GLÜCKAUF
Berg- und Hüttenmännische Zeitschrift

Nr. 42 20. Oktober 1934 70. Jahrg.

Der Abbau mit Blindortversatz und mit Teilversatz im Ruhrbergbau.

Von Berghauptmann i. R. K. Hatzfeld, Berlin.

Die Betriebszusammenfassung, unter der sich die technische Entwicklung des Ruhrbergbaus seit mehr als einem Jahrzehnt vollzogen hat, brachte für den Abbaubetrieb einen Übergang von zahlreichen kleinen Abbaustößen mit geringer Förderung zu wenigen Großabbaubetrieben mit sich, die durch große Bauhöhe und starke Förderung gekennzeichnet sind. Im Jahre 1927 hatte die Zahl der Abbaubetriebe noch 16700 betragen, während sie sich im Jahre 1933 nur auf 4045 belief[1]. Gleichzeitig stieg die durchschnittliche arbeitstägliche Förderung des einzelnen Abbaubetriebes von 23 t im Jahre 1927 auf 73 t im Jahre 1933; sie liegt heute bei zahlreichen Abbaubetrieben zwischen 200 und 300 t, vielfach zwischen 300 und 500 t, vereinzelt auch über 500 t[1]. Die mittlere flache Bauhöhe der einzelnen Abbaubetriebe betrug im Jahre 1923 im Ruhrbergbau[2] 118 m, ging aber auf vielen Zechen noch darüber hinaus; in einzelnen Flözen waren Bauhöhen von 300 und 400 m zu verzeichnen[3].

In der Gestaltung des Abbaubetriebes lehnte man sich bei dem Übergang zu den hohen Abbaustößen an die bisherigen Verfahren insofern an, als man zunächst die Einbringung eines vollständigen Versatzes in die ausgekohlten Flözräume möglichst anstrebte. Auf diese Weise bildete sich der Rutschenbau heraus, bei dem Gewinnung, Einbringung des Versatzes und Umlegung der Rutschen bei dem Arbeitsvorgang wechseln und für den Versatz vorwiegend Fremdgut verwendet wird.

Dieses Betriebsverfahren hat etwa seit dem Jahre 1925 vielfach eine Änderung dadurch erfahren, daß an die Stelle von fremden Bergen am Abbauorte selbst gewonnenes Versatzgut getreten ist oder die ausgekohlten Räume nur teilweise planmäßig versetzt werden. Auf diese Weise haben sich Abbauverfahren herausgebildet, die man als Abbau mit Blindortversatz und als Abbau mit Teilversatz bezeichnet hat. Nach den neusten Erhebungen stammen von der Gesamtförderung des Ruhrgebietes 70,1 % aus Abbaubetrieben mit Vollversatz[4], 27,1 % aus Betrieben mit Blindortversatz und 2,8 % aus solchen mit Teilversatz. Im folgenden sollen die Gründe für den Übergang zu diesen Abbauverfahren, deren Anwendung und Ausführung sowie die mit ihnen bis jetzt vorliegenden Erfahrungen dargelegt werden.

GRÜNDE FÜR DEN ÜBERGANG ZUM ABBAU MIT BLINDORT- UND MIT TEILVERSATZ.

Die Gründe für den Übergang von dem Abbau mit Vollversatz zu dem Abbau mit andern Versatzarten sind in zwei Umständen zu suchen. In erster Linie und hauptsächlich war es die Versatzfrage selbst, die den entscheidenden Anstoß dazu gab; daneben war auch die Auffassung über die Schonung des Hangenden und die Ausnutzung des Gebirgsdruckes in gewissem Maße von Einfluß.

Die Versatzfrage hat von zwei Seiten zu einer Änderung des bisherigen Abbauverfahrens Anlaß gegeben, wobei es sich um die Fragen einerseits der Einbringung des Versatzgutes und anderseits seiner mengenmäßigen Beschaffung handelte.

Die Einbringung des Versatzgutes in die abgebauten Flözräume trat durch den Abbaufortschritt in den Vordergrund. Die Großabbaubetriebe erfordern aus Gründen der Abbautechnik, der Betriebsanordnung und der Betriebswirtschaft einen größern und zugleich auch gleichmäßigern Abbaufortschritt, als er bei den ältern Abbaubetrieben mit zahlreichen Einzelstößen erzielt werden konnte. Abbautechnisch betrachtet verlaufen bei größerm und gleichmäßigerm Abbaufortschritt die Auswirkungen der Biegungs- und Zerrbeanspruchungen des Hangenden günstiger als bei geringem Abbaufortschritt; außerdem kann der Abbaudruck gleichmäßiger ausgenutzt werden. Betriebsorganisatorisch und betriebswirtschaftlich gewährleistet ein größerer Abbaufortschritt eine bessere Ausnutzung der Betriebseinrichtungen, ein gleichmäßiger Abbaufortschritt einen einheitlichern Ablauf des Arbeitsvorgangs. Aus diesen Erwägungen ist der Abbaufortschritt im Ruhrbergbau in den Großabbaubetrieben wesentlich gesteigert worden. Anfang 1933 betrug der mittlere fördertägliche Abbaufortschritt im Ruhrbergbau 87 cm[1], wobei jedoch zu berücksichtigen ist, daß bei einer großen Reihe von Betrieben ein Abbaufortschritt von 1 m und 1,50 m die Regel bildet; in manchen Betrieben geht er über diese Zahlen noch beträchtlich hinaus.

Diesem Abbaufortschritt vermochte sich der Vollversatz von Hand in Stößen mit langen Abbaufronten zum Teil nicht genügend anzupassen, weil die Zufuhr des Versatzgutes und die Ausführung der Versatzarbeit auf Schwierigkeiten stießen. Die Zufuhr des Versatzgutes mit Hilfe der Rutschen war auch bei Verwendung mechanischer Bergekipper infolge der Verhältnisse in der Blindschacht- und Streckenförderung begrenzt und ist dies zum Teil auch heute noch. Die Ausführung der Versatzarbeit als reine Handarbeit erwies sich vor allem in geringmächtigen und flach gelagerten Flözen als sehr schwierig und unzureichend. Den Schwierigkeiten der ersten Art begegnete man vielfach durch Umgestaltung der Strecken- und Blindschachtförderung, die der zweiten Art suchte man zunächst durch die Einführung mechanischer Versatzarbeit in Gestalt der Schleuder-

[1] Meis: Der Ruhrbergbau im Wechsel der Zeiten, 1933, S. 177 und 181.

[2] Wedding: Der Stand des Abbaubetriebes im deutschen Steinkohlenbergbau, Glückauf 69 (1933) S. 1228.

[3] Das Bergwesen Preußens im Jahre 1932, Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 81 (1933) S. 216.

[4] Als Vollversatzbetriebe sind die Baue mit Handversatz, Blasversatz und Spülversatz zusammengefaßt.

[1] Wedding, a. a. O.

und Wurfmaschinen, der Stopfrutsche und des Bergeschrappers zu beheben, ohne jedoch damit einen wesentlichen praktischen Erfolg zu erzielen[1]. Günstiger waren die Ergebnisse mit dem Blasversatzverfahren, das namentlich bei stetiger Materialzufuhr sehr beachtliche Ergebnisse aufzuweisen, aber bis jetzt im Ruhrbergbau nur in engern Grenzen Anwendung gefunden hat; Anfang 1933 wurden von der Gesamtförderung 8,7 % in Abbaubetrieben mit Blasversatz gewonnen. Im ganzen blieben daher die Schwierigkeiten der Versatzeinbringung vielfach bestehen und drängten zu einer Änderung der Abbau- und Versatzverfahren, sofern man bei den hohen Abbaustößen den Erfordernissen des Abbaufortschrittes Rechnung tragen wollte.

Zu diesen Schwierigkeiten traten solche, die von der mengenmäßigen Seite der Versatzfrage her entstanden. Man rechnet[2] im Ruhrbergbau auf 100 t Förderung mit einem Bergebedarf zu Versatzzwecken von 44 m³ (47 t). Bei einer Förderung von 73 Mill. t im Jahre 1932 ergibt dies einen jährlichen Bedarf an Versatzgut von 32 Mill. m³ (46 Mill. t). Bei einer Jahresförderung von 100 Mill. t, wie sie der Ruhrbergbau nach dem Stande seiner Betriebsanlagen anstreben kann, wird der jährliche Bedarf an Versatzgut auf 44 Mill. m³ (60 Mill. t) ansteigen. Erfahrungsgemäß können hiervon bei dem derzeitigen Stande des Betriebes 56 % durch den Bergeanfall untertage (Ausrichtung, Vorrichtung, Bergemittel, Reparaturberge), 22 % aus der Wäsche und 2 % durch Anfall von Kesselasche usw., insgesamt also rd. 80 % durch den laufenden Betrieb selbst gedeckt werden. Die fehlenden 20 % müßten, wenn man vollständigen Bergeversatz führen wollte, aus den vorhandenen Beständen an Bergehalden (eigenen oder angekauften) und aus besondern Gewinnungsstellen für Versatzgut (Haardsand, Steinbrüche an der Ruhr[3]) oder durch Ankauf von Versatzgut von andern Industrieunternehmungen (Hochofenschlacke) gedeckt werden. Vor dem Übergang zu den Großabbaubetrieben und zur Betriebszusammenfassung im Ruhrbergbau lagen diese Verhältnisse anders, weil der Bergebedarf in größerm Maße durch Grubenberge gedeckt werden konnte; vielfach überstieg sogar der Anfall an Versatzgut im Betriebe den tatsächlichen Bedarf. Der Grund hierfür ist in dem durch die Betriebszusammenfassung bedingten andern Zuschnitt des Grubengebäudes zu suchen, der sich in dem Wegfall der vielen Abbaustrecken und mancher Gesteinstrecken äußert.

Unter Zugrundelegung der angegebenen Zahlen für die Förderung des Bezirks müßte der Ruhrbergbau 7 Mill. m³ (10 Mill. t) oder 10 Mill. m³ (14 Mill. t) Versatzgut aus eigenen Halden oder durch Ankauf beschaffen. Für die Deckung dieses Bedarfes stehen dem Ruhrbergbau mehrere Möglichkeiten offen, da nicht unbedeutende Vorräte in Berge-, Schlacken- und Schutthalden vorhanden sind. Zunächst muß jedoch berücksichtigt werden, daß es sich zum Teil um wenig geeignetes Gut handelt. Sodann ist eine gewisse pflegliche Bewirtschaftung der vorhandenen brauchbaren Vorräte mit Rücksicht auf den stärkern Bedarf bei Besserung der Wirtschaftslage vorerst noch geboten.

[1] Der Spülversatz als eine aus besondern Verhältnissen entstandene Versatzart kann hier außer Betracht bleiben; zudem entfallen im Ruhrbergbau auf Betriebe mit Spülversatz nur 0,7 % der Förderung.

[2] Fritzsche: Die Bergeversatzwirtschaft des Ruhrkohlenbergbaus, Glückauf 65 (1929) S. 221.

[3] Sönemann: Gewinnung von Versatzgut aus Steinbrüchen des Ruhrtals, Glückauf 69 (1933) S. 1205.

Schließlich stellen die Kosten für die Beschaffung von Versatzgut außerhalb des laufenden Betriebes im Rahmen der Betriebswirtschaft der einzelnen Zechen beachtliche Posten dar. Man kann erfahrungsmäßig in großem Durchschnitt rechnen, daß die Beschaffungs- und Beförderungskosten für Versatzgut frei Kippstelle, wenn das Versatzgut vollständig aus dem laufenden Betrieb anfällt, etwa 0,20 ℳ je t Förderung betragen. Müssen 20 % des Versatzgutes anderweitig beschafft werden, so steigen die Kosten bei Gewinnung aus eigenen Haldenvorräten auf 0,30 ℳ und bei Bezug von auswärts (Fremdmaterial) auf 0,50 ℳ je t Förderung. Im einzelnen schwanken diese Kosten auf den verschiedenen Zechen sehr erheblich und fallen dort besonders ins Gewicht, wo man infolge der geologisch-technischen Verhältnisse in noch stärkerm Maße zur Beschaffung fremden Versatzgutes genötigt ist. Die dem Ruhrbergbau bei Beibehaltung des Abbaus mit Vollversatz fehlenden 20 % Versatzgut drücken sich daher, betriebswirtschaftlich betrachtet, in einer ungünstigen Bergebilanz des Ruhrbergbaus aus, deren Ausgleich er zum Teil in einem Übergang zu andern Abbau- und Versatzverfahren gesucht hat.

In diesem Zusammenhang sind die Gründe bemerkenswert, die im Verlauf der 80er und 90er Jahre des vorigen Jahrhunderts zu dem Übergang vom Pfeilerbau zum Versatzbau geführt haben. Neben sicherheitlichen Erwägungen (Grubengasentwicklung, Kohlenstaubgefahr, Steinfallgefahr) und der Bergschädenfrage war auch hier der veränderte technische Zuschnitt des Grubengebäudes stark mitbestimmend. Damals vollzog sich eine Umstellung in der gesamten Aus- und Vorrichtung von Flözbauen auf Gesteinbaue, weil die stärkere Förderung an Bewetterung und Fördereinrichtungen andere Anforderungen stellte. Der mit dem Übergang zu Gesteinstrecken verbundene stärkere Bergeanfall nötigte damals auch aus wirtschaftlichen Gründen zur Einführung von Abbauverfahren mit Versatz. Umgekehrt hat der durch die heutige Betriebszusammenfassung bedingte geringere Bergeanfall Veranlassung zur Änderung der Abbau- und Versatzverfahren gegeben.

Neben der Versatzfrage, die von der wirtschaftlichen Seite her den entscheidenden Anstoß zur Einführung des Blindort- und des Teilversatzes gab, sprachen auch die Bestrebungen zur Pflege der Hangendschichten und zur Erzielung eines günstigen Nutzdruckes mit. Das im Ruhrbergbau hierfür vorwiegend in Anwendung stehende Mittel ist der Vollversatz von Hand aus Fremdgut. Vorbedingung für seine günstige Wirkung ist, daß er schnell und gleichmäßig eingebracht wird, dicht unter das Hangende greift und in richtigem Abstand dem Kohlenstoß folgt. Diese Voraussetzungen ließen sich in flach gelagerten Flözen von geringer und mittlerer Mächtigkeit vielfach nicht erfüllen, so daß hier die Schonung des Hangenden im Arbeitsfeld und die Ausnutzung des Gebirgsdruckes nicht in dem erforderlichen Maße gelangen.

Aus allen diesen Gründen strebte der Ruhrbergbau daher nach einer Änderung der bisherigen Versatzverfahren. Diese Bestrebungen gingen nach zwei Richtungen. Einmal suchte man sich unter grundsätzlicher Beibehaltung des Bergeversatzes von dem Fremdmaterial freizumachen und statt dessen an der Abbaustelle gewonnenes Versatzgut zu verwenden. Man wollte dadurch ein schnelleres Einbringen und

eine bessere Ausführung des Versatzes erreichen. Auf diesem Gedanken beruht der Abbau mit Blindortversatz. Außerdem ging man in andern Fällen dazu über, die Dachschichten in dem abgebauten Flözraum mit dem Vorrücken des Stoßes planmäßig zum Nachbrechen zu bringen und von der Anwendung eines vollständigen Versatzes mehr oder weniger überhaupt abzusehen. Dies führte zu dem Abbau mit Teilversatz.

ANWENDUNG UND AUSFÜHRUNG DER ABBAUVERFAHREN.

Der Abbau mit Blindortversatz und der Abbau mit Teilversatz stellen in ihrem allgemeinen Wesen eine Abart des Rutschenbaus dar; sie unterscheiden sich von diesem jedoch vor allem dadurch, daß das Strebfördermittel für die Zuführung von Versatzgut nicht mehr benötigt wird, sondern ausschließlich für die Förderung von Kohle zur Verfügung steht. Wie für den Rutschenbau bilden daher die Flöze der flachen Lagerung das Hauptanwendungsgebiet der beiden Abbauverfahren.

Der Abbau mit Blindortversatz.

Der Abbau mit Blindortversatz ist dadurch gekennzeichnet, daß in dem Maße, wie der Kohlenstoß vorrückt, in dem ausgekohlten Flözraum in bestimmten Zwischenräumen angeordnete Strecken nachgeführt und die hierbei anfallenden Berge zwischen den einzelnen Strecken versetzt werden. Da diese Strecken im Gegensatz zu den Hauptabbaustrecken keine Verbindung mit rückwärtigen Grubenbauen haben und keinen sonstigen Zwecken dienen, hat man ihnen die Bezeichnung Blindort gegeben.

Anwendungsbereich.

Der Hauptanwendungsbereich des Abbaus mit Blindortversatz ist, wie sich aus den Verhältnissen des Ruhrkohlenbergbaus ergibt, die Fettkohlengruppe, die an der Förderung des Ruhrbezirks mit 61,3 % beteiligt ist. Von den 27,1 % der aus den Abbaubetrieben mit Blindortversatz stammenden Förderung entfallen 16,2 % auf die Fettkohle, 5,1 % auf die Gasflammkohle, 3,1 % auf die Gaskohle und 2,7 % auf die Magerkohle. Die Gesamtförderung aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz (zu 100 % gerechnet) verteilt sich mit 59,8 % auf die Fettkohle, 18,9 % auf die Gasflammkohle, 11,2 % auf die Gaskohle und 10,1 % auf die Magerkohle. Die von der Gesamtförderung der einzelnen Flözgruppen auf die verschiedenen Versatzarten entfallenden Anteile sind oben rechts zusammengestellt[1].

Nach der Lagerung geordnet, ist am stärksten die flache Lagerung (0–25°) an dem Abbau mit Blindortversatz beteiligt und hierunter die Lagerungsgruppe von 5–25° weitaus am stärksten, die Lagerungsgruppe unter 5° etwa halb so stark. Gegenüber der flachen Lagerung tritt die sonstige Lagerung sehr erheblich zurück. Im einzelnen entfallen von den 27,1 %, mit denen der Abbau mit Blindortversatz an der Förderung des Ruhrbezirks beteiligt ist, auf die Lagerungsgruppe:

	%		%
0 – 5°	8,6	35 – 55°	0,7
5 – 25°	16,6	55 – 90°	—
25 – 35°	1,2		

Von der Gesamtförderung aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz (zu 100 % gerechnet) entfallen auf die Lagerungsgruppe:

	%		%
0 – 5°	31,7	25 – 35°	5,1
5 – 25°	60,7	35 – 55°	2,5

Wenn man die am stärksten beteiligte Lagerungsgruppe von 5–25° herausnimmt und den Abbau mit Blindortversatz zu den andern Versatzarten in Beziehung setzt, so sind innerhalb dieser Gruppen vertreten der Vollversatz mit 59,3 %, der Blindortversatz mit 37,7 % und der Teilversatz mit 3 %.

Über die Anwendung des Abbaus mit Blindortversatz nach der Mächtigkeit der Flöze gibt die folgende Übersicht Auskunft. Es entfielen von der Förderung aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz auf die Flözmächtigkeit:

m	%	m	%
unter 0,50	0,6	von 1,00 – 1,50	55,1
von 0,50 – 0,75	13,4	von 1,50 – 1,75	5,8
von 0,75 – 1,00	22,7	über 1,75	2,4

Man ersieht daraus, daß die Mächtigkeit von 0,75 bis 1,50 m überwiegt und hierunter diejenige von 1 bis 1,50 m wieder am stärksten vertreten ist. Ordnet man gleichzeitig den Anteil der Lagerungsgruppe neben dem der Mächtigkeit für den Abbau mit Blindortversatz, so ergibt sich für den Januar 1933 die untenstehende Übersicht.

Aus den vorstehenden Ausführungen geht hervor, daß der Abbau mit Blindortversatz hauptsächlich auf den flach gelagerten Flözen von mittlerer Mächtigkeit (1–1,50 m) der Fettkohlengruppe Anwendung findet; jedoch ist auch der Anteil der schwachen Flöze dieser Gruppe (0,50–1 m) recht beachtlich. Neben der flachen Lagerung treten die mittelsteile und steile

[1] Die Angaben verdanke ich zum Teil dem Verein für die bergbaulichen Interessen in Essen.

Flözgruppen	Abbaubetriebe		
	mit Vollversatz %	mit Blindortversatz %	mit Teilversatz %
Gasflammkohle	53,5	37,9	8,6
Gaskohle . . .	66,9	26,5	6,6
Fettkohle . . .	73,4	26,4	0,2
Magerkohle . .	74,2	20,1	5,7

Flözmächtigkeit m	Flözeinfallen 0–25° t	%	über 25–35° t	%	über 35–55° t	%	zus. t	%
unter 0,50	7 817	0,5	750	0,9	960	2,3	9 527	0,6
0,50–0,75	201 168	13,0	12 181	14,3	10 990	25,7	224 339	13,4
0,75–1,00	347 466	22,4	20 283	23,8	14 302	33,5	382 051	22,7
1,00–1,50	867 484	55,9	44 206	52,0	14 866	34,8	926 556	55,1
1,50–1,75	96 781	6,2	—	—	—	—	96 781	5,8
über 1,75	31 034	2,0	7 705	9,0	1 585	3,7	40 324	2,4
insges.	1 551 750	100,0	85 125	100,0	42 703	100,0	1 679 578	100,0

Lagerung stark zurück. Nächst der Fettkohlengruppe ist der Abbau mit Blindortversatz in der Gasflammkohlen-, Gas- und Magerkohlengruppe verbreitet, jedoch erreicht die Beteiligung dieser drei Gruppen zusammen nicht die der Fettkohle.

Bei den einzelnen Zechen und Zechengruppen ist der Anteil des Abbaus mit Blindortversatz an der Gesamtförderung naturgemäß sehr verschieden. Während er bei dem Durchschnitt der Zechen zwischen 35 und 60 % liegt, gibt es daneben solche, bei denen die Verbreitung 80 % und mehr beträgt oder sich auf 8 % und weniger beschränkt.

Betriebsgestaltung.

Die allgemeine Gestaltung des Abbaus mit Blindortversatz kann als bekannt vorausgesetzt werden. Dagegen bedarf der Betrieb der eigentlichen Blindörter einer nähern Schilderung, wobei deren Zahl und Abmessungen, die Art des Auffahrens, der Ausbau und die Bewetterung sowie das Einbringen des Versatzes zu erörtern sind.

Die Anzahl der Blindörter hängt von der flachen Bauhöhe ab. Durchschnittlich werden die Blindörter in einem Zwischenraum von 10 m von Mitte zu Mitte Blindort angesetzt, jedoch so, daß unterhalb des untersten und oberhalb des obersten Blindortes wenigstens 8 m Versatzraum bis zur Füll- oder Wetterstrecke verbleiben. In einer Reihe von Fällen wächst der Zwischenraum von Mitte zu Mitte Blindort auf 12 m oder sinkt auf 8 m. Je nach der flachen Bauhöhe ist daher die Anzahl der Blindörter verschieden. Die durchschnittliche flache Bauhöhe beim Abbau mit Blindortversatz beträgt im Ruhrbezirk 135 m, so daß hierauf 13 Blindörter entfallen; es gibt aber Abbaubetriebe mit Blindortversatz von 350 m flacher Bauhöhe, bei denen 33 Blindörter nachgeführt werden müssen.

Die Abmessungen (Breite und Höhe) der Blindörter sind bedingt durch die Mächtigkeit des jeweiligen Flözes. Breite und Höhe müssen so gewählt werden, daß die im Blindort anfallenden Berge zur Verfüllung des zwischen den einzelnen Blindörtern verbleibenden Flözraumes ausreichen. Hinsichtlich der Breite hat sich im allgemeinen ein Maß von 3 m eingebürgert; stellenweise beträgt sie 2,50 m und 2 m. Dagegen ist die Höhe je nach der Mächtigkeit sehr verschieden. Sie schwankt von 1,50 m bei Flözen von 1 m Mächtigkeit bis 2,80 m bei Flözen, deren Mächtigkeit 1,70–2 m beträgt. Mitbestimmend ist dabei die Art des Nebengesteins und die Stückigkeit der gewonnenen Berge.

Das Auffahren der Blindörter folgt dem Vorrücken des Kohlenstoßes in solchem Abstand, daß zwischen dem Ortsstoß des Blindortes und dem Kohlenstoß meist 2 Felder (Rutschen- und Arbeitsfeld), hin und wieder auch 3 Felder liegen. In der Regel werden beim Auffahren die hangenden Flözschichten hereingeholt. Bestimmend hierfür sind wohl zunächst betriebswirtschaftliche Erwägungen gewesen, da das Nachnehmen im Hangenden das Auffahren erleichtert und damit verbilligt. Vielfach ist der Grund für das Mitnehmen der hangenden Schichten darin zu suchen, daß man sich hiervon eine Entspannung der Dachschichten und damit eine Schonung des Hangenden im Arbeitsfeld verspricht. Auf einer Reihe von Zechen bildet jedoch das Nachholen im Liegenden die Regel, wobei das Hangende völlig unberührt bleibt. Im besondern ist dies da der Fall, wo auf die Entwicklung von Grubengas Rücksicht genommen werden muß. Was die Art der Gewinnungsarbeit bei dem Auffahren der Blindörter anlangt, so findet in ausgedehntem Maße die Schießarbeit Anwendung. Hierbei werden im allgemeinen die Bohrlöcher von dem Ortsstoß aus gebohrt. Auf einer Anzahl von Zechen ist man statt dessen dazu übergegangen, das Nachschießen des Hangenden vom Kohlenstoß her vorzunehmen, so daß in diesem Falle die Bohrlöcher vom Arbeitsfeld aus gebohrt werden und nach dem Blindort hin eine schräg nach oben weisende Richtung erhalten. Der Grund für dieses Verfahren liegt darin, daß die Hangendschichten beim Nachschießen vom Blindort her in gewissen Fällen bis in das Arbeitsfeld abblättern sollen. Vereinzelt sind zur Vermeidung dieser Möglichkeit Versuche mit senkrecht nach oben weisenden Bohrlöchern gemacht worden. Das Nachschießen des Hangenden vom Kohlenstoß her verbietet sich jedenfalls aus sicherheitlichen Gründen bei allen Flözen, in denen sich entzündlicher Kohlenstaub im Arbeitsfeld in stärkern Maße bildet. Auch bleibt zu berücksichtigen, daß bei diesem Verfahren das Blindort selbst nicht ausgebaut wird und daher beim Ableuchten auf Grubengas darin Steinfallgefahr droht. Diese Nachteile und betrieblichen Schwierigkeiten vermeidet die Hereingewinnung mit Abbauhämmern, die in manchen Fällen, besonders beim Mitnehmen der liegenden Schichten, in Gebrauch steht.

Der Ausbau der Blindörter wird mit Rücksicht darauf, daß das Blindort nach verhältnismäßig sehr kurzer Zeit betrieblich nicht mehr benötigt wird, in erster Linie vom Gesichtspunkt der Sicherung der Arbeit bestimmt; infolgedessen finden sich hierbei auf den verschiedenen Zechen starke Abweichungen. Vorherrschend ist der Türstockausbau oder der halbe Türstock; daneben findet sich vielfach die Sicherung des Hangenden durch Kappen und Firstenstreicher. Manche Zechen bringen einen eisernen Ausbau ein, der bei dem Abwerfen der rückwärtigen Teile des Blindortes regelmäßig mit vorrückt. Auf verschiedenen Zechen ist man zu einer spitzbogenartigen Form der Blindörter übergegangen, bei der namentlich in Sandsteinschichten auf einen besondern Ausbau verzichtet wird. Sehr weitgehend eingebürgert hat sich das Setzen von Holzpfeilern am Oberstoß der Blindörter, das allerdings hauptsächlich der Druckverhältnisse wegen erfolgt, worauf bei der Herstellung des Versatzes noch eingegangen wird.

Wichtig im Zusammenhang mit dem Ausbau ist die Frage der Sicherung gegen unbefugtes Betreten. Dem Abschluß der Blindörter wird erhöhte Beachtung geschenkt, seitdem einige Bergleute, die sich beim Zubruchgehen eines Abbaus mit Blindortversatz durch die Fluchtstrecke retten wollten, irrtümlich in ein Blindort gerieten, in diesem etwa 200 m weiter fuhren und hier — da die Blindörter in ihrem rückwärtigen Stück keine Bewetterung erhalten — in schlechten Wettern den Tod fanden. Aus diesem Anlaß wurde zunächst auf einen Abschluß der Blindörter durch Bergemauern in Abständen von je 10 m Wert gelegt, soweit nicht eine durchgehende Bewetterung des Blindortes erfolgte; dabei lag allerdings der Gedanke mit zugrunde, einen gewissen Schutz gegen die etwaige Ansammlung von Grubengas in dem nicht bewetterten Teil der Blindörter zu erzielen. Die

Erfahrungen haben gezeigt, daß diesem Punkt nicht die ursprünglich angenommene Bedeutung zukommt. Man beschränkt sich daher jetzt vielfach auf eine einfache Sicherung des Blindortes gegen Betreten durch einen Bretterverschlag oder gespannten Maschendraht, die dann mit dem Vorrücken des Blindorts regelmäßig vorgesetzt wird. Vielfach vermeidet man den Abschluß der Blindörter dadurch, daß man sie alle 10 m absetzt.

Hinsichtlich der Bewetterung der Blindörter herrschen ebenfalls manche Unterschiede in der praktischen Ausführung. Soweit keine oder nur eine geringe Grubengasentwicklung stattfindet, nehmen die Zechen häufig überhaupt keine besondere Bewetterung vor; die Blindörter werden in Abständen von 5–6 m verschlagen und auf diese Entfernung durch Diffusion bewettert. Im allgemeinen führt man jedoch den Blindörtern durch eine mit der untern Abbaustrecke verbundene Wetterrösche Frischwetter zu. Die Wetterröschen werden von Zeit zu Zeit abgeworfen und durch neue ersetzt, was vielfach regelmäßig in Abständen von 10 m erfolgt. Die rückwärtigen Teile der Blindörter werden dann in der gekennzeichneten Weise abgeschlagen. Auf Flözen mit stärkerer Grubengasentwicklung sieht man von der Bewetterung mit Hilfe einer Rösche ab und geht zu Sonderbewetterung über.

Den Bergeversatz bringt man in der Weise ein, daß die durch Hereingewinnung des Hangenden oder Aufnehmen des Liegenden gewonnenen Berge zu beiden Seiten der Blindortstrecke untergebracht werden; dabei führt jedes Blindort am obern Stoß einen schmalern, am untern einen breitern Versatzstreifen mit. Da der durchschnittliche Zwischenraum von Mitte zu Mitte Blindort 10 m beträgt und die Blindortstrecke 3 m offen bleibt, entstehen auf diese Weise Bergestreifen von 7, teilweise auch 8 und 9 m Stärke. Oberhalb der Füllstrecke und unterhalb der Wetterstrecke wird grundsätzlich je ein Bergestreifen von 8 m Stärke mitgeführt; der eine besteht aus den Bergen des untersten Blindortes, der andere aus denen des Bahnbruchs. Wichtig ist bei der Ausführung des Versatzes, daß er gleichmäßig dem vorschreitenden Kohlenstoß nachrückt und tragfähig hergestellt wird. Zur Erfüllung der ersten Bedingung müssen die Gewinnung und Einbringung des Versatzgutes völlig unabhängig von der Kohlengewinnung sein, also auch während der Kohlenschicht erfolgen können. Dem zweiten Erfordernis kommt zustatten, daß in vielen Fällen grobstückiges Versatzgut gewonnen wird, aus dem sich ein tragfähiger Versatz herstellen läßt. Gleichwohl empfiehlt es sich, an dem Oberstoß der Blindörter, falls man sich nicht mit Holzpfeilern begnügen kann, dichte Bergemauern mitzunehmen. Es hat sich gezeigt, daß mit Hilfe derartiger Mauern eine bessere Beherrschung des Gebirgsdruckes möglich ist.

Der Abbau mit Blindortversatz vollzieht sich im allgemeinen in dreischichtigem Betrieb, wobei eine Schicht vorwiegend der Gewinnung, die zweite der Nachführung der Blindörter (Bohren, Schießen) und dem Versatz, die dritte dem Umlegen der Rutschen und dem Versetzen gewidmet ist; häufig wird das Bohren auch in der Gewinnungsschicht ausgeführt. Manche Zechen arbeiten in zweischichtigem Betrieb, wobei die eine Schicht Hauptgewinnungsschicht ist und die andere zum Bohren, Schießen und Versetzen dient, während das Umlegen der Rutschen nach Bedarf erfolgt.

Anwendungsbeispiele.

Die Ausführung des Abbaus mit Blindortversatz zeigt im großen und ganzen auf den einzelnen Zechen keine wesentlichen Abweichungen, so daß sich ihre Erörterung hier erübrigt. Dagegen sollen zur Kennzeichnung der praktischen Bedeutung des Blindortversatzes die Verhältnisse einiger Zechen, die in stärkerm Maße davon Gebrauch machen, kurz besprochen werden[1].

