gesteigert werden. Diese Zahl ist als Sollwert anzusehen. In der Zahlentafel 2 sind u. a. die Bohrlochwirkungsgrade bei einer Reihe von Beispielen angeführt.

Zahlentafel 2. Versuchsergebnisse.

Versuchsgruppe	Abschlag	Gesteinart	Querschnitt m ²	B_w	B_z	B_a m/m ³	$B_z : B_a$		
							$B_z \approx B_a$	$B_z < B_a$	$B_z > B_a$
1	a	Sandschiefer	3,8	0,96	4,2	4,35	0,97		
	e	Sandschiefer	3,8	0,93	4,5	4,10	0,93		
2	b	Sandschiefer und Schiefer	4,0	0,76	4,5	5,16		0,87	
	c	Sandschiefer und Schiefer	4,0	0,93	4,0	3,94	1,02		
3	a	Sandschiefer und Schiefer	4,0	0,94	7,0	5,60			1,25
	f	Sandschiefer und Schiefer	4,0	0,98	3,3	3,10	1,05		
4		Sandschiefer und Schiefer	6,3	0,99	2,5	2,38	1,05		
		Grünsand	6,3	0,97	2,7	2,65	1,02		
		Grünsand	5,7	0,94	3,0	2,92	1,02		
5	g	Sandstein	4,4	0,85	9,5	8,60			1,20
6	a	Sandstein (Konglomerat)	4,4	0,79	6,6	8,20		0,81	
	c	Sandstein (Konglomerat)	4,4	0,95	5,7	5,55	1,03		
7	c	Sandstein (Konglomerat)	4,4	0,93	5,9	4,60			1,28
	g	Sandstein (Konglomerat)	4,4	0,94	4,1	3,65	1,10		
	n	Sandstein (Konglomerat)	4,4	0,94	4,3	3,80	1,13		
8		Schiefer	7,0	0,91	3,7	3,94	0,94		
9		Sandschiefer	11,8	0,87	3,0	3,40		0,88	
10		Schiefer	12,1	0,94	2,7	2,64	1,03		
		Sandschiefer	12,1	0,95	3,4	3,60	0,94		
11		Schiefer	11,5	0,97	2,8	2,75	1,02		
12	a	Schiefer	13,1	0,95	2,3	2,40	0,96		
13	a	Sandschiefer	14,0	0,93	2,6	2,81	0,92		
14		Zechsteinkalk	11,0	0,96	2,5	2,68	0,93		
15		Zechsteinkalk mit Gips .	12,0	0,94	2,4	2,71	0,88	0,88	
16		Konglomerat	10,0	0,85	3,2	4,14		0,77	
		Zugspitztunnel Muschelkalk	8,0		2,5	2,5	1,00		
		Schluchseestollen Granit	6,6		3,0	3,0	1,00		
		Schluchseestollen Granit	19,0		1,2	1,2	1,00		

Bohrlochzahl und Bohrlochaufwand.

Die Bohrloch- oder Schußzahl je m^2 Ortsfläche ist von der Schießbarkeit des Gesteins, vom Querschnitt und vom Bohrlochdurchmesser abhängig. Bei gleichbleibendem Bohrlochdurchmesser braucht der letzte Punkt nicht berücksichtigt zu werden. Die Bohrlochzahl bildet jedoch keinen Maßstab für den je m Vortrieb oder je m^3 Ausbruch erforderlichen Aufwand an Bohrarbeit. Dieser wird durch den Bohrlochaufwand in m/m^3 gekennzeichnet. Da mit gleichen Durchmessern gearbeitet werden soll, ist es nicht erforderlich, den Wert B_a in Raumeinheiten anzugeben.

Die Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt wird von Randzio¹ verneint, der behauptet, daß B_a für alle Querschnitte eines bestimmten Gesteins nahezu gleich sei. Dagegen lassen alle von mir angestellten Versuche diese Abhängigkeit klar erkennen, und auch aus dem Tunnelbau können Beweise dafür erbracht werden. Wie aus der Zahlentafel 2 hervorgeht, betrug B_a im Granit des Schluchseestollens $3 m/m^3$ beim Vortrieb mit $6,6 m^2$ Querschnitt, während sich der Bohr-

lochaufwand beim Auffahren im Vollausbuch von $19 m^2$ Querschnitt nur auf $1,2 m/m^3$ belief.

B_z und B_a geben noch keinen Aufschluß über die Ausnutzung der geleisteten Bohrarbeit und die Zweckmäßigkeit der Bohrweise. Einen Maßstab bietet das Verhältnis von B_z zu B_a . Bei der bestmöglichen Ausnutzung der Bohrarbeit, wobei keine Pfeifen stehen bleiben und $B_w = 1$ ist, weisen B_z und B_a dieselben Werte auf, falls alle Löcher gleich lang gebohrt sind. Da beim Einbruchschießen stets einige etwas kürzere Löcher gebohrt werden, müßte B_a bei $B_w = 1$ etwas kleiner sein als B_z . Da jedoch anderseits meist nur mit einem günstigsten $B_w = 0,95$ gerechnet werden kann, erhöht sich B_a wieder etwas. Der bei den kürzern Einbruchschüssen gesparte B_a wird durch die Pfeifen wieder ausgeglichen. Als Regel für den Betrieb kann man annehmen, daß bei richtig gehandhabter Sprengarbeit und $B_w = 0,95$ $B_z \approx B_w$ sein muß.

In der Zahlentafel 2 sind nach den Versuchsergebnissen eine Reihe von Werten für B_w , B_z und B_a verzeichnet. In der letzten Spalte ist das Ver-

¹ Randzio, a. a. O. S. 59.

¹ Becker, a. a. O. S. 75.

hältnis $B_z : B_a$ angegeben, und zwar getrennt für die drei Fälle $B_z \approx B_a$, $B_z < B_a$ und $B_z > B_a$. In allen Fällen, in denen schlechte Bohrlochwirkungsgrade vorliegen, ist das Verhältnis $B_z : B_a$ niedriger als 1; die Bohrarbeit ist schlecht ausgenutzt. In den Fällen, in denen zwar ein guter B_w vorliegt, das Verhältnis $B_z : B_a$ aber höher als 1 ist, sind zu viel Schüsse aufgewandt und zu hohe Sprengstoffmengen verbraucht worden. Liegt das Verhältnis $B_z : B_a$ nahe bei 1 und B_w bei 0,95, so beweist dies, daß die Bohr- und Schießarbeit richtig ausgeführt wird.

Die Werte für B_z und B_a betragen bei Verwendung von Wettersprengstoffen im Schiefer bei großen Querschnitten 2,3 und steigen mit abnehmendem Querschnitt bis auf 3,9. Für Sandschiefer liegen die entsprechenden Werte zwischen 3,4 und 4,3 und für Sandstein zwischen 5,6 und 9,5.

Vergleicht man die in der Zahlentafel 2 angegebenen Werte der Versuchsgruppen 6 und 7, so kann man die durch Verwendung von Dynamit erzielbare Verringerung von B_a und B_z zu 25% annehmen. Noch deutlicher tritt diese Verminderung des Bohraufwandes in Erscheinung bei den zuunterst angeführten Tunnelbauten, bei denen der Einbruch mit Sprengelatine geschossen worden ist. Für die mit Grubenbetrieben vergleichbaren Querschnitte von 8 und 6,6 m² betrug B_a im Muschelkalk des Zugspitztunnels nur 2,5 m/m³ und im Granit des Schluchseestollens nur 3 m/m³.

Verhältnis von Abschlaglänge und spezifischer Bohrlochzahl.

Schließlich ist bei der Bohrarbeit noch die Beziehung zwischen Abschlaglänge, Bohrlochzahl, Sprengstoffbedarf und Lademenge zu erwähnen, die ausgedrückt wird durch die Gleichung

$$\frac{V_a}{B_z} = \frac{K}{1000 \cdot S_{v2}}$$

oder, falls der Sprengstoffbedarf in kg/m gegeben ist,

$$\frac{V_a}{B_z} = \frac{K \cdot Q}{1000 \cdot S_{v1}}$$

Darin bedeuten V_a die Abschlaglänge in m, Q den Querschnitt in m², B_z die Bohrlochzahl je m² Ortsfläche, S_{v1} den Sprengstoffbedarf in kg/m, S_{v2} den Sprengstoffbedarf in kg/m³, K die Lademenge je Schuß in g.

Die genannten Beziehungen veranschaulicht Abb. 23 für Lademengen von 500, 800, 1000 und 1500 g und einen Sprengstoffbedarf von 0,5–5 kg/m³. Auf der Abszisse ist die Bohrlochzahl, auf der Ordinate die Abschlaglänge eingetragen. Gleichzeitig sind die für die wichtigsten Querschnitte in der Zahlentafel 1 angegebenen Abschlaglängen eingezeichnet. Die Gleichung ist nur richtig bis zu diesen durch den Querschnitt bedingten Höchstabschlaglängen.

Kennt man den Sprengstoffbedarf je m³ und die durchschnittliche Lademenge je Schuß, so läßt sich die für eine bestimmte Abschlaglänge notwendige Bohrlochzahl auf der Abszisse ablesen. Ist beispielsweise für einen Querschlag von $Q = 10$ m² ein Sprengstoffbedarf $S_{v2} = 1,5$ kg/m³ notwendig, so müssen bei einer durchschnittlichen Lademenge von 500 g für die größte Abschlaglänge $V_a = 2,20$ m 6,6 Bohrlöcher je m² gebohrt werden. Beträgt die Lademenge 800 g, so kommt man mit 4,2 Bohrlöchern je m² aus. Bei weiterer Steigerung der Lademengen auf 1000 g benötigt man nur 3,6 und bei 1500 g 2,4 Bohrlöcher je m². Sollen 36 Bohrlöcher gebohrt werden, so ermäßigt sich die Abschlaglänge im ersten Fall auf 1,20 m und im zweiten auf 1,90 m. Da im Steinkohlenbergbau die Verwendung brisanter Sprengstoffe beschränkt und für Wettersprengstoffe die Höchstlademenge auf 800 g festgesetzt ist, kommt hier Abb. 23b eine besondere Bedeutung zu. Der große Nachteil, der in der Bindung an die Höchstlademenge liegt, ist aus dem angeführten Beispiel erkennbar, nach dem bei $K = 800$ g 42 Löcher erforderlich sind, während bei 1500 g nur 24 notwendig wären. Will man die Bohrlochzahl nicht erhöhen, so muß mit zunehmender Gesteinhärte die Abschlaglänge verkürzt werden. Zweckmäßig vermehrt man die Bohrlochzahl nur bis zu einem bestimmten Betrage, etwa 4 je m², und verkürzt dann die Abschlaglänge entsprechend der senkrechten

Linie A–B in Abb. 23b auf 1,60 m, 1,24 m und 1,03 m. Andernfalls tritt der oben erwähnte Nachteil der ungleichmäßigen Sprengstoffverteilung ein. Hält man die Bohrlochzahl niedriger, so ist eine gleichmäßige Verteilung des Sprengstoffs gewährleistet und die Gefahr des Abschlagens auf Lösen geringer. Die Verkürzung der Abschlaglänge muß natürlich mit in Kauf genommen werden. Die Bedeutung der genannten Beziehungen ist vielfach nicht bekannt, aber außerordentlich wichtig und verdient strengste Beachtung.

Wirtschaftlicher Erfolg.

Ausschlaggebend ist der wirtschaftliche Erfolg, der sich durch die zweckmäßige Durchführung der Sprengarbeit erzielen läßt. Aus Abb. 24 ersieht man die Leistung je Mann und Schicht in Abhängigkeit von Querschnitt und Gesteinbeschaffenheit. Die Kurven stellen Mittelwerte aus allen beobachteten

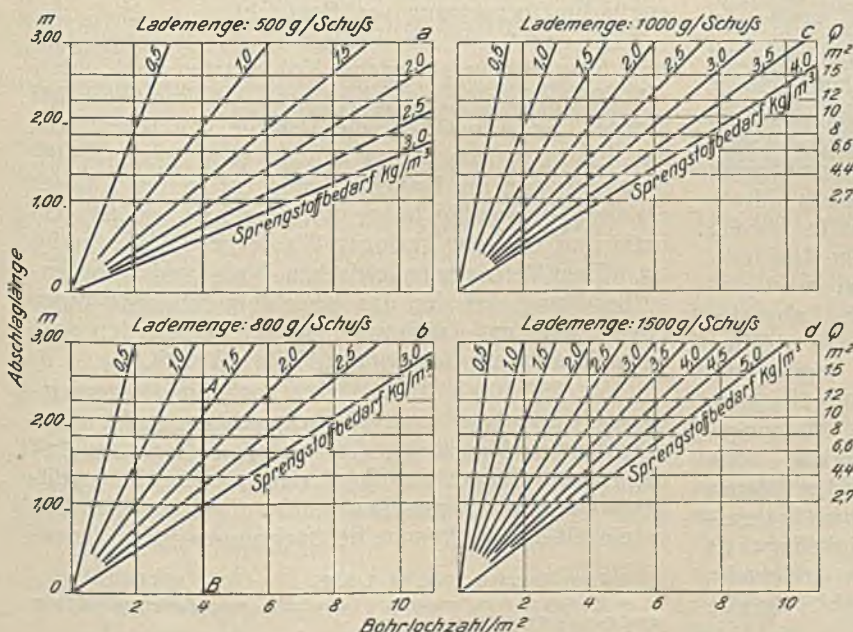


Abb. 23. Beziehungen zwischen Abschlaglänge und Bohraufwand bei bestimmter Lademenge und bekanntem Sprengstoffbedarf.

Kennziffern dar und folgen der Formel $L_1 = \frac{1}{a \cdot Q^2 + b}$, in der a und b von der Gesteinbeschaffenheit und -verspannung abhängige Faktoren bedeuten. Die einzelnen

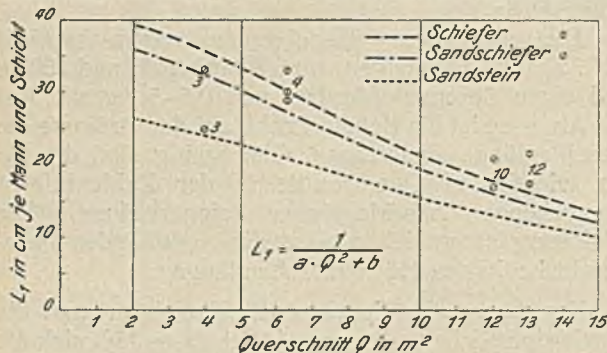


Abb. 24. Abhängigkeit der Leistung je Mann und Schicht von Querschnitt und Gesteinart.

eingetragenen Punkte geben als Beispiele die vor und nach der Einführung planmäßiger Sprengarbeit erzielten Leistungen an und lassen erkennen, daß eine beträchtliche Leistungssteigerung von 10–36% erreicht werden kann. Dies beweist, wie notwendig es ist, der Sprengarbeit beim Gesteinstrecken vortrieb größere Aufmerksamkeit zu schenken.

Zusammenfassung.

Im ersten Abschnitt werden die Gesichtspunkte für die zweckmäßige Gestaltung der Sprengarbeit beim Gesteinstrecken vortrieb, im besondern die den Gebirgsverhältnissen entsprechenden Einbrucharten und Abschlaglängen behandelt. Weiterhin wird die Bedeutung von Durchmesser, Länge und Zahl der Bohrlöcher erörtert sowie der Bohrlochwirkungsgrad und das Verhältnis von spezifischer Bohrlochzahl und Bohrlochaufwand als Maßstab für die richtige Ausnutzung der geleisteten Bohrarbeit gewürdigt.

Fortschritte in der Steinkohlenaufbereitung.

Von Dr.-Ing. A. Götte, Dozent an der Bergakademie Clausthal.

(Fortsetzung.)

Trockne Kohlenaufbereitung.

Erfreulicherweise hat sich inzwischen auch die Beurteilung der trocknen Aufbereitung mehr auf die unvoreingenommene Abwägung der zu erkennenden Vor- und Nachteile eingestellt, womit der Weg zu einem sachlichen Meinungs austausch frei geworden ist. Als begrüßenswerte Folge dieser allgemein zu beobachtenden Einsicht besteht heute die Frage: trockne oder nasse Aufbereitung, kaum noch, sondern selbst die ehemals streitbarsten Verfechter der trocknen Aufbereitung vertreten ziemlich einmütig den Standpunkt: trockne und nasse Aufbereitung und damit die gegenseitige Ergänzung beider.