In dem östlichen Teil des Bezirks können die zur Bergbaugruppe Hamborn der Gelsenkirchener Bergwerks-A.G. gehörenden Zechen Friedrich Thyssen 4/8, Friedrich Thyssen 2/5 und Lohberg als besonders gute Beispiele gelten. Auf der Zeche Friedrich Thyssen 4/8 stammten nach dem Stande vom September 1933 rd. 100% der Förderung aus Abbaubetrieben, in denen Blindortversatz Anwendung fand. Die Förderung betrug in diesem Monat 52400 t, die sich auf 7 Großabbaubetriebe verteilten, von denen 5 ausschließlich Blindortversatz und die beiden andern daneben teilweise auch Rippenversatz anwandten. Die flache Bauhöhe lag zwischen 120 und 443 m, und zwar bei 3 Betriebspunkten unter 200 m, bei 3 zwischen 200 und 300 m, bei 1 über 400 m. Sämtliche Flöze gehörten der obern Fettkohlengruppe an. Die Mächtigkeit war durchweg gering; sie schwankte zwischen 0,70 und 0,85 m und erreichte nur in zwei Fällen 1,10 m. Bei drei Flözen betrug das Einfallen 4–25°, in den übrigen stieg es auf 30, 35 und 38°. Das Hangende bestand vorwiegend aus Sandschiefer und Tonschiefer, das Liegende meist aus Sandstein und Sandschiefer. Der in der Berichtszeit erzielte fördertägliche Abbaufortschritt betrug in einem Fall (Flöz Präsident mit Sandhangendem und Sandliegendem) 1 m, bei der Mehrzahl der Betriebe 2,40–2,80 m und bei 2 Betriebspunkten 3 m. Die Strebleistung[2] je Mann und Schicht lag in den 7 Abbaubetrieben zwischen 3,40 und 4,80 t, in der Mehrzahl der Betriebe über 4,5 t.

Die Zeche Friedrich Thyssen 2/5 gewann im September 1933 59% (70988 t) ihrer Förderung aus 4 Großabbaubetrieben mit Blindortversatz. Es handelte sich hier vorwiegend um Abbau in der Gasflammkohle, in einem Fall um Abbau in der Gaskohle. Alle diese Betriebe zeichneten sich durch sehr lange Abbaufronten aus, die in einem Fall 300 m, in drei Fällen 400 m und in einem Fall 476 m Länge aufwiesen; in dem in der Gaskohle umgehenden Betrieb wurden zwei in einer Front liegende Stöße von je 400 m flacher Bauhöhe betrieben. Sämtliche Flöze hatten flache Lagerung von etwa 10° und Mächtigkeiten von 1 m und mehr, in je einem Fall von 1,70 und 1,80 m. Die Hangendschichten bestanden aus Tonschiefer, die Liegendschichten aus Tonschiefer und Sandschiefer. Der fördertägliche Abbaufortschritt bewegte sich zwischen 1,30 und 1,50 m, die Strebleistung je Mann und Schicht zwischen 4,16 und 4,57 t.

Bei der Gasflammkohlenzeche Lohberg belief sich der Anteil der aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz stammenden Förderung auf 81% (38645 t). Die Betriebe gingen auf den Flözen E, 1 und 2 um,

[1] Die Angaben sind mir von den Werksverwaltungen zur Verfügung gestellt worden.

[2] Die Strebleistung umfaßt in allen behandelten Fällen die für Gewinnung, Laden der Kohle, Einbringen des Versatzes und Umlegen des Strebfördermittels verfahrenen Schichten.

deren Mächtigkeit sich auf 1,70 m (einschließlich 15 cm Mittel), 1,30 m und 1,55 m belief. Die Lagerung ist sehr flach (5–8°); Hangendes und Liegendes bestehen aus Tonschiefer. Von den 3 Betriebspunkten hatte der in Flöz E eine flache Bauhöhe von 60 m, während diese bei den andern Betrieben 275 und 260 m betrug. In den Flözen 1 und 2 erfolgte die Gewinnung mit Hilfe von Schrämmaschinen und Abbauhämmern; hier wurde ein fördertäglicher Abbaufortschritt von 1,60 und 1,33 m und eine Strebleistung von 6,57 und 6,24 t erreicht. In dem 1,70 m mächtigen Flöz E mußte man neben den Abbauhämmern teilweise Schießarbeit anwenden; der fördertägliche Abbaufortschritt betrug hier daher nur 0,84 m, während sich die Strebleistung auf 5,71 t stellte.

Abschließend wird nachstehend für die Bergbaugruppe Hamborn der Gesellschaft eine Übersicht über den Anteil des Blindortbetriebes nach dem Stande vom September 1933 gegeben.

Schachtanlage	Förderung aus Blindortbetrieben t	Anteil an der Gesamtförderung %
Fördermenge und Anteil an der Gesamtförderung der einzelnen Schachtanlagen		
Fr. Thyssen 4/8 .	52 400	100
Westende	15 395	41
Beeckerwerth . .	11 172	16
Fr. Thyssen 2/5 .	70 988	59
Lohberg	38 645	81
Gruppe	188 600	58
Fördermenge und Anteil an der Gesamtförderung aus Blindortbetrieben, getrennt nach Flözgruppen		
Fettkohle	78 967	42
Gasflammkohle . .	83 228	44
Gaskohle	26 405	14
zus.	188 600	100
Fördermenge und Anteil an der Gesamtförderung aus Blindortbetrieben, getrennt nach der Flözmächtigkeit		
m		
0,60–0,80	57 624	30
0,81–1,00	26 461	14
1,01–1,20	19 008	10
1,21–1,40	19 590	10
1,41–1,60	55 977	29
1,61–1,80	3 540	2
1,81–2,00	6 400	5
zus.	188 600	100

Aus dem mittlern Teil des Ruhrbezirks können die Verhältnisse der Zechen des Mülheimer Bergwerksvereins sowie der Zechen Victoria Mathias, Bonifacius, Zollverein, Mathias Stinnes 3/4 und Graf Moltke herangezogen werden.

Auf den Zechen des Mülheimer Bergwerksvereins entstammten Abbaubetrieben mit Blindortversatz 1475 t der Tagesförderung = 34 %. Beteiligt hieran war lediglich die Magerkohlengruppe; die Flöze der Fettkohlengruppe kamen wegen ihrer steilen Lagerung nicht in Betracht. Nach der Flözmächtigkeit entfielen von den 1475 t 46 % auf Flöze von 0,60–0,70 m, 54 % auf Flöze von 1–1,10 m.

Die Zeche Victoria Mathias gewann 788 t = 37,8 % ihrer Tagesförderung aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz, woran nur die Fettkohle beteiligt war. Von dieser Förderung stammten 19,5 % aus Flözen von 0,50 m, 73,2 % aus solchen von 0,70 m und 7,3 % aus solchen von 0,90 m Mächtigkeit.

Die Zeche Bonifacius förderte von insgesamt 56280 t im Monat November 1933 29236 t = 51,9 % aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz. Es handelte sich um zwei Betriebspunkte in der Gaskohle, von denen der eine in einem Flöz von 1 m Mächtigkeit 10829 t, der zweite in einem Flöz von 1,50 m Mächtigkeit 18407 t Monatsförderung aufwies. Zum Vergleich sei bemerkt, daß noch weitere 11 Betriebspunkte in der Fettkohle insgesamt 21761 t und 2 Betriebspunkte in der Eßkohle 5283 t förderten.

Die Zeche Zollverein hatte im November 1933 eine Monatsförderung von 187170 t, von der 106789 t = 57 % die Abbaubetriebe mit Blindortversatz lieferten. Von 61 Betriebspunkten entfielen 54 auf die Fettkohle und 7 auf die Gaskohle; davon wurden 11 Abbaustöße der Fettkohle mit 66040 t Förderung und 6 Abbaustöße der Gaskohle, die 40749 t gewannen, mit Blindortversatz gebaut. Nach der Mächtigkeit entfielen auf 0,50–0,75 m 5, 0,75–1 m 3, 1–1,25 m 5 und 1,25 bis 1,50 m 4 Betriebspunkte mit Blindortversatz.

Auf der Zeche Mathias Stinnes 3/4 entstammten von der Tagesförderung 655 t = 21,4 % Abbaubetrieben mit Blindortversatz, woran lediglich die Gasflammkohle beteiligt war. Hierbei ist allerdings zu berücksichtigen, daß auf dieser Zeche noch in erheblichem Maße Abbau mit Teilversatz stattfindet. Nach der Mächtigkeit verteilte sich die Förderung der Blindortbetriebe wie folgt:

Förderung %	Mittlere Flözmächtigkeit m	Förderung %	Mittlere Flözmächtigkeit m
2,0	0,85	60,5	1,20
7,7	1,00	29,8	1,50

Die Zeche Graf Moltke förderte in der gleichen Berichtszeit 47400 t, von denen 23800 t = 50 % in Betrieben mit Blindortversatz gewonnen wurden. Von insgesamt 5 Großabbaubetrieben hatten 3 Blindortversatz; 2 bauten in der Gaskohle und förderten 11069 t, während der dritte in der Gasflammkohle eine Monatsförderung von 12069 t aufwies. Die Mächtigkeit der Flöze wechselte zwischen 0,75 und 1,50 m.

Im östlichen Teil des Ruhrbezirks ist der Abbau mit Blindortversatz in stärkerm Maße auf den Zechen Minister Stein und Hansa vertreten. Auf der Zeche Minister Stein lieferten die Blindortbetriebe im Monat November 1933 insgesamt 63909 t oder 64,8 % der Gesamtförderung. Beteiligt hieran waren die mittlere und obere Fettkohle, und zwar vorwiegend Flözmächtigkeiten von 1–1,50 m. Dem Einfallen nach handelte es sich um Flöze mit ganz flacher Lagerung, 0–8°, sowie um solche von 17–28°. Die flache Bauhöhe der 10 in Betracht kommenden Stöße lag in 3 Fällen unter 100 m, in 5 Fällen zwischen 100 und 200 m und in 2 Fällen bei 250 m. Der erzielte Abbaufortschritt betrug in 6 Betrieben 1–1,10 m, in 3 Betrieben 2,20 m und in 1 Betrieb 4,40 m. Die Strebleistungen bewegten sich zwischen 3,73 und 5 t und erreichten in einem Stoß 5,9 t.

Bei der ausschließlich in der Fettkohlengruppe bauenden Zeche Hansa betrug der Anteil des Abbaus mit Blindortversatz 58 % der Gesamtförderung, d. h. fördertäglich 1291 t aus 3 Großabbaubetrieben von 200, 220 und 230 m flacher Bauhöhe. Das Einfallen der in Betracht kommenden Flöze lag zwischen 8 und 12°; die Mächtigkeit betrug in einem Flöz 1 m, in den

beiden andern 1,20 m. Der Abbaufortschritt erreichte in einem Stoß 2,10 m, in dem zweiten 1,65 m und in dem dritten (wegen besonderer Schwierigkeiten infolge Quellens des Liegenden) nur 0,82 m. Die Strebleistung belief sich auf 3–3,37 t je Mann und Schicht.

Im Süden des Ruhrbezirks findet der Abbau mit Blindortversatz wegen der stark abweichenden Lagerungs- und Betriebsverhältnisse weniger Anwendung als auf den Zechen im übrigen Gebiet. Begründet ist dies darin, daß die Lagerung vielfach die Entwicklung von Großbetrieben nicht zuläßt. Ein Beispiel hierfür bieten die Zechen der Bergbaugruppe Bochum der Gelsenkirchener Bergwerks-A. G. (Carolinenglück, Dannenbaum, Bruchstraße, Prinz Regent, Engelsburg und Friedlicher Nachbar). Diese Zechen förderten im November 1933 zusammen 255370 t, davon 21153 t = 8,3 % aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz. Von dieser Förderung entfielen auf die Fettkohle 13112 t, das sind 9,4 % der Fettkohlenförderung der Gruppe, und auf die Eßkohle 8040 t = 6,9 % der Eßkohlenförderung. Die Verteilung nach der Mächtigkeit war wie folgt:

Flözmächtigkeit . .	0–1 m	1–1,50 m	1,50–2 m	über 2 m
Gesamtförderung t	73 987	49 850	56 411	75 117
Förderung aus Blindortbetrieben t	19 949	4 662	1 549	—
Anteil der Förderung aus Blindortbetrieben . %	20,2	9,4	2,7	—

Auf den Zechen der genannten Gruppe fanden sich im November 1933 insgesamt 25 Abbaubetriebe mit Blindortversatz. In 8 dieser Betriebe schwankte das Einfallen der Flöze zwischen 15 und 20°, in 11 zwischen 20 und 30°, in den übrigen Fällen zwischen 30 und 45°. Die flache Bauhöhe ging nur ausnahmsweise über 100 m hinaus; bei 19 Stößen lag sie zwischen 40 und 90 m, bei den übrigen zwischen 100 und 150 m. Der tägliche Abbaufortschritt erreichte naturgemäß nicht die Beträge, wie sie in den Großabbaubetrieben der flachen Lagerung vorherrschen; er bewegte sich bei der Mehrzahl der Stöße zwischen 50 und 80 cm und überstieg nur in einem Betriebe 1 m. Anderseits war die Strebleistung im allgemeinen günstig; sie blieb in einem Falle unter 2 t, lag bei den übrigen Stößen zwischen 2,30 und 3,50 t und erreichte in einem Betriebe 4 t.

Für den nördlichen Teil des Bezirks sei auf die Verhältnisse der Zeche Emscher-Lippe hingewiesen, die im Dezember 1933 täglich 4787 t und davon 1564 t = 32,7 % aus Abbaubetrieben mit Blindortversatz förderte. In diesem Zusammenhang sei schon hier bemerkt, daß von der Förderung 22,6 % aus Betrieben mit Rippenversatz und 44,7 % aus solchen ohne Versatzrippen stammten, worauf später noch eingegangen wird. An dem Abbau mit Blindortversatz waren drei Großabbaubetriebe in dem Fettkohlenflöz 6 beteiligt. Das Flöz hat 1,50 m Mächtigkeit mit fast reiner Kohle. Das Einfallen beträgt auf dem Nordflügel 13°, auf dem steilern Südflügel 34°. Das Hangende besteht aus Tonschiefer, das Liegende aus Sandstein. Von den 3 Abbaubetrieben gingen 2 auf dem Nordflügel, 1 auf dem Südflügel um. Die beiden Stöße auf dem flachern Nordflügel (Strebbau) hatten 125 m, der Stoß auf dem steilern Südflügel (Schrägbau) 104 m flache Bauhöhe. Die Blindörter waren in Zwischenräumen auf dem flachen Flügel von 11 m, auf dem Südflügel von 14 m angesetzt; die Stärke der Bergestreifen betrug im ersten Fall 8 m, im zweiten 10 m. Der Abbaufortschritt erreichte auf dem Nordflügel 2,25 m bei einer Strebleistung von 6,65 t, während auf dem steilern Südflügel die entsprechenden Kennziffern 3,24 m und 8,22 t lauteten.

Der Abbau mit Teilversatz[1].

Das wesentliche Kennzeichen des Abbaus mit Teilversatz besteht darin, daß in dem ausgekohlten Flözraum nur einige Auflagerungsflächen aus Versatzgut hergestellt und mit dem Vorrücken des Kohlenstoßes nachgeführt werden, während das dazwischen anstehende Hangende nachbrechen und die unversetzten Räume verfüllen soll. Gleichzeitig mit dem Fortschreiten des Stoßes folgen regelmäßig vorrückende Pfeiler aus Holz oder Eisen (Wanderpfeiler), die parallel zum Kohlenstoß angeordnet sind und einmal der Schonung des Hangenden, außerdem aber auch der Schaffung einer einheitlichen Bruchkante für das Nachbrechen der Dachschichten dienen.

Anwendungsbereich.

Der Abbau mit Teilversatz hat seinen Vorläufer im englischen Steinkohlenbergbau[2]. Bei der vorwiegend flachen Lagerung der Steinkohlenflöze sowie ihrer größern Mächtigkeit und Reinheit bildet dort das planmäßige Nachbrechen der Dachschichten unter Verwendung von Wanderpfeilern die vorherrschende Abbauart. Aus den eingangs dargelegten Gründen ging man im Ruhrbergbau zuerst im Jahre 1929 versuchsweise zur Anwendung des Abbaus mit Teilversatz über. Hierbei verfuhr man so, daß im Einverständnis mit der Bergbehörde zunächst 10 besonders ausgewählte Versuchszechen auf einzelnen Flözen die neue Abbauweise einführten. Von diesen 10 Versuchsbetrieben entfielen 5 auf die Gasflammkohlen- und 5 auf die Magerkohlengruppe. Die Fett- und Gaskohlenflöze wurden absichtlich in die Versuche nicht einbezogen, weil über die Wetterführung und Grubengasentwicklung noch keine Erfahrungen vorlagen und diese erst abgewartet werden sollten. Nachdem die Versuche etwa 3 Jahre gelaufen waren, wurden zunächst Abbaubetriebe mit Teilversatz in einigen Gaskohlenflözen aufgenommen, denen sich dann später solche in Fettkohlenflözen anschlossen. Dabei suchte man vor allem solche Fettkohlenflöze aus, bei denen die überlagernden Flöze bereits verhauen waren, so daß man mit einer gewissen Entgasung rechnen konnte. Nach dem Stande vom Oktober 1933 hat der Abbau mit Teilversatz auf rd. 30 Zechen des Ruhrbezirks Eingang gefunden, und zwar in etwa 60 Abbaubetrieben.

Im Januar 1933[3] war von den verschiedenen Flözgruppen des Ruhrbezirks am stärksten die Gasflammkohle an dem Abbau mit Teilversatz beteiligt, wie sich aus der vorstehend dargelegten Entwicklung er-

[1] Die Anwendung des Teilversatzes im Ruhrbergbau behandeln die nachstehend genannten Aufsätze. Winkhaus: Die Pflege des Hangenden durch Teilversatz, Glückauf 66 (1930) S. 41; Rohde: Erfahrungen bei der Einführung des Teilversatzes in einem Flöz der Magerkohle, Glückauf 67 (1931) S. 1065; Heinemann: Erfahrungen bei der Einführung des Teilversatzes in einem Magerkohlenflöz, Glückauf 67 (1931) S. 1356; Walter: Erfahrungen mit Teilversatz im Betriebe der Zeche Prosper, Glückauf 70 (1934) S. 8.

[2] Hinsichtlich der englischen Verhältnisse wird auf die zahlreichen im deutschen Schrifttum erschienenen Abhandlungen verwiesen.

[3] Die nachstehenden Angaben stammen zum Teil von dem Verein für die bergbaulichen Interessen in Essen.

klärt. Von den 2,8 % der aus Abbaubetrieben mit Teilversatz stammenden Förderung entfallen 1,1 % auf die Gasflammkohle, je 0,8 % auf die Gas- und Magerkohle und 0,1 % auf die Fettkohle. Legt man die Gesamtförderung aus Abbaubetrieben mit Teilversatz zugrunde, so stammen 41,7 % aus der Gasflammkohle, 27,8 % aus der Magerkohle, 27 % aus der Gaskohle und nur 3,5 % aus der Fettkohle. Der Anteil der Fettkohlengruppe an dem Abbau mit Teilversatz ist also noch sehr gering. Das gleiche Bild ergibt sich, wenn man den Anteil des Abbaus mit Teilversatz zu dem mit Vollversatz und Blindortversatz in Beziehung setzt, wie die Übersicht auf Seite 955 oben erkennen läßt. Auch hier hat die Gasflammkohle mit 8,6 % den stärksten Anteil, während die Fettkohle nur mit 0,2 % beteiligt ist.

In dem Wesen des Abbaus mit Teilversatz liegt es begründet, daß sich seine Anwendung fast ausschließlich auf die flache Lagerung, d. h. auf Flözeinfallen von 0–25° beschränkt. Schon in mittelsteiler Lagerung wird das Nachführen streichender Rippen schwierig, ebenso ein planmäßiges Nachbrechen der Dachschichten; noch schwieriger läßt sich aber eine gleichmäßige Verteilung der nachgebrochenen Dachschichten erreichen, wodurch die Aufnahme des Gebirgsdruckes und die Reglung des Stoßdruckes natürlich erschwert werden. Erst recht fehlen auf steilen Flözen die Voraussetzungen für die Anwendung des Teilversatzes. Aus diesen Gründen ist die Lagerung über 25° nur wenig an dieser Abbauweise beteiligt, wie aus der nachstehenden Übersicht hervorgeht. Von der Gesamtförderung aus Abbaubetrieben mit Teilversatz entfallen auf die

Lagerungsgruppe	%	Lagerungsgruppe	%
0 – 5°	50,1	35 – 55°	0,2
5 – 25°	45,2	55 – 90°	—
25 – 35°	4,5		

Im Vergleich zu den Abbauarten mit Voll- und Blindortversatz beträgt für die Lagerung von 0–25° der Anteil des Abbaus mit Vollversatz[1] 56,8 %, mit Blindortversatz 38,8 % und mit Teilversatz 4,4 %. Legt man nur die sehr flache Lagerung von 0–5° zugrunde, so beträgt der Anteil des Abbaus mit Vollversatz 51 %, mit Blindortversatz 41,1 % und mit Teilversatz 7,9 %.

Betrachtet man die Mächtigkeit der Flöze, auf denen der Abbau mit Teilversatz bis jetzt Anwendung gefunden hat, so entfallen von der Förderung aus Abbaubetrieben mit Teilversatz auf die

Flözmächtigkeit m	%	Flözmächtigkeit m	%
unter 0,50	0,2	1,00 – 1,50	30,4
0,50 – 0,75	19,4	1,50 – 1,75	20,3
0,75 – 1,00	29,7		

Nach Flözmächtigkeit und Einfallen gliederte sich die Förderung aus Teilversatzbetrieben im Januar 1933 wie folgt:

Flözmächtigkeit	Flözeinfallen							
	0 – 25°		über 25 – 35°		über 35 – 55°		zus.	
m	t	%	t	%	t	%	t	%
unter 0,50	—	—	—	—	306	100,0	306	0,2
0,50 – 0,75	32 983	20,0	545	7,0	—	—	33 528	19,4
0,75 – 1,00	50 149	30,5	1082	13,8	—	—	51 231	29,7
1,00 – 1,50	46 308	28,1	6190	79,2	—	—	52 498	30,4
1,50 – 1,75	35 173	21,4	—	—	—	—	35 173	20,3
insges.	164 613	100,0	7817	100,0	306	100,0	172 736	100,0

Demnach ist der Abbau mit Teilversatz am stärksten, und zwar ziemlich gleichmäßig, in Flözen von 0,75 bis 1 m und von 1–1,50 m Mächtigkeit vertreten. Anderseits findet er sich auch in Flözen unter 0,75 m und über 1,50 m, in denen er verhältnismäßig häufiger ist als der Blindortversatz.

Im ganzen ergibt sich hinsichtlich des Anwendungsbereiches, daß der Abbau mit Teilversatz ausgesprochen ein Abbauverfahren für flache Lagerung bei Mächtigkeiten von 0,50–1,50 m ist und vorwiegend für die Gasflamm- und Gaskohle in Betracht kommt. Mengenmäßig ist der Anteil an der Gesamtförderung des Ruhrbezirks im ganzen betrachtet noch gering. Über die Verbreitung auf den einzelnen Zechen wird weiter unten berichtet.

Betriebsgestaltung.

Der Abbau mit Teilversatz findet im Ruhrbergbau in zwei Hauptarten, nämlich mit und ohne Versatzrippen, Anwendung. Bei der ersten werden zur Herstellung der Auflagerungsflächen beiderseits der Füll- und Wetterstrecken und in dem dazwischen liegenden Abbauraum Versatzstreifen (Streckenpolster und Rippen) mitgeführt; bei der zweiten beschränkt man sich auf die Mitführung der Streckenpolster, während die Rippen im Abbauraum vollständig wegfallen.

Abbau mit Versatzrippen (Rippenversatz im engern Sinne).

Bei dem Abbau mit Versatzrippen lassen sich nach der Art der Rippen zwei verschiedene Ausführungen unterscheiden: Abbau mit Rippen aus Nachfallbergen (Nachfallrippen) und Abbau mit Rippen aus Blindortbergen (Blindortrippen), je nachdem, ob für die Rippen das Versatzgut aus den nachgebrochenen Dachschichten entnommen oder durch besondere Blindörter gewonnen wird. Manchenorts ist man zunächst von dem gewöhnlichen Blindortbetrieb zum Rippenversatz aus Blindortbergen und von diesem, nachdem er sich genügend eingespielt hatte, zum Rippenversatz aus Nachfallbergen übergegangen. Vielfach ist jedoch der letztgenannte von Anfang an zur Ausführung gelangt.

Bei dem Abbau mit Nachfallrippen (Abb. 1 und 2) bringt man die vor dem Kohlenstoß in dem ausgekohlten Flözraum anstehenden Dachschichten auf die ganze Stoßlänge regelmäßig zum Nachbrechen und stellt aus diesen Nachfallbergen mehrere Meter breite Versatzrippen her, die mit dem Stoß ständig vorrücken. Den zwischen den Versatzrippen anstehenden Raum füllen die verbleibenden und noch weiter nachbrechenden Dachschichten allmählich aus. Das nach-

[1] S. Anmerkung 4 auf S. 953.

sinkende Haupthangende legt sich dann auf die Versatzrippen und die zwischen diesen lagernde Ausfüllungsmasse auf.

Der Abstand, in dem die Versatzrippen dem Kohlenstoß folgen, beträgt wenigstens zwei Feldbreiten (Arbeits- und Rutschenfeld), ist aber abhängig von der Stärke des Stoßdruckes und dem Zustand der Schichten im Arbeitsfeld. Zur Schonung des Hangenden empfiehlt sich ein nahes Heranführen der Rippen an den Kohlenstoß. Die Breite der Versatzrippen beträgt im allgemeinen 3 m, stellenweise auch 4, 5 oder 6 m.

Der Zwischenraum, in dem die Rippen auf die Stöße verteilt werden, richtet sich in erster Linie nach dem Verhalten der Dachschichten und der Stärke des Gebirgsdruckes. Daher ist die Zahl der Versatzrippen und demgemäß der Zwischenraum zwischen ihnen sehr verschieden. Er liegt zum Teil bei 20, 25 und 30 m, erreicht vielfach den Betrag von 40 m und geht in manchen Fällen auf 50 und 60 m herauf. Maßgebend sind die Erfahrungen, welche die einzelnen Zechen je nach den Flözverhältnissen hinsichtlich der Stärke des auf den Kohlenstoß wirkenden Druckes bei dem Abbau mit Rippenversatz machen. Für die Ausführung der Nachfallrippen ist zu beachten, daß sie möglichst aus grobstückigen Bergen als richtige Mauern hergestellt, dicht unter das Hangende nachgeführt und hier gut verpackt werden müssen, weil sie sonst für die Aufnahme des Druckes aus dem Haupthangenden und zur Reglung des Druckes auf den Kohlenstoß ungeeignet sind. Oberhalb der Füllstrecke und unterhalb der Wetterstrecke wird zum Schutze dieser Strecken ein besonderes, 8 m starkes Bergepolster angeordnet. Für das Polster an der Wetterstrecke verwendet man die Berge aus dem Bahnbruch, für das an der Füllstrecke wird meist 10 m oberhalb ein besonderes Blindort zur Bergegewinnung mitgenommen.

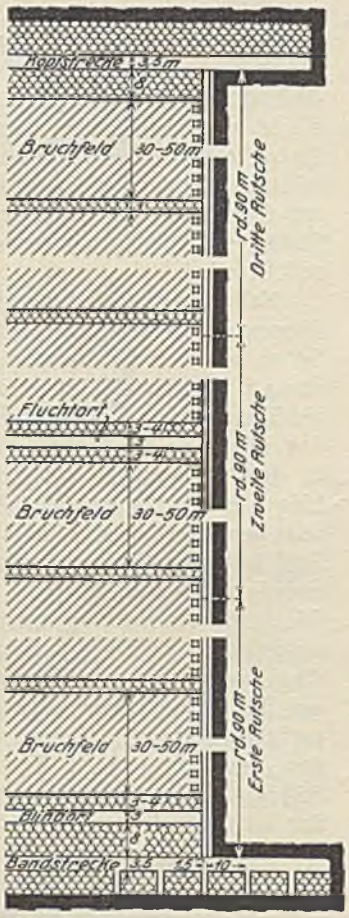


Abb. 1. Schematische Darstellung des Abbaus mit Nachfallrippen (Flöz 15 der Zeche Nordstern).

Zum Wesen des Abbaus mit Nachfallrippen gehört die Mitführung von Wanderpfeilern (Abb. 1 und 2). Diese befinden sich stets unmittelbar hinter dem Rutschenfeld, sind hier in regelmäßigem Zwischenraum in einer Flucht angeordnet und werden mit dem Vorrücken des Stoßes ständig vorverlegt. Während für die Pfeiler ursprünglich nur Holz, und zwar vorwiegend Eichenholz verwendet wurde, ist man neuerdings immer mehr zu Eisenpfeilern übergegangen, die vielfach jetzt die Regel bilden. Es hat sich nämlich ergeben, daß zur Schonung des Hangenden im Arbeitsfeld ein möglichst starrer Ausbau zweckmäßig ist, was auch die Erfahrungen im englischen Bergbau bestätigen. Wo keine reinen Eisenpfeiler benutzt werden, wählt man Eichenholz und Zwischenlagen aus Eisen. Im allgemeinen finden für die Eisenpfeiler alte Schienen (Kappschienen und Eisenbahnschienen) und, soweit Eichenholz in Frage kommt, alte Eisenbahnschwellen Verwendung. Die Abmessungen der Pfeiler sind im allgemeinen $1 \times 1{,}20$ oder $1 \times 1{,}50$ m; daneben finden sich auch die Maße $1{,}20 \times 1{,}20$, $1{,}30 \times 0{,}80$ und $0{,}75 \times 1$ m. Entscheidend ist die Flözmächtigkeit. Der Zwischenraum, in dem die Pfeiler aufeinanderfolgen, beträgt in der Regel 1,50 m; vereinzelt trifft man auch 1 oder 2 m. Im allgemeinen ist hier die Beschaffenheit der Dachschichten maßgebend. Sehr wichtig ist für ein schnelles und gutes Nachbrechen der Dachschichten hinter der Pfeilerreihe, daß die Pfeiler möglichst in einer geraden Flucht stehen. Hierdurch befördert man die Bildung einer guten Bruchkante, so daß die Dachschichten nach dem Umsetzen der Pfeiler glatt abbrechen und schnell hereinkommen. Für einen gleichmäßigen Abbaufortschritt und die Schonung des Hangenden im Arbeitsfeld ist dies sehr wesentlich. Verschiedentlich hat man bei ungünstiger Beschaffenheit der Dachschichten zu besserer Sicherung des Arbeitsfeldes zwei Pfeilerreihen voreinander angeordnet; hierbei werden die Pfeiler der vordern Reihe auf die Zwischenräume der hintern gesetzt (schachbrettartige Anordnung). Besonders eingebürgert hat sich dieses Verfahren nicht, weil das Umsetzen der stark zusammengedrückten hintern Pfeilerreihe häufig Schwierigkeiten bereitete. Um das Umsetzen der Wanderpfeiler zu erleichtern, setzte man diese bei den ersten Versuchen mit Teilversatz auf ein Polster aus Kohlenklein. Vor dem Umsetzen wurde das Kohlenpolster mit der Keilhaue entfernt, worauf sich die einzelnen Schwellen oder Schienen des Pfeilers gut herausnehmen ließen. An Stelle dieses Verfahrens verwendet man neuerdings einfache Keile, die zwischen dem Hangenden und den obersten Schienen eingetrieben werden.

Der Ausbau in dem zwischen Kohlenstoß und Wanderpfeilern anstehenden Flözraum erfolgt in der

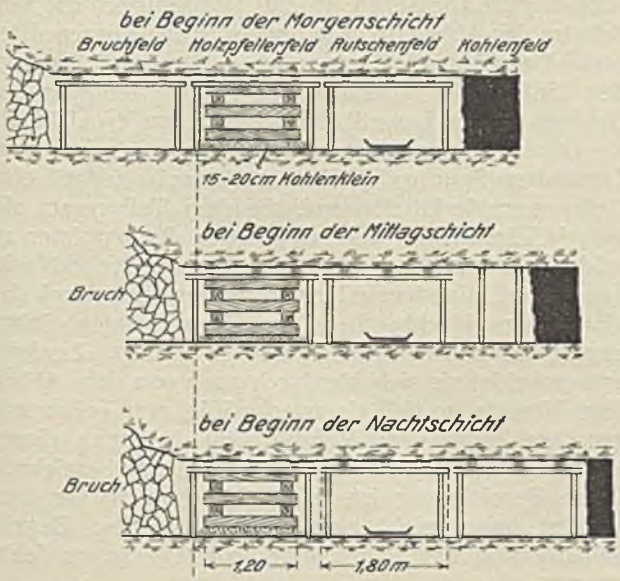


Abb. 2. Stand des Betriebes in den einzelnen Schichten beim Abbau mit Nachfallrippen (Flöz 15 der Zeche Nordstern).

üblichen Weise mit Schalhölzern, die man zur bessern Unterfangung etwaiger im Arbeitsfeld in den Dachschichten auftretender Setzrisse in streichender Richtung anordnet. Auf manchen Zechen hat man sich veranlaßt gesehen, den Schalholzausbau im Vergleich zu der beim Abbau mit Vollversatz und Blindortversatz üblichen Ausführung zu verstärken. Der Ausbau wird in dem hinter den Wanderpfeilern liegenden abgebauten Teil regelmäßig nach dem Umsetzen der Wanderpfeiler wieder geraubt, wobei man sich vielfach besonderer Hilfsvorrichtungen bedient; häufig kerbt man auch die Stempel mit geeigneten Werkzeugen ein, so daß sie beim Nachsinken des Hangenden sofort umbrechen. Das geraubte Holz kann häufig noch zu andern Zwecken (z. B. als Stempel in geringmächtigen Flözen) benutzt werden.

Die Arbeit bei dem Abbau mit Nachfallrippen (Abb. 2) vollzieht sich bei dreischichtigem Betrieb in der Weise, daß in der ersten Schicht Kohlengewinnung, in der zweiten das Umlegen der Rutschen und Umsetzen der Wanderpfeiler, in der dritten das Rauben der Zimmerung hinter der neuen Pfeilerreihe und das Vorziehen der Versatzrippen stattfinden. Gleichzeitig rücken die Füll- und die Wetterstrecke in dreischichtigem Betrieb vor.

Bei dem Abbau mit Blindortrippen (Abb. 3) werden, ebenso wie bei dem gewöhnlichen Blindortbetrieb, hinter dem Rutschenfeld mit dem Vorrücken des Kohlenstoßes einige Blindörter nachgeführt, die zur Gewinnung von Versatzgut für die Rippen dienen, so daß die Nachfallberge zur Herstellung der Versatzrippen nicht benötigt werden und liegen bleiben. Im übrigen gleicht er, namentlich auch in der Verwendung von Wanderpfeilern, durchaus dem Abbau mit Nachfallrippen.

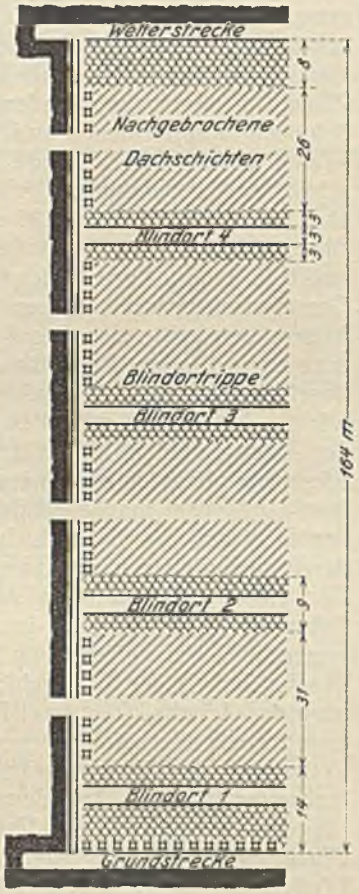


Abb. 3. Schematische Darstellung des Abbaus mit Blindortrippen.

Von dem gewöhnlichen Abbau mit Blindortversatz unterscheidet sich der mit Blindortrippen in zwei Punkten: der Zahl der Blindörter und der Art des Versatzes. Während bei dem gewöhnlichen Abbau mit Blindortversatz die Zahl der Blindörter von dem Bergebedarf des Stoßes und von der flachen Bauhöhe abhängt, ist sie bei dem Abbau mit Blindortrippen nur durch die Zahl der Versatzrippen bedingt, die wieder von der Beschaffenheit des Hangenden und der Stärke des Stoßdruckes bestimmt wird. Sie sind daher teils in Zwischenräumen von 20 m, vielfach in solchen von 30 und 40 m angeordnet. Meist geht man bei dem Ansetzen des Stoßes so vor, daß man die Blindörter zunächst in dem üblichen Zwischenraum von 10 m mitnimmt, diesen, nachdem der Stoß etwa 30 m vorgerückt ist, durch Ausfall eines Blindortes auf 20 m und nach weiterm Vorrücken durch wiederholtes Weglassen eines Blindortes auf 40 m erweitert. Die Herstellung der Versatzrippen erfolgt in der Weise, daß die in dem Blindort gewonnenen Berge beiderseits davon in etwa 3 m breiten Streifen versetzt werden, während der übrige Raum bis zu dem nächsten Blindort frei bleibt und später bei dem Vorrücken des Stoßes von den nachbrechenden Dachschichten ausgefüllt wird.

Neben dem streichend betriebenen Abbau mit Rippenversatz hat sich auf einzelnen Magerkohlenflözen auch ein schwebend eingebrachter Rippenversatz herausgebildet. Hierbei geht man von einer söhligen Strecke mit mehreren nebeneinander liegenden schwebenden Stößen vor. In jedem Stoß wird in der schwebend verlaufenden Abbaustrecke das Liegende oder Hangende hereingewonnen und beiderseits der Strecken auf 3 m Breite versetzt. Der einzelne Stoß hat eine Breite von 12 m, so daß zwischen den einzelnen Rippen ein Raum von 6 m unversetzt bleibt. Die ganze Anordnung entspricht infolgedessen einem schwebend geführten Blindortrippenversatz. Allerdings verzichtet man hierbei im allgemeinen bewußt auf das Nachbrechen der Dachschichten in den unversetzten Raum; ebenso findet meist kein Rauben der Zimmerung statt. Es handelt sich also in diesen Fällen um eine besondere Art des Rippenversatzbaus, der sich mit Rücksicht auf die Bergewirtschaft entwickelt hat und nur bei den vielfach sehr festen Hangendschichten der Magerkohlenflöze möglich ist. Der Abbaufortschritt ist naturgemäß sehr gering und beträgt im Durchschnitt 0,50 m. Mit Rücksicht darauf, daß die schwebenden Abbaustrecken vielfach in das Liegende verlegt werden, bezeichnet man dieses Verfahren auch als »Grabenbau«.

Abbau ohne Versatzrippen.

Auf einigen Zechen des Ruhrbezirks ist man in Abänderung des Abbaus mit Rippenversatz mehrfach dazu übergegangen, von dem Mitnehmen besonderer Rippen ganz abzusehen, so daß also lediglich die zum Schutze der Abbaustrecken angebrachten Bergepolster verbleiben (Abb. 4). Da man bei diesem Verfahren auf den Einfluß der Versatzrippen für die Reglung des Gebirgsdruckes bewußt verzichtet, kann es nicht als ein reiner Rippenversatz angesprochen werden. Auf der andern Seite weist diese Abbauweise jedoch eine Reihe von Merkmalen auf, die dem Teilversatz allgemein eigen sind, d. h. es werden Bergepolster zu beiden Seiten der Füll- und Wetterstrecken mitgenommen, Wanderpfeiler nachgeführt und durch das planmäßige Nachbrechen der Dachschichten Stützpunkte für das Haupthangende gewonnen. Zugleich unterscheidet sie sich hierdurch auch von dem Abbau ohne Versatz, so daß sie zweckmäßig zum Teilversatz gerechnet wird. Im Ruhrbergbau hat man dieses Verfahren stellenweise als »Selbstversatz« bezeichnet. Diese Bezeichnung ist, wie ich schon früher ausgeführt habe[1] nicht zweckmäßig, da dem Begriff Selbstversatz das Planmäßige jedes Versatzes fehlt.

[1] Hatzfeld: Die Bedeutung des Bergeversatzes, Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 77 (1929) S. B 81. Anderer Meinung sind Fritzsche, vgl. Herbig und Jüngst: Bergwirtschaftliches Handbuch, 1931, S. 294, und Gaertner: Abbau mit Selbstversatz, Glückauf 65 (1929) S. 697.

Man räumt diesem Abbauverfahren zweckmäßig eine besondere Stellung ein, was am besten durch die Bezeichnung »Teilversatz ohne Rippen« geschieht.

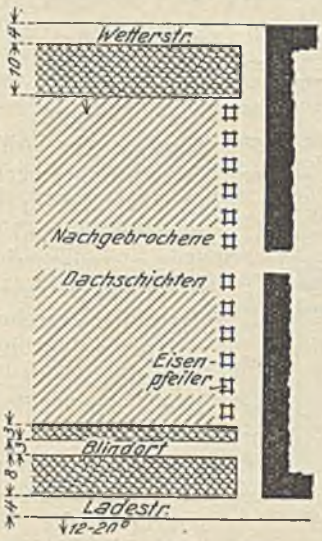


Abb. 4. Schematische Darstellung des Abbaus ohne Rippen (Zeche Emscher-Lippe).

Die Gründe, die zur Anwendung des Teilversatzes ohne Rippen geführt haben, sind verschiedener Art. Bei dem Teilversatz mit Rippen aus Nachfallbergen hat sich vielfach gezeigt, daß die Dachschichten an den Rippen schwerer hereinbrechen und sich zuweilen aufhängen, so daß zur Schießarbeit geschritten werden muß. Außerdem will man bei manchen Abbaustößen mit Rippenversatz beobachtet haben, daß das Hangende des Arbeitsfeldes vor den Rippen Risse aufweist, die für die Schonung des Hangenden ungünstig sind. Diese Auswirkungen wollte man durch das Weglassen der Rippen vermeiden. Ferner sprach ganz wesentlich der Gedanke mit, daß bei Fortfall der Rippen eine ununterbrochene Bruchkante hinter den Wanderpfeilern entsteht und ein gleichmäßigeres Nachbrechen der Dachschichten erreicht wird. Schließlich spielten auch wirtschaftliche Gesichtspunkte eine Rolle, da man das Vorziehen der Rippen spart.

In der allgemeinen Ausbildung entspricht der Teilversatz ohne Rippen durchaus demjenigen mit Rippen. Vor allem ist die Verwendung von Wanderpfeilern allgemein üblich. Nach dem Umsetzen der Wanderpfeiler findet ebenfalls ein planmäßiges Rauben der Zimmerung statt, und die Dachschichten brechen alsdann hinter den Wanderpfeilern auf die ganze Stoßhöhe herein. Der Unterschied gegenüber dem Teilversatz mit Rippen besteht lediglich in dem Fehlen der Versatzrippen.

Der Arbeitsablauf wird bei dem Teilversatz ohne Rippen so geregelt, daß man in der ersten Schicht Kohle gewinnt, in der zweiten die Rutschen umlegt und in der dritten die Wanderpfeiler versetzt und die Zimmerung raubt.

Anwendungsbeispiele[1].

Die Ausführung des Abbaus mit Teilversatz ist in ihren Einzelheiten in erheblichem Maße von den jeweiligen Flöz-, Lagerungs- und Gebirgsverhältnissen bedingt; im besondern gilt dies für die Anordnung, die Zahl und den Zwischenraum der Versatzrippen und erklärt sich aus dem Zweck des Abbaus mit Teilversatz, der in erster Linie der Pflege der Hangendschichten und der Reglung des Gebirgsdruckes dienen soll. Da die Voraussetzungen hierfür stark wechseln, ergibt sich, daß das Abbauverfahren im Einzelfalle den wechselnden Verhältnissen Rechnung tragen muß. Die verschiedenartige technische Gestaltung des Abbaus mit Teilversatz sollen im folgenden einige Beispiele zeigen, und zwar werden entsprechend den verschiedenen allgemeinen Ausführungsformen mehrere Fälle des Abbaus mit Versatzrippen und ohne Versatzrippen behandelt.

Abbau mit Versatzrippen.

Die kennzeichnende Form des reinen Rippenversatzes im Ruhrbezirk ist der Abbau mit Nachfallrippen. Er soll daher vorangestellt werden, wenn auch im Ruhrbergbau mehrfach die Entwicklung über den Blindortrippenversatz zu dem mit Nachfallrippen gegangen ist.

Anwendung von Nachfallrippen. Entsprechend dem Wege, den der reine Rippenversatz genommen hat, werden zunächst einige Beispiele von Flözen der Gasflammkohle erörtert, denen weiterhin solche aus der Gaskohle und Fettkohle folgen.

Aus dem Bereich der Gasflammkohle kann als besonders gutes Beispiel der Abbau der Oberbank

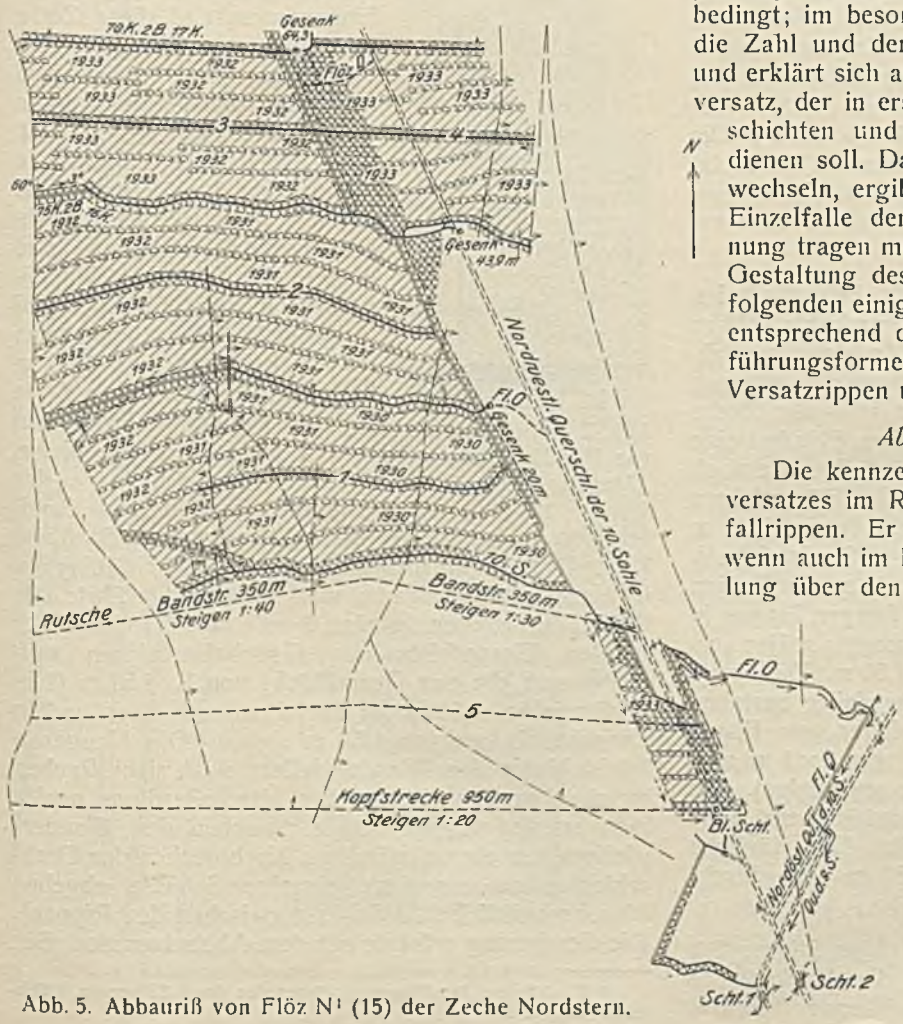


Abb. 5. Abbauriß von Flöz N[1] (15) der Zeche Nordstern.

[1] Die Angaben sind mir von den Werksverwaltungen zur Verfügung gestellt worden.

des Flözes N¹ (15) auf der Zeche Nordstern herangezogen werden. Diese gehört zu den oben erwähnten Versuchszechen, die zuerst das Abbauverfahren mit Rippenversatz entwickelt haben. Sie baut bereits seit dem Jahre 1930 in dem Flöz N¹ in der nordwestlichen Abteilung der 10. Sohle (680 m) und hat bisher vier Stöße mit Rippenversatz gebaut, während ein fünfter Stoß zurzeit in Verhieb steht. Die Reihenfolge, in der die Stöße zum Abbau gelangt sind, sowie ihre Anordnung läßt Abb. 5 erkennen. Das Flöz hat eine Gesamtmächtigkeit von 0,90–1,10 m einschließlich eines Bergemittels von 5–10 cm; das Einfallen beträgt 3–5°. Im Hangenden des Flözes folgt zunächst ein gebrächer Schiefer von 1,5 m Mächtigkeit (Dachschichten), darüber das Haupthangende aus Sandschiefer von 10–30 m. Die liegenden Schichten sind Tonschiefer. Die bisher zum Verhieb gelangten Stöße hatten eine flache Bauhöhe von etwa 150, 200 und 200–300 m. Die Gestaltung des Betriebes im einzelnen geht aus den Abb. 1 und 2 hervor. Auf die gesamte Stoßhöhe von 270 m werden etwa 5 Rippen verteilt, so daß zwischen den Rippen 30–50 m Zwischenraum verbleiben. Die einzelnen Rippen haben eine Breite von 3 m, nur beiderseits des in der Stoßmitte mitgeführten Fluchtortes erhalten die Rippen 3–4 m Breite. Die Wanderpfeiler bestehen aus Kiefernholzschwellen von 1×1,20 m Grundfläche; sie werden auf Kohlenklein aufgesetzt und mit Holzkeilen verkeilt. Die Gewinnung erfolgt mit Abbauhämmern ohne Schrämmaschine und ohne Schießarbeit. Der Ausbau im Stoß besteht aus streichend verlegten Schalhölzern mit Verzugspitzen. Die Reihenfolge von Gewinnung, Umlegen der Rutsche, Umsetzen der Holzpfeiler und Vorziehen der Versatzrippen ergibt sich aus Abb. 2. Der tägliche Abbaufortschritt betrug zu Beginn des Abbaus 1,50 m, wurde aber später auf 1,85 m gesteigert. Die Strebleistung lag zwischen 4 und 5 t. Die Dachschichten brechen nach dem Umsetzen der Holzpfeiler im allgemeinen schnell und stückig herein; gelegentlich sind einzelne Erschütterungsschüsse erforderlich.

Die Zeche Mathias Stinnes 3/4, Feld Welheim, baut seit 1932 das Flöz 4 der Gasflammkohle (110 m unterhalb des Flözes Bismarck) mit Nachfallrippen ab. Es handelt sich hier um den an der Markscheide gegen die Felder der Rheinbabenschächte und der Zeche Graf Moltke anstehenden Flözteil. Das Flöz hat eine Mächtigkeit von 1–1,10 m; das Einfallen wechselt zwischen 12 und 28°. Im Hangenden des Flözes folgen zunächst 1,20 m Schiefer, 0,40 m Sandstein, 1,40 m Schiefer und alsdann eine stärkere Sandsteinbank (Abb. 6). Die Strebhöhe beträgt rd. 200 m. Zu Beginn des Abbaus wurden aus den Nachfallbergen Rippen in Zwischenräumen von 25 m mitgenommen; später vergrößerte man den Zwischenraum auf 50 m. Die Breite der Rippen betrug 3 m. Die Wanderpfeiler bestehen aus Eichenschwellen mit Zwischenlagen aus Eisenschienen, haben eine Grundfläche von 1×1 m und sind in Zwischenräumen von 1,50 m angeordnet. Die Kohlengewinnung erfolgt mit Abbauhämmern ohne Schrämmaschine und Schießarbeit. Der tägliche Abbaufortschritt betrug bisher 0,80 m, die Strebleistung 3,3 t.

Im Nordwestfeld der Zeche Mathias Stinnes 3/4 wird der östlich und südlich von der Markscheide gegen die Zeche Graf Moltke anstehende Teil des Gasflammkohlenflözes 12 (320 m unterhalb von Flöz Bismarck) seit 1933 mit Nachfallrippen gebaut. Es handelt sich um einen Stoß von 300 m flacher Bauhöhe. Das Flöz hat 0,90–1 m Mächtigkeit und 0–4° Einfallen. Über dem Flöz liegen zunächst 5 m Schiefer, dann folgen in Wechsellagerung Sandstein und Schiefer; das Liegende besteht aus Sandschiefer (Abb. 7). Auf die Gesamthöhe werden 4 Rippen von je 2,50 m Breite mitgenommen, so daß die Zwischenräume zwischen den Rippen rd. 40 m betragen. Die Wanderpfeiler bestehen aus Eichenholzschwellen mit Schienenzwischenlagen. Die Grundfläche der Pfeiler ist 1×1 m, der Zwischenraum 1,50 m. Zur Gewinnung bedient man sich des Abbauhammers. Der Abbaufortschritt betrug bisher 0,80 m fördertäglich, die Strebleistung 4,12 t. Das Nachbrechen der Dachschichten vollzog sich bisher gut.

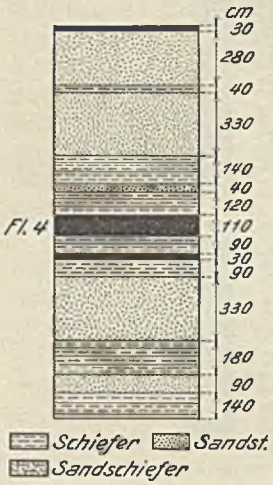


Abb. 6. Schichtenprofil von Flöz 4 der Zeche Mathias Stinnes 3/4, Feld Welheim.

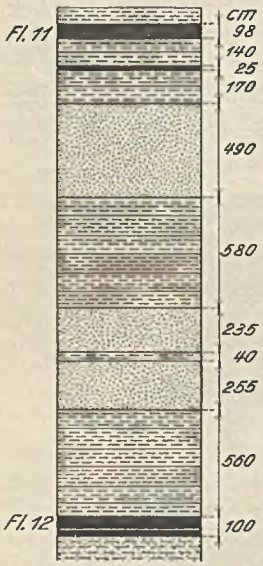


Abb. 7. Schichtenprofil von Flöz 12 der Zeche Mathias Stinnes 3/4.

Schließlich sei von den Betrieben der Gasflammkohlengruppe noch der Abbau mit Nachfallrippen im Flöz 2 der Zeche Jacobi erwähnt und in diesem Zusammenhang darauf hingewiesen, daß diese Zeche ebenfalls zu den sogenannten Versuchszechen gehört und seit 1929 mit Rippenversatz in mehreren Flözen gebaut hat. Über die frühern Versuche in den Flözen 1, 1¼ und 3 ist schon von Winkhaus berichtet worden[1]. Seitdem sind weitere Betriebe mit Rippenversatz in den Flözen F und 2 gefolgt. Flöz 2 hat eine Mächtigkeit von 1,45–1,55 m bei einem Einfallen von 6 bis 8°. Im Hangenden folgt zunächst ein klüftiger Schiefer, darüber Sandschiefer; das Liegende besteht aus Sandschiefer. In dem hier in Betracht kommenden Stoß von 188 m Bauhöhe werden die Rippen aus Nachfallbergen in einem Zwischenraum von 20 m mitgeführt; die Breite der Rippen beträgt 3 m. Als Wanderpfeiler werden Eisenpfeiler aus Eisenbahnschienen mitgenommen, die eine Grundfläche von 1×1,50 m (1 m im Streichen, 1,50 m im Einfallen) aufweisen und in Zwischenräumen von 1,50 m stehen. Das Hangende bricht hinter den Wanderpfeilern nach dem Rauben meist in großen Klötzen herunter; allerdings mußte man an den Rippen sowie zwischen den Wanderpfeilern, um ein vollständiges Nachbrechen der Dachschichten zu erreichen, einzelne Schüsse abgeben (durchschnittlich 2–3 Schüsse zwischen den Rippen). Die Gewinnung erfolgte mit dem Abbauhammer. Der

[1] Winkhaus: Die Pflege des Hangenden durch Teilversatz, Glückauf 66 (1930) S. 1.

Abbaufortschritt betrug 1,85 m, die Strebleistung 7,78 t.

Von den Abbaubetrieben, die in den Flözen der Gaskohle mit Rippenversatz geführt worden sind, sei zunächst der auf der Zeche Graf Moltke in Flöz Zollverein 6 genannt. Der 300 m hohe Strebstoß in der 2. östlichen Abteilung der 4. Sohle (652 m) wird teilweise unterhalb, im übrigen oberhalb dieser Sohle vorgetrieben (Abb. 8). Das Flöz ist 1 m mächtig und fällt mit 5–8° ein. Im Hangenden liegt ein 7–10 cm dicker Brandschieferpacken, über dem Tonschiefer und weiterhin Sandschiefer folgt; zum Liegenden hat das Flöz Sandschiefer. Hinsichtlich der allgemeinen Anordnung des Stoßes ist erwähnenswert, daß in dem oberhalb der 4. Sohle liegenden Teil eine Schüttelrutsche, in dem Unterwerksbau ein Gummistrebband verwendet wird; beide Fördermittel tragen in der Abbaustrecke in eine Schüttelrutsche aus, die an einer ortsfesten Ladestelle im Querschlag die Förderwagen füllt. Der Stoß war ursprünglich als Abbau mit Blindortversatz angesetzt worden, von dem man nach einem Zufelderücken von 40 m zum Abbau mit Rippen aus Nachfallbergen überging. Die Rippen werden in einem Zwischenraum von 30 m nachgeführt und erhalten 3 m Breite. Die Wanderpfeiler mit einer Grundfläche von 1,20 × 1,20 m bestehen aus Kiefernholzschwellen. Um das Umsetzen zu erleichtern, baut man in jedem Pfeiler 3 übereinanderliegende Schrottschienen ein, von denen sich die mittlere verhältnismäßig leicht mit Hammerschlägen heraustreiben läßt. Zur Gewinnung wird der Kohlenstoß zunächst mit der Schrämmaschine

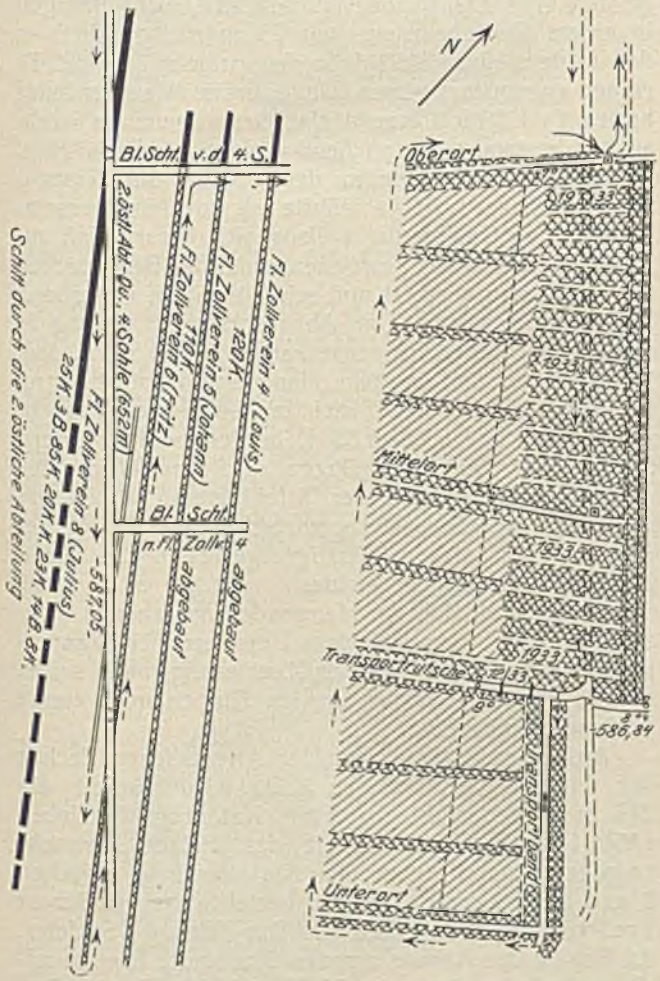


Abb. 8. Baugrundriß und Profil von Flöz Zollverein 6 der Zeche Graf Moltke.

unterschrämt, worauf das Abkohlen mit dem Abbauhammer erfolgen kann. Der tägliche Abbaufortschritt des Stoßes, der sich zur Zeit der Abfassung dieser Arbeit noch in der Anlaufzeit befand, soll auf 1,85 m gesteigert werden, wobei man eine Strebleistung von 5 t zu erreichen gedenkt. Das Nachbrechen der Dachschichten hat sich bis jetzt ohne Nachhilfe gut vollzogen; sie brachen nach dem Umsetzen und Rauben schnell und in stückiger Form herein.

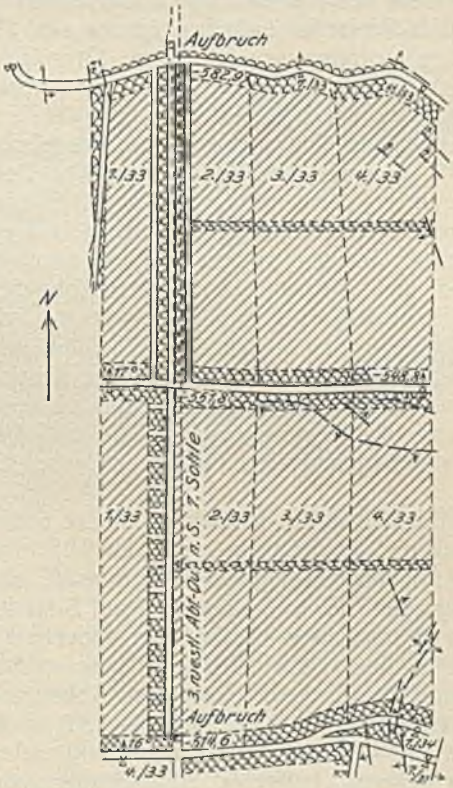


Abb. 9. Baugrundriß von Flöz 17 (Zollverein 4) der Zeche Mathias Stinnes 1/2/5.

Die Zeche Mathias Stinnes 1/2/5 baut in der 3. westlichen Abteilung der 7. Sohle das Flöz 17 (Zollverein 4) mit Rippenversatz (Abb. 9). Es handelt sich um zwei Strebstöße von je 120–150 m flacher Bauhöhe. Das Flöz hat einschließlich Bergemittel eine Mächtigkeit von 1,30 m und 6–8° Einfallen. Hangendes und Liegendes bestehen aus Tonschiefer. Die Versatzrippen werden in Zwischenräumen von 40–50 m und einer Breite von 3 m aus den nachgebrochenen Dachschichten hergestellt, so daß auf die Stoßhöhe 1 Rippe entfällt. Die Wanderpfeiler setzten sich aus Eichenholzschwellen und Schienen als Zwischenlagen zusammen. Für die Gewinnung der Kohle verwendet man Abbauhämmer. Der tägliche Abbaufortschritt belief sich auf 0,85 m bei einer Strebleistung von 5,1 t.

Die Zeche Osterfeld hat bisher Abbau mit Rippenversatz aus Nachfallbergen in den Flözen Zollverein 1, 5 und 8 eingeführt. Bemerkenswert ist vor allem der Abbau im Flöz 5, in dem gleichzeitig je ein Stoß mit Rippenversatz, mit vereinigtem Hand- und Blasversatz und ausschließlich mit Handversatz betrieben worden ist. Das Flöz hat 1,50–1,70 m Mächtigkeit und 3–5° Einfallen. Im Hangenden folgen zunächst 2 m Sandschiefer, alsdann 1,25 m Tonschiefer, 1 m Sandstein und darüber 5 m Tonschiefer. Im Liegenden finden sich unter dem Flöz

2,29 m Tonschiefer, ein Kohlenschmitzchen von 0,06 m, 0,90 m unreine Kohle und zuletzt 2,50 m Tonschiefer. Das Flöz wurde gebaut auf der 1. Sohle in der 5. westlichen Abteilung unterhalb der Sohle in einem 265 m hohen Stoß mit vereinigtem Hand- und Blasversatz, auf der 1. Sohle in der 5. westlichen Abteilung oberhalb der Sohle in einem 322 m hohen Stoß mit Rippen aus Nachfallbergen und auf der 2. Sohle in einem 50 m hohen Stoß mit Handversatz. Bei dem Stoß mit Nachfallrippen führte man 8 Rippen von je 3 m Breite in Zwischenräumen von 25 m mit. Die Wanderpfeiler von 1×1 m Grundfläche bestanden aus Eisenschienen. Der Ausbau wurde hier im Gegensatz zu den beiden andern Stößen derart verstärkt, daß der Durchmesser der Stempel und Schalhölzer 12–14 cm statt 10 cm betrug. Die Gewinnung erfolgte unter Verwendung von zwei Einbruchkerbmaschinen mit Abbauhammer und teilweise mit Schießarbeit, in den andern Stößen durch Schrämmaschine und Abbauhammer. Der Abbaufortschritt belief sich in dem Stoß mit Rippenversatz auf 1,55 m fördertäglich, in den beiden andern Stößen auf 1,50 m. Die Strebleistung schwankte bei dem Rippenversatz zwischen 4,65 und 5,11 t, in dem Stoß mit vereinigtem Hand- und Blasversatz zwischen 3,76 und 4,45 t und in dem reinen Handversatzbetrieb zwischen 5,22 und 5,36 t.

Als Beispiel dafür, in welcher Weise örtliche Verhältnisse die Gestaltung und Durchführung des Abbaus mit Nachfallrippen beeinflussen, mag noch der Abbau des Flözes Zollverein 8 auf Schacht Heinrich der Altenessener Zechen der Hoesch-KölnNeuessen A.G. dienen. Das Flöz war hier an der Markscheide mit der Zeche Prosper zum Abbau mit Nachfallrippen vorgesehen; es hatte 1–1,10 m Mächtigkeit und 10–12° Einfallen. Im Hangenden stand Tonschiefer und teilweise Sandschiefer von 25 m Mächtigkeit, im Liegenden Sandstein an. Die Stoßhöhe betrug 270 m. Der Abbau wurde zunächst mit 4 Nachfallrippen von 3 m Breite begonnen, so daß sich ein Zwischenraum von 60–70 m ergab. Die Beschaffenheit der untersten Dachschichten nötigte jedoch, das Abbauverfahren und die Zahl der Rippen allmählich zu ändern. In dem obern, 115 m langen Teil lag ein Nachfallpacken von etwa 30 cm auf dem Flöz, der sich nicht anbauen ließ und deshalb vor dem Abbau mit dem Abbauhammer herausgeschrämt und gleich versetzt wurde. Die mittlern 50 m hatten als Nachfall einen 1–1,50 m mächtigen mulmigen Tonschieferpacken, der stark mit Kalkschnitten durchsetzt war; er ließ sich ebenfalls nicht anbauen und wurde gleich mitversetzt. In den untersten 100 m des Strebs stand über einer 5–10 cm mächtigen festern Sandschieferlage ein außerordentlich stark zum Auslaufen neigender gebrächer Brand- oder Speckschiefer von 1,80–2,50 m Mächtigkeit an. Diesen untern Teil mußte man mit Vollversatz bauen, um die anfallenden Berge unterzubringen. Mit fortschreitendem Abbau zog sich die Speckschieferzone immer weiter nach oben, so daß man genötigt war, den Vollversatz weiter auszudehnen. Infolgedessen ging die Zahl der Rippen zunächst auf 3, dann auf 2 und schließlich auf 1 zurück. Als Wanderpfeiler wurden auf Eisenbahnschwellen gesetzte Eisenpfeiler benutzt, deren Abmessungen 0,80×1,30 m betrugen. Der Abbaufortschritt belief sich auf 1,80 m fördertäglich, die Strebleistung auf 4,42 t.