Zu der ruhigeren Einstellung gegenüber der trocknen Kohlenaufbereitung ist man wesentlich unter dem Eindruck dreier Umstände gelangt. Erstens hat man sowohl durch praktische Beobachtungen als auch durch theoretische Überlegungen festgestellt, daß mit trocknen Verfahren niemals die technischen Erfolge erzielt werden können, die mit nasser Arbeitsweise unschwer erreichbar sind. Die Tatsache, daß Setzmaschinenwäsche und Flotation zusammengeslossen eine praktisch unübertreffbare und nahezu ideale Trennung ermöglichen, ist ernstlich nicht in Abrede zu stellen. Zweitens hat man sich, auch im Ausland¹, durch Beobachtungen im Betriebe und durch wissenschaftliche Untersuchungen sowie durch Laboratoriumsversuche davon überzeugt, daß die völlige Trockenheit der Kohle durchaus nicht immer die für die wichtigsten Verwendungszwecke günstigste Beschaffenheit ist². Trotz mancher Meinungsverschiedenheiten, die in dieser Hinsicht noch bestehen, gilt wohl allgemein, daß bei der Verkokung vom rein thermischen und auch von manchem kokereitechnischen Standpunkt aus ein Feuchtigkeitsgehalt zwar an sich unerwünscht ist, daß aber andererseits mit Rücksicht auf andere nicht zu vernachlässigende

Punkte, so z. B. die Nebenproduktenerzeugung, ein gewisser, gar nicht einmal sehr geringer Wassergehalt als durchaus geboten erscheint. Für die Brikettierung allerdings ist selbstverständlich trockne Kohle erforderlich und daher auch die trockne Aufbereitung an sich das gegebene Verfahren. Drittens schließlich ist das Ansehen der trocknen Aufbereitung wieder in Erdennähe gerückt worden infolge einer eingehendern Beschäftigung mit Trocknungsfragen und der dadurch gewonnenen Erfahrungen für den Bau und Betrieb von Feuergastrocknern.

Zur Untersuchung der theoretischen Grundlagen der trocknen Kohlenaufbereitung hat Lunnon¹ einen sehr wertvollen Beitrag geliefert, dessen wichtigste Teile von Mößner² in das Deutsche übertragen worden sind. Davon hat Kirkup³ wiederum eine englische Übersetzung veröffentlicht.

Die praktische Anwendbarkeit der trocknen Aufbereitung für verschiedene Kohlenarten und unterschiedliche Zwecke ist in mehreren Arbeiten behandelt worden. Schäfer⁴ hebt die Vorteile von Setzwäsche und Flotation hervor und läßt die reine trockne Aufbereitung nur für Brikettierkohle zu, weil bei dieser ein verhältnismäßig hoher Aschengehalt von 8% erlaubt und ein sehr geringer Wassergehalt notwendig ist. Eine Verbindung zwischen Naß- und Trockenaufbereitung, bei der das gesichtete Feinkorn unter etwa 3 mm auf Luftherden verarbeitet werden soll, betrachtet er als für manche Fälle möglich.

Kieckebusch⁵ tritt stärker noch für die gemeinsame Verwendung von Naßsetzmaschinen und trocken scheidenden Maschinen ein. Seine Auffassung, daß die untere Grenze der Sortierbarkeit für die zweitgenannten bei 0,3 mm liegt, steht allerdings ziemlich vereinzelt da. Praktische Beobachtungen haben jeden-

¹ Trans. Eng. Inst. 1929, Bd. 2, S. 65.

² Mößner: Forschungen und Fortschritte in der Kohlenaufbereitung, 1929; Glückauf 1932, S. 181 und 207.

³ Fuel 1931, S. 196.

⁴ Glückauf 1931, S. 1333; Bergbau 1930, S. 675 und 691.

⁵ Glückauf 1932, S. 249.

¹ Coal Age 1930, S. 367.

² Seelkopf, Glückauf 1930, S. 989; Sachse, Glückauf 1929, S. 1739; Fieldner, Fuel 1931, S. 320; Coll. Guard. 1931, Bd. 2, S. 1304.

falls zu der wohl sonst allgemein verbreiteten Überzeugung geführt, daß diese Grenze näher an 0,7 als an 0,5 mm liegt.

Auch Baum¹ hält eine Naß-Trockenaufbereitung für anwendbar, und Dupierry², der im Grunde derselben Auffassung wie Schäfer ist, erachtet die Brauchbarkeit einer reinen Trockenaufbereitung für Ruhrkohlen nur unter selten vorliegenden Voraussetzungen als gegeben, die, wenn überhaupt, dann nur auf Brikettierkohle zutreffen könnten.

Bemerkenswert ist, daß auch aus dem Auslande Stimmen laut geworden sind, welche die überragende Arbeitsfähigkeit der Naßsetzwäsche und der Flotation hervorheben und die trockne Aufbereitung sehr kritisch beurteilen. So sagt Morrow³, daß die Frage des Wassergehaltes unerheblich geworden sei, seitdem man Hitzetrockner vorteilhaft anwenden könne, und daß die auf nassem Wege erzielbare Reinheit und vor allem auch Gleichmäßigkeit der Erzeugnisse zweifellos die Naßaufbereitung bedeutsamer machen.

Dieser Hinweis auf die größere Gleichmäßigkeit ist sehr wichtig, weil diese von Kokerei und Hütte gefordert und ihr fast mehr Wert beigemessen wird als einem geringen Aschengehalt. Fraser und MacLachlan⁴, welche die nötige enge Vorklassierung, die Verarbeitung in der Förderkohle mit vorkommenden feuchten Gutes, die Entstaubung und die Erzielung einer gleichmäßigen Sortierung als die schwachen Seiten der trocknen Aufbereitung bezeichnen, teilen einige Versuchsergebnisse mit, die sie für Weichkohle von 10–25 mm auf einem Luftherd erzielt haben. Die aufgegebene Kohle enthielt 7 Gew.-% Bestandteile von höherem spezifischem Gewicht als 1,6. Bei dieser Dichte wurden nach dem Sink- und Schwimmverfahren die Herderzeugnisse getrennt, die anfielen: 1. bei gleichbleibender Aufgabe, 2. während der ersten Minute nach Wiederbeginn einer vorübergehend unterbrochenen Kohlenzufuhr und 3. als Durchschnittsmuster aus dem laufenden Betriebe, während dessen hin und wieder Unterbrechungen der Aufgabe vorkamen. Wenn die nachstehend verzeichneten Werte, vor allem die der Bedingung 3, auch als übermäßig ungünstig erscheinen, so geben sie doch ein Bild von den bestehenden Möglichkeiten.

	Bedingung 1	Bedingung 2	Bedingung 3
Gew.-% Anteile mit $s > 1,6$ in Reinkohle	1,3	7,3	2,0
Gew.-% Anteile mit $s < 1,6$ in Bergen	9,8	56,0	21,6

Eine vereinigte Naß-Trockenanlage findet auch in den Vereinigten Staaten von mancher Seite⁵ Fürsprache. Dagegen hat sich Sauvet⁶ noch 1930 ziemlich als einziger für die reine Trockenaufbereitung ausgesprochen.

Im folgenden seien einige neue oder verbesserte Trockenaufbereitungsmaschinen, jedoch ohne zahlenmäßige Betriebsangaben, angeführt, weil diese nur dann Wert haben, wenn die auf Grund von Sink- und

Schwimmanalysen aufgestellten Verwachsungskurven als Beurteilungs- und Vergleichsgrundlage vorliegen.

Die Westfalia-Dinnendahl-Gröppel-A. G. hat sich in den von ihr entworfenen Anlagen darauf eingestellt, die Feinkohle unter 6 oder auch 10 mm auf Luftherden,

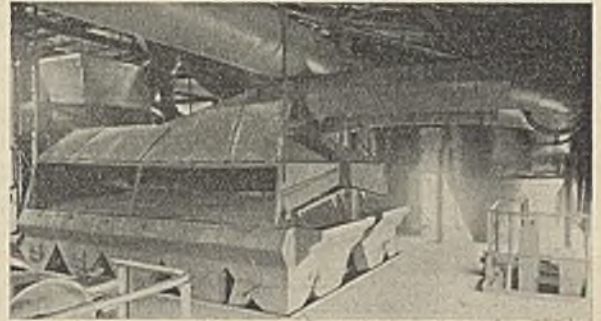


Abb. 44. Gröppel-Luftherde auf der Zeche Heinrich in Übrerruhr.

die gröbere Kohle dagegen auf Luftsetzmaschinen zu verarbeiten. Abb. 44 zeigt zwei auf der Zeche Heinrich in Übrerruhr eingebaute Gröppelherde, an deren Längskante Reinkohle und Mittelprodukt ausgetragen werden, während die Berge auf der Schmalseite anfallen. Die Herdtafel, die zum Zweck einer möglichst feinen Einstellbarkeit der Unterluft in verschiedene voneinander getrennte Belüftungszonen eingeteilt ist, kann sowohl um einen in der Mitte befindlichen Zapfen in waagrechter Richtung gedreht als auch um Längs- und Querachse senkrecht bewegt werden. Diese Luftherde, die auch auf der Zeche Alter Hellweg und bei der Rossitzer Bergbau-A. G. die entstaubte Brikettierfeinkohle unter 6 mm aufbereiten, haben sich bewährt.



Abb. 45. Gröppelsche Luftsetzmaschine ohne Staubhaube.

Die Gröppelsche Luftsetzmaschine (Abb. 45) soll für Kohle bis zu 60–70 mm Korngröße dienen. Sie ist, wie alle neuzeitlichen Luftsetzmaschinen und ähnlich wie die Erz-Naßmaschinen, stufenweise unterteilt in einzelne Setzbetten mit den zugehörigen Austrägen für das jeweils schwerste und daher zuunterst abgelagerte Gut. Die Austragvorrichtungen haben Kulissensteuerung, deren Hub man jederzeit verändern kann, um die Menge der abzuschneidenden Sorte schnell den Erfordernissen anzupassen. Die Maschinen selbst stehen fest, die sortierende Wirkung wird durch einen von unten zugeführten pulsierenden Luftstrom erreicht, der auf dem Setzgutträger eine Schichtung der klassierten Kohle nach dem spezifischen Gewicht herbeiführt.

¹ Glückauf 1931, S. 281 und 326.

² Glückauf 1931, S. 585.

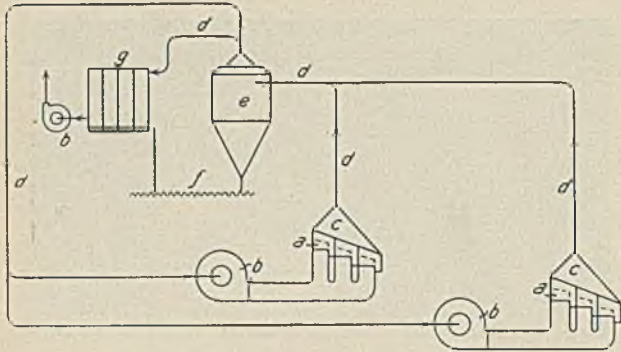
³ Coal Age 1930, S. 367.

⁴ Coal Age 1930, S. 530.

⁵ Arms, Coal Age 1930, S. 649.

⁶ Rev. ind. min. 1930, S. 87.

Von dieser Art stehen bisher in Betrieb zwei Anlagen in der Tschechoslowakei, davon eine für Pechkohle 20–55 mm, und eine kleinere auf der Zeche Königsgrube bei Wanne, die zur Aufbereitung von Schramkohle dient.



a Setzmaschine, b Ventilator, c Absaughaube, d Rohrleitung, e Zentrifugalscheider, f Förderschnecke, g Schlauchfilter.

Abb. 46. Umluftsystem der Carlshütte.

Luftsetzmaschinen baut ferner die Carlshütte, die wohl überhaupt als die Firma anzusprechen ist, die diese Maschinenart zuerst aus der alten englischen Kirkup-Maschine entwickelt hat, mit der allerdings jetzt keinerlei Ähnlichkeit mehr besteht. Die Carlshütte verzichtet aber im Gegensatz zu Gröppel auf die Verwendung von Luftherden und bereitet alle Korngrößen auf ihren Setzmaschinen auf, worüber Mößner¹ unter Beigabe verschiedener Abbildungen der Maschine genauer berichtet hat. Setzmaschinen der Carlshütte stehen bereits für eine Gesamtstundenleistung von 630 t in Betrieb; außer vier deutschen Anlagen und einer polnischen läuft eine Versuchsanlage in der Tschechoslowakei, während sich zwei russische Wäschen noch im Bau befinden. Als besonders Vorteil ihrer Bauart betrachtet die Carlshütte die Möglichkeit, mit einem Ventilator nicht nur die verschiedenen Betten einer Maschine, sondern sogar

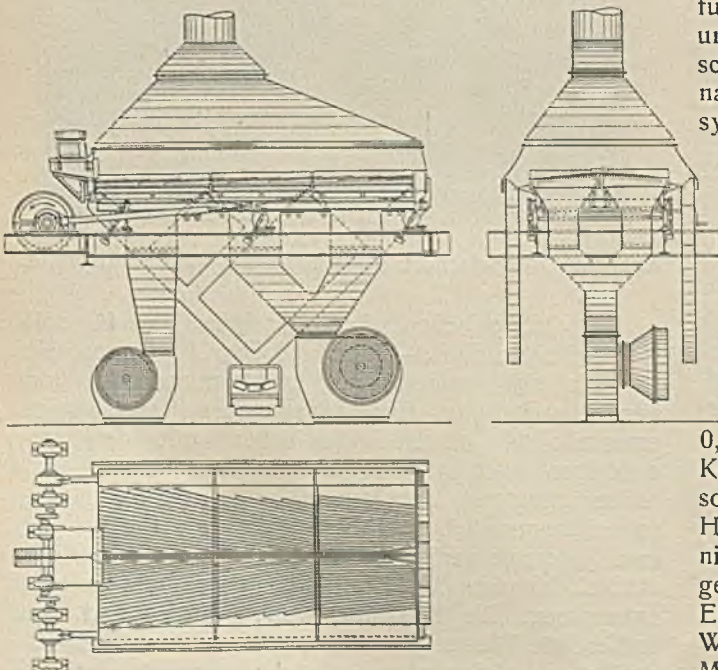


Abb. 47. Mit Frischluft betriebener Bamag-Herd.

¹ Glückauf 1932, S. 207.

mehrere volle Maschinen in der richtigen Bemessung mit Unterluft zu versorgen.

Für die Entstaubung der Herde und die Staubbildung verwendet die Carlshütte vorzugsweise das Umluftsystem nach Abb. 46, bei dem das Staubluftgemisch in einem Zyklon getrennt wird und dann die nur noch feinsten Staub enthaltende Luft wieder in den Arbeitsgang zurückgeht. Lediglich eine der Überschußluft entsprechende Menge wird hinter dem Zyklon noch in Schlauchfiltern gereinigt und sodann in die Außenluft abgegeben. Gute Ergebnisse sind auch mit den Luftsetzmaschinen der Carlshütte erzielt worden, die in der neuern Bauart wieder den Weg nach England zurückgefunden haben¹.

Die Abb. 47 und 48 geben die Luftherde der Bamag wieder, wie sie heute nach dem neusten Stande gebaut werden. Abb. 47 zeigt den mit Frischluft betriebenen Herd; die Ventilatoren saugen aus den Arbeitsräumen die Luft an und drücken sie unter die

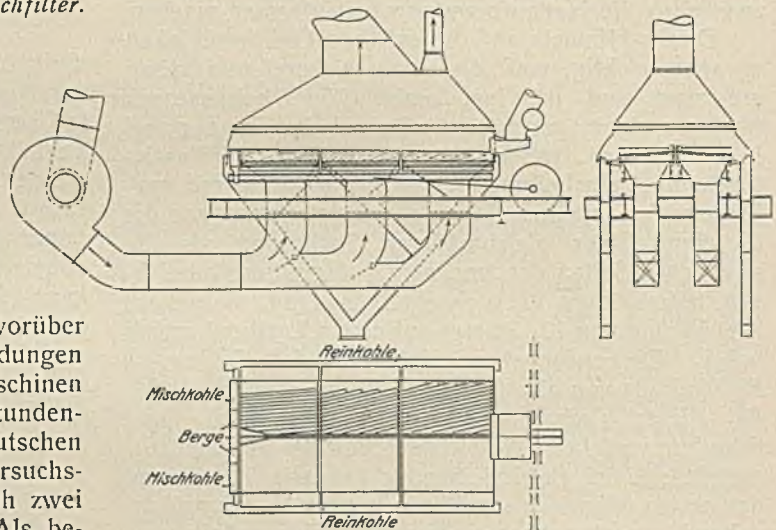


Abb. 48. Bamag-Luftherd nach dem Umluftsystem.

zugehörigen Herdtafeländer. Bei solcher Anordnung führt hinter dem Herd ein weiterer Ventilator die unter der Herdhaube gesammelte Luft ab und Niederschlagsvorrichtungen zu, welche die gereinigte Luft nach außen abgeben. Anlagen nach dem Umluftsystem (Abb. 48) baut die Firma im Gegensatz zur Carlshütte nur in besondern Fällen; sie zieht im allgemeinen das Arbeiten mit Frischluft vor.

Unter den bisher von der Bamag gelieferten Anlagen sind die für die Zechen Mont Cenis und Westhausen die bedeutendsten. Auf der zweiten Zeche laufen drei Vollherde für insgesamt 48 t/h 0,5–3 mm. In der Aufbereitung der Grube Mont Cenis läßt man, wie aus dem Stammbaum (Abb. 49) zu erkennen ist, um die günstigst möglichen Aschen- und Wassergehalte zu erzielen, den Staub unter 0,3 mm durch einen Windsichter entfernen und die Kohle 0,3–2 mm von einer Feinkorn-Naßsetzmaschine sortieren, die auch das Mittelprodukt der auf Bamag-Herden aufbereiteten Kornklasse 2–10 mm aufnimmt; die Grobkohle 10–80 mm wird wieder naß gesetzt und die gesamte Waschwassertrübe nach Eindickung flотиert. Die holländische Staatsgrube Wilhelmina in Terwinselen, Südlimburg, die nur Magerkohle fördert, will 6 Bamag-Herde für 0,5 bis 3 mm und für 3–5 mm aufstellen.

¹ Coll. Guard. 1932, Bd. 1, S. 103.

Die Bamag-Herde sollen vorzugsweise für die Aufbereitung des Kornes unter 3 mm geeignet sein. Aus den bekannt gewordenen Betriebsergebnissen

geht hervor, daß auch diese Lufftherde, ebenso wie die übrigen genannten deutschen Trocken-Aufbereitungsmaschinen, die ihnen zu stellenden Aufgaben zu lösen vermögen.

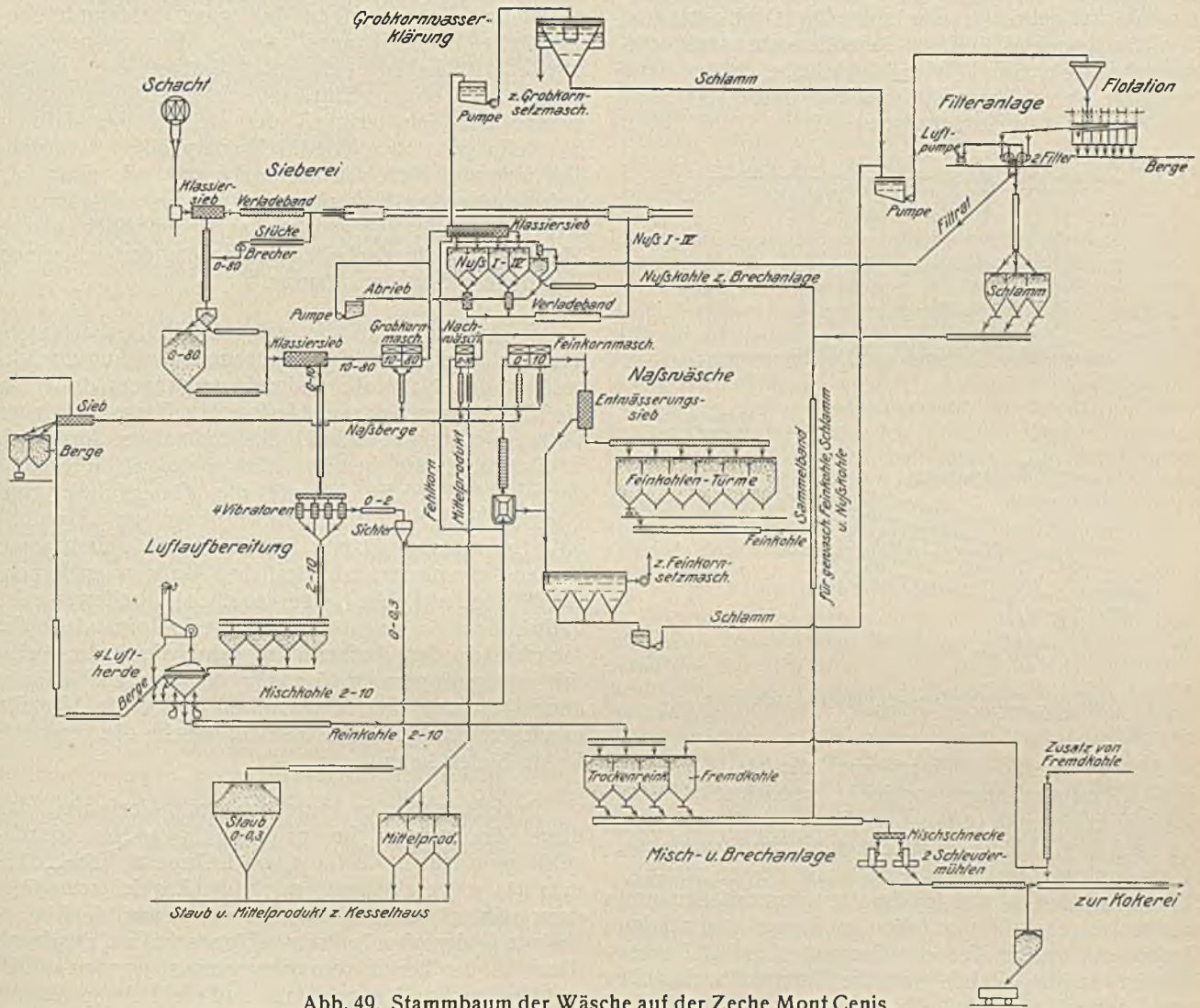
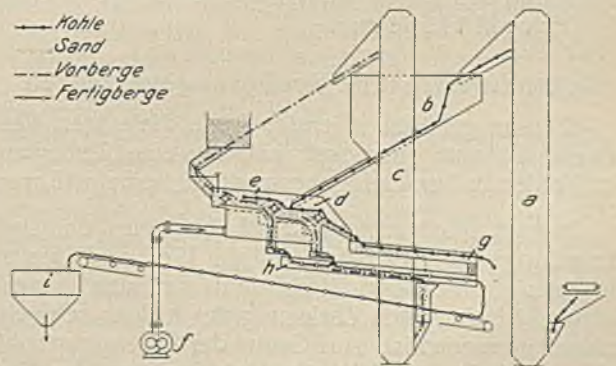


Abb. 49. Stammbaum der Wäsche auf der Zeche Mont Cenis.

In bezug auf die ausländischen Maschinen für die trockne Aufbereitung ist zu bemerken, daß England Birtley-Herde¹ vorzieht, und daß heute in Amerika Peale-Davis-Herde², Arms-Herde und die alten »amerikanischen« Lufftherde, die Vorbilder der Birtley-Herde, am meisten verwendet werden, zu denen inzwischen nur wenige neue Bauarten hinzuge treten sind. Dahin gehört zunächst das »neue« Luft-Sand-verfahren³, das mit dem »alten« von Frazer und Yancey entwickelten Verfahren gleichen Namens nichts zu tun hat, sondern dem Static Dry Washer⁴ näher steht. Die Maschine gleicht völlig diesem Wäscher, nur zieht man nach dem neuen Verfahren unten die Berge ab und läßt die höher liegenden Kohlen ungehindert zum Austrag fließen, während beim Static Dry Washer die Berge weiterfließen und die Reinkohle oben von Schöpfblechen abgenommen wird. Eine Anordnung dieses »Sink- und Schwimm-

Verfahrens im Luftstrom« ist aus Abb. 50¹ ohne weiteres verständlich. Die erste betriebsmäßige Anlage arbeitet in Pennsylvania für Nußsortierung.



a Rohkohlenbecherwerk, b Rohkohlenturm, c Sandumlauf-becherwerk, d Bergevorscheidung, e Bergenach-scheidung, f Gebläse, g Entsandungssieb für Reinkohle, h Berge-entsandung, i Versatzbergebehälter.

Abb. 50. Anordnung nach dem neuen Luft-Sandverfahren.

¹ Rev. ind. min. 1930, S. 83; Coll. Guard. 1931, Bd. 1, S. 1106, 1189, 1277, 1453 und 1787.

² Min. Congr. J. 1930, S. 469; Coll. Guard. 1931, Bd. 1, S. 1103.

³ Min. Congr. J. 1931, S. 43; Fuel 1931, S. 376; Coll. Guard. 1931, Bd. 1, S. 972; Bd. 2, S. 1704.

⁴ Coll. Guard. 1932, Bd. 1, S. 298.

¹ Coal Age 1931, S. 67.

Die erste amerikanische Luftsetzmaschine¹, die den deutschen im wesentlichen ähnelt, aber noch einen recht unentwickelten Eindruck macht, hat jetzt die Roberts & Schaefer Co. als »Stump«-Maschine auf den Markt gebracht. Sie soll für Grobkorn und Feinkorn geeignet und in Siebereien ebensogut einzuschalten sein wie in eine Naßwäsche, in der dann die Kohle über 60 mm naß und die feinere auf dieser Maschine trocken aufzubereiten ist.

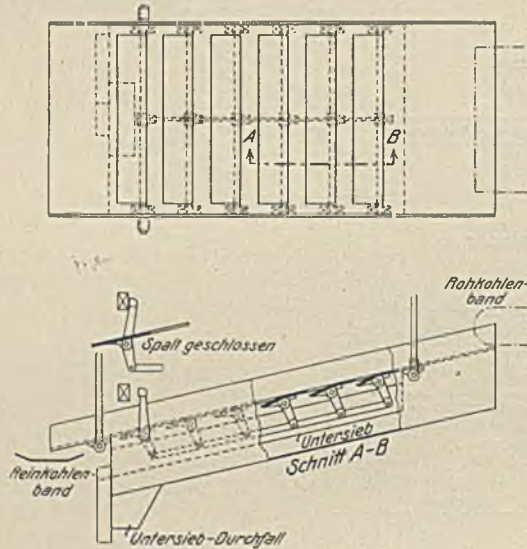


Abb. 51. Cumberland-Schieferausscheider.

Als Schieferausscheider wird die als Cumberland-Luftaufbereitungsmaschine² bezeichnete Vorrichtung in Virginia verwendet. Es handelt sich hier, wie auch aus Abb. 51 zu erkennen ist, im Grunde um nichts anderes als einen Profilstab, dessen plattige Stäbe abwechselnd die Rostspalten verschließen und wieder freigeben. Da auf den in Frage kommenden Gruben ein großer Teil der Berge in Gestalt flacher Schiefer anfällt, wählt man die Rostspaltweite für jede Korngröße so, daß die würfeligen Kohlenstücke nicht durchfallen können, wohl aber die hochkant gestellten Bergeteile. Die Maschine wird für Kohle bis zu 10 mm herab angewendet. Für die Korngröße 10–35 mm benutzt man eine Vorrichtung von 1,5 m Breite und 6 m Länge; die Hubweite beträgt 120 mm, die Drehzahl 115 je min.

Besondere trockne Sortierungsverfahren.

Hierher gehören in erster Linie diejenigen Verfahren, die man entwickelt hat, um eine Zerlegung der Kohlen in ihre Gefügebestandteile herbeizuführen.

Im ganzen betrachtet läßt sich feststellen, daß auch der anfangs sehr bewegte Streit um Wert und Unwert einzelner Kohlenbestandteile und um den Nutzen einer großtechnischen Zerlegung der Kohlen sehr viel ruhiger geworden ist. Auf Grund der Ergebnisse zahlreicher Arbeiten, welche die Untersuchung des Einflusses verschiedener Kohlengefügebestandteile zum

Gegenstand haben¹, kann kein Zweifel mehr darüber bestehen, daß sich derartige Einflüsse nach der vorteilhaften und nach der unvorteilhaften Seite hin geltend machen. Man weiß auch, daß manche dieser zu beobachtenden Auswirkungen für ganz bestimmte Bestandteile kennzeichnend sind. Aber ebenso unzweifelhaft haben sich nicht immer die Träger mancher wichtigen Einflüsse einwandfrei ermitteln lassen. Die Schwierigkeit der sichern Feststellung ist teilweise auch dadurch vergrößert worden, daß man die einzelnen Gefügebestandteile noch gar nicht einwandfrei zu erkennen vermag, daß sogar in dieser Hinsicht gelegentlich außerordentlich starke Meinungsverschiedenheiten zwischen den einzelnen Bearbeitern bestehen können.

Früher hat man die gelegentlich beobachteten, auf eine ungünstige Kohlenzusammensetzung zurückzuführenden Nachteile dadurch umgangen, daß man die Kohlen verschiedener Herkunft, z. B. verschiedener Flöze, mischte, um dadurch einen günstigen Ausgleich zu finden; heute bemüht man sich, mit Rücksicht darauf, daß nicht überall die Gelegenheit zum Mischen besteht, durch Aufbereitung aus unvorteilhaft zusammengesetztem Haufwerk die unliebsamen Bestandteile in dem erforderlichen Maße zu entfernen. Die Wirtschaftlichkeit einer solchen Arbeitsweise ist natürlich aufs engste damit verknüpft, daß die Mehrkosten der Aufbereitung und die wahrscheinlich oft geringeren Erlöse für den ausgeschiedenen unerwünschten Kohlenbestandteil durch die Vorteile mindestens aufgewogen werden, welche die veredelte Kohle bieten kann.

Praktisch gibt es heute noch kein Verfahren, das diese Trennungen im großen einwandfrei durchzuführen erlaubt. Auch die von Lehmann und Hoffmann² vorgeschlagene selektive Zerkleinerung ist dazu nicht allgemein imstande, zumal weil die Unterschiede in den physikalischen Eigenschaften, die durch diese Art der Zerkleinerung ausgenutzt werden sollen, nicht immer groß genug dazu und nicht einmal immer gleichsinnig sind. Besonders vom wirtschaftlichen Standpunkt aus dürfte eine Arbeitsweise mit enger Vorklassierung, Luftherden, Schlagwerkmühen, Windsichtern, Flotation und Entwässerungseinrichtungen zu Bedenken Anlaß geben.

Ein elektrostatisches Verfahren³ für die Ausscheidung von Faserkohle aus den übrigen Kohlenbestandteilen ist in England ausgearbeitet worden, über das aber bisher nähere Angaben fehlen.

(Schluß f.)

¹ Lehmann und Hoffmann, Glückauf 1931, S. 794; Lehmann und Stach, Glückauf 1930, S. 289; Hoffmann, Glückauf 1930, S. 529; Hock und Kühlwein, Glückauf 1930, S. 389; 1931, S. 1189; Broche und Nedelmann, Glückauf 1932, S. 769; Fritz: Untersuchungsverfahren und Erkenntnisse zur Beurteilung des Verkokungsverhaltens von Ruhrkohlen und ihrer Gefügebestandteile, Dissertation Clausthal, 1932; Glückauf 1932, S. 1005; Schön Müller: Untersuchungen über die Gefügebestandteile von Flöz Sonnenschein und ihre Verkokbarkeit, Dissertation Clausthal 1930; Glückauf 1930, S. 1125.

² Glückauf 1931, S. 1; Coal Age 1931, S. 436; Hoffmann: Die petrographischen Kohlenbestandteile und ihre aufbereitungstechnische Trennung, Jahrb. Geol. Berlin, 1930, S. 253; Coll. Guard. 1931, Bd. 1, S. 572 und 667.

³ Davis und Younkings, Fuel 1929, S. 438.

¹ Coal Age 1932, S. 421.

² Coal Age 1932, S. 105; Coll. Guard. 1932, Bd. 2, S. 8.

U M S C H A U.

Bericht des Vereins zur Überwachung der Kraftwirtschaft der Ruhrzechen zu Essen über das Geschäftsjahr 1932/33.

Aus dem von dem Geschäftsführer des Vereins, Direktor Dr.-Ing. eh. Schulte, erstatteten umfangreichen Bericht wird nachstehend das Wichtigste in einem knappen Auszuge wiedergegeben¹.

Dampfabteilung.