In den Flözen der Fettkohlengruppe hat der Abbau mit Rippenversatz ebenso wie derjenige ohne Rippen bis jetzt verhältnismäßig wenig Anwendung gefunden, wie bereits aus den oben wiedergegebenen Übersichten hervorgeht. Auf einigen Zechen steht das Abbauverfahren noch in den Anfängen, oder es ist aus besondern Gründen noch nicht aufgenommen worden. In etwas größerm Umfange haben den Abbau mit Teilversatz in der Fettkohle die Zechen Emscher-Lippe und Monopol angewendet; daneben sind auf der Zeche Osterfeld und dem Schacht Emscher einzelne Flöze der Fettkohle gebaut worden. Auf der Zeche Emscher-Lippe hat sich das Verfahren mehr zum Abbau ohne Rippen oder zum Abbau mit Blindortrippen entwickelt, worauf unten eingegangen wird.

Die Zeche Osterfeld 1/4 hat in der nördlichen Hauptquerschlagsabteilung der 4. Sohle 2 Stöße mit Rippenversatz im Flöz Laura-Viktoria betrieben; gleichzeitig ging in diesem Flöz auf derselben Sohle ein Abbau mit Handversatz um. Das 1,80 m mächtige Flöz besteht aus zwei Bänken, zwischen denen ein 20–60 cm starker Bergepacken liegt. Das Einfallen beträgt 6–10°. Im Hangenden des Flözes folgen zunächst 6,70 m Tonschiefer, darüber 3,80 m Sandschiefer; im Liegenden befinden sich 2,55 m Sandschiefer und anschließend 7,65 m Sandstein. Die Höhe der beiden Abbaustöße mit Rippenversatz belief sich auf 165 und 96 m, die des Handversatzstoßes auf 104 m. Bemerkenswert ist, daß in dem Rippenversatzstoß von 96 m Höhe ein Strebband, in den beiden andern Betrieben Schüttelrutschen zur Verwendung gelangt sind. Die Rippen wurden aus Nachfallbergen in einem Zwischenraum von 25 m nachgeführt, so daß in dem einen Stoß 4, in dem andern 2 Nachfallrippen angeordnet waren. Die eisernen Wanderpfeiler hatten 1×1,50 m Grundfläche. Der allgemeine Strebausbau bestand aus streichend verlegten Schalhölzern, wobei man auch hier in den Stößen mit Rippenversatz stärkeres Holz wählte als im Handversatzbetrieb. Die Gewinnung vollzog sich derart, daß zunächst die Oberbank gewonnen, dann der Bergepacken abgedeckt und versetzt und schließlich die Unterbank hereingeholt wurde. Der Abbaufortschritt betrug in dem 165 m hohen Rippenversatzstoß 1,55 m, in dem 96 m hohen und in dem Handversatzstoß 1,88 m. Die Strebleistung belief sich in dem ersten Rippenversatzstoß auf 5,72–5,83 t, in den beiden andern Stößen auf 5,9–6,5 t. Trotz der hinsichtlich des Abbaufortschritts und der Strebleistung annähernd gleichen Ergebnisse ist der wirtschaftliche Erfolg der Rippenversatzbetriebe günstiger gewesen. Das Nachbrechen der Dachschichten vollzog sich ohne Schwierigkeiten. Die im Hangenden anstehende Tonschieferschicht kam nach dem Umsetzen der Wanderpfeiler und dem Rauben der Zimmerung meist sofort herein; vereinzelt waren an den Rippen noch einige Schüsse erforderlich.

Auf Schacht Emscher der Altenessener Zechen der Hoesch-KölnNeuessen A.G. wird zurzeit ein 215 m hoher Stoß im Flöz Katharina betrieben (Abb. 10). Die Mächtigkeit des Flözes schwankt zwischen 55 und 90 cm; das Einfallen liegt zwischen 8 und 10°. Das Hangende besteht aus gebrächem Tonschiefer, das Liegende aus Ton- (Brand-) Schiefer. Zu Beginn des Abbaus wurden 3 m breite Rippen mit einem Zwischenraum von 20–25 m mitgeführt; später ging man auf 40–50 m herauf, wobei sich die Zahl

der Rippen auf 4 verminderte. Die in der üblichen Weise angeordneten Wanderpfeiler bestanden aus alten Eisenbahnschienen mit Holzunterlagen. Der bis jetzt erzielte Abbaufortschritt beträgt 1,70 m, die Strebleistung 3,86 t. Das Hereinbrechen der Dachschichten machte zu Beginn des Abbaus einige Schwierigkeiten. Über dem Flöz liegt ein 30–40 cm starker Nachfallpacken, der sich im obern Teil des Strebs anbauen ließ, im untern Teil dagegen mitgenommen und versetzt werden mußte; zudem stellte sich im obern Strebteil eine Flözverschmälerung ein, an der die Dachschichten schlecht hereinbrachen. Ungünstig war auch wohl der Umstand, daß sich die Gewinnung ursprünglich auf zwei Tage verteilte, indem abwechselnd die obere und die untere Stoßhälfte in der Morgenschicht abgekohlt wurde. Der Verhieb rückt nunmehr täglich vor, wobei das Nachbrechen der Dachschichten günstiger geworden ist; an den Rippen wird das Hangende jedoch nachgeschossen.

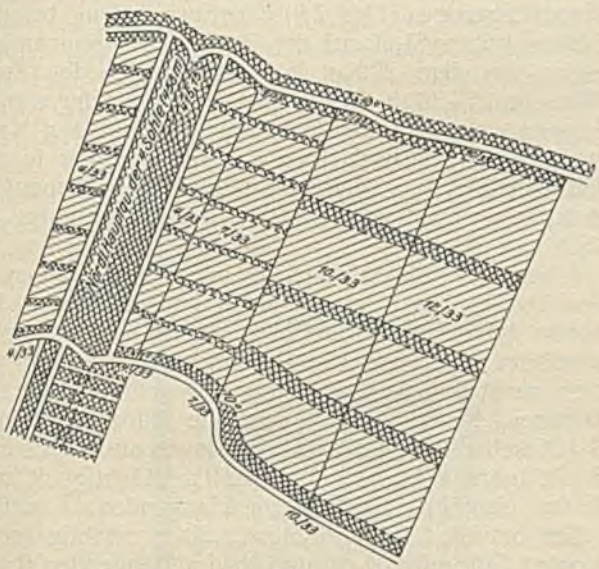


Abb. 10. Baugrundriß von Flöz Katharina, Schacht Emscher.

Besonders lehrreich ist der Abbau des Flözes Otto auf den Schachtanlagen Grillo 1/2 und Grimberg 1/2 der Zeche Monopol im Hinblick auf die Ausbildung des Hangenden. Das Flöz gehört der mittlern Fettkohlengruppe an, ist 1–1,30 m mächtig und fällt mit 0–6° ein. Im unmittelbaren Hangenden tritt ein dickbankiger Sandstein von 25–30 m Mächtigkeit auf, während im Liegenden bis zu dem nächsten, etwa 9 bis 14 m unter dem Flöz Otto auftretenden Flöz Tonschiefer ansteht. Das Flöz ist auf der Schachtanlage Grillo früher mit Vollversatz und Blindortversatz, auf der Schachtanlage Grimberg mit Spül-Vollversatz und Spül-Teilversatz gebaut worden. In diesen Betrieben ging man später auf beiden Anlagen zum Abbau mit Rippenversatz über. Zurzeit wird das Flöz auf der Schachtanlage Grimberg 1/2 in der 1. östlichen Abteilung, 3. südlicher Aufbruch, 60 m oberhalb der 4. Sohle (Abb. 11), auf der Zeche Grillo 1/2 in der 2. östlichen Abteilung, 4. Gesenk, 40 m unterhalb der 5. Sohle (Abb. 12) gebaut. Der in Betracht kommende

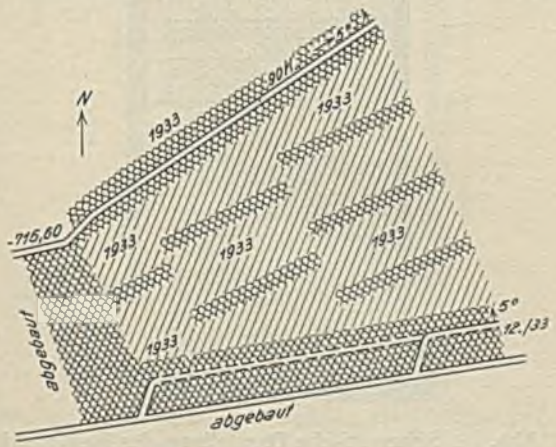


Abb. 11. Baugrundriß von Flöz Otto, Schacht Grimberg.

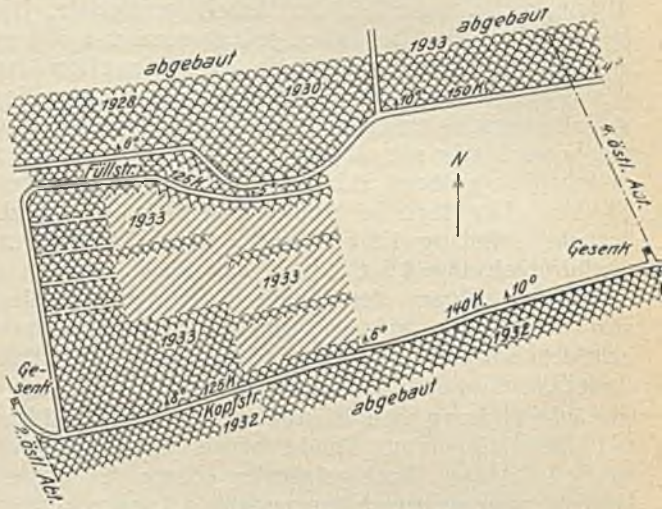


Abb. 12. Baugrundriß von Flöz Otto, Schacht Grillo.

Stoß hat auf der Zeche Grimberg 135 m, auf der Zeche Grillo 130 m Bauhöhe. In beiden Fällen werden 3 m breite Versatzrippen mit 40 m Zwischenraum mitgeführt, für die das Material aus dem Bruch (Nachfallbergen) entnommen wird. Als Wanderpfeiler verwendet man Eisenpfeiler aus alten Eisenbahnschienen und aus I-Eisen, deren Länge 0,75–0,90 m beträgt.

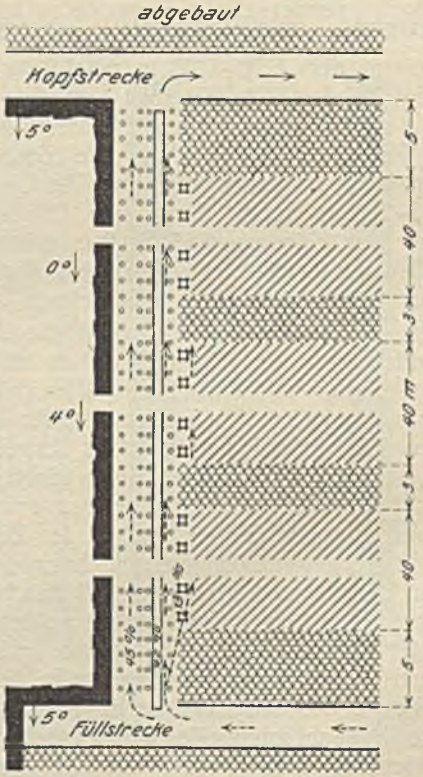


Abb. 13. Schematische Darstellung des Teilversatzes in Flöz Otto, Schacht Grimberg.

Über Einzelheiten des Betriebes gibt Abb. 13 Auskunft. Bemerkenswert ist, daß hier zum ersten Male der Abbau mit Rippenversatz unter einem mächtigen Sandsteinhangenden stattfindet, während im allgemeinen ein Tonschieferhangendes als Vorbedingung für ein schnelles und gleichmäßiges Nachbrechen der Dachschichten und somit für ein stetiges Fortschreiten des Stoßes gilt. Bei Sandsteinhangendem erschienen diese Möglichkeiten nicht von vornherein als gegeben. Hinzu kam, daß es noch nicht feststand, ob sich der hangende Sandstein aufhing und durch plötzliches Abreißen die Sicherheit der Arbeit gefährdete. Die Betriebe im Flöz Otto haben jedoch gezeigt, daß hier der hangende Sandstein nach dem Umsetzen der Wanderpfeiler und dem Rauben der Zimmerung, das auch hier restlos erfolgte, verhältnismäßig schnell und gut hereinbrach; nur vollzog sich das Hereinbrechen in erheblich gröbern Stücken, häufig auch in großen Blöcken. Der tägliche Abbaufortschritt betrug auf Schacht Grimberg 1,50 m, auf Schacht Grillo 1 m, die Strebleistung 4,5 t.

In den Flözen der Magerkohlengruppe hat sich ein Abbau mit Nachfallrippen nicht herausgebildet. Soweit hier Abbau mit Rippenversatz stattfindet, wird er mit Blindortrippen geführt.

Anwendung von Blindortrippen. Der Abbau mit Versatzrippen aus Blindortbergen hat auf einigen wenig mächtigen, flach gelagerten Flözen der Magerkohlengruppe mehrfach Anwendung gefunden, jedoch ist diese Abbauart wegen der zum Teil wenig günstigen Ergebnisse nicht voll zur Entwicklung gekommen. Von den Magerkohlenzechen, die das Abbauverfahren versucht haben, sind die Zechen Fröhliche Morgensonne, Ludwig, Oberhausen, Christian Levin, Rosenblumendelle und Wiesche zu nennen. Die Zeche Fröhliche Morgensonne hat im Jahre 1930 in dem 1–1,10 m mächtigen Flöz Mausegatt mit Schieferhangendem bei einem Einfallen von 5–28° streichenden Blindortrippenversatz in einem 60 m hohen Stoß eingeführt. Auf der Zeche Ludwig ist ein 100 m hoher Stoß in dem 0,50–0,70 m mächtigen und mit 10–20° einfallenden Flöz Finefrau-Nebenbank, dessen Hangendes aus Tonschiefer und Sandstein besteht, in gleicher Weise gebaut worden. Die Zeche Oberhausen richtete im Jahre 1930 im Flöz Girondelle 2 einen 220–300 m hohen Streb mit Blindortrippenversatz ein; das Flöz war 0,55–0,60 m mächtig, hatte ein Einfallen von 8–28° und im Hangenden einen 23 m mächtigen dickbankigen, festen Schiefer.

In den erwähnten Fällen wurden die Blindörter in Abständen von 10, 16 oder 30 m angeordnet, Wanderholzpfeiler mitgeführt und die im Blindort gewonnenen Berge in 3 m breiten Streifen längs der Stöße der Blindörter versetzt. Das Ergebnis war durchweg wenig günstig, weil ein Nachbrechen der Dachschichten vielfach nicht oder nur sehr schwer erfolgte und ein planmäßiges Rauben der Zimmerung meist nicht vorgenommen werden konnte. In den Stößen auf der Zeche Oberhausen riß das Hangende unter starken Druckerscheinungen bis an den Kohlenstoß ab. Etwas günstigere Ergebnisse erzielte man beim Abbau mit Blindortrippenversatz in den Flözen Finefrau der Zeche Christian Levin, Kreftenscheer 1 der Zeche Rosenblumendelle und Sarnsbank 1 der Zeche Wiesche. Das Flöz Finefrau der Zeche Christian Levin wurde bei einer Mächtigkeit von 0,80–0,90 m und einem Einfallen von 15–16° gebaut. Das Hangende bestand aus 1,20–1,50 m mächtigem Tonschiefer, über dem eine 17 m mächtige Sandsteinbank lag; im Liegenden standen 5 m mächtige Schieferschichten an, die von Konglomerat unterlagert waren. Die Stoßhöhe betrug 180–190 m. Der Zwischenraum zwischen den Blindortrippen maß 9 m. Die Dachschichten brachen meist erst im dritten Feld hinter den Holzpfeilern herein. Ein Versuch, durch Vergrößerung des Zwischenraumes auf 16 m ein besseres Hereinbrechen zu erzielen, erwies sich für die Gewinnung der Kohle als ungünstig. Ein restloses Rauben der Zimmerung hat sich ebenfalls nicht ermöglichen lassen. Der tägliche Abbaufortschritt betrug 1,80 m, die Strebleistung 4,3 t, während sie sich beim Vollversatz auf 3 t belaufen hatte. Im Flöz Kreftenscheer 1 der Zeche Rosenblumendelle und im Flöz Sarnsbank 1 der Zeche Wiesche, Flözen von durchschnittlich 0,60 m Mächtigkeit mit einem Einfallen von etwa 10° und mit Tonschieferhangendem, hat man die Blindortrippen erheblich weiter auseinandergezogen. Der Zwischenraum betrug bei dem 180 m hohen Stoß auf der Zeche Rosenblumendelle 40 m, bei dem 200 m hohen Stoß auf der Zeche Wiesche 25–30 m. Beiderseits der Blindörter wurden Rippen von 3 m Breite mitgenommen. Das Nachbrechen der Dachschichten vollzog sich hier in verhältnismäßig befriedigender Weise. Der Abbaufortschritt lag bei 2 und 1,50 m, die Strebleistung bei 2,78 und 3 t.

Von den Abbaubetrieben mit Blindortrippen in den übrigen Flözgruppen sind wegen ihrer Besonderheiten zunächst die der Zeche Emscher-Lippe zu erwähnen, bei denen die Ausführung der Rippen von dem sonst üblichen Verfahren abweicht. In Betracht kommen hier hauptsächlich die Flöze 2 (Voß), 3 (Dickebank) und 5 (Johann) sowie außerdem Flöz 7 (Röttgersbank). Flöz 2 mit 1,10 m Mächtigkeit führt festen, sandigen Schiefer im Hangenden; das Einfallen beträgt 16°. Flöz 5 ist 1,30 m mächtig (reine Kohle), fällt mit 10° ein und hat im Hangenden festen Ton- oder Sandschiefer. Die Art des Versatzbetriebes ist aus Abb. 14 zu ersehen. Die Blindörter werden in Zwischenräumen von 19 m von Mitte zu Mitte Blind-

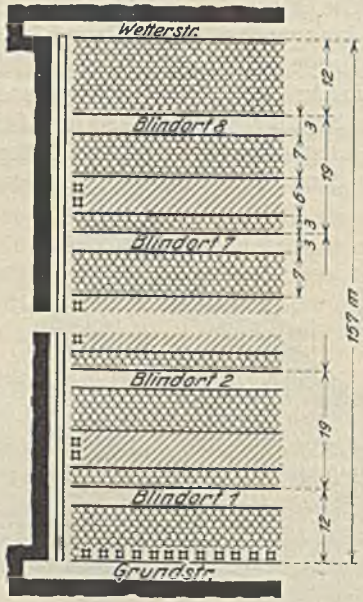


Abb. 14. Schematische Darstellung des Teilversatzes mit Blindortrippen in Flöz 5 der Zeche Emscher-Lippe.

ort angesetzt und im Hangenden nachgeschossen. Aus den Blindortbergen wird oberhalb des Blindorts eine Versatzrippe von 3 m Breite, unterhalb eine solche von 7 m Breite hergestellt, so daß zwischen der schmalen und der breiten Versatzrippe auf diese Weise 6 m unversetzt bleiben. In diesem als »Holzort« bezeichneten Raum werden zwei Holzpfeiler angebracht und mit dem Vorrücken des Stoßes regelmäßig vorgelegt. Die Anzahl der Holzpfeiler ist also erheblich geringer als bei dem üblichen Blindortrippenversatz. Der Abbaufortschritt beträgt fördertäglich im Flöz 2 3,10 m, im Flöz 5 4,10 m. Die Strebleistung beläuft sich in Flöz 2 auf 6,64 t in Flöz 5 auf 5,67 t.

Einige weitere Besonderheiten zeigt der Blindort-Rippenbetrieb im Flöz Gretchen der Zeche General Blumenthal 3/4. Die Zeche baut das der obern Fettkohle angehörende Flöz Gretchen in drei übereinander liegenden abgesetzten Rutschenstößen. Die Mächtigkeit des Flözes beträgt 0,50–0,75 m, das Einfallen 10–12°. Das Hangende besteht aus weichem, gebrächem Schiefer, das Liegende aus festem Sandschiefer. Etwa 25 m im Hangenden von Flöz Gretchen liegt Flöz Gustav, das wie die meisten Flöze der obern Fettkohle eine stärkere Methanentwicklung aufweist. Ursprünglich ging man beim Beginn des Verhiebes zu gewöhnlichem Blindortbetrieb über und daraus mit Rücksicht auf das zeitweilig starke Setzen zum Rippenversatz aus Nachfallbergen. Da auch dieser nicht befriedigte und das Auftreten von Rissen in den Hangendschichten, die im Hinblick auf die Grubengasentwicklung unerwünscht waren, nicht vermieden werden konnte, kehrte man zu dem Betrieb mit Blindörtern zurück, bildete aber allmählich eine besondere Anordnung des Versatzes aus, dem man die Bezeichnung »Bergepfeiler-Versatz« gab. Seine Ausführung ist aus Abb. 15 zu entnehmen. Bei diesem Verfahren werden aus den Bergen, die man aus den im Liegenden mitgenommenen Blindörtern gewinnt, beiderseits der Strecke Bergepfeiler von 2,50 × 1,50 m hergestellt; man setzt diese in den einzelnen Feldern abwechselnd, so daß auf diese Weise Zwischenräume von 1 m und Abstände von 1,50 m von Bergepfeiler zu Bergepfeiler entstehen. Der Ausbau wird in dem ausgekohlten Raum möglichst weitgehend geraubt, dagegen von der Anwendung von Wanderpfeilern abgesehen. Die Erfahrungen sind zufriedenstellend; das Auftreten der Setzrisse hat erheblich nachgelassen.

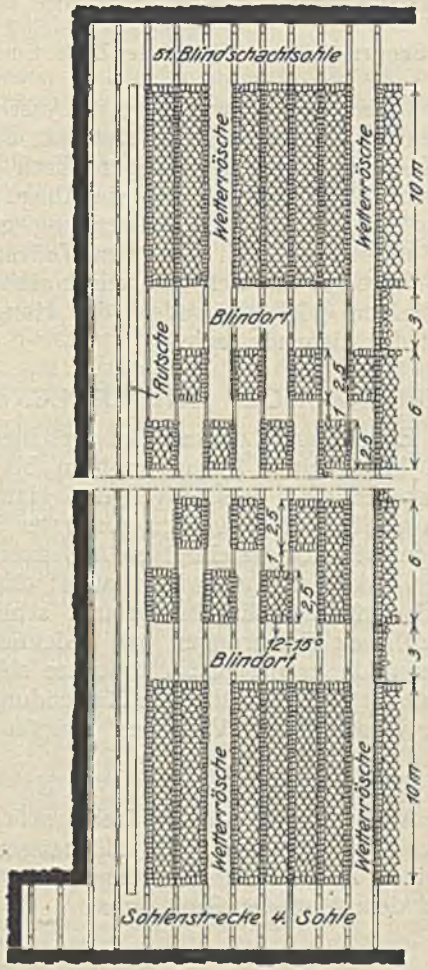


Abb. 15. Schematische Darstellung des »Abbaus mit Bergeversatzpfeilern« in Flöz Gretchen der Zeche General Blumenthal.

Abbau ohne Versatzrippen.

Von den Zechen, die den Teilversatz ohne Rippen in stärkerm Maße anwenden, sind die Zechen Mathias Stinnes und Emscher-Lippe hervorzuheben.

Auf den Schachtanlagen Mathias Stinnes 1/2/5 und 3/4 ist Flöz 7 der Gasflammkohle (212 m unterhalb von Flöz Bismarck) an drei Stellen ohne Rippen gebaut worden. Das Flöz hat eine Mächtigkeit von 0,80–1 m und ein Einfallen von 6–9°. Im Hangenden stehen Tonschieferschichten an; im Liegenden folgt zunächst Brandschiefer, dann eine unreine Kohlenbank und weiterhin Sandschiefer. Die Wanderpfeiler bestehen, wie es auch sonst auf diesen Zechen üblich ist, aus Eichenschwellen mit Zwischenlagen von Eisenschienen. Versatzrippen werden nicht mitgeführt, jedoch wird in dem Stoß ein Fluchtort mitgenommen, das beiderseits durch 5 m breite Bergestreifen gesichert ist. Zu beiden Seiten der Füllstrecke stellt man 8 m breite Dämme her, wobei der Bergedamm an der Oberseite der Füllstrecke durch Holzpfeiler verstärkt

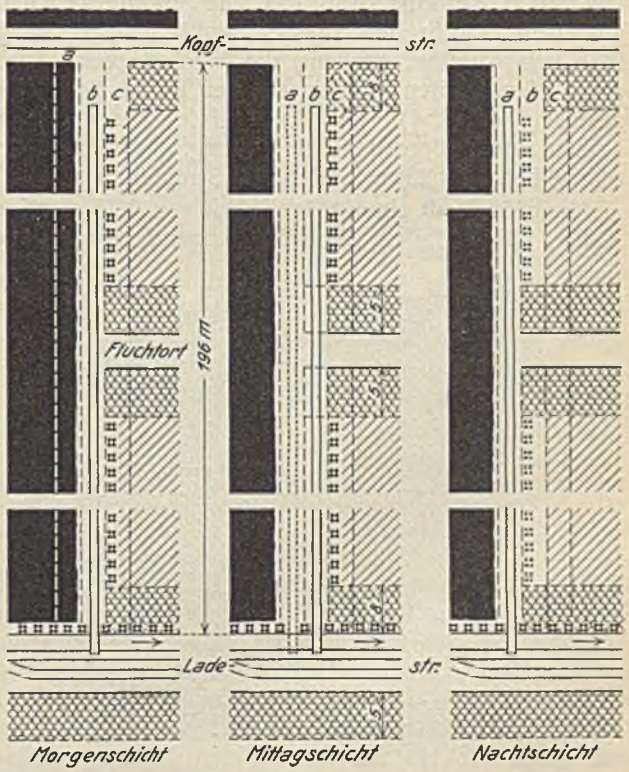


Abb. 16. Schematische Darstellung des Abbaus ohne Versatzrippen in den Flözen 7 und 12 der Zeche Mathias Stinnes 3/4.

wird. Der Abbaufortschritt zeigt gegenüber dem Abbau mit Rippen keine wesentlichen Unterschiede; er betrug 0,83 m fördertäglich. Die Leistung erreichte 3,63 t. Den Gang des Betriebes veranschaulicht Abb. 16.

Auf den genannten Schachtanlagen wird auch das Flöz 12 der Gasflammkohlengruppe ohne Rippen gebaut, bei dem im Nordwestfeld der Schachtanlage 3/4 Rippenversatz zur Anwendung gekommen ist (siehe Seite 964). Mächtigkeit und Einfallen entsprechen den Verhältnissen im Nordwestfeld der Schachtanlage 3/4; das Flöz hat jedoch in den Stößen der Schachtanlage 1/2/5 meist einen Nachfall, der vielfach mitgenommen wird. Auch hier werden keine besondern Versatzrippen nachgeführt. In der Mitte des Stoßes liegt ebenfalls ein Fluchtort. Der Abbaufortschritt war in diesen Betrieben, vor allem in denjenigen der Schachtanlage 3/4 größer als in den Betrieben mit Rippen; er betrug hier 1,30 m fördertäglich, wobei die Strebleistung auf 4,1 und 4,4 t stieg.

Schließlich baut die Anlage Mathias Stinnes 1/2/5 noch Flöz 19 der Gaskohle (= Flöz Zollverein 6) ohne Rippen. Das Flöz hat 0,80–1,15 m Mächtigkeit mit einem kleinen Bergemittel. Das Einfallen beträgt 3 bis 8°. Im Hangenden und im Liegenden stehen Tonschiefer an. Versatzrippen werden nicht mitgeführt, jedoch wird auch hier ein Fluchtort eingelegt. Der Abbaufortschritt erreichte in diesem Stoß fördertäglich 1,50 m, die Strebleistung 4,4 t.

Die Zeche Emscher-Lippe hat bisher in den Flözen 3 (Dickebank), 7 (Röttgersbank) und 12 (Karl) Versuche mit Abbau ohne jegliche Versatzrippen durchgeführt. Auch Fluchtörter, die anfänglich hier mitgenommen wurden, fielen später vollständig weg. Flöz 3 hatte an der Abbaustelle eine Mächtigkeit von 1,27 m mit 1,20 m reiner Kohle. Das Einfallen betrug 15°. Das Hangende bestand aus Sandstein, das Liegende aus Sandschiefer. In Abbau stand ein Stoß von 280 m Bauhöhe (Abb. 17). Die Füllstrecke wurde mit einem 8 m breiten Streifen, wofür man die Berge in einem Blindort gewann, die Wetterstrecke durch einen 10 m breiten Streifen aus den Bahnbruchbergen gesichert (Abb. 4). Die Ergebnisse dieses Abbaustoßes sind außerordentlich günstig. Der Abbaufortschritt betrug 3,25 m täglich, die Strebleistung 8,22 t.

In Flöz 7 mit einer Mächtigkeit von 0,75 m reiner Kohle, 12° Einfallen, Sandsteinhangendem und Sandschieferliegendem wurde ein Stoß von 194 m Bauhöhe angesetzt. Der Betrieb vollzog sich in gleicher Weise wie im Flöz 3; fördertäglich wurde ein Abbaufortschritt von 2,18 m und eine Strebleistung von 5,90 t erzielt.

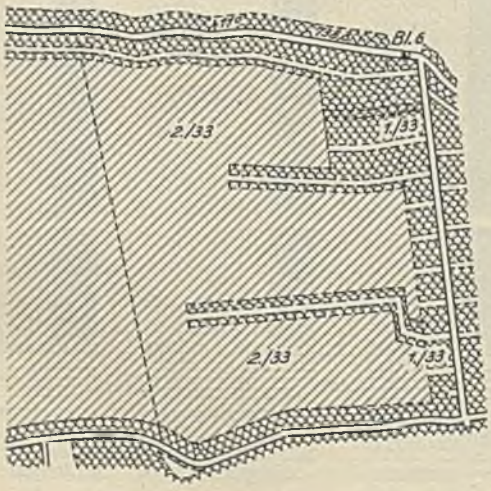


Abb. 17. Baugrundriß von Flöz Dickebank der Zeche Emscher-Lippe.

Flöz 12 wies 0,73 m Mächtigkeit und 13° Einfallen auf. Es hatte ein ungünstiges Hangendes mit weichem, gebrächem Schiefer, während das Liegende aus Sandschiefer bestand. Man baute hier einen Stoß von 185 m flacher Bauhöhe (Abb. 18), dessen Betrieb demjenigen in den Flözen 3 und 7 entsprach. Der Abbaufortschritt betrug 2,60 m, die Strebleistung 4,35 t.

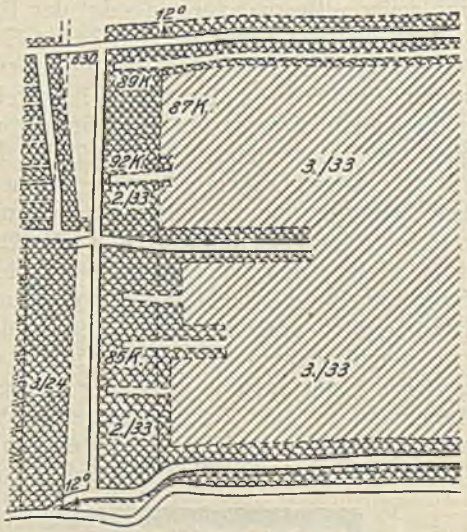


Abb. 18. Baugrundriß von Flöz 12 der Zeche Emscher-Lippe.

Der Vollständigkeit wegen sei im Anschluß an die vorstehenden Beispiele noch erwähnt, daß bereits früher in einigen geringmächtigen, flach gelagerten Flözen von Magerkohlenzechen ein Abbau ohne Einbringung von Versatz zur Anwendung gelangt ist. Dieser unterschied sich von dem Teilversatz ohne Rippen allerdings dadurch, daß kein Nachbrechen der Dachschichten erfolgte, sondern das Hangende sich bald auf das Liegende legte.

ERFAHRUNGEN UND ERGEBNISSE.

Die Erfahrungen, die mit den verschiedenen vorstehend behandelten Abbauverfahren bis jetzt gemacht worden sind, müssen von drei Hauptgesichtspunkten aus betrachtet werden. An erster Stelle steht die Frage, wie sich die einzelnen Abbauverfahren auf den Gebirgskörper ausgewirkt haben; daneben sind die wirtschaftlichen Ergebnisse und schließlich die sicherheitlichen Erfahrungen von Bedeutung. An die Erörterung dieser drei Gesichtspunkte soll sich alsdann eine Betrachtung über die Anwendungsmöglichkeit der verschiedenen Verfahren knüpfen.

Auswirkungen auf den Gebirgskörper.

Die Auswirkungen auf den Gebirgskörper äußern sich in dem Verhalten des Flözhangenden, dem allgemeinen Zustand des Grubengebäudes sowie der Art und dem Maß der Senkungen.

Verhalten des Flözhangenden.

Über das Verhalten des Hangenden beim Abbau sind in den letzten Jahren durch die Versuche mit Teilversatz sowie durch meßtechnische Unter-

suchungen[1] manche Ergebnisse gezeitigt worden, die zwar noch vieles offen lassen, aber doch die frühern Auffassungen zum Teil ergänzen, zum Teil auch berichtigen. Zwei Punkte lassen sich für das Verhalten des Hangenden heute als wesentlich herausschälen. Die erste Erkenntnis ist, daß sich die dynamischen Wirkungen des Gebirgsdruckes in einem Bewegungsvorgang äußern, der — im großen betrachtet — in einer Schubwirkung nach dem abgebauten Raume hin besteht. Diese Schubwirkung und die Art ihres Ablaufes sind für den Nutzdruck am Kohlenstoß, d. h. für die bessere oder schlechtere Gewinnbarkeit der Kohle und somit für den Abbaufortschritt von erheblichem Einfluß. Dazu tritt die zweite Erkenntnis, daß das Hangende eines abgebauten Flözes unter der Auswirkung des Gebirgsdruckes kein vollständig einheitliches Verhalten zeigt, sondern daß zwischen demjenigen der »Dachschichten« und dem des »Haupthangenden« scharf unterschieden werden muß[2]. Dieses voneinander abweichende Verhalten ist gerade durch die Erfahrungen beim Abbau mit Teilversatz weitgehend bestätigt worden. Die Dachschichten lösen sich schon verhältnismäßig bald nach der Freilegung des Hangenden von den höhern Hangendschichten und sind daher den Biegungs- und Zerrwirkungen stärker ausgesetzt. Die Schichten des Haupthangenden folgen später und allmählicher nach. Ihre Absenkung verläuft dabei nicht immer einheitlich, vielmehr werden bei verschiedener Beschaffenheit des Haupthangenden (Wechsellagerungen von Tonschiefer mit Sandschiefer oder festem Sandstein) die Haupthangendschichten in mehreren Teilen nachsinken[3].

Aus diesen Wahrnehmungen ergeben sich für die Schonung des Hangenden und die Gestaltung des Nutzdruckes gewisse Folgerungen. Zur Schonung der Dachschichten im Arbeitsfeld muß auf eine möglichste Milderung der Biegungs- und Zerrwirkungen hingearbeitet werden. Dies kann durch guten Bergeversatz angestrebt werden, der die Absenkung der Dachschichten in solchen Grenzen hält, daß die Biegungs- und Zerrbeanspruchungen das zulässige Maß nicht überschreiten. Statt dessen lassen sich die Biegungs- und Zerrwirkungen durch regelmäßiges, planmäßiges Nachbrechen der Dachschichten möglichst ausschalten, wie es der Abbau mit Teilversatz zu erreichen sucht. Für den Gang der Kohle ist die Senkung des Haupthangenden so zu regeln, daß die Senkungskurve nicht zu steil verläuft. Eine zu steil verlaufende Kurve beeinträchtigt den natürlichen Ablauf der Schubbewegung, drückt zu stark auf den Kohlenstoß und wirkt damit dem Bewegungsvorgang in der Kohle entgegen. Der Verlauf der Senkungskurve hängt von der Beschaffenheit des Haupthangenden und der Mächtigkeit der Lagerstätte ab. Diese können derart sein, daß sich das Absenken von sich aus in dem praktisch günstigen Maße vollzieht. Wo dies nicht der Fall ist, vor allem da, wo das Absenken zu schnell und damit zu steil vor sich geht, bedarf es dagegen einer gewissen Reglung des Senkungsvorganges, wobei sowohl das Mittel des vollständigen Bergeversatzes als auch das des Teilversatzes als möglich erscheint.

Es fragt sich nun, welche Erfolge mit dem Abbau mit Vollversatz und mit Teilversatz hinsichtlich der Schonung des Hangenden und der Gestaltung des Nutzdruckes gegenüber andern Abbauverfahren, im besondern denjenigen mit Vollversatz von Hand, erzielt worden sind.

Der Abbau mit Blindortversatz sucht die Schonung des Hangenden mit Hilfe des Bergeversatzes zu erreichen, wie es auch für den Vollversatz gilt. Er hat in dieser Hinsicht einmal den Vorteil, daß die Nachführung des Versatzes von der Kohlengewinnung unabhängiger ist als beim Vollversatz, namentlich dem Hand-Vollversatz mit Fremdmaterial. Dies ermöglicht ein rechtzeitiges Nachführen des Versatzes, so daß das freigelegte Hangende schnell unterstützt werden kann, was für die Vermeidung stärkerer Biegungsbeanspruchungen vorteilhaft ist. Dazu kann als weiterer Vorteil treten, daß sich im Blindortbetrieb gute Mauersteine gewinnen und damit feste Mauern im Versatz herstellen lassen; allerdings sind die Voraussetzungen hierfür von der Beschaffenheit des Nebengesteins abhängig. Wenn der Blindortversatz diesen Bedingungen entspricht, wird zweierlei erreicht: die Biegungsbeanspruchungen der Dachschichten überschreiten das zulässige Maß nicht, und die Senkungskurve des Haupthangenden verläuft nicht zu steil. Die Dachschichten im Arbeitsfeld werden geschont. Zugleich wird die Wirkung des Hauptdruckes auf den Kohlenstoß günstig. Die gleichen Ergebnisse lassen sich allerdings auch mit einem guten Vollversatz erzielen. Voraussetzung ist hier ebenfalls, daß das Material schnell eingebracht wird und entweder aus guten Mauersteinen (Querschlagsbergen) oder geeignetem Gut zum Verblasen besteht. Daraus erklärt es sich auch, daß sich der Abbau mit Hand- und Blasversatz in manchen Betrieben besser als der Abbau mit Blindortversatz bewährt hat. Auf einer Zeche des Ruhrbezirks hat sich in einigen Fällen der Abbau mit Blasversatz auch demjenigen mit Teilversatz als überlegen gezeigt. Im großen und ganzen sind jedoch bei einem Teil der Flöze die Voraussetzungen beim Abbau mit Hand-Vollversatz zur Schonung des Hangenden und zur flachern Absenkung des Haupthangenden infolge ungeeigneten Materials und infolge der Schwierigkeiten beim Einbringen des Versatzes — vor allem auf sehr hohen Stößen — nicht in gleichem Maße gegeben wie bei dem Abbau mit Blindortversatz. Im ganzen betrachtet bringt daher der Abbau mit Blindortversatz beim Abbau mancher Flöze für die Schonung und Absenkung des Hangenden bessere Voraussetzungen mit sich als der Abbau mit Hand-Vollversatz.

Die praktischen Ergebnisse bei dem Abbau mit Blindortversatz auf Flözen der Ruhrzechen können in einer großen Anzahl von Fällen von den vorstehenden Gesichtspunkten aus als durchaus befriedigend bezeichnet werden und bestätigen zugleich deren Richtigkeit. Da, wo der Versatz mit geeignetem Material gut ausgeführt und gleichmäßig nachgeführt werden konnte, hat er sich für die Schonung des Hangenden im Arbeitsfeld günstig ausgewirkt. Die bekannten Setzrisse, die vor dem Kohlenstoß meist

[1] Weißner: Gebirgsbewegungen beim Abbau flach gelagerter Steinkohlenflöze, Glückauf 68 (1932) S. 945.

[2] Gaertner: Abbau mit Selbstversatz, Glückauf 65 (1929) S. 697; Hatzfeld: Die Bedeutung des Bergeversatzes, Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 77 (1929) S. B 77; Winkhaus: Die Pflege des Hangenden durch Teilversatz, Glückauf 66 (1930) S. 41.

[3] Bei Annahme einer Gewölbebildung über dem Abbau (vgl. Spackeler: Gewölbebildung über Abbauen, Glückauf 70 (1934) S. 589) wird sich dieser Vorgang infolge ständiger Verlegung des Scheitelpunktes ähnlich vollziehen.

parallel dazu in den Dachschichten verlaufen, sind bei dem Abbau mit Blindortversatz zwar auch häufig festzustellen, aber sie reißen weniger stark auf, als es bei dem Hand-Vollversatz ohne grobstückiges Material vielfach beobachtet wird. Bei sehr gebrächen Dachschichten und bei Nachfall hat sich der Zustand des Hangenden häufig dahin gebessert, daß der Nachfall gut angebaut werden konnte. In einer Reihe von Fällen ist auch das zeitweilige Abreißen des Haupthangenden verschwunden und ein allmähliches Absenken erreicht worden. Günstig hat sich der Abbau mit Blindortversatz bei gleichzeitiger Verwendung eiserner Stempel auf den Zustand des Hangenden ausgewirkt, da das regelmäßige Rauben der Stempel ein gleichmäßigeres Absenken in Verbindung mit dem bessern Versatz ermöglichte. Die ursprünglich gehegte Befürchtung, daß durch das Einschneiden der Blindörter in das Hangende dieses zu stark zerrissen und infolgedessen das gleichmäßige Absenken gestört werden könnte, hat sich in diesem Maße jedenfalls nicht bestätigt. Zudem versucht man vielfach, solche Auswirkungen durch Hereingewinnung mit Hilfe von Abbauhämmern zu vermeiden. Diesen Ergebnissen stehen allerdings auch ungünstige gegenüber, bei denen ein zeitweiliges starkes Setzen des Hangenden beobachtet worden ist. Man muß hierbei allerdings berücksichtigen, daß die Ausführung des Blindortversatzes für den Erfolg wesentlich ist.

Für die Beurteilung des Abbaufortschritts und der Leistung beim Abbau mit Blindortversatz sind naturgemäß flach gelagerte Flöze mit höhern Rutschenstößen heranzuziehen, weil nur diese gegenüber dem Abbau mit Vollversatz einen Vergleich ermöglichen. In einigen Fällen sind hier Abbaufortschritt und Leistung hinter den Ergebnissen beim Vollversatz zurückgeblieben. In der Mehrzahl der Fälle hat man jedoch durchaus beachtliche Ergebnisse erzielt, die hinter denjenigen beim Abbau mit Vollversatz nicht zurückstehen, sie zum Teil sogar übertreffen. Besonders ist hier auf die günstigen Ergebnisse der Zechen Friedrich Thyssen, Lohberg, Minister Stein und Emscher-Lippe zu verweisen.

Der Abbau mit Blindortversatz hat namentlich auf Flözen von mittlerer Mächtigkeit mit flachem Einfallen die günstigern Ergebnisse geliefert. In schwachen Flözen verursacht die Nachführung des Versatzes aus Blindortbergen manche Schwierigkeiten, welche die Güte des Versatzes beeinträchtigen. Auf mächtigen Flözen werden die Voraussetzungen für die Schonung der Dachschichten und für ein flaches Absenken des Haupthangenden ungünstiger, weil die Nachführung des Versatzes zeitraubender ist und der Bedarf an gutem Mauermaterial wächst.

Von einer Reihe von Zechen wird dem Nachnehmen der Blindörter im Hangenden eine erhebliche Bedeutung beigemessen und darauf hingewiesen, daß gerade hierdurch das regelmäßige Folgen des Nutzdruckes beim Abbau erleichtert werde. Man bringt diesen Umstand damit in Zusammenhang, daß durch das Nachnehmen des Hangenden in den Dachschichten eine gewisse Entspannung herbeigeführt werde, und man hat daher für die Blindortstrecken auch die Bezeichnung »Entspannungsörter« gewählt[1]. Man kann wohl annehmen, daß durch das Nachnehmen der Blindörter im Hangenden die nach dem Abbauraum gerichtete Schubbewegung, der auch die Dachschichten unterliegen, vorteilhaft unterstützt wird, was mit zu einem günstigern Ablauf der Schubbewegung beiträgt.

Bei dem Abbau mit und ohne Versatzrippen bestehen wesentlich andere Voraussetzungen für das Verhalten der Hangendschichten im abgebauten Flözraum. Die Schonung der Dachschichten wird hier in erster Linie dadurch angestrebt, daß man diese im abgebauten Raum in bestimmtem Abstand vom Kohlenstoß regelmäßig nachbrechen läßt. Diesem Vorgang liegt der Gedanke zugrunde, daß es beim Abbau mit Bergeversatz schwierig ist, eine Überschreitung der Biegungsgrenze für die Dachschichten zu vermeiden, daß man dies aber eher erreicht, wenn der Hebelarm der absinkenden Dachschichten kurz ist. Dadurch sollen die Zerrwirkungen möglichst ausgeschlossen werden. Zugleich wird die nach dem Abbauraum hin gerichtete Schubbewegung begünstigt. Unterstützt wird diese Maßnahme durch die mit dem Teilversatz grundsätzlich verbundene Anwendung der Wanderpfeiler, die das Absinken des kurzen Stückes der vor dem Kohlenstoß anstehenden Dachschichten in engen Grenzen halten können. Hand in Hand mit dem Nachbrechen der Dachschichten muß ein planmäßiges, allmähliches Absenken des Haupthangenden gehen. Dieses kann nur dadurch beeinflußt werden, daß man dem Haupthangenden in dem abgebauten Flözraum Auflagerungsmöglichkeiten schafft; dabei ist es sehr wichtig, daß das Haupthangende schon aufgenommen wird, ehe seine Absenkung zu stark, d.h. die Absenkungskurve zu steil geworden ist. Der Reglung dieser Absenkung sollen bei dem Abbau mit Rippenversatz in erster Linie die Rippen selbst, beim Abbau ohne Rippen nur die Füllmasse aus den nachgebrochenen Dachbergen dienen.

Die wichtigste Voraussetzung für die Anwendbarkeit und den Erfolg des Abbaus mit und ohne Versatzrippen ist daher ein schnelles und gleichmäßiges Nachbrechen der Dachschichten. Diese Voraussetzung erfüllt vor allem dasjenige Hangende, das bankig ausgebildet und mit Lösen durchsetzt ist. Dabei braucht es keineswegs ganz einheitlich ausgebildet zu sein. Auch bei Wechsellagerungen von Tonschiefer-, Sandschiefer- und Sandsteinschichten ist ein gutes Nachbrechen durchaus möglich, wenn die Schichten günstige Lösen aufweisen. Anderseits muß die nachbrechende Dachschicht auch mächtig genug sein, damit die Ausfüllung des abgebauten Raumes schnell genug vor sich geht und das Haupthangende die geeigneten Stützpunkte findet; besonders gilt dies für den Abbau ohne Rippen. Bei den bisherigen Versuchen im Ruhrbergbau haben sich die Schichten der Gasflamm-, Gas- und obern Fettkohlenflöze für das Nachbrechen im allgemeinen als durchaus günstig erwiesen. Diejenigen Zechen, die namentlich auf der Gasflammkohle mit und ohne Versatzrippen seit längerer Zeit bauen und über die meisten Erfahrungen verfügen, wie die Zechen Nordstern, Jacobi, Osterfeld und Mathias Stinnes, bezeichnen ihre Erfahrungen als recht zufriedenstellend; nur an den Rippen trat mehrfach ein Aufhängen der Dachschichten hervor, so daß an diesen Stellen Schießarbeit nötig wurde. Weniger günstig waren die Erfahrungen auf je einer Zeche in der Gasflamm- und Gaskohlen-

[1] Lüthgen: Die Verbesserung des Strebhangenden durch Entspannungsörter, Glückauf 68 (1932) S. 601.

gruppe, wo fester, speckiger Tonschiefer die Dachschichten bildete oder über einer schwachen, gut nachbrechenden Dachschicht fester, massiger Sandstein anstand. Im ersten Fall vollzog sich das Nachbrechen der Dachschichten zu langsam; im zweiten Fall genügte die schwache Dachschicht als Ausfüllmasse nicht, so daß man in der Sandsteinschicht grundsätzlich nachschießen mußte und sich daher zu einer Rückkehr zum Blindortversatz entschloß. Als sehr wenig zum Nachbrechen geeignet haben sich die hangenden Schichten der Magerkohlenflöze erwiesen, mit Ausnahme einiger Fälle auf den Zechen Rosenblumendelle, Wiesche und Christian Levin. Bei den Versuchen in der Magerkohle erfolgte vielfach überhaupt kein Nachbrechen, sondern das Hangende setzte sich im ganzen, wobei die Auswirkung über die Holzpfeiler hinweg bis in das Arbeitsfeld reichte. Der Grund hierfür liegt in der gesamten Ausbildung des Nebengesteins der Magerkohlenflöze, das aus festem, derbem Tonschiefer und festem Sandstein besteht. Günstig haben sich anderseits die hangenden Sandsteinschichten über dem Flöz Otto der Zeche Monopol und über dem Flöz Röttgersbank (7) der Zeche Emscher-Lippe verhalten. Im allgemeinen neigte man anfänglich der Auffassung zu, daß unter einem Sandsteinhangenden kein Abbau mit Rippen und erst recht nicht ohne Rippen geführt werden könnte, weil die Sandsteinschichten schwer nachkommen und daher ungenügend nachbrechen würden. Die Erfahrungen in den vorstehend genannten Betrieben haben dies nicht bestätigt. In allen diesen Fällen hat sich das Nachbrechen des Hangenden gut und verhältnismäßig schnell vollzogen. Man muß allerdings berücksichtigen, daß auf der Zeche Monopol das nächsthöhere Flöz teilweise gebaut worden war und es sich auf der Zeche Emscher-Lippe um einen zwar festen, aber mit zahlreichen Lösen durchsetzten Sandstein handelte. Man wird daher bezüglich des Verhaltens von Sandsteinhangendem noch weitere Erfahrungen abwarten müssen; immerhin zeigen die bis jetzt vorliegenden, daß auch ein Sandsteinhangendes der Anwendung des Abbaus mit oder ohne Versatzrippen nicht entgegensteht, wenn es eine günstige Beschaffenheit, vor allem eine bankige Ausbildung zeigt. In diesem Zusammenhang sei darauf hingewiesen, daß neuerdings auch im englischen Steinkohlenbergbau der Abbau unter Sandhangendem mit Teilversatz erfolgreich geführt worden ist.

Zur Schaffung der Stützpunkte für das Haupthangende im Flözraum ist das natürlichste und wohl auch beste Mittel die Nachführung von Rippen, die dem Abbaustoß gleichmäßig folgen. Mit ihnen vermag man die Absenkung des Haupthangenden und damit den Abbaudruck am zweckmäßigsten zu regeln; ihre Herstellung ist zudem durchaus in die Hand der Betriebsleitung gelegt, so daß sie den Zeitpunkt, zu dem das Haupthangende immer wieder unterfangen sein soll, selbst bestimmt. Bei dem Abbau ohne Rippen ist ihr die Festlegung dieses Zeitpunktes ziemlich entzogen, der vielmehr davon abhängt, wann das Nachbrechen der Dachschichten und in welchem Umfang es erfolgt; die Betriebsleitung hat höchstens die Möglichkeit, dies durch Anwendung der Schießarbeit zu begünstigen, ein jedoch fragwürdiges Mittel. Besonders sind die Rippen da angebracht, wo das Haupthangende aus Schichten besteht, die sich schnell und stark absenken. Im englischen Steinkohlenbergbau, aus dem das Abbauverfahren mit Teilversatz seinen Ausgang genommen hat, hält man die Versatzrippen auch nach den neuern Erfahrungen für zweckmäßig. Diejenigen Zechen des Ruhrgebietes, die von der ersten Anwendung des Rippenversatzes an mit Versatzrippen arbeiten, haben diese als zweckmäßig erkannt und sowohl das Nachbrechen der Dachschichten als auch den Gang der Kohle damit zu regeln gelernt. Eine Unterfrage ist dabei zunächst, in welchen Zwischenräumen die Rippen anzuordnen sind. Die Erfahrungen im Ruhrbergbau zeigen, daß sich hierfür keine allgemein gültigen Richtlinien aufstellen lassen. Neben Zwischenräumen von 20, 25 und 30 m finden sich daher auch solche von 40 und 50 m, wie aus den oben beschriebenen Fällen der praktischen Anwendung hervorgeht. Im übrigen werden gerade nach dieser Richtung noch weitere Erfahrungen sowie die Ergebnisse weiterer abbaudynamischer Messungen abgewartet werden müssen. Sodann bedarf die Frage noch einer Klärung, ob es zweckmäßig ist, mit dem Rippenbau mit Blindortrippen zu beginnen und dann allmählich zu Nachfallrippen überzugehen. Dieses Verfahren ist aus zwei Gründen nützlich: es gibt Gelegenheit, zunächst das Verhalten des Hangenden kennenzulernen, und bewahrt vor Rückschlägen, so daß man sich über die Anordnung und die Art der Rippen in Ruhe entscheiden kann; sodann findet sich die Belegschaft auf diese Weise besser in das Wesen und die Ausführung des Rippenversatzes hinein. Wo jedoch die Beschaffenheit des Hangenden bekannt ist und aus andern Betrieben genügend Erfahrungen vorliegen, sollte man von Beginn des Abbaus an Nachfallrippen herstellen, denn man vermeidet damit das Offenstehen der Blindortstrecken im Versatz.

In einigen Fällen, im besondern auf den Zechen Mathias Stinnes und Emscher-Lippe, ist man inzwischen von der Nachführung von Rippen abgegangen. Die Gründe hierfür sind oben bereits dargelegt worden. Für die Beantwortung der Frage, ob es richtiger ist, mit oder ohne Rippen zu arbeiten, lassen sich ebenfalls keine bestimmten Regeln aufstellen; die Entscheidung hängt ganz von der Beschaffenheit des Haupthangenden und seinem Verhalten ab. Voraussetzung dafür ist vor allem, daß die Dachschichten schnell und genügend nachbrechen, damit sich der abgebaute Raum bei fortschreitendem Abbau ganz regelmäßig wieder verfüllt und das freigelegte Haupthangende eine ständige, dem Abbaustoß folgende Auflagerung erhält. Sodann werden sich solche Schichten des Haupthangenden, die infolge ihrer festern Beschaffenheit langsam nachkommen, für das Verfahren vorteilhaft auswirken. Die Erfahrungen auf den vorstehend genannten Zechen haben sich als günstig erwiesen. Auf der Zeche Mathias Stinnes ist ohne Rippen ein größerer Abbaufortschritt als mit Rippen erzielt worden; auf der Zeche Emscher-Lippe hat er sich in den gleichen befriedigenden Grenzen wie bei dem Rippenversatz bewegt.

Sehr wesentlich für das Verhalten der Dachschichten und des Haupthangenden ist neben den vorstehenden Voraussetzungen noch das regelmäßige Wandern der Holz- oder Eisenpfeiler hinter dem Abbau und das planmäßige Rauben des Ausbaus. Gerade die Erfahrungen auf den Magerkohlenflözen haben die ungünstigen Auswirkungen stehen ge-

bliebenen Holzes gezeigt. Hier war es in der Mehrzahl der Fälle überhaupt nicht möglich, die Stempel zu rauben, weil sich das Hangende im ganzen nach dem Abbau hin schnell auf das Holz legte. Stellenweise mußten auch Holzpfeiler geopfert werden. Dadurch waren die Voraussetzungen für einen Teilversatz unmöglich gemacht. Jedes Holz, das im abgebauten Raum stehen bleibt, beeinträchtigt die planmäßige Absenkung des Hangenden, die das Wesentliche für den Abbau mit und ohne Rippen ist.

Soweit die Voraussetzungen beim Abbau mit und ohne Rippen in den oben beschriebenen Fällen gegeben waren (gutes Nachbrechen der Dachschichten, planmäßiges Absenken des Haupthangenden, Unterstützung mit Wanderpfeilern, regelmäßiges Rauben), sind auch die Ergebnisse bezüglich des Ganges der Kohle und des Abbaufortschrittes sowie der Leistung in den meisten Fällen als gut zu bezeichnen. Die oben mitgeteilten Zahlen zeigen, daß der Abbaufortschritt hinter dem des Abbaus mit gutem Vollversatz nicht zurücksteht und diesen zum Teil übertrifft. Die weniger günstigen Erfahrungen in einzelnen Betrieben der Zeche Mathias Stinnes, in denen man beim Abbau mit Rippen Fortschritte von 0,80 m fördertäglich erreicht hat, sind zum Teil durch die Einarbeitung der Belegschaft und Beamtenschaft in der ersten Zeit, zum Teil durch besondere örtliche Verhältnisse bedingt gewesen. Die Strebleistung ist in manchen Betrieben recht gut, wie namentlich die von den Zechen Nordstern, Osterfeld, Jacobi und Emscher-Lippe angegebenen Zahlen erkennen lassen. Die bessere Leistung, die auf einer Reihe von Betrieben mit und ohne Rippen erzielt worden ist, beweist ferner, das auch der Nutzdruck günstig war. Vielfach wird dies bestritten und darauf hingewiesen, daß die stärkere Gesamtförderung aus den Betrieben mit und ohne Rippen der Ersparnis an Versatzschichten zuzuschreiben sei. Demgegenüber hat sich aber herausgestellt, daß auf manchen dieser Betriebe der Anteil der reinen Gewinnungsschichten, auf 100 t Förderung bezogen, geringer geworden ist. Daraus kann man mittelbar auf einen guten Gang der Kohle und damit auf einen günstigen Nutzdruck schließen. Eine der genannten Zechen berechnet die Mehrleistung beim Abbau mit Teilversatz gegenüber demjenigen mit Blindortversatz auf ½ t je Mann und Schicht.

Zusammenfassend läßt sich daher bezüglich der Auswirkungen der verschiedenen Abbauverfahren auf das Flözhangende sagen, daß sich vor allem der Abbau mit Teilversatz für die Schonung der Dachschichten als günstig erwiesen hat; auch die Erfahrungen über die Gestaltung des Nutzdruckes sind durchaus befriedigend. Der Abbau mit Blindortversatz ist unter gewissen Voraussetzungen für die Schonung der Dachschichten ebenfalls als geeignet erkannt worden.

Zustand des Grubengebäudes.

Für den Zustand des Grubengebäudes ist zunächst von Einfluß, innerhalb welcher Zeit der Abschluß der durch den Abbau in dem Gebirgskörper hervorgerufenen Bewegungen erfolgt.

Der Abbau mit Blindortversatz ist in dieser Hinsicht als weniger günstig anzusehen, und zwar gilt dies sowohl dem Abbau mit Vollversatz als auch dem Abbau mit Teilversatz gegenüber. Bei dem Abbau mit Blindortversatz bleiben in den abgebauten und versetzten Räumen zahlreiche Strecken zunächst offen, die aber unter der Einwirkung des darüberliegenden Gebirgskörpers allmählich mit dem umgebenden Versatz oder Nebengestein ausgefüllt werden; sie quellen auf diese Weise allmählich zu. Infolgedessen bleibt der umgebende Gebirgskörper in einer gewissen Bewegung. Die zeitliche Dauer und die Stärke der Bewegung hängen naturgemäß von der Beschaffenheit des Nebengesteins, des Hangenden und Liegenden, und der Flözmächtigkeit ab. In festen Sandstein- oder Konglomeratschichten stehen die Blindortstrecken oft lange Zeit, manchmal auf Jahre hinaus offen und wachsen erst langsam zu; in diesen Fällen ist die Bewegung des Gebirgskörpers gering und in ihrer Auswirkung weniger stark. In schwachen Flözen von 50–60 cm Mächtigkeit findet der Vorgang schnell sein Ende. Anders liegen jedoch die Verhältnisse in mächtigen Flözen mit Tonschiefer- und Sandschiefer-Nebengestein. Hier setzt schon bald ein Bewegungsvorgang ein und beginnt ein oft jahrelang anhaltendes Zuquellen. In dieser Hinsicht verhält sich der Abbau mit Blindortversatz nicht wesentlich anders als der frühere Abbau mit kurzen Stößen und zahlreichen Strecken, nur werden die Bewegungsvorgänge durch den bessern Versatz beim Blindortbetrieb gemildert. Beobachtungen dieser Art liegen besonders aus den Abbaubetrieben mit Blindortversatz auf den Schachtanlagen der Zeche Mathias Stinnes vor.

Bei dem Abbau mit Teilversatz, wenigstens in der Ausführung mit Nachfallrippen oder ohne Rippen, vollzieht sich dieser Vorgang anders. Hier erhält der hangende Gebirgskörper durch Rippen und nachgebrochene Dachberge eine einheitliche Auflagerung, die in der gesamten Stoßhöhe nicht unterbrochen ist. Die Rippen oder die Dachschichten verfestigen sich bei dem Nachsinken des Haupthangenden und werden so lange zusammengedrückt, bis sich zwischen Hangendem und Liegendem eine Auflagerung gebildet hat. Dieser Vorgang dauert gewisse Zeit, ist aber verhältnismäßig bald abgeschlossen. Nach seiner Beendigung kommt das Gebirge wieder zur Ruhe. Dieses Verhalten wird durch die Erfahrungen auf einigen Zechen des Ruhrbezirks bestätigt (Nordstern, Emscher-Lippe, General Blumenthal). Hier ist man mit Strecken in die abgebauten Flözteile hineingefahren und hat festgestellt, daß die Rippen oder die Dachberge ziemlich ausgewalzt waren und sich das Hangende sehr stark bis annähernd auf das Liegende gesenkt hatte. Darauf in den hangenden Schichten hergestellte Aufbrüche zeigten ferner, daß auch diese Schichten gleichmäßig nachgekommen waren. Die Erfahrungen auf den andern Zechen lassen ebenfalls erkennen, daß die hangenden Gebirgsschichten erheblich schneller als bei dem Abbau mit Blindortversatz zur Ruhe kommen; im besondern wird diese Erfahrung von der Zeche Mathias Stinnes bestätigt. Bei dem Teilversatz mit Blindortrippen bleiben dagegen die Strecken zwischen den Rippen und der Ausfüllmasse offen. Wenn es sich dabei um wenige Blindörter handelt, die Rippen also weiter auseinandergezogen sind, wird sich ihr Vorhandensein wenig auswirken. Ist ihre Zahl jedoch groß, wie z. B. da, wo die Blindörter in Zwischenräumen von 15 oder 20 m zur Herstellung der Rippen eingelegt werden, so wird das Hangende je nach der Flözmächtigkeit erst später zur Ruhe kommen.

Die Erfahrungen über den Zustand der Strecken können bei dem Abbau mit Teilversatz bis jetzt als günstig bezeichnet werden. Zunächst gilt dies für Querschläge, die mit Teilversatzbetrieb unterfahren worden sind. Soweit Beobachtungen vorliegen, waren die Einwirkungen auf derartige Querschläge geringer als bei dem Abbau mit Blindortversatz. Ebenso ist beim Abbau mit Teilversatz der Zustand der Abbau- und Wetterstrecken in allen Fällen durchaus gut gewesen, was man neben der gleichmäßigen Absenkung vor allem der Anwendung der Bergepolster mit Holzpfeilereinlagen zuzuschreiben hat. Bei dem Blindortbetrieb sind die Erfahrungen für die Abbaustrecken nicht einheitlich, jedoch berichten auch hier eine Reihe von Zechen über günstige Auswirkungen auf den Zustand dieser Strecken.

Über die Auswirkung des Abbaus mit Teilversatz auf unterliegende Flöze fehlen bis jetzt noch Beobachtungen, weil unter Flözen, die mit Teilversatz gebaut worden sind, noch kein Abbau umgegangen ist. Nach der bisherigen Auffassung werden teilweise Bedenken nach der Richtung geäußert, daß die Rippen, die den Gebirgsdruck zuerst aufnehmen und auf die liegenden Schichten übertragen, an diesen Stellen besondere Druckzonen schaffen, die den Abbau der liegenden Flöze ungünstig beeinflussen. Theoretisch ist dies nicht ohne weiteres begründet, denn der Druck des Haupthangenden wird sehr bald von den nachgebrochenen Dachschichten mit aufgenommen, so daß auch diese nach ihrer Verfestigung für die Drucküberträgung in Betracht kommen. Außerdem haben die bisherigen Beobachtungen gezeigt, daß auch die Versatzrippen ausgewalzt werden. Im übrigen wird man über diesen Punkt weitere Erfahrungen abwarten müssen.

Art und Maß der Senkungen.

Sehr wesentlich für die Auswirkung des Abbaus mit Blindort- und mit Teilversatz auf die Tagesoberfläche und auf den Grubenbau selbst sind der Verlauf der Senkungsvorgänge und das Maß, um das die hangenden Schichten abgesenkt werden. Über diese Punkte hat die bisherige Anwendung der verschiedenen Abbauverfahren noch keine hinreichende Klärung gebracht.

Über die Art der Senkung und ihren Verlauf liegen für einige Fälle Beobachtungen an Nivellementslinien vor, die durch Querschläge über die jeweiligen Abbaufelder gelegt worden sind. Sie zeigen für den Abbau sowohl mit Blindortversatz als auch mit Teilversatz, daß der Senkungsvorgang recht gleichmäßig verläuft. Dies wird bezüglich des Teilversatzes im besondern durch die oben mitgeteilten Feststellungen auf den Zechen Nordstern und Emscher-Lippe bestätigt. Immerhin empfiehlt es sich, noch weitere Ergebnisse abzuwarten.