Das Geschäftsjahr 1932/33 brachte im Zusammenhang mit dem Tiefstande der Kohlenförderung einen weiteren starken Rückgang der Zahl der Kesselheiten auf den Zechen der Mitglieder, nämlich von 4054 auf 3829 = 5,3 %. Die gesamte Heizfläche verminderte sich entsprechend von 610720 auf 583560 m², also um 4 %; die durchschnittliche Kesselheizfläche beträgt 151 m². Neu aufgestellt wurden 34 (134)², abgemeldet 249 (172) Kessel. Von den neu gemeldeten sind nur zwei neuzeitliche Hochleistungskessel. Ihrer Art nach verteilen sich die Kessel auf Flammrohrkessel mit 52,3 (54,5) %, Schrägröhrkessel mit 22,8 (22,4) % und Steilrohrkessel mit 3,9 (3,7) %. Nach der Kesselgröße geordnet stellen die Einheiten mit 90–150 m² den Hauptanteil, nämlich 47,6 (48,7) %; die Zahl der Kessel über 400 m² hat nur um 0,2 % auf 4,4 (4,2) % zugenommen. Der Anteil der Kessel mit Spannungen über 20 atü ist mit 2,7 (2,5) % noch immer verhältnismäßig gering. Außer Betrieb gemeldet sind 631 (737) = 16,4 (18) % der Gesamtkesselzahl.

Die Gesamtzahl der Ölmotorlokomotiven (Benzol- und Diesellokomotiven): verringerte sich um 16,5 (5,5) %. Der Rückgang bezieht sich nur auf Benzollokomotiven, während die Zahl der neueingeführten Grubendiesellokomotiven gestiegen ist. Auf Grund der Erfahrungen mit schweren und mittelschweren Maschinen mit 20–60 PS Motorleistung gingen die Firmen dazu über, kleinere Maschinen mit 6–8 PS und sehr geringen Abmessungen für den Abbaubetrieb herzustellen. Wieweit sich diese bewähren, bleibt abzuwarten. Im Hinblick auf ihre große Wirtschaftlichkeit muß man alle Möglichkeiten zu ihrer Verwendung und Verbesserung im Auge behalten.

Der Preußische Minister für Wirtschaft und Arbeit hat darauf hingewiesen, daß bei der erneuten Genehmigung alter Kessel die sicherheitstechnischen Gesichtspunkte ausschlaggebend sein müßten. Gestützt wird dieser Hinweis durch die Bekanntgabe der Ergebnisse von Untersuchungen alter Kesselbleche, bei denen der Werkstoff höchst bedenkliche Eigenschaften gezeigt hat. Der Verein wird daher den alten Kesseln auf den Zechen seine besondere Aufmerksamkeit widmen und gegebenenfalls ihre verschärfte Überwachung vorsehen. Nach der vom Verein aufgestellten Statistik sind mehr als 30 Jahre alt 820 = 21,55 % aller Kessel mit einer Heizfläche von 78550 m² = 13,62 %, von denen am Stichtag (1. Juli 1933) 189 außer Betrieb gemeldet waren. Über 40 Jahre alte Kessel sind 89 in Betrieb und 36 außer Betrieb, also zusammen 125 Kessel = 3,29 % der Gesamtkesselzahl.

Die Zahl der Feuerungen hat sich entsprechend der Kesselzahl verringert. Eine wesentliche Veränderung in der Verteilung auf die einzelnen Feuerungsarten ist nicht eingetreten. Einige wenige neue Kohlenstaubfeuerungen sind in Flammrohrkessel eingebaut worden; man ist bestrebt, sie möglichst kammerlos zu bauen. Die Feuerungen für ungemahlene Kohlenstaub, Bauart Hold, haben sich bewährt. Mit Kohlenstaubfeuerungen sind 178 Kessel mit 60180 m² Heizfläche versehen.

Schäden und Unfälle.

Erfreulicherweise sind keine Explosionen an Kesseln zu verzeichnen. In 5 Fällen mußten wegen aufgetretener Schäden Kessel außer Betrieb gesetzt werden; es handelte

¹ Hinsichtlich der Einzelheiten aus den zahlreichen Arbeitsgebieten des Vereins wird auf den vollständigen Jahresbericht verwiesen.

² In Klammern Zahlen des Vorjahres, Glückauf 1932, S. 734.

sich dabei um Schäden an Flammrohrkesseln infolge von Wassermangel.

Leider ereignete sich, allerdings erst im Laufe des Geschäftsjahres 1933/34, eine schwere Explosion an einem Glattrohrvorwärmer hinter einem Schrägröhrkessel mit Wandlerrosterfeuerungsart. Nach dem Untersuchungsbefund scheint eine Rauchgasexplosion vorzuliegen, die eine Dampfexplosion einleitete. Der Sachschaden war erheblich, Personen wurden nur leicht verletzt.

Die wiederholten Vorwärmerexplosionen veranlaßten den Verein zu sorgfältiger Prüfung der Ursachen und Ausarbeitung von Verhütungsvorschriften. Die schon vor Jahren herausgegebenen ersten Richtlinien werden je nach dem Stande der Untersuchungen immer wieder geändert, wobei auch die Erfahrungen von andern deutschen und ausländischen Anlagen Berücksichtigung finden. Nach den bisherigen Feststellungen ist der Glattrohrvorwärmer aus gewöhnlichem Grauguß ungeeignet für Drücke über 10 atü, Wassertemperaturen über 100° C, Anlagen mit mechanischer Feuerung und gasreichem Brennstoff sowie für unterbrochene Speisung und schwankenden Betrieb. Dagegen ist der Rippenrohrvorwärmer aus besonders widerstandsfähigem Gußeisen weniger Gefahren ausgesetzt. Explosionen oder schwere Schadenfälle haben sich an diesen bisher nicht ereignet. Auf einige kleinere Unfälle braucht wegen ihrer Geringfügigkeit hier nicht eingegangen zu werden.

Technische Neuerungen.

Bei neuen Kesselbauarten muß man besonders dem regelten Wasserumlauf Beachtung schenken. Ferner ist durch die Versuche des Vereins über die Elastizität von mechanischen Feuerungen dem Kesselbau der Weg für die Herstellung elastischer Kessel gewiesen worden. Die Elastizität des Kessels muß der Feuerung unbedingt angepaßt sein. Es wäre verfehlt, in alte Kessel mit starren Bauelementen Feuerungen mit hoher Leistung einzubauen. Nachgewiesen ist auch, daß beim Anheizen und Abstellen sowie bei Leistungsänderungen starke Verformungen der Kessel-trommeln auftreten, die hohe Zusatzbeanspruchungen an Nietnähten, Rohrlochstegen und Einwalzstellen bedeuten. Die Wechselfestigkeit des Werkstoffes muß daher bei der Planung und Berechnung der Kessel zugrunde gelegt werden. Ferner ist Einfachheit ein für den Bau der Kessel wichtiger Gesichtspunkt. Die Kesselbauunternehmen tragen diesen Forderungen bei Neubauten weitgehend Rechnung.

In der Kesselhochdruckfrage hat sich die bisherige Stellungnahme des Vereins nicht geändert. In den meisten Fällen wird es nicht möglich sein, die Mehrkosten der Anschaffung und des Betriebes von Hochdruckkesseln durch Brennstoffersparnisse auszugleichen. Schulte hat nachgewiesen¹, daß die seit Kriegsende erzielte Verminderung des Kraftverbrauches von Kraftwerken zu 3 Vierteln auf Verbesserung der Kessel und Maschinen und nur zu 1 Viertel auf die Erhöhung des Druckes, der Temperatur und der Vorwärmung zurückzuführen ist.

Einige Kesselfabriken sind dazu übergegangen, einen Teil der Kesselheizfläche in den Verdampfer-Rauchgasvorwärmer zu verlegen, der den Rest der Vorwärmung bis zu der der Dampfspannung entsprechenden Wassertemperatur übernimmt und auch zur Verdampfung herangezogen wird. Man erreicht dadurch eine völlige Angleichung der Wassertemperatur an die im Kessel herrschende und vermeidet zusätzliche Spannungen durch ungleichmäßige Temperaturen. Dieser Vorwärmer ist wegen des Fehlens von Trommeln und Sammelkasten billiger und hat den Vorteil, daß er sich an beliebiger Stelle anordnen läßt.

Zur Vermeidung zusätzlicher Spannungen durch große Temperaturunterschiede des Speisewassers sollte die Speisung grundsätzlich in möglichst geräumigen, durchgehenden Speiserinnen erfolgen, aus denen das Wasser gleichmäßig in feiner Verteilung in den Dampfraum über-

¹ Die Entwicklung der Wärmekraftzeugung, Z. V. d. I. 1933, S. 781.

läuft. Das Speisewasser wird auf diese Weise nahe an die Sattdampf Temperatur gebracht und dabei entgast. Will man die Wassertemperatur möglichst hoch treiben, so können auch kaskadenförmige Einbauten, wie Höchstvorwärmer von Hannemann, angewandt werden.

Um durch Wirbelbewegung einen bessern Wärmeübergang zwischen Rauchgasen und Heizfläche herbeizuführen, hat man schon seit Jahren Flammrohrenbauten, wie Drallsteine usw., vorgenommen, womit jedoch ein erheblicher Zugverlust verbunden war. Nach den neusten Erkenntnissen der Strömungslehre ist von einer Kölner Firma aus feuerbeständigem Stahl ein Rauchgaswirbeler von kleinen Abmessungen entwickelt worden, der sowohl in die Seitenzüge von Flammrohrkesseln als auch zwischen die Rohrreihen von Röhrenkesseln eingebaut werden kann. Unter günstigen Umständen sind mit diesen Wirbelern auf Braunkohlengruben an 3 Steilrohrkesseln Verminderungen der Abgastemperaturen um 120–160° bei einer Kohlenersparnis von 17–20 % und unerheblichem Zugverlust erreicht worden.

Um die Absatzschwierigkeiten der Steinkohle zu verringern und die Erstellung neuer Feuerungen zu fördern, hat das sächsische Steinkohlen-Syndikat einen Kühlstoker entwickelt, der durch Verwendung eines wasserdurchflossenen Rostes Schlackenschwierigkeiten und Rostverschleiß zu vermeiden sucht. Auch eine Stokerfeuerung für Flammrohrkessel ist verschiedentlich ausgeführt worden. In die Flammrohre werden je nach der Breite 1–2 aus winkelförmig zusammenstoßenden Blechen gebildete Mulden eingeschoben, die oben durch den Rostbelag und hinten durch die fest im Flammrohr sitzende Feuerbrücke eingeschlossen sind. Der Rostbelag besteht aus Stahlgußrahmen mit darauf befestigten Düsenplatten. Der Brennstoffvorschub erfolgt derart, daß die Rahmen ungerader Nummern in der Längsrichtung des Rostes durch einen Exzenter und die Rahmen gerader Nummern durch einen um 180° versetzten Exzenter angetrieben werden. Die Feuerung wurde bei der Verbrennung von niederschlesischer Feinkohle durch den Verein besichtigt, wobei die Schlacke gut ausgebrannt und der Schornstein rauchfrei war. Erfahrungen mit der Verfeuerung von Ruhrkohle liegen noch nicht vor.

Eine auf einer Zeche erstellte Versuchsfeuerung wendet den Gedanken der Wuchtförderung für die Bewegung des Brennstoffes auf dem Rost an; die Versuche damit sind noch nicht abgeschlossen. Auf einer andern Zeche ist eine Schürvorrichtung für Wanderroste entwickelt worden, die eine bessere Verbrennung von aschenreichen und backenden Kohlen erzielen soll. Die Erhöhung der Rostleistung soll beträchtlich sein. Die Bewährung für hochwertige Steinkohle bleibt abzuwarten. Es wäre zu begrüßen, wenn durch die Erfindung der Hauptnachteil des Wanderrostes, nämlich die mangelnde Schürung, beseitigt würde.

Kohlenstaubfeuerungen an Flammrohrkesseln werden meist ohne Vorkammern eingebaut¹. Bei einer neuen Ausführung wird durch 2 Staubschnecken mit Riemenantrieb und Stufenscheiben der Staub in das auf etwa 1,5 m Länge mit Schamottefutter ausgekleidete Flammrohr eingeführt. Die bisher mit dieser Feuerung erzielten Erfolge sind beachtlich. Um die Wirtschaftlichkeit der Staubfeuerung durch Verringerung der Mahleinheit zu erhöhen, hat man eine Rohstaubfeuerung² ausgeführt, in der die Verbrennung von ungemahlenem Kohlenstaub durch Nachverbrennung auf einem Düsen-Plattenrost möglich ist. In einer andern Staubfeuerung wird vor dem eigentlichen Verbrennungsraum der Staub in einem Sichtraum durch Schwerkraft und Wind so weit gesichtet, daß sich ein Teil unmittelbar zur Verbrennung eignet, während eine im Boden des Sichtraumes befindliche einfache Schlägermühle den Rest weiter zerkleinert und hochwirbelt.

¹ Schimpf, Glückauf 1933, S. 240.

² Haller, Glückauf 1933, S. 82.

Wirtschaftliche Abteilung.

Die wirtschaftliche Tätigkeit hat infolge der Verschlechterung der Wirtschaftslage stark abgenommen, im besonderen ist die Zahl der Abnahme- und Gewährleistungsversuche zurückgegangen, da Neuanlagen kaum erstellt worden sind. Einen kleinen Ausgleich brachten neue Versuche, wie Staubmessungen in Rauchgasen, Untersuchungen an Diesellokomotiven usw., so daß die Zahl der durchgeführten Versuche gegen das Vorjahr gleich blieb. Mit besonderem Erfolg beschäftigte sich die Wirtschaftliche Abteilung aber mit Forschungsarbeiten, die zu wertvollen Erkenntnissen führten.

Versuche an Kesseln und Feuerungen.

An einer neuen Kesselanlage, die aus zwei Teilkammer-Hochdruckkesseln bestand, wurden Gewährleistungsversuche durchgeführt. Es handelt sich um einen Zweizug-Kammerkessel mit Überhitzer sowie Rippenrohr- und Taschenluftvorwärmer. Der Kessel ist mit einem Schuppenzonenrost ausgestattet. Der Dampf wird auf 450° C überhitzt und die Luft auf 150° vorgewärmt. Beim Normallastversuch mit Koksgrus wurde eine Leistung von 65 kg/m²h und ein Wirkungsgrad von 73,9% erreicht. Die Rostbelastung betrug 193 kg/m²h. Der Kessel konnte bei diesem Brennstoff bis auf 32% seiner Normleistung entlastet werden, ohne daß die Zündung abriß. Bei der Verfeuerung von Mittelprodukt ergab sich bei Normallast ein Wirkungsgrad von 72,2 % und eine Leistung von 57 kg/m²h. Kessel und Feuerung gaben die verlangte Leistung ohne Überanstrengung her, wobei der Rost praktisch kalt blieb.

Auf einer Anlage von 16 Kesseln (9 Zweiflammrohrkesseln mit Unterwind, 4 Röhrenkesseln mit Unterwind-Planrostfeuerung und 3 Röhrenkesseln mit Unterwind-Wanderrostfeuerung) mit insgesamt 2275 m² Heizfläche wurden nur 30 t/h verdampft, entsprechend einer mittlern Heizflächenleistung von 13 kg/m²h. Die Untersuchung ließ verschiedene Gründe für die geringe Leistung erkennen. Der an sich schwierige Brennstoff war schlecht gemischt und hatte sehr wechselnden Wassergehalt. Starke Flugstaubablagerungen und Ansätze an den untersten Rohren der Röhrenkessel verringerten den Wärmeübergang. Die Rußbläser waren untauglich. Vor allem aber hatte die zu geringe Heizzahl die Bedienung der Anlage unzulänglich gemacht.

Auf 3 Zechenanlagen wurden Messungen des Dampfgehaltes in Rauchgasen und zur Untersuchung von Entstaubungsanlagen ausgeführt. Für den Entwurf und die Auswahl von Entstaubungsanlagen sind solche Versuche unentbehrlich.

Versuche an Maschinen und Betriebsmessungen.

An einer 6200-kW-Anzapfturbine wurden Dampfverbrauchs- und Leistungsmessungen angestellt. Im Hochdruckteil dieser Turbine wird der Frischdampf von 28 atü, 385°, auf etwa 10 atü, 300°, entspannt. Den Anzapfdampf von etwa 10 atü leitet man den Verbrauchern im Mitteldrucknetz zu. Die gemessenen Zahlen wichen nur unerheblich von den gewährleisteten ab. Ohne Inanspruchnahme eines Spiels wurde bei allen Versuchen eine gleichmäßige Unterschreitung der Gewährleistung um durchschnittlich 2% festgestellt. Bei Vollast belief sich der Wärmeverbrauch bei einem Anzapfgrad von etwa 0,5 auf 3200 kcal/kWh, bei einem solchen von 0,75 auf 2570 kcal und bei 0,80 Anzapfgrad auf 2250 kcal. Die gleichzeitig untersuchte 5600-kW-Turbine hatte einen nahezu unveränderlichen spezifischen Dampfverbrauch von 6,2 kg/kWh. Bemerkenswert ist hierbei, daß dieser Wert praktisch demjenigen gleichkommt, der bei dem Abnahmeversuch an dieser Turbine vor etwa 10 Jahren unter gleichen Verhältnissen festgestellt worden war.