Hinsichtlich des Ausmaßes der Senkungen liegen über den Blindortversatz und den Teilversatz einzelne Beobachtungen vor. In beiden Fällen geben sie bis jetzt keinen genügenden Anhalt, da meistens auch Auswirkungen anderer Flöze oder Abbauverfahren mitsprechen. Man wird allerdings wohl damit rechnen müssen, daß bei dem Abbau mit Blindortversatz und mit Teilversatz das Maß der Senkungen erheblich größer ist als bei dem Abbau mit Vollversatz. Dies liegt schon darin begründet, daß der abgebaute Flözraum bei diesen Abbauverfahren nur mit Material ausgefüllt wird, das in irgendeiner Weise dem Nebengestein des Flözes entstammt, während bei dem Abbau mit Vollversatz fremdes, also gewissermaßen zusätzliches Versatzgut zugeführt wird. Ob die früher oft vertretene Auffassung, daß beim Abbau mit Blindortversatz mit einer Senkung von 65 % der Flözmächtigkeit gerechnet werden müsse, richtig ist, erscheint als fraglich. Wenn bei der Verwendung von Fremdversatz im Durchschnitt mit 50 %, in besonders günstigen Fällen mit 30–35 % Senkung gerechnet wird, dürfte bei dem Abbau mit Blindort- und mit Teilversatz immerhin eine Senkung von 70–80 % möglich sein. Dieser Umstand hat hauptsächlich da Bedeutung, wo es sich um besondere Tagesgegenstände (Eisenbahnlinien, Flüsse, Kanäle, Deichgebiete) handelt, weil man hier die Senkung in bestimmten Grenzen halten muß.

Wirtschaftlichkeit.

Die betriebswirtschaftliche Beurteilung des Abbaus mit Blindortversatz und mit Teilversatz hängt davon ab, welche Entlastungen oder Belastungen der Betrieb auf der Lohn- und Materialkostenseite gegenüber dem Abbau mit Hand-Vollversatz erfährt. Der Rutschenbau mit Hand-Vollversatz stellt die im Ruhrbergbau auf Flözen in flacher und mittlerer Lagerung vorherrschende Abbauart dar, die in dem oben dargelegten Umfange durch den Abbau mit Blindort- oder Teilversatz ersetzt werden sollte; demnach muß er zu diesen in Beziehung gesetzt werden. Hierbei genügt es allerdings, wenn man lediglich die durch die verschiedenen Abbauverfahren entstehenden Versatzkosten, bezogen auf 1 t Förderung, gegenüberstellt. Denn auf der Lohnkostenseite ist der auf die reinen Gewinnungsschichten entfallende Betrag bei dem Abbau mit Blindortversatz nicht höher, bei dem Abbau mit Teilversatz vielfach geringer als bei dem Abbau mit Hand-Vollversatz. Dies ergibt sich daraus, daß nach den allgemeinen Erfahrungen der Anteil der Schichten für Gewinnung auf 100 t bei dem Abbau mit Blindortversatz im großen Durchschnitt nicht über, bei dem Abbau mit Teilversatz vielfach unter dem Anteil beim Abbau mit Hand-Vollversatz liegt. Die durchschnittlichen Lohnkosten für den Versatz je t Förderung ergeben sich aus dem Aufwand von Versatzschichten für 100 t Förderung. Zu ihnen treten die durch den Blindortversatz oder Teilversatz verursachten Materialkosten, denen jedoch die bei diesen Kosten gemachten Ersparnisse gegenüberzustellen sind.

Bei dem Blindortversatz ist der durch die Versatzarbeit verursachte Lohnkostenanteil je t Förderung höher als bei dem Hand-Vollversatz. Dies geht ohne weiteres daraus hervor, daß die eigentliche Versatzarbeit im Streb bei beiden Abbauverfahren erforderlich ist, wozu jedoch bei dem Blindortversatz der Schichtenaufwand für das Vortreiben der Blindörter (Schießarbeit, Verbauen, Aussparen der Rösche, Verschläge usw.) tritt. Nach den aus dem Ruhrbergbau vorliegenden Erfahrungen beträgt im großen Durchschnitt der Schichtenanteil für die Versatzarbeit bei dem Abbau mit Blindortversatz 7,5 je 100 t Förderung. Dem steht ein Anteil von durchschnittlich 5 Schichten auf 100 t bei Hand-Vollversatz in der flachen Lagerung gegenüber. Daraus errechnen sich

die durch den Versatz verursachten durchschnittlichen Lohnkosten je t Förderung auf 0,60–0,70 ℳ, während sie beim Hand-Vollversatz 0,50 ℳ betragen. Dazu treten noch die Materialkosten für Sprengstoffe, Ausbau und Verschläge in den Blindörtern. Demnach stellen sich die eigentlichen Versatzkosten bei dem Abbau mit Blindortversatz auf 0,70–0,90 ℳ je t Förderung. Gegenüber diesen Kosten ergeben sich dadurch Ersparnisse, daß sich die Beschaffung und Zuführung des für den Hand-Vollversatz erforderlichen Versatzgutes erübrigt. Diese Kosten fallen da ganz erheblich ins Gewicht, wo die Beschaffung von Fremdmaterial nötig ist. Ein Teil der oben genannten Zechen berechnen die hierdurch entstehenden Ersparnisse trotz der an sich höhern Kosten für die reine Versatzarbeit auf 0,80 ℳ gegenüber dem Abbau mit Handversatz und Fremdmaterial. Auf denjenigen Zechen, die über eigene Halden oder gar genügenden Bergeanfall in der Grube selbst verfügen, sind die Ersparnisse naturgemäß erheblich niedriger zu bemessen.

Bei dem Abbau mit Teilversatz wird der Anteil für die Versatzarbeit bestimmt durch das Vorziehen der Versatzrippen, das Umsetzen der Wanderpfeiler, das Rauben der Zimmerung und das etwa erforderliche Nachschießen der Dachschichten. Nach den vorliegenden Erfahrungen ist der Schichtenaufwand hierfür, auf 100 t bezogen, um etwa 1,5 Schichten geringer als bei dem Abbau mit Hand-Vollversatz. Man rechnet daher im Durchschnitt mit 3–4 Versatzschichten je 100 t Förderung. Diese Zahl hängt jedoch stark von der Anzahl der Rippen ab und wird da erheblich geringer, wo die Rippen vollständig wegfallen, d. h. bei dem Teilversatz ohne Rippen. Im großen Durchschnitt lassen sich die bei dem Abbau mit Teilversatz durch die Versatzarbeit verursachten Lohnkosten auf 0,30 ℳ je t Förderung beziffern; sie schwanken etwa zwischen 0,20 und 0,50 ℳ. An Materialkosten treten vor allem noch die Kosten für die Wanderpfeiler hinzu, die aber hauptsächlich bei der Anschaffung ins Gewicht fallen. Die Höhe der je t Förderung durch die Wanderpfeiler verursachten Kosten hängt daher von der Wiederverwendbarkeit ab, die wiederum von der Materialart bedingt ist. Nach einem gewissen Erfahrungssatz wird die Belastung mit 0,10 ℳ je t Förderung ausreichend sein. Zu diesen Kosten treten noch diejenigen für etwaige Sprengmittel. Außerdem rechnen manche Zechen, so im besondern diejenigen der Gutehoffnungshütte, mit der Notwendigkeit eines stärkern Ausbaus im Abbaufeld, und zwar derart, daß sich die Tragfähigkeit des Ausbaus um 50% erhöht. Insgesamt können die entstehenden Materialkosten daher auf 0,15 ℳ je t Förderung angenommen werden, so daß sich die durch den Versatz verursachten Gesamtkosten je t Förderung im Durchschnitt auf 0,40–0,50 ℳ belaufen. Welchen Einfluß die Zahl der Rippen auf die Höhe der Versatzkosten hat, ergibt sich daraus, daß eine Zeche die Versatzkosten je t Förderung bei 3 Rippen auf 0,60 ℳ, bei 2 Rippen auf 0,50 ℳ und beim Abbau ohne Rippen auf 0,45 ℳ in einem Falle ermittelt hat. Die Gesamtkosten für den Versatz erreichen daher vielfach noch nicht die beim Handversatz mit eigenem Material entstehenden Kosten. In denjenigen Fällen, in denen zur Verwendung von Fremdmaterial übergegangen werden muß, ist die Ersparnis noch erheblich größer. Betriebswirtschaftlich betrachtet ist daher der Abbau mit Teilversatz demjenigen mit Hand-Vollversatz und Blindortversatz überlegen.

Bei dem Abbau mit Teilversatz kommt neben der betriebswirtschaftlichen noch die allgemeinwirtschaftliche Bedeutung in Betracht, die darin besteht, daß er den Abbau mancher geringmächtigen Flöze in flacher Lagerung ermöglicht, der sonst vielleicht in Frage gestellt wäre. Dies gilt namentlich für flache Flöze zwischen 0,50 und 0,75 m Mächtigkeit, bei denen auch der Abbau mit Blindortversatz auf Schwierigkeiten stoßen kann oder ungünstiges Hangendes einen wirtschaftlichen Abbau als fraglich erscheinen läßt. Die Erfahrungen zeigen, daß sich bei solchen Verhältnissen in einigen Fällen der Abbau mit Teilversatz erfolgreich hat durchführen lassen.

Sicherheit.

Die Sicherheit des Abbaus mit Blindortversatz und mit Teilversatz ist zunächst nach dem Maß der in diesen Betrieben tatsächlich vorgekommenen Unfälle zu bewerten. Daneben kommt in Betracht, welche Erfahrungen in der Durchführung einer geregelten Bewetterung sowie hinsichtlich der Entwicklung oder Ansammlung von Grubengas gemacht worden sind.

Die Zahl der Unfälle zeigt, wenn man zunächst die Gesamtunfallziffer zugrunde legt, bei dem Abbau mit Blindortversatz gegenüber demjenigen mit Vollversatz keine sehr starken Unterschiede. Der Abbau mit Blindortversatz bringt durch den Betrieb der zahlreichen Blindörter in diesen eine Reihe von Unfällen durch Steinfall und Schießarbeit mit sich. Dafür wird er hinsichtlich derjenigen Unfälle entlastet, die mit der Zuführung des Versatzgutes und der Ausführung der Versatzarbeit bei dem Vollversatz mit Fremdmaterial verbunden sind. Weniger günstig stellt sich der Abbau mit Blindortversatz im Vergleich mit dem Vollversatz, wenn man lediglich die Ziffern der durch Steinfall verursachten Unfälle heranzieht. Im großen Durchschnitt des gesamten Bezirkes betrachtet, ist sie zwar nicht höher als diejenige in Betrieben mit Vollversatz. Bei einigen Abbaubetrieben mit Blindortversatz haben sich jedoch in den Blindörtern verschiedentlich Unglücksfälle durch Steinfall ereignet und die Unfallziffer dieser Zechen ungünstig beeinflußt.

Weit günstiger liegen die Unfallziffern insgesamt und hinsichtlich des Stein- und Kohlenfalls bei dem Abbau mit Teilversatz mit und ohne Rippen. Man kann annehmen, daß seit der ersten versuchsmäßigen Einführung des Abbaus mit Teilversatz aus derartigen Abbaubetrieben bis jetzt rd. 4 Mill. t Kohle gefördert worden sind. Gleichwohl hat sich auf allen Betrieben die Unfallziffer, im besondern die für Stein- und Kohlenfall, günstig entwickelt. In allen oben genannten Betrieben liegt daher die Unfallziffer, auf 1000 Schichten bezogen, bei den Gesamtunfällen und den Unfällen durch Stein- und Kohlenfall unter den Ziffern bei dem Abbau mit Hand-Vollversatz und mit Blindortversatz. Die Zahl der beim Rauben des Ausbaus im rückwärtigen Abbauraum und bei dem Vorziehen der Rippen eingetretenen Unfälle ist besonders gering. Auch die weitere mittelbare Steinfallgefahr durch etwaige ungünstige Auswirkungen der Gebirgsbewegungen auf die Abbaustrecken ist bis jetzt nicht auffallend in Erscheinung getreten, was

schon aus den Ausführungen über den günstigen Zustand der Abbaustrecken hervorgeht. Die vom Verfasser[1] früher schon ausgesprochene Ansicht, daß der Teilversatz geeignet sei, die unmittelbare Steinfallgefahr wirksam zu bekämpfen, hat sich also in jeder Hinsicht bestätigt. Dagegen sind die an der gleichen Stelle geäußerten Vorbehalte bezüglich der mittelbaren Steinfallgefahr durch die Erfahrung im wesentlichen ausgeräumt worden. Man muß natürlich berücksichtigen, daß es ein Unterschied ist, ob nur 2,8 % der Förderung aus Abbau mit Teilversatz stammen, oder ob dieser Anteil beträchtlich steigen wird, denn mit der Zunahme der Teilversatzbetriebe wachsen die Gefahrmöglichkeiten, und es ändern sich die Auswirkungen auf den Gebirgskörper. Immerhin müssen die Ergebnisse hinsichtlich der Steinfallgefahr bis jetzt als durchaus günstig bezeichnet werden. Darin drückt sich zugleich die günstige Auswirkung des Abbaus mit Teilversatz auf die Schonung und Absenkung des Hangenden aus.

Vom Gesichtspunkt der Wetterführung bleibt zu prüfen, ob sich bei den in Frage kommenden Abbauverfahren eine geregelte Wetterführung im Abbau hat ermöglichen lassen, im besondern ob durch Abströmen der Wetter unerwünschte Wetterverluste entstanden sind.

Bei dem Abbau mit Blindortversatz liegen die Voraussetzungen für die Führung eines möglichst geschlossenen Wetterstromes vor dem Abbaustoß nicht wesentlich anders als bei dem Abbau mit Vollversatz. Anderseits bieten die Blindörter eine größere Möglichkeit für das Abströmen der Wetter nach dem Alten Mann. Nach den vorliegenden Beobachtungen sind zwar die entstandenen Wetterverluste größer als bei dem Abbau mit Vollversatz, jedoch fallen sie für die Wetterführung an sich nicht ins Gewicht.

Bei dem Abbau mit Teilversatz haben sich ebenfalls keine nennenswerten Wetterverluste ergeben. In einer Reihe von Teilversatzbetrieben sind nach dieser Richtung planmäßige Beobachtungen angestellt worden, die dartun sollten, welche Wettermenge in den Abbaustoß einzieht, wie sie sich auf die einzelnen Felder des Abbaus verteilt und welche Wettermenge auszieht. Die Untersuchungen lassen den Schluß zu, daß etwa 8 % der in den Abbaustoß einziehenden Wetter durch den Raum hinter den Holzpfeilern abströmen, während bei Vollversatz etwa 5 % in den Alten Mann gehen. Jedenfalls hat sich eine Verlangsamung des Wetterzuges, auf die vom Verfasser[1] früher hingewiesen worden ist, nicht feststellen lassen. Aus dem Verhalten des Haupthangenden, das man in den Teilversatzbetrieben inzwischen besser kennengelernt hat, läßt sich dies durchaus erklären. Das Haupthangende verfestigt bei dem Auflegen die hereingebrochenen Dachschichten so, daß nur die ersten 2–3 Felder hinter den Wanderpfeilern die Möglichkeit zu einem Abströmen der Wetter geben. Daraus erklärt sich ferner auch, daß besondere Temperaturerhöhungen des Wetterstromes in den Abbaubetrieben mit Teilversatz im allgemeinen nicht festgestellt worden sind, ein Punkt, auf den der Verfasser früher ebenfalls hingewiesen hat[2]. Messungen nach dieser Richtung haben ergeben, daß die Erwärmung der Wetter in der Zeit ihres Durchganges von der Füllstrecke zur Wetterstrecke nicht über das übliche Maß hinausgeht. Verschiedentlich wurde eine Temperaturzunahme unmittelbar nach dem Nachbrechen der Dachschichten festgestellt, die sich nach einigen Stunden wieder ausglich.

Von besonderer Wichtigkeit sind die Beobachtungen über die Entwicklung und Ansammlung von Grubengas mit Rücksicht auf die Schlagwettergefahr. Hierauf ist vom Verfasser bezüglich des Teilversatzes ebenfalls früher hingewiesen worden[1].

Bei dem Abbau mit Blindortversatz bilden die Blindörter auf Flözen mit stärkerer Entgasung stets Betriebspunkte, die kritisch beurteilt werden müssen, zumal weil dort vielfach Schießarbeit stattfindet. Das gleiche gilt da, wo in den hangenden Schichten Kohlenschmitze oder Kohlenflöze auftreten, solange noch keine genügende Entgasung des Gebirgskörpers stattgefunden hat. In der Praxis sind einige Fälle vorgekommen, in denen der Grubengasgehalt in den Blindortstrecken recht beachtlich war; außerdem ist in zwei Fällen ein Inbrandschießen des Gases erfolgt. Diesen möglichen Gefahren muß man durch Anwendung der Sonderbewetterung und Nachnehmen der Blindörter im Liegenden vorbeugen. Zweifellos hat der Abbau mit Blindortversatz hinsichtlich der Schlagwettergefahr als ungünstiger als der Abbau mit Vollversatz zu gelten.

Für den Abbau mit Teilversatz läßt sich ein endgültiges Urteil nach dieser Richtung noch nicht fällen, weil er bisher nur in wenigen Fällen in der eigentlichen Fettkohle Anwendung gefunden hat und dann auch nur auf solchen Flözen, über denen andere Flöze schon gebaut worden waren, d. h. also die Entgasung des Gebirgskörpers bereits begonnen hatte. Nach den bisher vorliegenden Erfahrungen über das Verhalten des Haupthangenden bei der Absenkung darf man annehmen, daß dieses bei gleichartiger Ausbildung ziemlich einheitlich nachkommt; hier liegt daher die Gefahr einer Aufblätterung weniger vor. Etwas anders werden sich die Verhältnisse dort gestalten, wo das Haupthangende aus Wechsellagerungen von Tonschiefer- und Sandsteinschichten besteht, also ein einheitliches Nachkommen des Haupthangenden voraussichtlich nicht eintritt. Hier sind Aufblätterungen möglich, wobei sich die entstehenden Zwischenräume mit Grubengas füllen können. Es wird sich daher schon aus diesen Gründen empfehlen, in denjenigen Abschnitten der Fettkohlengruppe, die Flöze mit stärkerer Gasführung aufweisen, die ersten Flöze mit einem dichten Bergeversatz zu bauen. Denn die in den ersten 2–3 Feldern hinter den Wanderpfeilern liegenden losen Dachberge bilden keine so gleichmäßige Ausfüllung wie richtig aufgeschichteter Versatz; das Austreten von Grubengas aus den hangenden Schichten ist daher eher möglich. Die Befürchtungen, daß sich beim Abbau mit Teilversatz im abgebauten Raum größere Hohlräume bilden, die zur Ansammlung von Schlagwettern führen, braucht man vielleicht heute nicht mehr in dem frühern Umfange aufrechtzuerhalten, da sich die Dachschichten unter dem Haupthangenden nach den bisherigen Beobachtungen allmählich verfestigen. Im ganzen wird man hinsichtlich der Grubengasentwicklung noch weitere Ergebnisse abwarten müssen.

[1] a. a. O. S. B 91.
[2] a. a. O. S. B 92.

[1] a. a. O. S. B 92.

Anwendungsmöglichkeit.

Nunmehr ist noch die Frage zu erörtern, welche Schlüsse sich aus den bisherigen Erfahrungen für die künftige Anwendungsmöglichkeit der verschiedenen Abbauverfahren im Ruhrbergbau ziehen lassen. Ein solches Ergebnis kann allerdings nur mit einem gewissen Vorbehalt aufgestellt werden, da es zur Klärung mancher Punkte noch weiterer Erfahrungen bedarf.

Die Beantwortung dieser Frage hängt im wesentlichen von zwei Gesichtspunkten ab: der technischen Anwendbarkeit der einzelnen Verfahren und dem Vorteil, den das eine dem andern gegenüber aufweist. Dabei müssen der Abbau mit Blindortversatz und der Abbau mit Teilversatz mit demjenigen mit Vollversatz verglichen werden, an dessen Stelle sie mit Rücksicht auf die Bergewirtschaft und die Schonung des Hangenden zur Anwendung gelangt sind, wie aus dem ersten Teil der Arbeit hervorgeht. Zudem kommen diese drei Abbauverfahren für den heutigen Großabbaubetrieb vorwiegend in Betracht.

Der Abbau mit Blindortversatz und der Abbau mit Teilversatz beschränken sich nach der einen Seite auf Flöze in flacher Lagerung, nach der andern auf solche von geringer und mittlerer Mächtigkeit. Dabei ergeben sich jedoch Unterschiede nach der Richtung, daß der Abbau mit Teilversatz die ganz flache Lagerung (0 bis 5°) stärker umfaßt und sich auf die Mächtigkeiten von 0,50–1,50 m gleichmäßiger verteilt als der Abbau mit Blindortversatz. Dieser findet sein Anwendungsgebiet vorherrschend in Flözen von 5–25° bei einer Mächtigkeit von 1–1,50 m. Er ist hierbei, was Flözart und Nebengestein anlangt, allgemein gesprochen, in seiner Anwendung nicht beschränkt. Für den Teilversatz scheiden dagegen alle Flöze aus, deren Nebengestein für ihn ungeeignet ist; diese sind im großen und ganzen die Magerkohlenflöze.

Der Vorzug des Abbaus mit Blindortversatz liegt vorwiegend auf wirtschaftlichem Gebiet. Er bringt bei guter Ausführung auch gewisse Vorteile für die Schonung des Hangenden mit sich, die jedoch durch andere Begleitumstände (längere Bewegung des Gebirgskörpers) zum Teil wieder ausgeglichen werden. Sicherheitlich ist er dem Abbau mit Vollversatz und demjenigen mit Teilversatz höchstens gleichwertig. Der Abbau mit Teilversatz hat zunächst die größere Wirtschaftlichkeit gegenüber dem Abbau mit Voll- und mit Blindortversatz aufzuweisen. Dazu tritt der Vorteil der gleichmäßigen Absenkung, womit er gerade für den Großrutschenbau besondere Bedeutung gewinnt. Auch sicherheitlich ist er dem Abbau mit Blindortversatz allgemein, dem Abbau mit Hand-Vollversatz in der Einschränkung der Steinfallgefahr überlegen. Anderseits bietet der Abbau mit Vollversatz größere Möglichkeiten für die Schonung wichtiger Tagesgegenstände als die beiden andern Abbauverfahren.

Im ganzen betrachtet ist daher der Abbau mit Teilversatz das gegebene Verfahren für Flöze mit einem Einfallen bis etwa 10° und einer Mächtigkeit von 0,50 bis etwa 1,25 m, soweit an sich die Möglichkeiten für seine Anwendung vorliegen. Hier sind die Voraussetzungen für seine technische Durchführung günstiger als für den Abbau mit Voll- oder Blindortversatz. Außerdem verbindet er die Vorteile der stärkern Schonung des Hangenden und der größern Wirtschaftlichkeit. Auch sicherheitlich hat er gewisse Vorzüge, soweit keine besondere Rücksicht auf Grubengasführung genommen werden muß. Nach den bisherigen Erfahrungen besteht durchaus die Möglichkeit, ihn auf solchen Flözen in der Gasflamm-, Gas- und Fettkohlengruppe in stärkerm Maße als bisher anzuwenden. Für die übrigen Flöze in flacher Lagerung (0–25°) erscheinen der Abbau mit Blindortversatz und derjenige mit Teilversatz neben dem Abbau mit Vollversatz als möglich, wobei jedoch der Abbau mit Teilversatz dem mit Blindortversatz gegenüber gewisse technische und sicherheitliche Vorteile neben der größern Wirtschaftlichkeit aufweist. Der Abbau mit Teilversatz wird daher auch auf diesen Flözen in vielen Fällen an die Stelle des Abbaus mit Blindortversatz treten können.

Für die Bergewirtschaft des Ruhrbergbaus würde sich durch die stärkere Anwendung des Abbaus mit Teilversatz in dem vorstehenden Umfang in erster Linie eine Entlastung für die Flöze in flacher Lagerung und geringer bis mittlerer Mächtigkeit, außerdem für einen Teil der übrigen Flöze innerhalb der flachen Lagerungsgruppe ergeben. Die Bedeutung dieser Entlastung erhellt, wenn man berücksichtigt, daß 64,3 % der Förderung im Jahre 1933 aus Flözen der flachen Lagerung allgemein (0–25°) und 43,6 % aus Flözen mit 5–25° Einfallen stammten. Sehr wesentlich wird dabei sein, wie weit die Anwendung des Abbaus mit Teilversatz auf den Flözen der Fettkohlengruppe möglich ist, auf die allein 61,7 % der Gesamtförderung entfallen. Jedenfalls läßt sich der Anteil des Abbaus mit Teilversatz an der aus der flachen Lagerung stammenden Förderung, der zurzeit 4,4 % beträgt, nach den bis jetzt vorliegenden Erfahrungen in beachtlichem Maße steigern.

Zusammenfassung.

Nach einer Darlegung der Gründe, die zu einem Übergang vom Abbau mit Vollversatz zu einem Abbau mit Blindortversatz und mit Teilversatz geführt haben, werden die Verbreitung und Gestaltung dieser Abbauverfahren erörtert sowie ihre Anwendung im Ruhrbergbau an Hand praktischer Beispiele besprochen. Der Abbau mit Blindortversatz ist mit 27 % an der Förderung des Ruhrbezirks beteiligt und findet hauptsächlich auf Flözen mit 5–25° Einfallen und 1–1,50 m Mächtigkeit Anwendung, während der Abbau mit Teilversatz mit 2,8 % an der Förderung teilnimmt und sich vorwiegend auf Flöze in sehr flacher Lagerung mit 0,50–1,50 m Mächtigkeit in der Gasflamm- und Gaskohlengruppe beschränkt. Anschließend werden die mit den beiden Abbauverfahren in technischer, wirtschaftlicher und sicherheitlicher Hinsicht gemachten Erfahrungen betrachtet und die Anwendungsmöglichkeiten auf Grund ihrer bisherigen Bewährung untersucht; hierbei ergibt sich, daß die Anwendung des Abbaus mit Teilversatz noch weiter gesteigert werden kann.

Einfluß der Beschaffenheit der Steinkohle auf die Güte der Brikette.

Von Dr. H. Broche und Dr.-Ing. H. Nedelmann, Essen.
(Mitteilung aus der Chemischen Versuchs-Anstalt der Gewerkschaft Mathias Stinnes.)

Wenn es auch verständlich und bis zu einem gewissen Grade berechtigt ist, für die Beschaffenheit der Steinkohlenbrikette in erster Linie das Pech als das bindende und den Zusammenhalt bedingende Mittel verantwortlich zu machen, so spricht doch schon der hohe, 90% übersteigende Anteil der Kohle im Brikett dafür, daß — einwandfreie Betriebsbedingungen vorausgesetzt — auch die Eigenschaften der Steinkohle einen bestimmenden Einfluß auf die Güte der Preßlinge haben müssen. Daß dieser Einfluß der Kohle darüber hinaus sogar recht beträchtlich sein wird, ergibt sich aus der weitern Überlegung, daß die Brikettierkohle selbst derselben Schachtanlage im Zuge des Abbaus in ihrer Beschaffenheit, Kornzusammensetzung usw. zwangsläufig Schwankungen unterworfen ist und doch offenbar für verschiedenartige Kohlen nicht dieselben Brikettierungsbedingungen gleich günstig sein können.

In einer grundlegenden Arbeit haben Spilker und Born[1] gezeigt, welche überraschend wichtige Rolle die Kohlenkörnung spielt, und nachgewiesen, daß durch die Wahl einer geeigneten Korngröße innerhalb gewisser Grenzen die Festigkeit der Preßlinge in höherm Maße verbessert werden kann als durch eine selbst erhebliche Vermehrung der Pechzugabe. Anderseits besaßen nach den Untersuchungsergebnissen von Broche und Nedelmann[2] zahlreiche Pechproben, bei deren Verwendung im Betrieb schlechte Brikette angefallen waren, durchaus einwandfreie physikalische und chemische Eigenschaften und lieferten dementsprechend bei der Probebrikettierung Preßlinge von normaler Festigkeit, so daß in diesen Fällen das mangelhafte Betriebsergebnis offensichtlich nicht auf das Pech zurückzuführen war.

Die Abhängigkeit der Brikettgüte von der Beschaffenheit der Kohle ist somit heute nicht mehr zu bestreiten. Diese Feststellung darf allerdings nicht zu der Auffassung verleiten, daß unbefriedigende Brikettierungsergebnisse stets der Kohlenbeschaffenheit zur Last zu legen sind, denn bei der Bedeutung des Peches als Bindemittel muß sich die Verwendung eines ungeeigneten Erzeugnisses nachteilig bemerkbar machen. Wohl aber ist künftig der Kohlenbeschaffenheit mehr Beachtung zu schenken, da sich bei ihrem nachgewiesenen Einfluß, namentlich der Körnung, die Brikettgüte ändern muß, wenn die der Brikettfabrik zufließende Feinkohle im Verlauf des von andern Gesichtspunkten bestimmten Abbaus in ihrer Zusammensetzung wechselt; wird der Preßling schlechter und kann seine Güte nur durch eine erhöhte Pechzugabe wieder gehoben werden, so liegt in diesem Falle nicht ein minderwertiges Pech mit schlechter Bindekraft, sondern eine Brikettierkohle mit ungünstiger Körnung vor.

Mit der Feststellung, daß der Anfall schlechter Brikette in dem einen Falle auf dem Pech und in dem andern auf der Kohle beruht, ist für den Betrieb der Brikettfabriken zunächst noch nichts gewonnen. Denn es bleibt noch die Frage offen, ob man der Brikettierkohle die als besonders geeignet erkannte Körnung auch in ihrer Gesamtheit zu geben vermag. Erst wenn hierüber Klarheit geschafft ist, wird man in der Lage sein, durch geeignete Vorbereitung der Feinkohle die natürlichen der Brikettfestigkeit sowie dem Pechverbrauch nachteiligen Schwankungen der Kohlenkörnung zu beseitigen und somit der Brikettfabrik nicht nur ein gleichmäßig gutes Pech, sondern auch eine fortlaufend günstigst gekörnte Kohle zuzuführen. Eine solche vorbereitende Behandlung der Kohle würde sowohl eine stets gleichmäßige Brikettgüte als auch ein ständiges Arbeiten mit der kleinsten erforderlichen Pechmenge sicherstellen, so daß die Brikettierung unabhängig von Schwankungen in der physikalischen Beschaffenheit der Kohle dauernd unter den günstigsten Bedingungen vor sich geht.

Demnach galt es, zu ermitteln, ob sich die Wirkungen, die an gewissen künstlichen und teilweise große Sieblücken aufweisenden Korngemischen beobachtet worden waren, nunmehr auch bei der gesamten Brikettierkohle erreichen ließen, und welche einheitliche Körnung die wechselnd gekörnte Feinkohle zur Erzielung festester Brikette bei geringstem Pechaufwand haben mußte.

Hierüber sagen die bisher erschienenen Arbeiten noch nichts aus. Aus den erwähnten Untersuchungen von Spilker und Born, deren bleibender Wert in dem erstmaligen Nachweis der grundsätzlichen Bedeutung der Kohlenkörnung besteht, ergibt sich, daß die besten Ergebnisse mit einer mittlern Körnung, im besondern mit einem Korn von 0–3 mm (90%) unter Beimischung von Grobkorn von 5–10 mm (10%) sowie mit einem Korn von 0–1 mm (80%) mit zugemischtem Grobkorn von 5–10 mm (20%) erhalten wurden, während gröbere oder feinere Körnungen als 0–3 mm unter sonst gleichen Verhältnissen zu weniger festen Preßlingen führten. Die Einstellung der gesamten Brikettierkohle auf derartige große Sieblücken aufweisende Mischungen kommt offenbar praktisch nicht in Frage und ist von den Verfassern auch nicht vorgesehen worden; vielmehr betonen sie ausdrücklich, daß einheitliche Richtlinien auf Grund der an einer einzigen Kohle durchgeführten Untersuchung noch nicht aufgestellt werden können und erst weiterer Prüfungen bedürfen.

Andere Forschungen beschäftigen sich nicht mit dem gesamten Korn, sondern nur mit den feinsten Kornanteilen, dem Staub, und zeigen, daß durch Entfernung des Staubes < 0,4 mm aus einem Rohkorn von 0–7 mm[1] sowie des Staubes < 0,088 mm aus einem Rohkorn von 0–6 mm[2] eine Besserung der Brikettfestigkeit erzielt werden kann[3].

Bei der vorliegenden Arbeit haben wir uns die Aufgabe gestellt, auf breiterer Grundlage unter Heranziehung einer größern Zahl von Mager- und

[1] Brennstoff-Chem. 11 (1930) S. 307.
[2] Glückauf 69 (1933) S. 233 und 257.

[1] Prockat und Städter, Glückauf 68 (1932) S. 62.
[2] Lehmann und Hoffmann, Glückauf 67 (1931) S. 794.
[3] Vgl. ferner Stuchtey, Techn. Mitt. Krupp 2 (1934) S. 70.

Eßkohlen zu ermitteln, welche Körnung man der Brikettierkohle zur Erzielung gleichmäßiger einwandfreier Preßlinge bei geringstem Pechaufwand geben muß, nachdem von uns in einem frühern Aufsatz[1] über die Eigenschaften und den Aufbau von Steinkohlenteer-Brikettpech berichtet worden ist. Weiterhin wird die Frage erörtert, welchen Einfluß der Inkohlungsgrad und die Gefügezusammensetzung der Feinkohle auf die Brikettfestigkeit ausüben.

Erhöhung der Brikettfestigkeit und Pechersparnis durch Zerkleinerung der Feinkohle.

Bei der Untersuchung des Einflusses der Kohlenkörnung auf die Brikettfestigkeit haben wir zunächst mit Hilfe von Modellversuchen die Bedeutung der einzelnen Kornfraktionen der Brikettierkohle festgestellt, um hierdurch einen Einblick in den Aufbau der zweckmäßigsten Gesamtkörnung der Feinkohle zu bekommen. Die Prüfung wurde zunächst an einer Eßkohle mit 7 % Asche und 14 % flüchtigen Bestandteilen durchgeführt. Als Brikettpech fand bei allen Versuchen stets das nachstehend gekennzeichnete, durch gewöhnliche Destillation von Kokereiteer gewonnene Normalpech Verwendung:

Erweichungspunkt	66°
Asche	0,14 %
Verkokungsrückstand	29,3 %
CS_2-Unlösliches	16,8 %
Mahlbarkeit	61 % < 0,5 mm
Duktilität	80 cm
Biegefestigkeit (unter Normalbedingungen mit Feinkohle von 0–3 mm)	17,0 kg/cm²

Die Verpressung von Kohle und Pech wurde in der früher beschriebenen[2] Versuchsbrikettiereinrichtung unter Verwendung von stets 93 % Feinkohle und 7 % Pech in der Mischung unter folgenden Arbeitsbedingungen durchgeführt. Knetwerk: Temperatur des Dampfmantels 130°, Temperatur des direkten Dampfes 110–120°, Rührdauer 5 min bis zum Beginn des Brikettierens. Presse: Temperatur der Formen 130–135°, Preßdruck 225 at, Preßdauer 5 s. Einsatzmenge: 1,3–1,5 kg Kohle-Pech-Mischung. Das erste Brikett einer Beschickung wird verworfen, dann werden 4 Brikette schnell hintereinander gepreßt und nach einer Lagerzeit von einem Tag zur Festigkeitsprüfung benutzt; der Rest der in das Knetwerk eingefüllten Einsatzmenge wird verworfen.

Um die Bedeutung der einzelnen Siebfraktionen für die Brikettfestigkeit zu ermitteln, haben wir eine Brikettierkohle von normaler Körnung in einzelne Siebfraktionen von 3–5 mm, 2–3 mm, 1–2 mm, 0,5 bis 1 mm, 0,2–0,5 mm sowie <0,2 mm zerlegt und dann in der einen Versuchsreihe den Gehalt an den einzelnen Kornfraktionen verdoppelt und in einer andern Versuchsreihe die einzelnen Siebfraktionen jeweils vollständig herausgenommen, so daß in diesem Falle Korngemische mit Sieblücken entstanden. Wie aus der Zahlentafel 1, Nr. 1–4, hervorgeht, bewirkt eine Verdoppelung des Kornanteils der mittlern Siebfraktionen von 0,5–1 mm und 0,2–0,5 mm eine deutliche Festigkeitserhöhung der Brikette, nämlich von 15,4 kg/cm² Brikettfestigkeit beim Rohkorn auf 17,8 und 18,3 kg/cm² bei den mittelkornreichern Mischungen, während die Verdoppelung des Kornes unter 0,2 mm gegenüber dem Rohkorn ohne Einfluß bleibt. Nimmt man dagegen die genannten mittelfeinen Siebfraktionen (Zahlentafel 1, Nr. 5–9) aus der Mischung völlig heraus, so tritt eine deutliche Verringerung der Brikettfestigkeit bei Verwendung der an Mittelkorn verarmten Mischungen (Bruchfestigkeit 14,4 und 13 kg/cm²) gegenüber Rohkorn (15,4 kg/cm²) ein. Die Versuche lassen mithin nicht nur die erhebliche Bedeutung der mittlern Siebfraktionen, sondern auch die Nachteile einer nicht ineinander übergreifenden, sondern Sieblücken aufweisenden Gesamtkörnung der Feinkohle erkennen. In Bestätigung der Feststellungen von Lehmann und Hoffmann, von Prockat und Städter sowie von Stuchtey hat eine Entfernung des Feinkornes unter 0,2 mm Korngröße aus dem Rohkorn eine deutliche Festigkeitsverbesserung (17,2 kg/cm² gegenüber 15,4 kg je cm²) zur Folge.

Zahlentafel 1. Bedeutung der einzelnen Siebfraktionen der Kohle für die Brikettfestigkeit (Modellversuche).

Nr.	Kornzusammensetzung	Körnung mm 3–5 %	2–3 %	1–2 %	0,5–1 %	0,2–0,5 %	<0,2 %	Brikettfestigkeit kg/cm²
1	Grundkorn	5	20	25	*15*	*15*	*20*	*15,4*
2	Korn 0,5–1 mm doppelt	4	17	21	*30*	12	16	*17,8*
3	Korn 0,2–0,5 mm doppelt	4	17	21	12	*30*	16	*18,3*
4	Korn <0,2 mm doppelt	4	15	19	11	11	*40*	*15,7*
5	Grundkorn	5	20	25	*15*	*15*	*20*	*15,4*
6	Korn 0,5–1 mm entfernt	6	24	29	*0*	18	23	*14,4*
7	Korn 0,2–0,5 mm entfernt	6	24	29	18	*0*	23	*13,0*
8	Korn <0,2 mm entfernt	6	25	31	19	19	*0*	*17,2*
9	Korn <0,5 mm entfernt	8	31	38	23	0	0	*14,6*

Da die Vermehrung des Anteils der mittelfeinen Fraktionen im Gesamtkorn zu einer Erhöhung der Brikettfestigkeit geführt hatte (Zahlentafel 1, Nr. 1 bis 4), wurde in einer weitern Modellversuchsreihe geprüft, wie sich eine planmäßige Erhöhung der Kornfeinheit auf die Brikettfestigkeit auswirkte. Hierbei ging man derart vor, daß bei gleichbleibendem Gehalt an Feinstem die jeweils gröbste Fraktion auf die Korngröße der nächstfeinern Fraktion gebracht wurde, indem man z. B. die Körnung 3 bis 5 mm des Grobkorns zerkleinerte und die nächstfolgende Körnung von 2–3 mm um den frühern Kornanteil 3–5 mm erhöhte. Aus der Zahlentafel 2 ergibt sich überraschenderweise bei dieser stufenweise erhöhten Kornfeinheit eine regelmäßige und starke Zunahme der Brikettfestigkeit; sie steigt bei Verwendung von stets 7 % Pech von 16,8 kg/cm² bei dem Grundkorn 0–5 mm bis 26,5 kg/cm² beim Korn unter 0,5 mm.

Nachdem durch diese Modellversuche mit der künstlichen und den praktischen Verhältnissen nicht entsprechenden Kornzusammensetzung eindeutig die erhebliche Verbesserung der Brikettfestigkeit durch zunehmende Kornzerkleinerung der Brikettierkohle nachgewiesen worden war, kam es darauf an, zu ermitteln, ob sich die gleiche Wirkung auch dann zeigte, wenn man die übliche Brikettierkohle stufenweise auf Mischungen mit abnehmendem Höchstkorn entsprechend dem Zerkleinerungsgrad der einzelnen

[1] Glückauf 69 (1933) S. 233 und 257.
[2] Glückauf 69 (1933) S. 234.

Zahlentafel 2. Bedeutung stufenweise erhöhter Kornfeinheit für die Brikettfestigkeit.

Nr.	Kornzusammensetzung	Körnung mm 3–5 %	2–3 %	1–2 %	0,5–1 %	0,2–0,5 %	< 0,2 %	Brikettfestigkeit kg/cm²
1	Grundkorn	6	22	28	17	17	10	*16,8*
2	Korn 3–5 mm auf 2–3 mm zerkleinert	*0*	28	28	17	17	10	*17,5*
3	Korn 2–5 mm auf 1–2 mm zerkleinert	0	*0*	56	17	17	10	*19,5*
4	Korn 1–5 mm auf 0,5–1 mm zerkl. . .	0	0	*0*	73	17	10	*21,8*
5	Korn 0,5–5 mm auf 0,2–0,5 mm zerkl. .	0	0	0	*0*	90	10	*26,5*

Kornklassen zerkleinerte. Daß dies tatsächlich der Fall ist, geht aus den Versuchsergebnissen der Zahlentafel 3 (Abb. 1) hervor. Die verschiedenen Kornmischungen wurden derart bereitgestellt, daß man aus einem Rohkorn von 0–8 mm die jeweils gröbsten Fraktionen, z. B. 3–8 mm, 2–8 mm, 1 bis 8 mm usw., herausnahm und zerkleinerte; auf diese Weise erhielt man Feinkohlen mit einem höchsten Korn von 3 mm, 2 mm, 1 mm usw., in denen sich das zerkleinerte Grobkorn auf die feinern Siebfraktionen entsprechend seinem Zerfall verteilte.

Zahlentafel 3. Einfluß zunehmender Kornzerkleinerung der Kohle auf die Brikettfestigkeit bei verschiedenen Pechzusätzen.

Nr.	Körnung mm 5–8 %	3–5 %	2–3 %	1–2 %	0,5–1 %	0,2–0,5 %	< 0,2 %	Biegefestigkeit bei einem Pechgehalt von % 5 kg/cm²	6 kg/cm²	7 kg/cm²	8 kg/cm²	10 kg/cm²
1	3	14	13	21	14	17	18	11,0	13,2	*14,0*	15,5	18,5
2	*0*	*0*	20	26	15	19	20	11,7	14,7	*16,8*	20,0	23,8
3	*0*	*0*	*0*	36	18	24	22	13,3	15,8	*20,0*	24,0	28,6
4	*0*	*0*	*0*	*0*	31	39	30	13,6	18,7	*22,4*	27,5	35,0
5	*0*	*0*	*0*	*0*	*0*	55	45	*6,8*	*15,5*	*21,4*	—	36,8
6	*0*	*0*	*0*	*0*	*0*	*0*	100	—	—	*4,0*	—	—

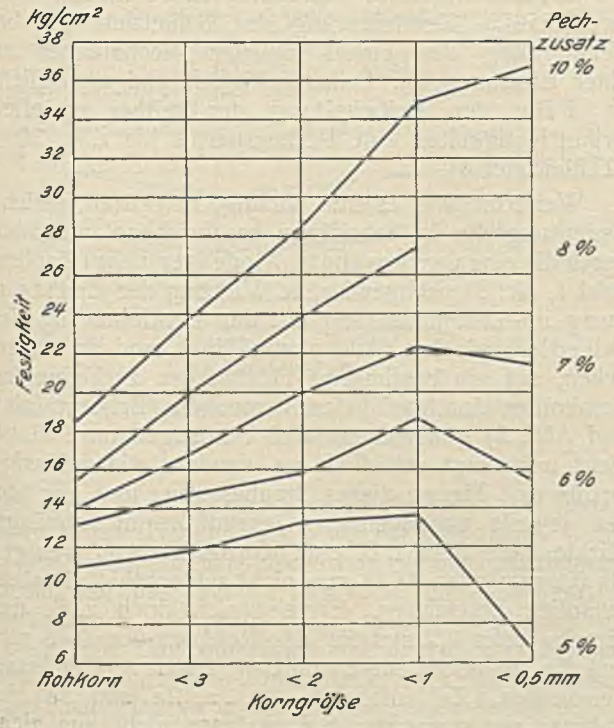


Abb. 1. Abhängigkeit der Brikettfestigkeit von der Kornzerkleinerung der Kohle bei verschiedenen Pechzusätzen.

Bei Verwendung von 7 % Normalpech steigt die Brikettfestigkeit von 14 kg/cm² bis auf 22,4 kg/cm², wenn das Rohkorn auf eine Körnung von weniger als 1 mm zerkleinert wird; bei noch weitergehender Zerkleinerung findet dann erwartungsgemäß ein Abfall der Brikettfestigkeit (und zwar auf 21,4 kg/cm² beim Gesamtkorn < 0,5 mm und 4 kg/cm² beim Gesamtkorn < 0,2 mm) statt, weil bei einer derart weitgehenden Zerkleinerung wegen der außerordentlichen Erhöhung der gesamten Oberfläche der Kornmischung die zugegebenen 7 % Pech nicht mehr zur Abbindung genügen.

Auch bei Verwendung größerer (8 %, 10 %) und kleinerer Pechmengen (5 %, 6 %) tritt eine entsprechende Erhöhung der Brikettfestigkeit durch planmäßige und nicht zu weit getriebene Zerkleinerung der Brikettierkohle ein. Die verhältnismäßige Steigerung der Brikettfestigkeit vom Rohkorn bis zum Korn unter 1 mm beträgt bei

Pechzusatz %	%
5	24
6	42
7	60
8	77
10	90

Die häufig geäußerte Auffassung, daß eine Erhöhung der Kornfeinheit der Brikettierkohle unter allen Umständen zu einer Steigerung des Pechverbrauchs führen müsse, ist durch die vorstehenden Versuchsergebnisse widerlegt, sofern nicht eine gewisse für die jeweilige Pechzugabe kennzeichnende Mindestkörnung unterschritten ist. So benötigt man erst bei einem nennenswerten Unterschreiten eines Höchstkornes von 1 mm mehr als 7 % Pech, um die gleiche Brikettfestigkeit wie früher zu erhalten.

Die Erklärung für die Erhöhung der Brikettfestigkeit durch beherrschte Zerkleinerung der Brikettierkohle bei gleicher Pechzugabe ist darin zu erblicken, daß die Körnung der Feinkohle in erheblichem Maße gleichmäßiger wird und das Brikett ein regelmäßigeres Gefüge erhält. Hierdurch können sich die die einzelnen Kohlenkörnchen umschließenden Pechhäute gegenseitig wirkungsvoller stützen (Bogengefüge), und ferner gewinnen die einzelnen Kohlenkörner durch das regelmäßigere Gefüge untereinander erhöhten Halt (Gewölbewirkung). Schließlich darf nicht außer acht gelassen werden, daß bei dem unregelmäßigern Gefüge des Rohkornes Hohlräume verbleiben, die unnötig viel Pech verbrauchen; diese Hohlräume sind im Falle eines regelmäßigern und besser ineinander greifenden Gefüges bei der zerkleinerten Kohle von Kohlenkörnern erfüllt; mithin wird bei Vorliegen einer regelmäßigen Körnung gerade nur so viel Pech benötigt, wie zum Überziehen der einzelnen Kohlenkörner erforderlich ist, und jegliche Pechverschwendung durch Ausfüllung von Hohlräumen bei einem unregelmäßigen Gefüge vermieden. Erst dann, wenn durch eine zu weit getriebene Zerkleinerung die Gesamtoberfläche der Körnung so groß wird, daß eine vollständige Umkleidung aller Kohlenteilchen mit Pech nicht mehr

eintritt, erfolgt ein Abfall der Brikettfestigkeit oder ein Pechmehrverbrauch. Die Ansicht, daß eine Zerkleinerung des Kohlenkorns zu einem Mehrverbrauch von Pech führen muß, kann daher nicht mehr allgemein aufrechterhalten werden, sondern ist auf jene Grenzfälle zu beschränken, bei denen im Verhältnis zu der aufgewandten Pechmenge ein zu weitgehend zerkleinertes Korn vorliegt, wie es bei einem Pechaufwand von 7% im vorliegenden Falle für die Unterschreitung des Kornes von 1 mm und 0,5 mm gilt.

Wenn man durch eine planmäßige Zerkleinerung der Brikettierkohle bei gleichem Pechaufwand die gezeigte erhebliche Erhöhung der Brikettfestigkeit erzielen kann, so muß es umgekehrt auch möglich sein, bei Verzicht auf eine Festigkeitserhöhung der Preßlinge durch eine geregelte Zerkleinerung zu einer Pechersparnis zu gelangen. Daß dies tatsächlich der Fall ist, beweisen die Ergebnisse der Zahlentafel 4. Bei dieser Versuchsreihe wurde dem stufenweise auf ein Höchstkorn von 3 mm, 2 mm, 1 mm usw. zerkleinerten Rohkorn nur so viel Pech zugegeben, daß die unter den üblichen Bedingungen hergestellten Brikette die gleiche Festigkeit wie die aus Rohkorn von 0–8 mm bei einem Pechaufwand von z. B. 8% gewonnenen aufwiesen. Man sieht, daß zur Erzielung von Briketten mit Festigkeiten von etwa 15,5–16 kg/cm² gegenüber dem genannten Pechaufwand von 8% beim Rohkorn in dem Maße geringere Pechmengen bis herab zu 5,5% aufgewandt zu werden brauchen, in dem das Korn auf höchstens 3 mm bzw. 2 mm und 1 mm zerkleinert wird. Daß man schließlich bei Verwendung eines zu weitgehend zerkleinerten Kornes unter 0,5 mm wiederum etwas mehr Pech aufwenden muß, um die genannte Brikettfestigkeit zu erzielen, entspricht vollständig den obigen Ermittlungen (z. B. Zahlentafel 3) und den Erwartungen, da die durch eine zu weitgehende Zerkleinerung entstandene größte Oberfläche der Gesamtkörnung einen Pechmehrverbrauch bedingt.

Zahlentafel 4. Pechersparnis durch Kornzerkleinerung der Kohle.

Kohlenkörnung mm	Pechgehalt der Brikette %	Festigkeit kg/cm²	Pechersparnis gegenüber Rohkorn %
Rohkorn 0–8	8,0	15,5	0
unter 3	6,6	15,7	18
unter 2	6,0	15,8	25
unter 1	5,5	16,6	31
unter 0,5	6,0	15,5	25

Selbstverständlich muß bei der Zerkleinerung der Feinkohle auf ein niedrigeres Größtkorn die Kornverteilung im zerkleinerten Korn je nach der Härte der Kohle verschieden sein, mit andern Worten, kann sich die Siebanalyse zerkleinerter Feinkohlen trotz gleichem oberm und unterm Grenzkorn als unterschiedlich erweisen. Es galt daher zu ermitteln, ob Verschiedenheiten in der Kornverteilung trotz gleicher Grenzkörnungen von Einfluß auf die Brikettfestigkeit waren. Zu diesem Zweck wurden in Kornmischungen mit einem Größtkorn von 2 mm die Anteile der Kornfraktion 1–2 mm verschieden eingestellt und Kornmischungen mit Gehalten an der Fraktion 1–2 mm von 38%, 28%, 21% und 12,5% brikettiert. Es zeigte sich, daß trotz der erheblichen Unterschiede in der Kornverteilung die Brikettfestigkeit nicht beeinflußt wurde, denn die Bruchfestigkeiten der Brikette aus den 4 genannten Körnungen lagen zwischen 16,1 und 16,8 kg/cm². Mithin ist bei einer technischen Zerkleinerung der Rohfeinkohle das entscheidende Augenmerk auf die Grenzkörnungen zu richten, denen gegenüber die Kornverteilung innerhalb der gewählten Grenzkörnungen keine nennenswerte Bedeutung hat.

Ein anschauliches Bild über die Kornverteilung erhält man, wenn man nach Rosin und Rammler[1] die sich bei der Siebanalyse ergebenden Siebrückstände in Abhängigkeit von der Maschenweite in ein Koordinatensystem einträgt. Die hierbei gewonnene Körnungskurve gibt dann ein Bild der Kornverteilung in der Mischung. In Abb. 2 sind diese Körnungskurven für die Rohfeinkohle der Eßkohle 1 sowie für die auf 3 mm, 2 mm, 1 mm usw. Größtkorn zerkleinerte Feinkohle eingetragen.

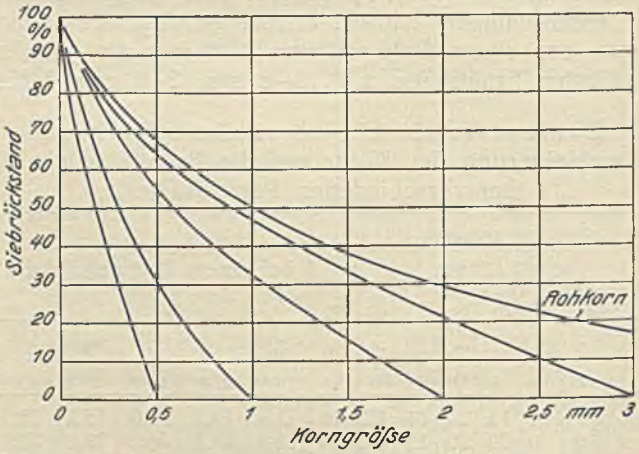


Abb. 2. Körnungskurven der Eßkohle 1 von verschiedenem Zerkleinerungsgrad.

Zusammenfassend betrachtet führt mithin eine zweckmäßige Zerkleinerung der Brikettierkohle bei Verwendung der bisher üblichen Pechmengen zu einer Erhöhung der Brikettfestigkeit und ermöglicht im Falle der Beibehaltung der seither erzielten Brikettfestigkeiten eine Pechersparnis bis z. B. 30% (Zahlentafel 4).

Weiterhin war es nun wichtig, zu prüfen, welche Bedeutung die im Schrifttum beschriebene und auch durch die eingangs erwähnten Modellversuche (Zahlentafel 1, Nr. 8) nachgewiesene Wirkung der Entstaubung im Zusammenhang mit der Zerkleinerung der Brikettierkohle hat. Aus planmäßigen und an natürlichen, auf ein bestimmtes Höchstkorn zerkleinerten Feinkohlen durchgeführten Versuchen (Zahlentafel 5 und Abb. 3) geht hervor, daß der sogenannte Staub nicht unbedingt schädlich ist, sondern die zulässige Größe und Menge dieses Staubes ganz und gar von der jeweils vorliegenden Gesamtkörnung abhängt. Mithin kann man z. B. eine Korngröße von weniger als 0,2 mm oder 0,088 mm nicht schlechthin als stets schädlich bezeichnen. Erweist sich doch z. B. der »Staub« unter 0,2 mm für das Rohkorn von 0–8 mm und die auf höchstens 3 mm bzw. 2 mm zerkleinerten Feinkohlen (Zahlentafel 5, Nr. 1a, 2a und 3a) im Rahmen der genannten Siebanalysen nicht nur nicht

[1] Chem. Fabrik 6 (1933) S. 395.

Zahlentafel 5. Abhängigkeit der Brikettfestigkeit von Zerkleinerung und Entstaubungsgrad der Eßkohle Nr. 1.

Nr.	Zerkleinerungsgrad	Entstaubung: Korn < mm	Entstaubung: abgesiebt %	Siebanalyse mm: 5–8 %	3–5 %	2–3 %	1–2 %	0,5–1 %	0,2–0,5 %	0,088–0,2 %	0,060–0,088 %	< 0,060 %	Brikettfestigkeit kg/cm²
1	Rohkorn	—	0	4,8	17,0	14,7	22,0	9,0	15,8	6,1	16,7 / 3,2	*7,4*	14,0
1a		0,2	16,4	4,0	15,3	15,7	28,1	14,1	20,0		2,8		13,4
1b		0,088	7,1	3,6	16,7	15,0	25,0	11,8	18,3	7,6	2,0		13,5
1c		*0,060*	*6,0*	3,6	13,5	13,0	22,8	12,1	20,2	10,1	3,3	1,4	*15,4*
2	< 3 mm	—	0	0	0	21,2	30,7	12,3	17,3	7,3	18,5 / 2,8	*8,4*	16,8
2a		0,2	17,8	0	0	23,0	35,0	16,0	25,0		1,0		15,9
2b		0,088	8,9	0	0	21,9	31,9	13,8	21,4	10,0	1,0		16,6
2c		*0,060*	*6,0*	0	0	22,9	33,6	12,8	18,7	9,2	1,3	1,5	*17,3*
3	< 2 mm	—	0	0	0	0	37,0	17,0	23,1	11,7	22,9 / 2,8	*8,4*	20,0
3a		0,2	21,1	0	0	0	42,0	23,0	34,0		1,0		18,8
3b		0,088	10,2	0	0	0	44,0	19,6	25,0	10,4	1,0		19,7
3c		*0,060*	*7,2*	0	0	0	40,3	18,0	25,5	12,2	3,0	1,0	*20,6*
4	< 1 mm	—	0	0	0	0	0	29,5	39,2	10,9	31,3 / 5,1	*15,3*	22,4
4a		*0,2*	31,5	0	0	0	0	44,4	54,0		1,6		*23,8*
4b		0,088	17,2	0	0	0	0	30,8	48,0	20,5	0,7		28,1
4c		*0,060*	*13,2*	0	0	0	0	28,0	44,6	19,6	6,3	1,5	*27,0*

als schädlich, sondern sogar als nützlich. Unschädlich ist in den genannten Fällen auch ein Korn von < 0,088 mm (vgl. Nr. 1b, 2b und 3b). Erst das allerfeinste Korn < 0,06 mm ist wirklich schädlich, so daß sich durch dessen Entfernung in Mengen von etwa 6–7 % der Feinkohle eine Festigkeitserhöhung der Brikette erzielen läßt. Während sich in

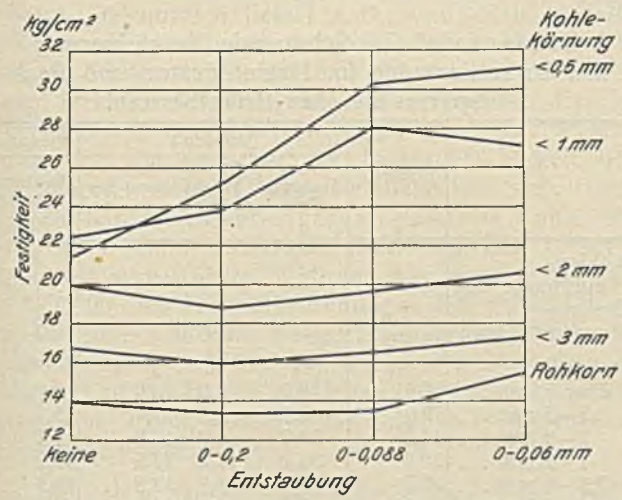


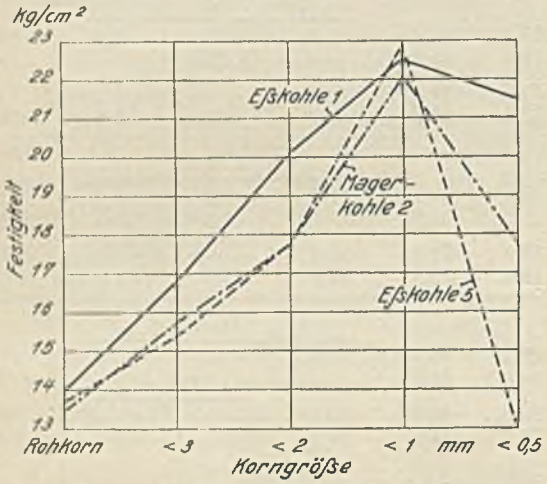
Abb. 3. Einfluß der Entstaubung zerkleinerter Kohlen auf die Brikettfestigkeit.

den vorstehend beschriebenen Fällen erst das feinste Korn unter 0,06 mm als wahrhaft schädlicher Staub erweist, sind für eine noch weitergehend zerkleinerte Gesamtkörnung von < 1 mm nicht nur diese feinsten Staubanteile von 0,06 mm, sondern hier auch die vorstehend zum mindesten als unschädlich bezeichneten etwas gröbern Kornanteile < 0,2 mm nachteilig. Hiernach wird es im allgemeinen aber genügen, die Brikettierkohle von den feinsten Anteilen unterhalb 0,06 mm (10000-Maschen-Sieb) zu befreien.

Wenn sich auch fraglos eine deutliche Erhöhung der Brikettfestigkeit durch Entstaubung der Kohle ergibt, so ist doch anderseits festzustellen, daß die Zerkleinerung der Brikettierkohle von wesentlich größerm Einfluß auf die Härte der Brikette als die Entstaubung ist, was besonders deutlich aus Abb. 3 hervorgeht, denn die sich in dem genannten Falle bei Rohkorn ergebende Brikettfestigkeit von 14 kg kann durch Befreiung vom feinsten Staube < 0,06 mm nur auf 15,4 kg/cm² verbessert werden. Demgegenüber wird durch eine Zerkleinerung der gleichen Feinkohle auf ein Korn von z. B. < 2 mm die Brikettfestigkeit von 14 auf 20 kg/cm² erhöht, eine Festigkeit, die sich durch eine zusätzliche Entstaubung der zerkleinerten Feinkohle noch auf 20,6 kg/cm² steigern läßt. Naturgemäß tritt der Einfluß einer Entstaubung desto mehr hervor, je feiner die Gesamtkörnung ist, was aus dem Kurvenverlauf der Abb. 3 unschwer zu entnehmen ist.

Nachdem die erhebliche Verbesserung der Brikettfestigkeit durch Zerkleinerung der Feinkohle, gegebenenfalls mit gleichzeitiger Entstaubung, an der Eßkohle 1 ermittelt worden war, wurden noch 2 weitere Brikettkohlen, nämlich die Magerkohle 2 und die Eßkohle 5 in der angegebenen Weise untersucht und auch hier die gleichen günstigen Ergebnisse erzielt (Abb. 4). Die Kurven verlaufen durchaus gleichsinnig und zeigen eine erhebliche Zunahme der Brikettfestigkeit mit fallendem Höchstkorn der zerkleinerten Kohle bis zu einem Schwellenwert (bei Verwendung von 7 % Pech: Korn < 1 mm), unterhalb dessen bei einer noch weiter getriebenen Zerkleinerung die konstant gehaltene Pechzugabe nicht mehr genügt, die weitgehend vergrößerte Kohlenoberfläche mit Pech zu benetzen. Ebenso wirkt sich die Ausscheidung der feinsten Kornanteile unterhalb 0,06 mm zusätzlich günstig aus, wenn sie auch nicht der durch die Zerkleinerung erzielten Wirkung nahekommt.

Sodann wurden von 2 Betriebspunkten stammende Feinkohlenproben, die sich erheblich in ihrer Körnigkeit unterschieden, in den Kreis der Untersuchung einbezogen. Während die Betriebsprobe a (Zahlentafel 6) 32 % Grobkorn > 3 mm und 11,7 % Feinkorn < 0,2 mm aufwies, enthielt die Betriebsprobe b 10,3 % Grobkorn > 3 mm und 31,1 % Feinkorn < 0,2 mm. Entsprechend ihrer so verschiedenen Körnigkeit war auch die Festigkeit der aus diesen beiden Proben unter gleichen Bedingungen hergestellten Preßlinge mit 11,2 kg/cm² für Betriebsprobe a und 14 kg/cm² für Betriebsprobe b sehr verschieden.



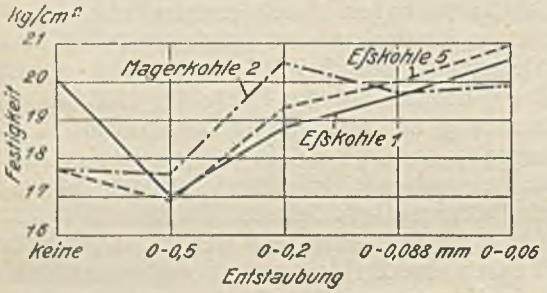


Abb. 4. Abhängigkeit der Brikettfestigkeit von Zerkleinerung und Entstaubungsgrad bei verschiedenen Feinkohlen.

Zahlentafel 6. Kohlenkörnung verschiedener Betriebsproben und hierdurch bedingte abweichende Brikettfestigkeit.

Korngröße	Brikettierkohle Betriebsprobe				Korn zerkleinert unter 2 mm Betriebsprobe				Probe b zerkleinert (< 2 mm) und davon 10 % Staub abgesiebt
	a		b		a		b		
mm	%		%		%		%		%
über 8	0,8	32,0	0,0	10,3					
5–8	7,2		1,1						
3–5	24,0		9,2						
2–3	15,7		10,3		0		0		0
1–2	19,4		18,2		47,3		29,5		33,5
0,5–1	8,8		10,4		16,9		13,6		15,0
0,2–0,5	12,5		19,7		20,2		22,0		25,0
0,088–0,2	5,3	11,7	12,8	31,1	6,5	15,6	12,3	34,9	11,7
0,060–0,088	2,0		4,0		2,7		5,4		6,5
unter 0,060	4,4		14,3		6,4		17,2		8,3
	100,0		100,0		100,0		100,0		100,0
Brikettfestigkeit kg/cm²	11,2		14,0		18,4		16,5		18,5

Bei der Zerkleinerung der beiden Betriebsproben a und b auf ein Höchstkorn von 2 mm ist die Zunahme an Feinstem nur verhältnismäßig gering, nämlich bei der Betriebsprobe a 15,6 % < 0,2 mm (gegenüber 11,7 % im Rohkorn) und bei der Betriebsprobe b 34,9 % < 0,2 mm (gegenüber 31,1 % im Rohkorn). Die auf ein Korn von weniger als 2 mm zerkleinerten Betriebsproben a und b lieferten bei dem gleichen Pechaufwand wie im Falle des Rohkornes erheblich festere Brikette, nämlich Betriebsprobe a 18,4 kg/cm² (gegenüber 11,2 kg/cm² beim Rohkorn) und Betriebsprobe b 16,5 kg/cm² (gegenüber 14 kg/cm² beim Rohkorn). Entstaubt man die ursprünglich bereits verhältnismäßig feinkörnige Betriebsprobe b nach der Zerkleinerung noch durch Ausscheidung des feinsten Kornes unterhalb 0,06 mm, so läßt sich die Brikettfestigkeit auch dieser Kohle auf 18,5 kg/cm² erhöhen. Mithin ist es möglich, selbst aus Feinkohlen von sehr verschiedener Körnigkeit, die, im ursprünglichen Zustand verpreßt, Brikette von stark abweichender Festigkeit ergeben, durch eine zielbewußte Vorbereitung im Wege der Zerkleinerung und Entstaubung nicht nur viel festere Brikette herzustellen, sondern auch die Brikettfestigkeiten der beiden Proben weitgehend einander auf höchste Werte anzugleichen.

Um die durch eine geeignete Zerkleinerung der Feinkohle mögliche Verbesserung der Brikettfestigkeit in vollem Umfange auszunutzen, muß man in jedem Falle auf eine möglichst schonende Zerkleinerung der Feinkohle bedacht sein, derart, daß das oberhalb des vorgesehenen Höchstkornes von z. B. 2 mm liegende Grobkorn von 2–6 oder 8 mm ohne wesentliche Vermehrung der feinsten Anteile auf ein Korn < 2 mm zerschlagen wird; denn eine zu weitgehende Erhöhung der feinsten Kornanteile unterhalb 0,088 oder 0,06 mm kann die Erreichung der vollen Festigkeitserhöhung beeinträchtigen, oder man muß zur Erzielung der höchsten Festigkeit den feinsten Staub entfernen, der dann der Brikettierung verlorengeht.