In Ergänzung der Untersuchungen über die Abgasbeschaffenheit von Grubendiesellokomotiven, die man bisher überwiegend an fabrikneuen Maschinen vorgenommen hatte, wurden auch die Abgase von einigen seit mehreren Jahren in Betrieb befindlichen Lokomotiven geprüft. Danach ist

ein CO-Gehalt von 0,1–0,2% in den verdünnten Abgasen der Diesellokomotiven als normal anzusehen. Unter Berücksichtigung der Wettermengen in den Hauptförderstrecken wird je nach Zahl und Leistung der Maschinen die Kohlenoxydkonzentration 0,001–0,004% betragen. Eine quantitative Bestimmung dieses Kohlenoxydgehaltes in den Wettern ist nicht möglich, eine Gefährdung der Belegschaft aber nicht zu befürchten.

Versuche an einer Torkret-Blasversatzmaschine haben ergeben, daß die Blasleistung und der spezifische Luftverbrauch durch die Beschaffenheit des zu verblasenden Gutes stark beeinflußt werden. Ferner haben die Leerlaufzeiten eine bemerkenswerte Einwirkung.

Kokereiwesen.

Abnahmen an Neuanlagen sind nicht erfolgt, dagegen einige Betriebsuntersuchungen durchgeführt worden, z. B. an einer Anlage, bei der von 60 Öfen 18 mit einer Garungszeit von 48 h und 42 mit einer solchen von 336 h betrieben wurden. Die Wärmebilanz ergab, daß bei so starker Drosselung der Abgasverlust sehr erheblich ist, weil der Luftüberschuß zur Erzielung einer gleichmäßigen Wärmeverteilung in den Heizzügen groß sein muß. Auch der Oberflächenverlust nimmt ungewöhnlich hohe Werte an. Die Abgarung war überraschend gleichmäßig. Die mit 48 h betriebenen Öfen waren bereits nach 30 h, die mit 336 h betriebenen schon nach 40 h ausgegart. Das lange Überstehen der Öfen hat eine ungewöhnlich große Wärmespeicherung im Mauerwerk zur Folge, wodurch eine gute Wärmeverteilung und eine völlig gleichmäßige Abgarung erreicht wird. Für die Haltbarkeit der Öfen ist jedenfalls der ununterbrochene Betrieb der zeitweise erfolgenden Beflammung unbedingt vorzuziehen. Auf Grund der Versuchsergebnisse empfiehlt es sich, die Untersuchung einer Koks-ofengruppe nicht nur bei Höchstleistung, sondern auch bei gedrosseltem Betrieb vorzunehmen.

Die Untersuchung verschiedener Nebengewinnungsanlagen hat ergeben, daß sich z. B. bei Benzolfabriken durch geringe betriebliche Veränderungen beträchtliche Ersparnisse und größere Benzolausbeuten erzielen lassen.

Forschungsarbeiten.

Die Versuchsreihe »Elastizität von Steinkohlenfeuerungen nach zwölfstündigem Stillstand« wurde zum Abschluß gebracht¹. Aus den Ergebnissen lassen sich folgende Schlüsse ziehen. Bei der Wanderrostfeuerung erhöht ein magerer und dicht liegender Brennstoff das Anpassungsvermögen, während für Staubfeuerung ein gasreicher Kohlenstaub vorteilhafter ist. Da das kräftige Anfachvermögen des Unterwindes die Anfahrzeit erheblich verkürzt, empfiehlt sich eine reichliche Bemessung der Luftfördereinrichtungen. Größere Unterschiede im Anpassungsvermögen der verschiedenen Feuerungsarten bestehen nicht. Der Zeitbedarf für die Belastung und Entlastung einer Kesselanlage ist im allgemeinen klein, jedenfalls nicht größer als der Bedarf für den gleichen Vorgang an dem nachgeschalteten Maschinensatz.

Neben umfangreicheren Untersuchungen über das Verhalten backender Brennstoffe wurden an zahlreichen Wanderrostfeuerungen mit und ohne Unterwind Rosttemperaturmessungen bei der Verwendung verschiedener Ruhrkohlenarten angestellt, wobei der Einfluß des Gehaltes an flüchtigen Bestandteilen, der Verkockungseigenschaften, der Luftgeschwindigkeit sowie der Aschenart und -menge auf den Abbrand der Schicht und die Rosttemperatur klar erkannt werden konnte. Im Zusammenhang hiermit stehen Untersuchungen über den Einfluß und die Eignung verschiedener Roststabformen und des Roststabwerkstoffes.

Zur Untersuchung der Zündung von Kohlenstaub ist eine Versuchseinrichtung gebaut worden, mit deren Hilfe der Einfluß von Zeit und Temperatur auf die Zündvorgänge im Kohlenstaub festgestellt werden soll.

Die Arbeiten über das Schmelzverhalten von Steinkohlenaschen werden weitergeführt, wobei man auch die Einwirkung der Klassierung und der Verringerung des Aschengehaltes beobachtet. An einem vom Verein entwickelten Plastometer sind die Vorgänge bei der thermischen Behandlung der Steinkohle verfolgt und die Versuchsergebnisse durch Parallelversuche mit dem Verkockungsmikroskop ergänzt worden.

Werkstoffprüfung und Bauüberwachung.

Die Tätigkeit in der Abnahme von Werkstoffen blieb weit hinter dem Beschäftigungsgrad früherer Jahre zurück; im wesentlichen wurden nur kleinere Aufträge erteilt. Die Überwachung erstreckte sich auf 9 im Bau befindliche Kessel; davon waren nur 2 Steilrohrkessel und die übrigen Teilkammerkessel, die wegen ihrer Elastizität bevorzugt werden. Infolge der besseren Bearbeitungsverfahren in den Kesselfabriken ist ein Undichtwerden der vielen Verschlüsse nicht mehr zu befürchten; jedenfalls haben sich bei den Wasserdruckproben der fertigen Sektionen in keinem Falle Undichtigkeiten herausgestellt. Besondere Aufmerksamkeit wird dem Einwalzen der Kesselrohre gewidmet. Die Anwendung von maschinenmäßig angetriebenen Rohrwalzen mit einstellbarem Dorndruck hat sich bewährt. Bei Beachtung der Bedienungsvorschriften gelingt es auch weniger geübten Arbeitern, die Kesselrohre völlig dicht und mit möglichst geringer Schädigung des Werkstoffes einzuwalzen.

Eine ganze Reihe von Werkstoffschäden mußten untersucht werden. Bemerkenswert sind Schäden an Gassaugschaufeln und -nieten sowie an Turbinenschaufeln, die teilweise auf den Einbau ungeeigneten Werkstoffes, teilweise auf den Einfluß der etwa in die Dampfleitung gelangten Fremdkörper zurückzuführen waren. Von den wissenschaftlichen Versuchen auf dem Gebiete der Werkstoffkunde sei nur auf die vom Verein entwickelte Freibiegevorrichtung hingewiesen, bei der die Einflüsse durch Dorn und Rollen ausgeschaltet sind. Die Vorrichtung vermeidet alle auf das Prüfungsergebnis einwirkenden Zusatzkräfte, wie Zug-, Druck- und Scherkräfte. Die Proben können ohne besondere Bearbeitung gebogen werden, was für Schweißproben mit Raupe besonders wichtig ist.

Für die Prüfung von Werkstoffen, Schweißverbindungen¹, Kesselschäden und deren Instandsetzung steht dem Verein ein Röntgengerät zur Verfügung, das Werkstoffdicken bis 80 mm bei einer Spannung von 180000 V durchstrahlt². Das Gerät ist fahrbar und kann daher auch zu Untersuchungen in den Betrieben herangezogen werden.

Inzwischen sind auch einige Meßeinrichtungen für die Spannung an Werkstoffen entwickelt worden, mit denen man z. B. Schrumpfspannungen bei der Schweißung feststellen oder die Veränderung eines Baustoffes während der Betriebszeit messen kann. Um die Haltbarkeit der Schweißverbindungen an Schienenstößen zu beurteilen, hat man die Widerstandsmessungen der Elektrotechnischen Abteilung herangezogen, da die Güte des Stoßes in elektrischer Hinsicht gewisse Folgerungen auf die Haltbarkeit der Schweißverbindungen zuläßt. Den Zechen liegt in vielen Fällen an leicht geschweißten Verbindungen, die sich leichter auswechseln lassen, während vollgeschweißte Stöße oder solche mit nur geschweißten Schienenköpfen seltener Verwendung finden. Die leichten Verbindungen haben allerdings höhere Ausfallziffern, und zwar nimmt der Ausfall mit zunehmender Sohlenfeuchtigkeit zu.

Laboratorium.

Entsprechend der Wirtschaftslage ging die Beschäftigung auch im Laboratorium zurück. Ein Ausgleich konnte durch umfangreiche wissenschaftliche Untersuchungen gefunden werden. Die Zahl der ausgeführten Proben betrug 2574 (2664), die Zahl der Einzelbestimmungen 21 959 (25 653). Im wesentlichen handelte es sich um Untersuchungen von

¹ Block, Glückauf 1933, S. 651.

² Rüter, Glückauf 1933, S. 590.

¹ Schulte und Presser, Arch. Wärmewirtsch. 1932, S. 281.

Brennstoffen, Brennstoffrückständen, Gasen, feuerfesten Baustoffen, Metallen und Erzen sowie Kesselwasser.

Bei den Brennstoffuntersuchungen ist eine eingehende wissenschaftliche Untersuchung einer harzreichen Tertiärkohle aus Borneo hervorzuheben. Es gelang, eine Trennung des Harzes von der Kohle durch Ausschlämmen mit Chlorkalziumlauge oder Wasser zu erreichen. Die Bestimmung des verfügbaren Wasserstoffs in Brennstoffen bereitet immer noch Schwierigkeiten. Versuche mit einer besonders dafür gebauten Vorrichtung sind noch nicht beendet. An der Entwicklung der Normblätter für Brennstoffuntersuchungen war das Laboratorium maßgeblich beteiligt.

Der Einfluß der Aschen von Brennstoffgemischen auf Feuermauerwerk wurde untersucht, wobei sich ergab, daß die Asche der Ruhrkohle am wenigsten schädlich war. Zum Schutz der Ausmauerung von Kesselfeuerungen gegen Schlackenangriff werden heute vielfach Anstrichmassen verwendet, welche die Lebensdauer des Mauerwerks erhöhen. Man hat ein geeignetes Laboratoriumsverfahren ausgearbeitet, um das Verhalten von Anstrichmassen gegen Schlackenangriff zu prüfen¹. Es empfiehlt sich, die Schutzmittel zur Begutachtung vorzulegen. Starker Verschleiß der Ausmauerung verschiedener Feuerungen konnte durch bauliche Maßnahmen eingeschränkt werden.

Die Zahl der an die laufende Überwachung der Speisewasserversorgung angeschlossenen Anlagen hat sich um 3 auf 59 erhöht, die Zahl der örtlichen Überwachungen betrug 122. Soweit es zugänglich war, nahm man bei den Ortsbesichtigungen sofort betriebsmäßige Schnellanalysen vor, um gleich anschließend im Betriebe die Ergebnisse besprechen und Rat erteilen zu können. Neben der üblichen Überwachungstätigkeit fanden Beratungen und Untersuchungen besonderer Art in 35 Fällen statt. Für Nichtmitglieder, namentlich aber für die übrigen Dampfkessel-Überwachungs-Vereine wurden eine große Anzahl Untersuchungen und Begutachtungen ausgeführt. Abnahmeversuche und Leistungsprüfungen fanden an 7 Anlagen statt. Zur Unterstützung der betrieblichen Speisewasseruntersuchung wurden Hilfsmittel ausgearbeitet und Geräte zusammengestellt.

Elektrotechnische Abteilung.

Der Gesamtanschlußwert der im Berichtsjahre überwachten elektrischen Anlagen betrug 2739500 kW. Davon entfielen auf Stromerzeugung 268 Generatoren mit 653981 kW bei $\cos \varphi = 0,8$, auf Stromumformung 1149447 kW und auf Stromverbrauch 936072 kW. Die Gesamtlänge der mit Fahrdrastreckenförderung belegten Strecken betrug rd. 790 km. Außerdem unterstanden der Überwachung 395 Schachtsignalanlagen und 25 Personenaufzüge. Der Gesamtanschlußwert ist gegenüber dem Vorjahr um 72221 kW = rd. 2,7 % gestiegen. Verglichen mit dem Geschäftsjahr 1931/32 hat der Anschlußwert der Stromerzeugung um 1,4 %, der Stromumformung um 5,3 % und des Stromverbrauches um 0,6 % zugenommen. Die Gleichrichter für Fahrdrastanlagen untertage bürgern sich immer mehr ein; ihre Zahl ist im Laufe des Jahres um rd. 43 % gestiegen. Die Fahrdrastlokomotiven haben einen Rückgang um rd. 4 % zu verzeichnen; auch die Streckenlänge hat um 11 % abgenommen. Ein besonderer Zuwachs ist zu beobachten bei den Schrämmaschinen um 60 % und bei den Förderbändern um 64,5 %. Die Zunahme der Schüttelrutschen um 8 % bleibt stark hinter der des Vorjahres von 19,5 % zurück.

Das Genehmigungsverfahren für die Verwendung schlagwettergeschützter Maschinen und Geräte hat durch den Ministerialerlaß vom 4. Juli 1932 eine wesentliche Vereinfachung erfahren. Die Vorschriften über die Aufstellung ölgefüllter Transformatoren und Schalter in Bergwerken untertage sind in ihrer endgültigen Fassung veröffentlicht worden².

Die Zahl der untersuchten Unfälle belief sich auf 12, von denen 6 einen tödlichen Ausgang hatten. Auf die unmittelbare Einwirkung des elektrischen Stromes auf die Verunglückten waren 8 Unfälle zurückzuführen. In den übrigen Fällen hatte die Elektrizität die Unfälle nur ausgelöst. Als Ursachen sind anzusehen in 7 Fällen = 58,3 % eigenes Verschulden, in je 2 Fällen = 16,7 % schadhafte Anlagen und unglückliche Zufälle. Nur in einem Falle = 8,3 % konnte die Ursache nicht aufgeklärt werden.

Die lichttechnischen Einrichtungen sind so weit vervollständigt worden, daß sorgfältige Prüfungen und Messungen der elektrischen und optischen Leistungsfähigkeit von Mannschaftsleuchten, aber auch Veränderungen und Verbesserungen hinsichtlich der Blendung und Lichtverteilung durchgeführt werden können.

Die Untersuchungen der Arbeitsweise elektrischer Antriebe sollen fortgesetzt werden. Auf einer Zentralaufbereitungsanlage wurden der spezifische Verbrauch an elektrischer Arbeit und der spezifische Bedarf an elektrischer Leistung ermittelt¹. Da die untersuchten Maschinen sehr kurze Anlaufzeiten hatten, stellte man die Drehzahl oszillographisch fest. Auf Grund von Versuchen zur Erhöhung der Sicherheit von Akkumulator-Lokomotiven konnten den Herstellerfirmen Anregungen gegeben werden, die eine erfreuliche Beachtung gefunden haben.

Zusammen mit andern Abteilungen des Vereins fanden 7 Gewährleistungsversuche an Turbogeneratoren, Wasserhaltungen und Kompressoren statt. Von der Elektrotechnischen Abteilung allein wurden noch 10 weitere Versuche angestellt.

Beobachtungen der Magnetischen Warten der Westfälischen Berggewerkschaftskasse im Oktober 1933.

Okt. 1933	Deklination = westl. Abweichung der Magnetnadel vom Meridian von Bochum									
	Mittel aus den tägl. Augenblickswerten 8 Uhr und 14 Uhr = annäherndem Tagesmittel		Höchstwert	Mindestwert	Unterschied zwischen Höchst- und Mindestwert = Tagesschwankung	Zeit des Höchstwertes		Störungscharakter		vorm. nachm.
	Höchstwert	Mindestwert	Unterschied	Höchstwertes	Mindestwertes	0 = ruhig	1 = gestört	2 = stark gestört		
1.	8	0,4	4,5	56,0	8,5	13,4	9,2	0	0	
2.		0,9	5,0	56,1	8,9	12,8	8,2	0	0	
3.		1,5	5,1	56,1	9,0	13,9	9,7	0	0	
4.		1,4	6,0	54,2	11,8	13,9	9,6	1	1	
5.		2,4	9,1	52,3	16,8	12,6	22,7	1	1	
6.		0,4	5,6	55,6	10,0	13,1	0,9	1	0	
7.		2,2	6,0	42,0	24,0	11,8	18,5	1	1	
8.		0,8	5,0	51,3	13,7	13,1	18,1	1	1	
9.		0,8	6,9	57,0	19,9	13,7	20,1	1	1	
10.		2,7	5,3	51,3	14,0	13,9	17,4	1	1	
11.		1,0	3,8	52,0	11,8	13,0	23,9	1	1	
12.		3,6	6,0	47,0	19,0	7,0	0,7	1	0	
13.		0,9	8,0	55,3	12,7	15,1	9,5	1	1	
14.		0,7	5,0	43,9	21,1	13,6	19,0	1	1	
15.		0,0	3,1	55,2	7,9	13,3	20,3	0	1	
16.	7	58,7	2,2	56,9	5,3	12,1	23,1	0	0	
17.	7	59,2	2,2	54,1	8,1	13,0	24,1	0	0	
18.	8	1,7	5,0	49,9	15,1	14,3	2,0	1	1	
19.	7	59,3	2,0	55,2	6,8	1,8	23,9	0	0	
20.	8	0,0	2,7	54,6	8,1	13,0	23,2	0	0	
21.	7	59,7	3,0	55,0	8,0	13,4	9,4	0	0	
22.	8	0,4	3,0	56,5	6,5	14,0	23,7	0	0	
23.	7	59,9	3,6	54,0	9,6	13,1	22,4	0	0	
24.		59,8	6,2	55,5	10,7	17,1	23,9	0	1	
25.	8	0,0	1,8	49,5	12,3	14,7	1,5	1	1	
26.		0,9	3,0	49,2	13,8	12,9	22,2	1	1	
27.	7	59,3	1,0	56,1	4,9	14,0	9,5	1	1	
28.		59,1	1,5	55,2	6,3	12,5	3,1	1	0	
29.		58,7	1,1	55,2	5,9	13,7	9,5	0	0	
30.		59,4	3,0	55,9	7,1	12,9	9,4	0	0	
31.		59,6	4,0	56,0	8,0	13,5	9,9	0	0	
Mts.-Mittel	8	0,5	4,2	53,0	11,2		Mts.-Summe	16	15	

¹ Fromm, Glückauf 1933, S. 722.

² E. T. Z. 1933, S. 290.

¹ Körfer, Glückauf 1933, S. 669.

Beobachtungen der Wetterwarte der Westfälischen Berggewerkschaftskasse zu Bochum im Oktober 1933.

Okt. 1933	Luftdruck, zurückgeführt auf 0° Celsius, Normal schwere und Meereshöhe	Lufttemperatur ° Celsius (2 m über dem Erdboden)					Luftfeuchtigkeit		Wind, Richtung und Geschwindigkeit in m/s, beobachtet 36 m über dem Erdboden und in 116 m Meereshöhe			Niederschlag Regenhöhe mm	Allgemeine Witterungserscheinungen	
		Tagesmittel mm	Tagesmittel	Höchstwert	Zeit	Mindestwert	Zeit	Absolute Tagesmittel g	Relative Tagesmittel %	Vorherrschende Richtung				Mittlere Geschwindigkeit des Tages
										vorm.	nachm.			
1.	765,9	+18,2	+26,0	14.15	+11,7	6.15	12,1	79	W	N	1,0	—	vormittags Nebel, sonst heiter	
2.	67,5	+13,2	+16,6	0.00	+11,8	24.00	9,6	83	NO	NO	2,2	0,4	bedeckt, früh und abends Regen	
3.	68,3	+11,4	+14,3	14.45	+9,2	24.00	7,0	68	ONO	OSO	1,7	—	ziemlich heiter	
4.	66,8	+10,1	+15,2	13.30	+5,7	7.00	7,3	78	OSO	NW	1,8	—	ziemlich heiter	
5.	67,3	+13,3	+15,8	14.30	+10,0	5.30	9,5	82	WSW	WNW	3,0	0,0	bewölkt	
6.	69,6	+12,4	+16,8	14.30	+9,4	24.00	8,5	77	SO	SO	2,0	—	vorm. bewölkt, nachm. heiter	
7.	62,5	+14,8	+19,6	13.30	+8,1	7.00	10,3	83	SO	SSO	1,0	1,0	bewölkt, abends Regen	
8.	54,4	+16,8	+20,9	13.30	+15,7	0.00	12,6	86	S	WSW	4,5	13,1	regnerisch	
9.	56,6	+14,8	+16,8	11.30	+13,8	22.30	11,2	86	W	WSW	3,1	4,7	nachts Regen, vorwiegend bewölkt	
10.	57,9	+17,0	+19,4	13.00	+13,7	0.00	10,8	75	SSW	SSW	5,0	0,0	wechselnde Bewölkung	
11.	52,4	+15,0	+20,2	13.30	+13,1	24.00	9,5	72	SSO	SSW	8,6	2,8	vormittags und mittags Regen	
12.	62,2	+12,4	+16,0	13.30	+9,7	24.00	8,0	73	SW	WSW	5,2	—	vorwiegend heiter	
13.	67,8	+9,7	+14,3	14.00	+6,9	24.00	7,2	78	NW	S	1,8	—	vorwiegend heiter	
14.	67,9	+9,5	+13,3	13.00	+5,1	7.30	6,6	74	S	S	2,1	—	vorwiegend bewölkt	
15.	64,9	+11,3	+14,8	14.30	+7,1	6.00	7,6	74	S	S	3,0	0,5	vorm. zieml. heiter, nachm. bewölkt	
16.	55,3	+10,2	+12,7	15.00	+7,1	24.00	7,7	77	S	SSW	4,8	1,5	nachts und vormittags Regen	
17.	58,4	+7,7	+10,0	14.00	+6,1	7.30	7,0	87	SSW	NW	4,7	1,3	vormittags, mittags u. abends Regen	
18.	64,2	+8,8	+12,4	14.00	+5,3	8.00	6,3	73	S	SSW	3,1	—	ziemlich heiter	
19.	63,8	+7,4	+13,1	14.00	+2,7	7.00	5,4	70	SO	SO	3,0	—	heiter	
20.	62,6	+8,1	+11,4	13.30	+2,5	7.00	6,7	82	OSO	ONO	3,6	—	heiter	
21.	60,3	+8,8	+13,5	24.00	+6,3	6.00	7,7	87	O	OSO	3,3	0,9	bedeckt, mittags Regen	
22.	60,7	+11,6	+17,0	14.00	+7,6	24.00	8,5	80	OSO	SO	2,8	—	heiter	
23.	59,8	+11,3	+16,8	14.00	+6,7	1.00	8,5	82	SO	SO	2,4	—	wechselnde Bewölkung	
24.	57,4	+9,2	+14,4	14.00	+3,7	6.15	7,6	85	SO	SO	2,4	—	wechs. Bewölkung, vorw. heiter	
25.	58,5	+10,4	+12,8	14.30	+7,8	24.00	9,5	94	S	NW	2,2	7,0	früh bis abends mit Unterbr. Regen	
26.	52,2	+5,9	+8,9	11.30	+4,1	8.00	6,1	85	NW	SW	8,0	3,4	regnerisch	
27.	44,9	+5,2	+6,2	24.00	+4,9	7.00	5,9	85	W	SSW	7,2	8,0	regnerisch	
28.	45,6	+4,2	+7,0	14.30	+2,4	7.00	4,8	74	SW	SSO	3,9	1,9	nachts Regen, wechs. Bewölkung	
29.	48,4	+4,0	+7,2	13.30	+1,0	5.30	4,8	76	SO	S	1,9	—	vorwiegend bewölkt	
30.	53,1	+5,3	+6,6	14.30	+1,0	7.00	5,9	87	SSW	SSW	6,8	1,0	bedeckt, nachm. und abends Regen	
31.	53,3	+7,5	+9,0	12.30	+5,9	1.00	7,0	89	S	SSW	5,8	12,9	regnerisch	

Mts.-Mittel 759,7 +10,5 +14,2 . +7,3 . 8,0 80 . . 3,6 60,4
 Mittel aus 46 Jahren (seit 1888): 72,6

WIRTSCHAFTLICHES.

Der Erzbergbau Deutschlands im Jahre 1932¹.

Unter dem Einfluß der Wirtschaftskrise, die schon im Vorjahr auf den deutschen Erzbergbau stark eingewirkt hatte, ist die deutsche Erzförderung weiter erheblich zurückgegangen. Lediglich die Kupfererzförderung, die in der Hauptsache auf den Mansfeldischen Werken erfolgt, hat eine geringe Zunahme erfahren. Da die Preise aller Erze, namentlich der Nichteisenerze, weiter zurückgegangen sind, erfuhr der Wert der Erzförderung eine noch größere Abnahme. Er weist für aufbereitete und ohne Aufbereitung absatzfähige Erze mit 38 Mill. \mathcal{M} einen Rückgang gegen das Vorjahr um 22 Mill. \mathcal{M} oder 36,67% auf und beträgt

damit kaum noch ein Viertel des Wertes der Erzförderung im Jahre 1929. Eine Übersicht über die Ergebnisse des Erzbergbaus bietet die folgende Zahlentafel.

Die seit 1927 ständig abnehmende Eisenerzförderung erfuhr im Berichtsjahr gegen das Vorjahr einen Rückgang um fast die Hälfte. Die Förderung von Roherz belief sich auf 1,34 Mill. t oder nur etwa ein Fünftel der im Jahre 1927 erreichten Höchstförderung. An dem Rückgang der Förderung sind sämtliche Reviere beteiligt. Die Förderung des thüringisch-sächsischen und württembergisch-badischen Bezirks ist fast ganz eingestellt. Thüringen förderte 1930 noch 180 000 t. Der württembergisch-badische Bezirk hatte erst im Vorjahr die Gewinnung wieder aufgenommen. Auf das

Ergebnisse des deutschen Erzbergbaus im Jahre 1932.

	Roherz		Metallinhalt		Wert			
	1931	1932	1931	1932	insges.		je t Metallinhalt	
	1000 t		1000 t		1931	1932	1931	1932
					Mill. \mathcal{M}		\mathcal{M}	
Eisenerz	2621,3	1339,8	841,5	442,7	25,29	12,15	9,6	9,1
Kupfererz	886,5	964,8	29,8	30,7	16,70	12,94	18,9	13,4
Arsenerz	27,9	2,8	1,9	0,2	0,28	0,03	10,0	10,0
Zinkerz	1469,0	1179,0	105,2	75,3	9,04	5,72	6,2	4,9
Bleierz			54,3	51,0				
Schwefelerz	224,0	175,2	96,6 ²	75,3 ²	2,55	1,75	11,4	10,0
Ubrige Erze ¹	0,8	3,8			0,06	0,06	74,5	16,5

¹ Nickel-, Wismut-, Lithium-, Strontiumerze und Bauxit. — ² Schwefelinhalt.

Hauptgewinnungsgebiet, das Siegerland, entfielen im Berichtsjahr 40 % des Eiseninhalts der Rohförderung, auf den Peine-Salzgitter Bezirk und den bayerischen Bezirk je 18 % und den Lahn-Dill-Bezirk 12 %. Ebenso wie die Förderung ist auch die Einfuhr an ausländischen Erzen um die Hälfte zurückgegangen. Von dem Einfuhrückgang wurden alle größeren Bezugsländer betroffen, am stärksten Frankreich, das nur 716 000 t Eisenerze geliefert hat gegenüber 1,9 Mill. t im Vorjahr. Bemerkenswert ist auch der Rückgang der an sich geringen Lieferungen aus Rußland von 107 000 t im Jahre 1931 auf 23 000 t im Berichtsjahr. Die gesamte Inlandversorgung mit Eisenerzen belief sich auf 4,8 Mill. t im Werte von 66 Mill. \mathcal{M} gegen 9 Mill. t oder 153 Mill. \mathcal{M} im Vorjahr und 18 Mill. t oder 318 Mill. \mathcal{M} im Jahre 1930.

Die Kupfererzförderung ist von 886 000 t auf 965 000 t oder um 8,83 % gestiegen; dagegen nahm der Wert der Kupfererzförderung, infolge des Preisverfalls der Nichteisenmetalle, von 16,7 Mill. \mathcal{M} auf 12,9 Mill. \mathcal{M} oder um 22,75 % ab, das bedeutet je t einen Rückgang von 18,85 \mathcal{M} auf 13,41 \mathcal{M} oder um 28,86 %. Die Kupfererzförderung entfiel zu 94 % auf den Mansfelder Bezirk gegen 90 % im Vorjahr. Von den Erzen des Harzer Bezirks, deren Metallinhalt bedeutend größer ist als bei Erzen anderer Bezirke, sind im Berichtsjahr 3700 t oder 23,87 % weniger gefördert worden als im Vorjahr; die Förderung in diesem Bezirk stellte sich auf 11 800 t. Die Gewinnung der silberarmen Erze (bis 50 g/t), die größtenteils im Rheinland erfolgte, ist nahezu ganz aufgegeben worden. Sie betrug nur noch 700 t gegenüber 17 000 t im Vorjahr und 51 000 t im Jahre 1930. Dagegen hat sich die Förderung der Erze über 100 g/t Silbergehalt in den 3 Jahren um 144 000 t auf 937 000 t erhöht. Die Einfuhr von Kupfererzen ist erheblich zurückgegangen, und zwar von 426 000 t 1931 auf 238 000 t im Berichtsjahr. Der weitaus größte Teil der Einfuhr entfällt auf die kupferhaltigen Kiesabbrände, die einen weit geringeren Kupfergehalt aufweisen als die eigentlichen Kupfererze. Von dem Einfuhrückgang wurde Frankreich am stärksten betroffen, während die Lieferungen aus Großbritannien und Finnland sich nicht bzw. wenig verringert haben.

An Zink- und Bleierz wurden im Berichtsjahr 1,18 Mill. t gefördert, das sind 290 000 t oder 19,67 % weniger als im Jahre zuvor. Der Wert der Rohförderung ist weit stärker gesunken, und zwar von 9,0 auf 5,7 Mill. \mathcal{M} oder um 36,95 %. Der Metallinhalt der geförderten Erze betrug 75 000 (1931 105 000) t Zink und 51 000 (54 000) t Blei. Der Anteil des Bleis am gesamten Metallinhalt der Zink- und Bleierzförderung hat sich von 1929 bis 1932 von 30 auf 40 % erhöht. Von dem Rückgang der Zinkförderung wurde in der Hauptsache Oberschlesien betroffen. Die Einschränkung der Bleierzförderung war bei sämtlichen Gebieten festzustellen, mit Ausnahme des Harzer Bezirks, der eine Zunahme verzeichnen konnte. Auf ihn entfielen — gemessen am Bleiinhalt — 36 % der gesamten Bleierzförderung, während in Oberschlesien 31 % gewonnen wurden.

Die Gewinnung von Arsenerz, die nur in Niederschlesien betrieben wird, hat sich von 28 000 t auf 2800 t oder wertmäßig von 279 000 \mathcal{M} auf 28 000 \mathcal{M} , mithin also auf ein Zehntel vermindert. Der Arseninhalt belief sich auf 196 t.

Die Schwefelkiesförderung, die nur noch bei Meggen (Westfalen) erfolgt, ist von 224 000 t auf 175 200 t zurückgegangen; ebenso sank auch der Wert der geförderten Kiese von 2,5 Mill. \mathcal{M} auf 1,8 Mill. \mathcal{M} . In Bayern, wo 1931 noch 11 000 t Kiese gewonnen worden waren, wurde im Berichtsjahr die Förderung eingestellt.

An sonstigen Erzen wurden im ganzen 3800 t im Werte von 60 000 \mathcal{M} gewonnen. Die Förderung von Wolfram-erz ist im Berichtsjahr eingestellt worden, während die Förderung von Nickelerz und die Bauxitgewinnung wieder aufgenommen wurde.

Der Edelmetallgehalt der gesamten deutschen Erzförderung berechnet sich im Berichtsjahr auf 68,6 kg Gold und 186,4 t Silber gegenüber 128,4 kg Gold und 179,9 t Silber im Jahre zuvor.

Deutschlands Einfuhr an Mineralölen und sonstigen fossilen Rohstoffen im 1.—3. Vierteljahr 1933.

Mineralöle und Rückstände	1932	1933
	Menge in t	
Erdöl, roh	222 522	241 988
Benzin aller Art, einschl. der Terpentinölersatzmittel	852 066	756 919
Leuchtöl (Leuchtpetroleum) . . .	65 032	61 899
Gasöl, Treiböl	288 675	319 063
Mineralschmieröl (auch Trans- formatorenöl, Weißöl usw.)	218 446	188 053
Heizöl	157 984	206 282
	Wert in 1000 \mathcal{M}	
Erdöl, roh	6 322	4 495
Benzin aller Art, einschl. der Terpentinölersatzmittel	59 425	49 923
Leuchtöl (Leuchtpetroleum) . . .	3 689	3 486
Gasöl, Treiböl	12 309	12 730
Mineralschmieröl (auch Trans- formatorenöl, Weißöl usw.)	20 872	16 759
Heizöl	3 619	4 012

Durchschnittslöhne je Schicht im polnisch- oberschlesischen Steinkohlenbergbau (in Goldmark).

Jahres- bzw. Monats- durchschnitt	Kohlen- und Gesteinshauer			Gesamt- belegschaft		
	Lei- stungs- lohn ¹	Bar- ver- dienst ¹	Gesamt- ein- kommen ¹	Lei- stungs- lohn ¹	Bar- ver- dienst ¹	Gesamt- ein- kommen ¹
1929	5,82	6,21	6,48	4,16	4,47	4,67
1930	6,08	6,46	6,81	4,39	4,68	4,94
1931	5,95	6,34	6,70	4,37	4,67	4,94
1932	5,38	5,73	6,15	4,02	4,30	4,64
1933: Jan.	5,19	5,54	6,00	3,95	4,24	4,59
Febr.	5,10	5,45	5,85	3,96	4,25	4,58
März	5,07	5,42	5,85	3,95	4,23	4,57
April	5,09	5,45	5,81	3,96	4,28	4,58
Mai	5,07	5,43	5,81	3,96	4,26	4,57
Juni	5,07	5,42	5,76	3,94	4,26	4,54
Juli	5,01	5,36	5,67	3,90	4,19	4,45

¹ Der Leistungslohn und der Barverdienst sind auf 1 verfahren Schicht bezogen, das Gesamteinkommen jedoch auf 1 vergütete Schicht.

Durchschnittslöhne je verfahren Schicht¹ im holländischen Steinkohlenbergbau.

Jahres- bzw. Monats- durchschnitt	Durchschnittslohn einschl. Teuerungszuschlag ²							
	Hauer		untertage insges.		übertage insges.		Gesamt- belegschaft	
	fl.	\mathcal{M}	fl.	\mathcal{M}	fl.	\mathcal{M}	fl.	\mathcal{M}
1930	6,49	10,94	5,85	9,86	4,28	7,22	5,38	9,07
1931	6,20	10,50	5,64	9,56	4,23	7,17	5,22	8,84
1932	5,74	9,76	5,26	8,94	3,96	6,73	4,85	8,24
1933: Jan.	5,57	9,44	5,11	8,66	3,90	6,61	4,71	7,98
Febr.	5,63	9,55	5,14	8,72	3,95	6,70	4,75	8,06
März	5,57	9,46	5,10	8,66	3,88	6,59	4,71	8,00
April	5,61	9,57	5,15	8,79	3,94	6,72	4,75	8,10
Mai	5,57	9,46	5,11	8,68	3,91	6,64	4,71	8,00
Juni	5,61	9,54	5,16	8,78	3,93	6,69	4,74	8,06
Juli	5,61	9,52	5,15	8,74	3,93	6,67	4,74	8,04
Aug.	5,57	9,46	5,13	8,71	3,92	6,65	4,72	8,01
Sept.	5,59	9,46	5,14	8,70	3,94	6,67	4,73	8,01

¹ Der Durchschnittslohn entspricht dem Barverdienst im Ruhrbergbau, jedoch ohne Überschichtenzuschläge, über die keine Unterlagen vorliegen. — ² Der Teuerungszuschlag entspricht dem im Ruhrbezirk gezahlten Kindergeld.

Güterverkehr im Hafen Wanne im 1.—3. Vierteljahr 1933.

Güterumschlag	1932 t	1933 t
Westhafen	1 388 717	1 518 032
davon Brennstoffe . .	1 352 051	1 469 272
Osthafen	64 764	50 123
davon Brennstoffe . .	9 185	3 451
insges. davon Brennstoffe	1 453 481 1 361 236	1 568 155 1 472 723
In bzw. aus der Richtung		
Duisburg-Ruhrort (Inl.)	341 720	351 687
Duisburg-Ruhrort (Ausl.)	603 418	657 350
Emden	270 842	374 393
Bremen	171 758	144 127
Hannover	65 744	40 598

Steinkohlenversand des Ruhrbezirks auf dem Wasserweg im 1.—3. Vierteljahr 1933.

Monats- durch- schnitt bzw. Monat	Rhein-Ruhr-Häfen davon Duisburg- Ruhrorter Häfen		Kanal- Zeichen- Häfen	Gesamt- versand
	t	t		
1930 . . .	1 333 498	1 082 656	1 033 848	2 367 346
1931 . . .	1 186 718	940 952	967 362	2 154 080
1932 . . .	916 139	671 873	891 972	1 808 111
1933: Jan.	794 242	583 196	656 321	1 450 563
Febr.	827 741	623 776	767 845	1 595 586
März	862 411	666 990	888 069	1 750 480
April	816 295	623 018	834 297	1 650 592
Mai	1 065 776	776 878	1 139 309	2 205 085
Juni	1 177 316	896 392	1 085 585	2 262 901
Juli	1 172 030	886 621	1 139 696	2 311 726
Aug.	1 071 636	786 515	1 110 101	2 181 737
Sept.	950 647	689 200	1 124 492	2 075 139
1.—3. Vj.	970 899	725 843	971 746	1 942 645

Güterverkehr im Dortmunder Hafen im 1.—3. Vierteljahr 1933.

	Insges.		Davon	
	1932 t	1933 t	1932 t	1933 t
Angekommen von			Erz	
Belgien	2 648	33 067	—	—
Holland	163 910	136 129	123 622	73 811
Emden	391 005	794 597	349 386	739 872
Bremen	6 976	12 927	—	—
Rhein-Herne- Kanal u. Rhein Mittelland-Kanal	169 198 15 164	192 296 25 404	81 704 1 629	69 696 5 650
zus.	748 901	1 194 420	556 341	889 029
Abgegangen nach			Kohle	
Belgien	34 943	32 064	8 565	12 140
Holland	95 315	134 414	27 016	37 793
Emden	300 461	184 555	159 434	118 641
Bremen	9 326	28 902	6 455	23 915
Rhein-Herne- Kanal u. Rhein Mittelland-Kanal	36 763 10 401	47 178 25 077	31 682 8 786	32 074 24 531
zus.	487 209	452 190	241 938	249 094
Gesamt- güterumschlag	1 236 110	1 646 610		

Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt

in der am 17. November 1933 endigenden Woche¹.

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). Die allgemeine Lage des Kohlenmarktes hat sich gebessert. Klassierte Kesselkohle und Koks waren noch immer am festesten und begehrtesten, jedoch haben auch Gas- und

Bunkerkohle einen erhöhten Absatz erfahren. Das Koks kohlen-geschäft war schleppend und der Vorrat groß genug, einer weit stärkeren Nachfrage zu genügen. Bunkerkohle war von den Kohlenstationen lebhafter begehrt, und am Tyne sowohl als in Blyth schienen mehr Schiffe Bunker-kohlen zu laden. Jedoch war der Absatz nicht so günstig wie bei den bessern Kesselkohlen-sorten. Koks aller Sorten fand im In- und Ausland flottes Geschäft. Die Inland-nachfrage besserte sich in der letzten Woche beträchtlich, auch das Sichtgeschäft war sehr gut. Das Anziehen der Durham-Preise blieb bis jetzt ohne wesentliche Wirkung. Abschluß- und Nachfragetätigkeit waren nicht gerade sehr umfangreich. Am Ende der Woche wurde ein Abschluß mit den Gaswerken von Genua über 30000 t Durham-Gaskohle zum Preise von 19 s 10 d cif zustande gebracht. Die Bergenslag-Eisenbahnen in Schweden erwarteten Angebote in 30000 t Lokomotivkohle, Dezember/März-Verschiffung nach Gäfle und Gothenburg, ferner die Gaswerke von Helsingfors Angebote in 3000 t klassierter Kesselkohle für sofortige Verfrachtung. Außerdem liefen in der Berichtswoche die erbetenen Angebote für 20000 t Durham-Gaskohle für die Gaswerke von Helsingfors ein. Die Halmstad-Eisenbahnen gaben eine Nachfrage in 10000 t Kesselkohle (April/Oktoberverschiffung), die finnischen Eisenbahnen eine Nachfrage in 3000–4000 t Lokomotivkohle zur baldigen Lieferung in Umlauf. Die Börsennotierungen blieben gegenüber der Vorwoche unverändert.

2. Frachtenmarkt. Am Tyne waren die Ladeanlagen derart beschäftigt, daß den Schiffen hieraus bei Erledigung prompter Aufträge einige Schwierigkeiten erwuchsen. Trotz der belebten Geschäftslage haben aber die Frachtsätze im allgemeinen nicht angezogen. Das Mittelmeergeschäft war flauer, das baltische und das Küstengeschäft waren beständig. Dagegen war der Markt für Nordfrankreich unregelmäßig. Für die Kohlenstationen herrschte zufriedenstellende Nachfrage. Ausgezeichnet war das Blyth-Kohlen-geschäft, dem jedoch noch überreicherlicher Leerraum zur Verfügung stand. In Cardiff zeigte die Marktlage in bezug auf Schiffsraum eine erfreuliche Besserung. Für eine Preiserhöhung waren dagegen keinerlei Anzeichen vorhanden, die Schiffeigner waren zufrieden, Verträge zu den gegenwärtigen Preisen abschließen zu können. Angelegt wurden für Cardiff-Genua 5/4 1/2 s, -La Plata 9/3 s, Tyne-Elbe 4 s.

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse¹.

Der Markt für Teererzeugnisse wies gegenüber der Vorwoche keine nennenswerten Veränderungen auf. Erwähnenswert ist lediglich, daß der Toluolmarkt bei erhöhten Preisen noch immer sehr fest war.

Nebenerzeugnis	In der Woche endigend am	
	10. Nov.	17. Nov.
	s	
Benzol (Standardpreis) . . 1 Gall.	1/4–1/5	
Reinbenzol 1 "	2/–	
Reintoluol 1 "	3/–	3/3
Karbonsäure, roh 60% . 1 "	2/2–2/4	
" krist. 40% . 1 lb.	8–/9	
Solventnaphtha I, ger. . . 1 Gall.	1/7	
Rohnaphtha 1 "	1/1	
Kreosot 1 "	3	
Pech 1 t	70/–	
Rohteer 1 "	42/6–45/–	
Schwefelsaures Ammo- niak, 20,6% Stickstoff 1 "	6 £ 17 s 6 d	

Auch in schwefelsaurem Ammoniak blieben Markt-lage und Preise unverändert. Der Inlandpreis betrug 6 £ 17 s 6 d, der Ausfuhrpreis 6 £ 10 s je 1 t.

¹ Nach Colliery Guardian.¹ Nach Colliery Guardian.

Großhandelsindex im Oktober 1933.

Table with columns for Zeit, Agrarstoffe, Industrielle Rohstoffe und Halbwaren, Industrielle Fertigwaren, and Gesamtindex. It contains monthly index data for 1929-1933.

Förderung und Verkehrslage im Ruhrbezirk¹.

Table showing monthly coal production, coke production, and railway wagon statistics in the Ruhr region from November 12th to 18th, 1933.

¹ Vorläufige Zahlen. — ² Kipper- und Kranverladungen.

PATENTBERICHT.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 9. November 1933.

1c, 1280848. Fried. Krupp A.G., Grusonwerk, Magdeburg-Buckau. Mehrzellige Schaumswimmvorrichtung. 29. 10. 32.

5d, 1280240. Stahlwerke Brüninghaus A.G., Westhofen (Westf.). Förderwagen o. dgl. mit Stirnklappenverschluß. 24. 3. 33.

81e, 1280761. Walter Loth, Annen (Westf.). Förderwagenkipper für Grubenwagen. 18. 10. 33.

81e, 1280767. Karl Brieden, Bochum. Tragrolle für Förderbänder. 19. 10. 33.

Patent-Anmeldungen,

die vom 9. November 1933 an zwei Monate lang in der Auslegung des Reichspatentamtes ausliegen.

1a, 21. M. 119675. Maschinenfabrik Buckau R. Wolf A.G., Magdeburg. Verfahren zum Absieben von Schüttgut mit Hilfe von Scheibenwalzenrosten. 4. 5. 32.

1a, 22/20. B. 157138. Bamag-Mequin A.G., Berlin. Reinigungsvorrichtung für auf- und abschwingende Siebe. 25. 8. 32.

1c, 6. K. 122163. Fried. Krupp A.G., Grusonwerk, Magdeburg-Buckau. Vorrichtung zum Durchmischen von Trüben für die Schwimmaufbereitung. 19. 9. 31.

1c, 10/01. K. 119904. Fried. Krupp A.G., Grusonwerk, Magdeburg-Buckau. Verfahren zur Schwimmaufbereitung von bituminösem Kupferschiefer. 9. 4. 31.

5b, 19. G. 83917. Heinrich Grewen, Bergwerksunternehmen G. m. b. H., Essen. Verfahren zur Herstellung von Bohrlochern. 28. 10. 32.

5c, 9/10. G. 85545. Gewerkschaft Carolus Magnus und Heinrich Utendorf, Palenberg (Bez. Aachen). Verbindungsstück für Grubenausbau mit Eisenschienen. 16. 5. 33.

5c, 10/01. B. 157917. Eugen Fr. Biebricher, Köln. Grubentempel. 19. 10. 32.

5d, 15/10. M. 123236. Maschinenfabrik und Eisengießerei A. Beien G. m. b. H., Herne. Vorrichtung zum Regeln der

Zufuhr des Versatzgutes bei Versatzmaschinen mit strömender Förderung. 13. 3. 33.

81e, 17. M. 122645. Maschinenfabrik und Eisengießerei A. Beien G. m. b. H., Herne (Westf.). Bandförderer. 23. 1. 33.

81e, 52. Sch. 100944. Dr.-Ing. Alexander Schmidt, Essen. Gegenzylinder für Schüttelrutschen mit ständig von Druckluft beaufschlagtem Arbeitskolben. 12. 4. 33.

Deutsche Patente.

(Von dem Tage, an dem die Erteilung eines Patentes bekanntgemacht worden ist, läuft die fünfjährige Frist, innerhalb deren eine Nichtigkeitsklage gegen das Patent erhoben werden kann.)

1a (36). 587290, vom 24. 12. 29. Erteilung bekanntgemacht am 19. 10. 33. Dr. Carl Goetz in Berlin. Verfahren zur Gewinnung von Metallen aus bitumenhaltigen Erzen. Zus. z. Pat. 551924. Das Hauptpatent hat angefangen am 15. 5. 28.

Die Erze sollen unter Luftabschluß auf Temperaturen zwischen 900 und 1000° erhitzt werden.

5b (2330). 587126, vom 15. 8. 31. Erteilung bekanntgemacht am 12. 10. 33. Arno Baumgarten in Dortmund. Kettenschrämm für zwei Schrämmrichtungen.

Das freie Ende des Armes ist im rechten oder nahezu rechten Winkel nach oben gebogen. Der waagrechte Teil des Armes dient zum Unterschäumen, der umgebogene zum Hinterschlitzen des Arbeitsstoßes.

10a (503). 586956, vom 20. 9. 29. Erteilung bekanntgemacht am 12. 10. 33. Collin & Co. in Dortmund. Regenerativschwachs Gas- und Verbundkoksofen.

Der Ofen hat senkrechte Heizzüge sowie untere, an ein Regeneratorenpaar angeschlossene und gleichzeitig beflamte, und obere, an ein anderes Regeneratorenpaar angeschlossene, im Zugwechsel beflamte Brennstellen. Zwischen je zwei Regeneratorenpaaren, die über die ganze Heizwandlänge an die untern oder obere Brennstellen zweier Heizwände angeschlossen sind, sind an die obere

oder untern Brennstellen angeschlossene Regeneratorenpaare angeordnet. Diese liegen in der Heizwandrichtung nebeneinander und sind einer größeren Zahl von Heizzügen oder allen Heizzügen einer Heizwand zugeteilt. Regeneratorenpaare, die zwischen je zweien angeordnet sind, können auch aus mehreren Paaren bestehen, von denen jedes zwei benachbarten Heizzügen einer Heizwand zugeteilt ist und die in einer längs der Kammer verlaufenden Reihe miteinander abwechseln.

10a (15). 587035, vom 7.3.30. Erteilung bekanntgemacht am 12.10.33. Dr.-Ing. eh. Gustav Hilger in Gleiwitz (O.-S.). *Verfahren und Vorrichtung zum Verdichten des Brennstoffbesatzes bei Koksfüllöfen mit unterbrochenem Betrieb.*

Vor Beginn der Schwelung oder Verkokung, und zwar während oder nach dem Einfüllen des Brennstoffes, werden in die Verkokungskammer über ihre Länge gleichmäßig verteilte Verdichtungskörper eingeführt, die zeitweise oder ständig eine kreisende, eine hin- und hergehende oder eine auf- und abwärts gerichtete Bewegung ausführen. Durch die Körper werden die in ihrer Bewegungsrichtung befindlichen Brennstoffteilchen nach vorne und seitlich gedrückt sowie gegeneinander verdreht. Dabei wird der hinter den Körpern entstehende Hohlraum durch herabfallenden Brennstoff gefüllt. Die Verdichtungskörper können aus einem nachgiebigen Stoff bestehen, hohl sein und zeitweise oder ständig abwechselnd aufgeblasen und ausgesaugt werden. Die hohlen Verdichtungskörper kann man auch auf der Oberseite mit Luftaustrittsöffnungen versehen, durch die Druckluft in die Kammerfüllung tritt. Nach Beendigung der Verdichtung durch die Körper können die obere Schichten der Kammerfüllung durch Preßstempel o. dgl. verdichtet werden. Nach völliger Verdichtung der Kammerfüllung werden die Verdichtungskörper herausgezogen, wodurch in der Kammerfüllung Gasabzugkanäle entstehen.

10a (20a). 586971, vom 22.5.29. Erteilung bekanntgemacht am 12.10.33. Trent Process Corporation in Neuyork (V. St. A.). *Verfahren und Vorrichtung zur Ver-*

kokung und Spaltung von Kohlenwasserstoffen. Priorität vom 9.6.28 ist in Anspruch genommen.

In die in senkrechten Schächten befindliche, langsam nach unten sinkende Kohle, die durch Verbrennungsgase bis zur völligen Austreibung der flüchtigen Bestandteile erhitzt wird, wird flüssiger Kohlenwasserstoff eingeführt. Die dabei entstehenden Kohlenwasserstoffdämpfe werden durch die heiße Kohle in den Schächten geleitet. Die gespaltenen Dämpfe des Kohlenwasserstoffes werden unabhängig von den aus der Kohle frei gewordenen flüchtigen Bestandteilen aus den Schächten abgezogen.

81e (22). 587343, vom 5.11.31. Erteilung bekanntgemacht am 19.10.33. Josef Küpper in Brühl. *Förderkette.*

Die Förderkette besteht aus mit einem Gelenkbolzen und einem zur Aufnahme des Bolzens des benachbarten Gliedes dienenden Loch versehenen, nach der Seite rechtwinklig umgebogenen Gliedern, deren obere und untere Flächen eben sind. Der Gelenkbolzen sitzt am freien Ende des nicht als Mitnehmer dienenden Teiles der Glieder, und zwar auf der dem umgebogenen, als Mitnehmer dienenden Teil gegenüberliegenden Fläche, während das zur Aufnahme des Gelenkbolzens des benachbarten Gliedes dienende Loch unmittelbar hinter dem umgebogenen Teil der Glieder in deren nicht als Mitnehmer dienenden Teil vorgesehen ist.

81e (57). 586952, vom 13.11.32. Erteilung bekanntgemacht am 12.10.33. Wilhelm Ackermann in Essen. *In waagrechter Ebene einstellbare Schüttelrutschenverbindung.*

An den Enden der Rutschenschüsse sind unter deren Boden Stoßbleche befestigt, von denen das eine eine bogenförmige Stoßfläche hat. Die Stoßbleche benachbarter Schüsse werden durch Schraubenbolzen zusammengepreßt, die durch an den Enden der Schüsse vorgesehene Augen hindurchgeführt sind. Die Schraubenbolzen bestehen aus zwei durch geschlossene Ösen gelenkig miteinander verbundenen Teilen und haben einen Hammerkopf.

Z E I T S C H R I F T E N S C H A U.

(Eine Erklärung der Abkürzungen ist in Nr. 1 auf den Seiten 27–30 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)

Mineralogie und Geologie.

The microstructure of the coal of certain fossil tree barks. Von Hickling und Marshall. Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 819/21*. Untersuchung des Mikrogefüges der Rinde von Sigillarien, Bothrodendren und Lepidodendren. (Forts. f.)

Geology of the Kent coal field. (Forts.) Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 814/6*. Iron Coal Tr. Rev. Bd. 127. 3. 11. 33. S. 663/4*. Kennzeichnung der Kohlenflöze. Gehalt an flüchtigen Bestandteilen. Bergwerksanlagen. (Schluß f.)

Übersicht über den Charakter der Erdöllagerstätten Rumäniens. Von Mrazec. (Schluß.) Intern. Z. Bohrtechn. Bd. 41. 1. 11. 33. S. 239/45. Besprechung der verschiedenen Formationen. Ölvorräte.

Das Rammelsberger Lager, sein Nebengestein, seine Tektonik und seine Genesis. Von Schmidt. Z. B. H. S. Wes. Bd. 81. 1933. Abh. H. 5. S. B 247/70*. Stratigraphie des Nebengesteins. Alter des Rammelsberger Erzes. Tektonische Verhältnisse. Die Hauptstörungen. Erörterung der Genesis. Schrifttum.

Bergwesen.

Der römische Goldbergbau in Hispanien und die Arrugien des Plinius. Von Quiring. Z. B. H. S. Wes. Bd. 81. Abh. H. 5. S. B 270/9*. Der Bericht des Plinius. Die wiederaufgefundenen römischen Goldarrugien in Spanien und Portugal. Erzgrundlage der Arrugien.

Deutsche Normen in der Tiefbohrtechnik. Petroleum. Bd. 29. 1. 11. 33. S. 1/7. Normung der Bohrrohre für das Rotaryverfahren. Geltungsbereich. Anforderungen. Prüfung und Abnahme. Kennzeichnung und Schutz.

British and continental mining methods. Von Kimmins. Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 816/8*.

* Einseitig bedruckte Abzüge der Zeitschriftenschau für Karteizwecke sind vom Verlag Glückauf bei monatlichem Versand zum Preise von 2,50 M für das Vierteljahr zu beziehen.

Übergang zu zentralen Förderanlagen. Schrämen der Kohle. Versatz und Ausbau. Abbau benachbarter Flöze. Steil stehende und dünne Flöze. Schießverfahren. Schachtförderung. (Schluß f.)

Exploitation d'une taille en aval-pendage par convoyeurs à la mine Camphausen. Von Claudot. Rev. ind. min. 1. 11. 33. H. 309. Teil 1. S. 493/500*. Anwendung der Bandförderung im Unterwerksbau auf der Grube Kamphausen. Bandverbindung.

Elektrostatische Aufladungen beim Ausblasen von Preßluft und die Zündgefährlichkeit der Entladungsfunken. Von Beyling. Bergbau. Bd. 46. 9. 11. 33. S. 349/51. Bericht über die Ergebnisse von Versuchen zur Klärung der genannten Frage.

The problem of rope pressure in heavy haulage. Von Ferguson. Coll. Engg. Bd. 10. 1933. H. 117. S. 382/5*. Ort und Wirkungen des Seildruckes. Zulässige Drücke. Berechnung des Seildrucks und Verfahren zu seiner Verminderung.

Die Förderung mit Hochleistungsrutschenmotoren im Bergbau. Von Siegmund. Bergbau. Bd. 46. 9. 11. 33. S. 351/6*. Übersicht über Bauart, Arbeitsweise und Leistung neuzeitlicher Rutschenmotoren.

The inflammation of coal dusts. Von Mason und Wheeler. Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 822/3*. Versuche mit verschiedenen Kohlenstäuben. Einfluß der Dichte der Kohlenstaubwolke auf die Entzündbarkeit von Gips-Kohlenstaubmischungen.

The ignition of firedamp by the filaments of broken electric lamp bulbs. Von Allsop und Thomas. Safety Min. Papers. 1933. H. 80. S. 1/13*. Bericht über einschlägige Versuche. Praktische Folgerungen. Die Messung der Temperatur-Zeitkurven von Lampenfäden.

Fortschritte in der Steinkohlenaufbereitung. Von Götte. Glückauf. Bd. 69. 11. 11. 33. S. 1061/5*. Fortschritte in der Bauweise der Siebe für die Siebklassierung der Steinkohle. (Forts. f.)

Modern american coal preparation practice. Von Mott. Coll. Engg. Bd. 10. 1933. H. 117. S. 378/81 und 385. Vergleich mit europäischen Verfahren. Zentralfabrikationen an den Verbraucherstätten. Die verwendeten Aufbereitungssysteme. Beschreibung der Clairton-Aufbereitung.

The treatment of washery water. Von Foxwell. Coll. Engg. Bd. 10. 1933. H. 117. S. 364/6. Kohlschlämme und ihre Herkunft. Verfahren zur Behandlung des Schlammproblems.

Über neuartige Schwimmmittel. Von Hälbig. Metall Erz. Bd. 30. 1933. H. 21. S. 431/3*. Erörterung des Problems der Schwimmaufbereitung oxydischer Erze und der Nichterze mit Fettsäuren und Seifen. Wirkungsweise verschiedener Elektrolyte. Anwendung von Dispergatoren. Flotationsbeispiele.

The Harton Coal Co. Ltd. Coll. Engg. Bd. 10. 1933. H. 117. S. 369/74*. Umstellung des Grubenbetriebs auf Elektrizität. Beschreibung der neuen Zentralfabrikationsanlage. (Forts. f.)

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Kesselanlage für Magerfeinkohle. Von Deimling. Wärme. Bd. 56. 4. 11. 33. S. 715/21*. Aufbau des Kessels. Kesselhaus und Bekohlung. Ergebnisse der Abnahmeversuche und des Dauerbetriebes.

Das Kraftwerk Gneisenau der Harpener Bergbau-A.G. Von Thormaehlen. Glückauf. Bd. 69. 11. 11. 33. S. 1053/61*. Brennstoffverhältnisse, Kesselanlage, Speisewasseraufbereitung und -vorwärmung, Regelung der Kraftversorgung, Wirtschaftlichkeit und Ausblick.

Glaslose Wasserstandsanzeiger. Von Pfeleiderer. Wärme. Bd. 56. 4. 11. 33. S. 722/4*. Beschreibung des Geräts. Prüfungsbefund und Betriebserfahrungen.

Werkstoffeigenschaften alter Dampfkesselbleche. Von Baatz. Stahl Eisen. Bd. 53. 9. 11. 33. S. 1149/55*. Untersuchungen an Einzelkesseln. Sammelauswertung von Untersuchungsberichten. Allgemeine Folgerungen.

Die Ermittlung des Jahresarbeitsvermögens von Wasserkraftwerken. Von Nietsch. Elektr. Wirtsch. Bd. 32. 31. 10. 33. S. 457/62*. Verfahren zur richtigen Ermittlung des Jahresarbeitsvermögens. Leistungsdauerlinie und Jahressummenlinie. Beispiel für ein Laufkraftwerk.

Hüttenwesen.

Dreißig Jahre Wandlung in der Eisenindustrie des Siegerlandes. Von Klein. Stahl Eisen. Bd. 53. 2. 11. 33. S. 1125/33*. Überblick über die Entwicklung der Eisenerzeugung, der Preise, der Eisen- und Manganerzeinfuhr sowie der technischen Einrichtungen. Zukunftsaussichten.

Hardening cast iron by heat treatment. Von Hurst. Iron Age. Bd. 132. 26. 10. 33. S. 24/7 und 67*. Möglichkeiten und Verfahren bei der Härtung von grauem Gußeisen.

Über den Einfluß der wichtigsten Schlackenbildner auf die Temperatur-Viskositätsbeziehungen der Mansfeldschlacke. Von Endell. Müllensiefen und Wagenmann. Metall Erz. Bd. 30. 1933. H. 21. S. 425/31. Aufgabe. Durchführung der Versuchsschmelzen und Zähigkeitsmessungen. Ergebnisse und Folgerungen für die Praxis.

Chemische Technologie.

Die Gewinnung von Kali- und von Aluminiumsalzen neben Kieselsäure aus natürlichen Alkalitonerdesilikaten. Von Granigg. Mont. Rdsch. Bd. 25. 1. 11. 33. S. 1.9. Silikatische Rohstoffe für Kali- und Tonerde. Unmittelbare Verwendung von Silikaten als Kalidünger. Vollständige Zerlegung der Alkalitonerdesilikate und die Gewinnung von Kali- und Aluminiumsalzen.

The combustible properties of coke. Von Blayden und Riley. Gas World, Coking Section. Bd. 99. 4. 11. 33. S. 14/9*. Vergleich der Verbrennungseigenschaften von Kokssorten. Versuche im Laboratorium. Auswertung der Ergebnisse. Abänderung der Versuche. Wiedergabe einer Aussprache.

Recent developments in coking practice. Von Koppers. Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 825/7. Wiedergabe eines Meinungsustausches.

Les procédés de fabrication de produits organiques liquides, aux dépens des gaz industriels. Von Audibert. (Schluß statt Forts.) Rev. ind. min. 1. 11. 33. H. 309. Teil 1. S. 501/8. Die Anwendungsmöglichkeiten der Verfahren zur Herstellung von Brennstoffen durch katalytische Hydrierung von Kohlenoxyd. Die Umwandlung von Methan in flüssige organische Produkte.

The treatment and partial distillation of tar by hot crude gases. Von Holton. Gas World. Bd. 99. 4. 11. 33. S. 435/45*. Neue Patente. Anwendung des Verfahrens auf stehende Retorten. Kreislauf des Teers. Betriebsanalysen. Einflüsse auf das Verfahren. Abwesenheit schwerer Teerauscheidungen. Marktfähigkeit der Erzeugnisse. Das Still-Teerkrackverfahren. Ergebnisse in Essen. Meinungsustausch.

Neue Geräte für die Überwachung des Zechen- und Kokereibetriebes. IV. Von Kattwinkel. Glückauf. Bd. 69. 11. 11. 33. S. 1068/9*. Besprechung von fünf neuen Geräten.

Briquette making. Coll. Guard. Bd. 147. 3. 11. 33. S. 824/5*. Bericht über Versuche zur Wahl eines geeigneten Pechs.

Wirtschaft und Statistik.

Bergbau und Hüttenwesen Luxemburgs im Jahre 1932. Glückauf. Bd. 69. 11. 11. 33. S. 1065/8. Eisenerzgewinnung, Erzausfuhr, Arbeiterzahl, Löhne, Verunglückungen, Roheisen- und Rohstahlerzeugung.

P E R S Ö N L I C H E S.

Zu Bergräten sind ernannt worden:

der Bergassessor Rudolf Hilgenstock bei dem Bergrevier Recklinghausen 2,

der Bergassessor Kuhn bei dem Bergrevier Düren,

der Bergassessor Philipp bei dem Bergrevier Aachen,

der Bergassessor Lüsebrink bei dem Oberbergamt in Dortmund,

der Bergassessor Eustermann bei dem Bergrevier Castrop-Rauxel,

der Bergassessor Dr.-Ing. von Hülsen bei dem Bergrevier Oberhausen-Dinslaken.

Versetzt worden sind:

der Bergrat Bentz vom Bergrevier Dortmund I an das Bergrevier Dortmund II,

der Bergrat Kurt Brand vom Bergrevier Dortmund II an das Bergrevier Dortmund I.

Beurlaubt worden sind:

der Bergassessor Ebert vom 1. November an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Beschäftigung bei der Vereinigte Stahlwerke A. G., Abteilung Bergbau, Gruppe Dortmund,

der Bergassessor Gerhardt vom 1. November an auf weitere sechs Monate zur Übernahme einer Beschäftigung bei der Vereinigte Stahlwerke A. G., Abteilung Bergbau, Gruppe Hamborn,

der Bergassessor Hartung vom 15. November an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Beschäftigung bei der Gewerkschaft Gnadenreich in Petersdorf bei Fürstenwalde (Spree).

der Bergassessor Karl Weber vom 21. November an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Deutschen Erdöl-A. G. in Berlin, Oberbergdirektion Borna.

Der Gerichtsassessor Dr. Klockmann in Aachen ist dem Oberbergamt in Dortmund zur vorübergehenden Beschäftigung überwiesen worden.

Dem Bergassessor Boettger ist die nachgesuchte Entlassung aus dem Staatsdienst erteilt worden.

Der Bergrat Busse bei dem Bergrevier Krefeld ist in den Ruhestand versetzt worden.

Die Bergreferendare Hans Röver und Karl Hugo (Bez. Bonn), Walter Karow und Friedrich-Wilhelm Michaelis (Bez. Halle) sind zu Bergassessoren ernannt worden.