Zahlentafel 7. Schonende Zerkleinerung von Brikettierkohle im Desintegrator und Pechersparnis bei der Brikettierung.

	Rohkorn	Versuch 1			Versuch 2
		Abgesiebtes Korn	Überkornmahlung	Mischkorn[1] aus b + c	Rohkornmahlung
	a	b	c	d	e
Kohlendurchsatz t/h	—	—	1,5	—	1,5
Desintegrator U/min	—	—	830	—	780
Siebanalyse:	%	%	%	%	%
über 5 mm . .	6,4	0,0	0,0	0,0	0,0
3–5 mm . .	18,7	0,7	2,5	1,4	5,2
2–3 mm . .	14,5	14,7	4,7	10,0	7,7
1–2 mm . .	20,9	32,2	17,2	27,5	20,2
0,5–1 mm . .	10,7	12,7	15,8	13,5	16,1
0,2–0,5 mm .	15,0	18,8	32,5	24,1	29,2
0,088–0,2 mm .	6,6	10,5	14,7	12,5	12,2
0,060–0,088 mm	2,7	4,0	5,3	4,0	4,0
unter 0,060 mm	4,5	6,4	7,3	7,0	5,4
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	kg/cm²			kg/cm²	kg/cm²
Brikettfestigkeit bei einem Pechzusatz von 7,0 %	13,2	—	—	—	21,4
5,5 %	—	—	—	13,4	—
5,0 %	—	—	—	—	13,6
Pechersparnis gegenüber Rohkorn . . %	0	—	—	22	29

[1] Mischkorn aus 64 % abgesiebtem Feinkorn + 36 % zerkleinertem Grobkorn vom Versuch 1.

In einem halbtechnischen Versuch wurde festgestellt, daß sich eine Zerkleinerung von Brikettierkohle (Eßkohle 1) auf ein Korn von z. B. <2 mm im Desintegrator durchaus schonend durchführen ließ (Zahlentafel 7). Zur Verwendung gelangte ein Desintegrator von 1 m Korbdurchmesser mit 830 und 780 U/min und einem Kohlendurchsatz von 1,5 t/h. Bei einer ersten Versuchsreihe wurde aus dem Rohkorn das gröbere oberhalb 2 mm abgesiebt, für sich im Desintegrator zerschlagen und darauf mit dem schon ursprünglich kleinern Korn vereinigt; in einer zweiten Versuchsreihe gab man die gesamte Rohfeinkohle auf. Die Befürchtung, daß bei der Verarbeitung des gesamten Rohkornes eine zusätzliche und unnötige Zertrümmerung auch der bereits ursprünglich hinreichend kleinen Kohlenkörner eintreten würde, erwies sich für die untersuchte Kohle nicht als zutreffend. Während das Rohkorn 7,2% unterhalb 0,088 mm aufwies, enthielt das fraktioniert verarbeitete zerkleinerte Mischkorn 11% <0,088 mm und das insgesamt zerkleinerte Korn 9,4% <0,088 mm. Die Zerkleinerung wirkte sich wiederum günstig auf die Brikettfestigkeit aus, die von 13,2 kg/cm² bei dem Rohkorn und 7% Pechzugabe auf 21,4 kg/cm² im Falle des bei unmittelbarer Aufgabe zerkleinerten Korns stieg; die Verpressung des zerkleinerten Korns zu Briketten von der sonst mit Rohkorn erzielten Festigkeit ergab einen erheblichen Minderverbrauch an Pech, nämlich nur 5–5,5% gegenüber 7% beim Rohkorn.

Wie eingangs erwähnt, wurden die gesamten Versuche einheitlich mit dem gleichen Normalpech durchgeführt. Zu prüfen blieb noch die Frage, ob sich die günstige Wirkung einer zielbewußten Zerkleinerung der Feinkohle auch dann einstellt, wenn ein besonders hohes Bindevermögen von Pech zur Auswirkung kommt. Bekanntlich liefert z. B. Weichpech[1] erheblich festere Brikette als das Normalpech. Ergab sich nun bei der Verwendung von Weichpech zur Brikettierung zerkleinerter Feinkohle ein zusätzlicher Erfolg oder überwog das höhere Bindevermögen des Weichpechs die Verbesserung der Brikettierfähigkeit bei zerkleinerter Kohle? Durch Versuche ließ sich nachweisen, daß die Brikettierung zerkleinerter Kohle mit Weichpech eine zusätzliche Erhöhung der Brikettfestigkeit herbeiführte. Während das benutzte Weichpech unter den Normalbedingungen bei Verwendung der üblichen Kohle die Brikettfestigkeit von 17 kg je cm² auf 24 kg/cm² erhöhte, trat eine weitere Steigerung auf rd. 30 kg/cm² ein, wenn eine auf das Größtkorn von 2 mm zerkleinerte Kohle mit Weichpech brikettiert wurde.

Aus den erörterten Versuchsergebnissen geht also hervor, daß die vorbereitende Behandlung der Brikettierkohle und Einstellung auf ein kleineres Durchschnittskorn einen sehr günstigen Einfluß auf die Brikettfestigkeit und den Pechverbrauch ausübt. Bei dieser Vorbereitung der Feinkohle wird es sich darum handeln, die gröbern Körnungen, im besondern die über 2 mm, auf ein kleineres Korn zu bringen, ohne dabei den Gehalt an feinstem Korn unterhalb 0,088 oder 0,06 mm wesentlich zu erhöhen. Daß dies möglich ist, ist vorstehend gezeigt worden (Zahlentafel 7). Bei dem nachgewiesenen Einfluß der Körnigkeit der Feinkohle auf die Brikettfestigkeit leuchtet es aber weiterhin ein, daß sich die unvermeidbaren Schwankungen der Feinkohlenkörnung in Schwankungen der Brikettfestigkeit widerspiegeln müssen. Da man nun stets Preßlinge von einer genügenden Mindestfestigkeit herstellt und abliefert, machen sich die Schwankungen der Feinkohlenkörnung in wechselndem Pechbedarf bemerkbar, ohne daß diese Schwankungen in diesem Falle etwas mit der Pechbeschaffenheit zu tun haben. Man wird sich ferner in der Höhe der Pechzugabe unwillkürlich und unbewußt auf die erfahrungsgemäß zur Verarbeitung gelangenden ungünstigsten Kornzusammensetzungen der Feinkohle einstellen mit dem Ergebnis, daß bei Vorliegen zeitweise günstiger gekörnter Feinkohle eine unnötige Mehrzugabe an Pech stattfindet. Dadurch, daß bei der vorbereitenden Zerkleinerung der Feinkohle, z. B. auf ein Korn unterhalb 3 oder 2 mm, das in wechselnden Anteilen vorhandene gröbere Korn ohne Vermehrung des feinsten Staubes beseitigt wird, erreicht man eine weitgehende Gleichmäßigkeit in der Kohlenkörnung, so daß laufend Brikette von gleicher Güte anfallen. Außerdem wird, wenn man die bisher eingestellte Brikettfestigkeit beibehält, nicht nur eine Pechersparnis an sich erzielt, sondern ein bei wechselnder Körnung der Feinkohle sich leicht ergebendes Übermaß an Pech vermieden. Somit zeigen die vorstehenden Befunde, wie berechtigt die kürzlich von Holik in einer ausgezeichneten Arbeit[1] aufgeworfene Frage gewesen ist, ob denn nicht eine geeignete Vorbereitung der Kohle Fortschritte in der Brikettierungstechnik ermögliche.

Wie weit man die Zerkleinerung treibt, und ob man die rohe Feinkohle in ihrer Gesamtheit einem Desintegrator zuführt oder das zu zerkleinernde Rohkorn aus der rohen Feinkohle zunächst abtrennt und für sich zerschlägt, ist von Fall zu Fall zu prüfen. Ein Blick auf den Kokereibetrieb lehrt, daß die genannte vorbereitende Behandlung der Feinkohle unschwer möglich ist; führt man doch heute im Hinblick auf die große Bedeutung des Schüttgewichtes der Kokskohle bei der Kokserzeugung häufig eine Zerkleinerung durch, wobei die Kokskohle z. B. im Desintegrator auf ein Korn von 90% <2 mm zerschlagen wird. Eine entsprechende Vorbehandlung der Feinkohle für die Brikettierung, gegebenenfalls bei gleichzeitiger Entfernung der feinsten Anteile durch Siebung, Windsichtung usw., wird sich auf Grund der mitgeteilten Versuchsergebnisse sowohl für die Festigkeit der Brikette als auch für den Pechverbrauch günstig auswirken.

In diesem Zusammenhang sei bemerkt, daß die Feinheit des Peches einen bei weitem nicht so großen Einfluß auf die Brikettfestigkeit wie die Kohlenkörnung ausübt. Auf jeden Fall ist aber eine gute Mahlung des Peches anzustreben, damit es sich möglichst gleichmäßig im Brikettiergut verteilt.

Abhängigkeit der Brikettgüte vom Inkohlungsgrad und dem Gefügeaufbau der Feinkohle.

Nachdem der für den Brikettierungsbetrieb bedeutungsvolle Einfluß der Pechbeschaffenheit und der Kohlenkörnung in den Grundzügen richtunggebend klargestellt worden war, erhob sich weiterhin die Frage, ob und welche Zusammenhänge zwischen der Eignung der Kohle für die Brikettierung, ihrer

[1] Vgl. z. B. Glückauf 69 (1933) S. 257.

[1] Glückauf 70 (1934) S. 388 und 389.

Brikettierfähigkeit, einerseits und dem Inkohlungsgrad sowie dem Gefügeaufbau anderseits bestehen. Neben der Bindekraft des Peches und dem Gefüge der Feinkohlenmischung hängt ja offenbar die Festigkeit der Preßlinge noch von der Festigkeit der einzelnen Kohlenkörner selbst sowie von dem Haftvermögen des Peches an der Kohlenoberfläche ab. Von vornherein war es nicht von der Hand zu weisen, daß sich auch hier, wenn man die gesamte Reihe der verschiedenen Steinkohlen unter dem Gesichtspunkt der Brikettierfähigkeit betrachtete, Einflüsse des Inkohlungsgrades geltend machen würden; denn daß die Härte der Steinkohlen in Abhängigkeit von ihrem Inkohlungsgrad wechselt, ist ebenso bekannt wie ihre Veränderung im petrographischen Aufbau. Tatsächlich konnten hier bemerkenswerte Zusammenhänge beobachtet werden, deren Gesetzmäßigkeit sich jedoch noch nicht in allen Fällen klarstellen ließ.

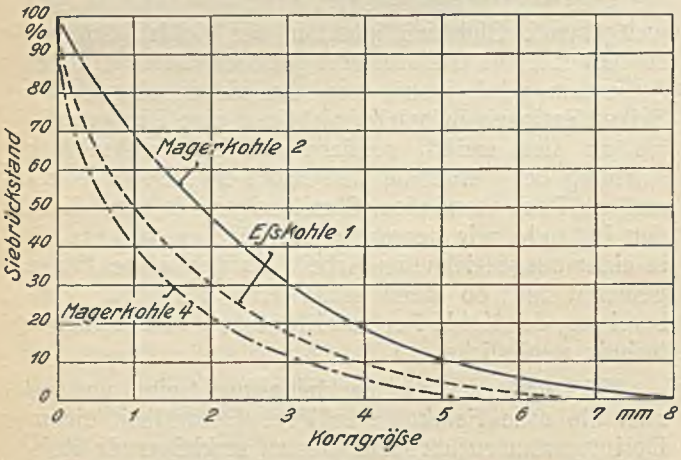


Abb. 5. Körnungskurven verschiedener Rohfeinkohlen.

Bei den für die Brikettierung allein in Betracht kommenden Feinkohlen sind Härtemessungen, wie sie Bode[1] an zahlreichen aus Stückkohlen herausgesägten Würfeln vorgenommen hat, nicht anwendbar. In Anlehnung an die Mahlbarkeitsprüfung von Pech führten wir die Härteprüfung von Feinkohlen derart durch, daß wir 100 g Feinkohle von 3–5 mm Korngröße in die mit einem Sieb von 0,5 mm Maschenweite bespannte Hammermühle[2] einsetzten und diese 2 min lang mit 1200 U/min laufen ließen. Als Kennziffer für die Härte wurde in dem gemahlenen Korn der Anteil über 1 mm Größe ermittelt. Aus der Zahlentafel 8 sind die Untersuchungsergebnisse für eine Reihe von Kohlen verschiedenen Inkohlungsgrades zu ersehen. In Übereinstimmung mit den Ermittlungen von Schultes und Goecke[1], welche die Mahlbarkeit verschiedener Kohlen für die Kohlenstaubgewinnung geprüft haben, stellten auch wir die geringste Härte bei den Fettkohlen (28 % >1 mm) fest, während die magern Kohlen deutlich härter (bis 44 % >1 mm) waren und die gasreichsten Kohlen die größte Kornfestigkeit (70 % >1 mm) aufwiesen.

Zahlentafel 8. Festigkeit (Härte) verschiedener Kohlen.

Feinkohle	Flücht. Best.	Siebanalyse des gemahlenen Gutes mm					Kennziffer über 1 mm
	%	> 3 %	2–3 %	1–2 %	0,5–1 %	< 0,5 %	%
Magerkohle 2	9,68	3,7	14,3	26,3	15,8	39,9	44,3
Eßkohle 1 . .	14,88	2,5	10,9	21,9	13,8	50,9	35,3
Fettkohle 6 .	19,76	1,8	7,1	19,2	15,2	56,7	28,1
Gaskohle 8 .	28,67	8,4	15,4	22,5	12,0	41,7	46,3
Gaskohle 9 .	34,64	27,0	23,2	17,4	8,6	23,8	67,6
Gasflammkohle 10 . .	38,18	25,0	26,3	19,3	8,0	21,4	70,6

Wie bereits erwähnt, übt die Härte der Kohle einen Einfluß auf den Grad der Körnung der Feinkohlen in dem Sinne aus, daß die härtern Kohlen in den Feinkohlen trotz annähernd gleicher Grenzkörnungen ein verhältnismäßig gröberes Durchschnittskorn ergeben als die weichern. Besonders deutlich spiegelt sich dieser Einfluß der Kohlenhärte auf die Körnung der Feinkohlen in Körnungskurven wider, wie sie z. B. für die verhältnismäßig harte Magerkohle 2 und die etwas weichere Magerkohle 4 und Eßkohle 1 in Abb. 5 eingetragen sind.

Aus den gleichen Kohlen wurden dann unter Verwendung stets der gleichen Körnung von 0,088 bis 2 mm und 7 % Pech Brikette hergestellt und deren Bruchfestigkeit geprüft. In der Zahlentafel 9 und Abb. 6 sind die Brikettfestigkeit und die Kohlenhärte in Abhängigkeit vom Inkohlungsgrad aufgetragen. Wie zu erwarten, verläuft die Kurve der Brikettfestigkeit zunächst durchaus entsprechend der Kohlenhärte, indem die Festigkeit der unter den stets gleichen Arbeitsbedingungen hergestellten Brikette von den magern Kohlen über die Eßkohlen zu den Fettkohlen in gleicher Weise wie die Härte sinkt, um dann wieder gleichzeitig mit der zunehmenden Kohlenhärte bei gasreichern Kohlen anzusteigen.

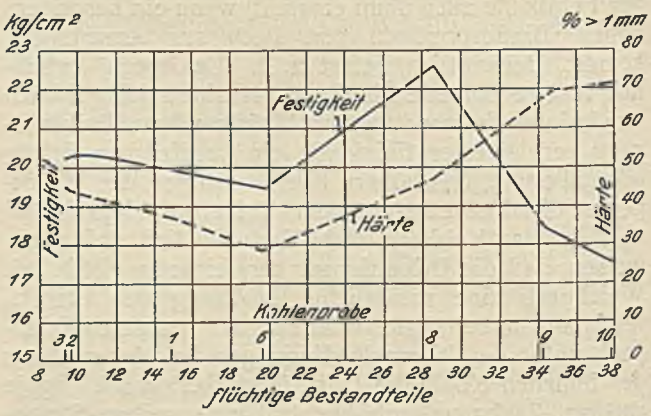


Abb. 6. Abhängigkeit der Kohlenhärte und der Brikettfestigkeit vom Inkohlungsgrad.

Zahlentafel 9. Einfluß des Inkohlungsgrades auf die Brikettierfähigkeit der Kohlen.

Kohlenart	Asche %	Flüchtige Bestandteile %	Spezifisches Gewicht der bergefreien Kohle	Härte, über 1 mm %	Brikettfestigkeit kg/cm²	Spezifisches Gewicht der Brikette
Magerkohle 3 . .	11,84	9,42	—	45,5	20,2	1,232
Magerkohle 2 . .	6,46	9,68	1,391	44,3	20,3	1,168
Eßkohle 1	6,94	14,88	1,358	37,0	19,8	1,190
Fettkohle 6 . . .	6,10	19,76	1,345	28,1	19,4	1,170
Gaskohle 8 . . .	5,86	28,67	1,295	46,3	22,5	1,130
Gaskohle 9 . . .	5,22	34,64	1,317	67,6	18,4	1,090
Gasflammkohle 10	8,00	38,18	1,338	70,6	17,5	1,062

[1] Glückauf 69 (1933) S. 295.
[2] Glückauf 69 (1933) S. 237.

[1] Arch. Wärmewirtsch. 13 (1932) S. 253.

Überraschenderweise nimmt dann aber die Brikettfestigkeit bei den gasreichsten Kohlen mit mehr als 30 flüchtigen Bestandteilen nicht weiter zu, sondern geht erheblich zurück (Brikettfestigkeit einer Kohle mit rd. 29 % flüchtigen Bestandteilen 22,6 kg/cm², dagegen einer Kohle mit 38 % flüchtigen Bestandteilen 17,5 kg/cm²), obwohl die Härte gerade dieser Kohlen besonders hoch ist und man deshalb sehr feste Preßlinge erwarten sollte. Darüber hinaus erbrachte eine äußerst harte Kennelkohle (90 % > 1 mm) ein ungewöhnlich weiches Brikett mit 2,1 kg/cm² Festigkeit.

Eine Betrachtung der Bruchflächen der aus Kohlen verschiedenen Inkohlungsgrades erzeugten Brikette (Abb. 7) läßt erkennen, daß bei den Preßlingen aus Magerkohlen bis zu gasreichern Kohlen mit 30 % flüchtigen Bestandteilen, bei denen Brikettfestigkeit und Kohlenhärte gleichsinnig verlaufen, die Kohlenkörner ebenso wie das Pechgerüst brechen; die Bruchflächen sind mehr oder weniger glatt. Je härter die Kohlen werden, desto mehr treten die Kohlenkörner aus der Bruchfläche des Briketts heraus; die Kohle bricht dann nicht mehr mit, sondern das Pechskelett allein.

Magerkohle 2 *Eßkohle 1* *Fettkohle 6* *Gaskohle 8* *Gasflammkohle 10* *Kennelkohle 11*

Abb. 7. Unterschiede der Bruchflächen von Briketten in Abhängigkeit vom Inkohlungsgrad und somit von der Kohlenhärte.

Selbst wenn man eine gewisse höchste Grenzfestigkeit des Pechskeletts als gegeben annimmt und somit eine weitere Steigerung der Brikettfestigkeit trotz zunehmender Kohlenhärte nicht erwarten kann, ist doch nicht einzusehen, warum die Brikettfestigkeit im Falle der härtesten gasreichsten Kohlen unter diejenige bei weniger harten Kohlen sinkt. Offenbar spielen hierbei die Oberflächenbeschaffenheit der Kohle und die von ihr abhängige Haftfestigkeit des Peches eine Rolle, etwa derart, daß Kohlen mit weniger als rd. 30 % flüchtigen Bestandteilen eine innigere Bindung mit dem Pech einzugehen befähigt, d. h. pechfreundlicher sind als die weniger inkohlten Kohlen.

Die Vermutung, daß die weniger feste Bindung zwischen Pech und den hochflüchtigen Kohlen auf einer geringen, das Kohlengefüge lockernden Gasabgabe bei den Temperaturen des Knetwerkes beruht oder durch eine besonders hohe Wärmedehnung mit späterer Schrumpfung dieser Kohle bedingt ist, hat sich nach den Versuchsergebnissen als nicht zutreffend erwiesen.

In diesem Zusammenhang sind Versuche erwähnenswert (Zahlentafel 10), die zeigen, in wie starkem Maße die Brikettfestigkeit durch eine vorhergehende Extraktion offenbar infolge Veränderung der Oberflächenbeschaffenheit der Kohle beeinflußt werden kann. Während die Gasflammkohle 10 im ursprünglichen Zustand Brikette mit Festigkeiten von 17,5 kg/cm² liefert, beträgt die Brikettfestigkeit nur 8,6 kg/cm², wenn zur Brikettierung die gleiche, zuvor aber unter Druck extrahierte und von 1,4 % Bitumen befreite Kohle benutzt wird; da die Härte der Kohle durch die Extraktion nicht erheblich gelitten hat und auch bei Wiederhinzufügung des entzogenen Bitumens zur extrahierten Kohle die Brikettfestigkeit von 8,6 kg/cm² nicht übersteigt, sind durch die Extraktion offenbar nur die Oberflächeneigenschaften der Kohle beeinflußt worden. Auch bei magern Kohlen (Magerkohle 2 der Zahlentafel 10) tritt eine deutliche, wenn auch entsprechend der geringen entzogenen Bitumenmenge nicht so starke Verminderung der Brikettfestigkeit ein.

Zahlentafel 10. Einfluß der Extraktion der Kohle auf ihre Brikettierfähigkeit.

	Extr. Bitumen %	Asche %	Flüchtige Bestandteile %	Härte der Kohle, über 1 mm %	Brikettfestigkeit kg/cm²
Gasflammkohle 10					
ursprünglich	0,0	8,00	38,18	70,6	*17,5*
extrahiert und an der Luft getrocknet	1,4	—	36,18	58,9	*8,6*
extrahiert und im Vakuum getrocknet	1,4	—	—	—	*8,6*
extrahiert + Bitumen . . .	1,4	—	—	—	*8,6*
Magerkohle 2					
ursprünglich	0,0	6,46	9,68	44,3	*20,3*
extrahiert und im Vakuum getrocknet	0,055	—	—	—	*19,2*

Die Kohlenhärte spielt nicht nur unmittelbar bei der Brikettfestigkeit selbst die geschilderte Rolle, sondern ist auch mittelbar von Bedeutung, denn von ihr hängt der Grad der Kornzerkleinerung bei der Verpressung der Kohle-Pech-Mischung ab. Eine solche Zertrümmerung von Kohlenkörnern während des Preßvorganges selbst ist deshalb sehr nachteilig, weil hierbei Bruchflächen und schwache Stellen im Brikett entstehen, die nicht mit Pech überzogen sind und deshalb nicht aneinander haften. Demgegenüber ist eine möglicherweise eintretende Kornzerkleinerung im Knetwerk nicht schwerwiegend, weil hier die neuen Bruchflächen sofort von Pech umhüllt werden. Auf die Kornzertrümmerung bei der Brikettierung haben Bode sowie Prockat und Städter hingewiesen[1]. Neben der mikroskopischen Untersuchung von Brikettanschliffen wird die Kornzertrümmerung versuchsmäßig auch dadurch ermittelt, daß die Siebanalyse des Rohkornes mit derjenigen des Preßlings verglichen wird, dem vorher durch Extraktion das Bindemittel entzogen und damit der Zusammenhalt genommen

[1] a. a. O.

worden ist. Wir haben jedoch beobachtet, daß durch die Behandlung von Feinkohlen mit organischen Lösungsmitteln, namentlich mit Schwefelkohlenstoff und in viel geringerm Maße auch mit Benzol, ein Zerfall der Kohle eintritt und hierdurch bei der Brikettierung eine Kornzertrümmerung vorgetäuscht werden kann, die tatsächlich nicht dem Preßvorgang, sondern ganz oder teilweise der Wirkung der Lösungsmittel zuzuschreiben ist. Da bei der Behandlung von Feinkohle mit Wasser eine solche Kornverschiebung nicht eintritt, verwandten wir für die dahingehenden Versuche ein wasserlösliches Bindemittel, wie z. B. Zucker, mit dem man bei Zusätzen von 7 % nach hinreichender Austrocknung Brikette mit der üblichen Festigkeit erhält. Das Bindemittel läßt sich dann mit Wasser leicht aus den Versuchsbriketten entfernen und die Körnung der brikettierten Kohle feststellen.

Dabei zeigte sich, daß — wenigstens unter den Bedingungen der Versuchs-Brikettiereinrichtung — eine Zertrümmerung der Kohle im Knetwerk, die im übrigen für die Festigkeit der endgültigen Brikette unbeachtlich ist, nicht eintrat. Wohl aber konnte in der Presse eine gewisse Kornzertrümmerung nachgewiesen werden. Mithin besteht zwischen dem zulässigen höchsten Preßdruck sowie der Kohlenhärte und Kohlenkörnung ein Zusammenhang. Dies geht sehr deutlich aus einer Versuchsreihe hervor (Zahlentafel 11), bei der Kohlenproben der einzelnen Inkohlungsstufen mit wasserlöslichen Bindemitteln brikettiert und die Siebanalysen vor und nach der Brikettierung miteinander verglichen wurden. Unter den gewählten Versuchsbedingungen, bei einem Preßdruck von 225 at, ließ sich eine gewisse Kornzertrümmerung beobachten, die mit abnehmender Kohlenhärte wuchs und somit bei den weichen Fettkohlen ein Höchstmaß aufwies. Demnach muß man besonders bei weniger harten Kohlen der Möglichkeit einer Kornzertrümmerung beim Pressen Beachtung schenken.

Zahlentafel 11. Kornzertrümmerung von Kohlen verschiedenen Inkohlungsgrades bei der Brikettierung.

Körnung	Magerkohle 2		Eßkohle 1		Fettkohle 6		Gaskohle 8		Gasflammkohle 10	
	Ausgangskorn	nach der Presse	Ausgangskorn	nach der Presse	Ausgangskorn	nach der Presse	Ausgangskorn	nach der Presse	Ausgangskorn	nach der Presse
mm	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
2–3	20,8	12,5	19,3	13,4	17,7	9,1	21,0	12,8	20,5	19,5
1–2	28,6	26,6	28,6	23,9	29,0	22,4	30,0	25,9	28,8	30,0
0,5–1	14,0	12,8	14,2	13,4	14,3	13,7	14,3	13,6	13,9	14,0
0,2–0,5	19,2	21,6	19,3	18,7	19,2	21,6	16,6	20,4	17,8	17,0
0,088–0,2	7,4	10,5	7,9	11,5	8,6	12,6	7,5	11,2	8,6	8,9
0,060–0,088	3,2	4,3	3,8	5,1	3,2	6,2	3,1	4,9	3,8	3,2
< 0,060	6,8	11,7	6,9	14,0	8,0	14,4	7,5	11,2	6,6	7,4
Korn 0–0,2	17,4	26,5	18,6	30,6	19,8	33,2	18,1	27,3	19,0	19,5
Unterschied des Kornes 0–0,2 mm vor und nach der Presse . . . . %	9,1		12,0		13,4		9,2		0,5	

Möglich wäre der Einwand, daß die angewandte Preßdauer von 5 s[1] namentlich bei gröbern Körnungen eine Kornzertrümmerung und damit eine Brikettschwächung mit sich bringe und nur hierauf die eingangs beschriebene Erhöhung der Brikettfestigkeit bei Verwendung eines kleinern, nicht so leicht zu zertrümmernden Kornes beruhen könne, bei Anwendung kürzerer Preßzeiten aber nicht mehr in Erscheinung treten würde. Diese Erwägung ist jedoch nicht zutreffend. Ganz abgesehen davon, daß eine möglicherweise eintretende Kornzertrümmerung viel zu gering ist, als daß sie die weitgehenden Wirkungen bei der Verwendung zweckmäßig zerkleinerter Kohle hervorrufen könnte, und auch abgesehen davon, daß die streng gesetzmäßige Erhöhung der Brikettfestigkeit durch die stufenweise erfolgende Zerkleinerung der Kohle niemals auf einer mehr oder weniger willkürlichen geringen Kornzertrümmerung beim Preßvorgang beruhen kann, ist durch besondere Versuche nachgewiesen worden, daß auch bei Innehaltung einer Preßdauer von nur 0,5 s genau die gleichen Erfolge wie bei einer Preßdauer von 5 s erzielt werden. Während nämlich Rohkorn bei 0,5 s Preßdauer eine Brikettfestigkeit von 14,6 kg/cm² ergibt, wird bei einer Verzehnfachung der Preßdauer auf 5 s für das gleiche Rohkorn die Festigkeit der Preßlinge zu 15,7 kg/cm² gefunden. Verwendet man dagegen die gleiche Feinkohle nach einer Zerkleinerung auf ein Korn unter 2 mm, dann erzielt man bei 0,5 s Preßdauer Brikettfestigkeiten von 19,3 kg/cm² (d. h. 4,7 kg/cm² = 32 % mehr als bei Verwendung des Rohkorns und 0,5 s Preßdauer) und bei 5 s Preßdauer Festigkeiten von 20,2 kg/cm² (4,5 kg/cm² mehr als beim Rohkorn und 5 s Preßdauer).

Diese Versuche entkräften gleichzeitig aber auch den umgekehrten Einwand, daß sich erst bei sehr langen Preßzeiten die erhöhten Brikettfestigkeiten mit zerkleinertem Korn ergeben; denn tatsächlich sind diese auch bei Preßzeiten von nur 0,5 s in vollem Maße vorhanden.

Die Abhängigkeit der Brikettgüte vom Inkohlungsgrad der Kohle ist mithin sehr deutlich ausgeprägt, denn die Oberflächenbeschaffenheit und damit die Haftfestigkeit für das Pech werden vom Alter der Kohle offensichtlich beeinflußt; in erster Linie macht sich die wechselnde Härte von Kohlen verschiedenen Inkohlungsgrades auf die Brikettfestigkeit unmittelbar und außerdem auch mittelbar wegen einer möglichen Kornzertrümmerung im Knetwerk und in der Presse geltend.

Da sich mit dem Inkohlungsgrad auch der Aufbau der Kohlen nach Gefügebestandteilen ändert, war schließlich noch zu prüfen, ob die Gefügebestandteile kennzeichnende Wirkungen bei der Brikettierung aufwiesen.

Mattkohle aus der Magerkohlenstufe konnte bisher in hinreichend reinem Zustande und größern Mengen noch nicht abgetrennt werden. Man mußte daher zur Untersuchung der Brikettierfähigkeit von Glanz- und Mattkohle entsprechende Anreicherungen gasreicher Kohlen verwenden (Fettkohle 6, Gaskohle 8 und Gasflammkohle 13). In den Glanzkohlenproben war die Glanzkohle auf 80 %, 72 % und 95 %, in den Mattkohlenproben die Mattkohle auf 67–93 % angereichert. Wie aus den Ergebnissen der Zahlentafel 12 hervorgeht, sind Gesetzmäßigkeiten in dem unterschiedlichen Verhalten von Matt- und Glanzkohle nicht zu erkennen; denn während die Mattkohle der Fettkohle 6 einen festern Preßling (Brikettfestigkeit 20,6 kg/cm²) als die zugehörige Glanzkohle (19,4 kg/cm²) ergab, betrug umgekehrt die Brikettfestigkeit bei den Mattkohlen der Gaskohle 8 nur 18,7 kg/cm² gegenüber einer höhern Brikettfestigkeit der zugehörigen Glanzkohle (22,5 kg/cm²). Die Brikettfestigkeit der Mattkohlen

[1] Vgl. S. 980.

Zahlentafel 12. Einfluß des Glanzkohlen- und Mattkohlengehaltes auf die Brikettierfähigkeit der Kohlen[1].

Nr.	Kohlenprobe	Kohlenart	Flüchtige Bestandteile %	Härte, über 1 mm %	Petrographische Analyse: Glanzkohle %	Mattkohle %	Faserkohle %	Brandschiefer %	Berge %	Brikettfestigkeit kg/cm²
1	Fettkohle 6	Feinkohle	19,76	28,1	*80,0*	9,0	5,8	2,3	2,9	*19,4*
2	Fettkohle 6	Mattkohle	16,94	41,0	12,8	*82,4*	1,6	2,8	0,4	*20,6*
3	Gaskohle 8	Feinkohle	28,67	46,3	*72,0*	20,0	3,9	1,6	2,5	*22,5*
4	Gaskohle 8	Mattkohle	27,00	—	26,0	*67,0*	4,0	1,0	2,0	*20,8*
5	Gaskohle 8	Mattkohle	28,26	62,3	17,0	*81,0*	2,0	0,0	Sp.	*18,7*
6	Gasflammkohle 13 . . .	Glanzkohle	36,98	—	*95,0*	—	—	—	—	*17,7*
7	Gasflammkohle 13 . . .	Mattkohle	44,50	—	4,8	*93,2*	1,6	0,0	0,4	*7,1*

[1] Körnung der Versuchskohlen Nr. 1–5 0,088–2 mm, Nr. 6–7 0–1 mm.

war bei den gasreichern Kohlen mithin geringer, bei den Fettkohlen dagegen größer als diejenige der zugehörigen Glanzkohlen. Das Verhalten der aus den gasreichern Kohlen stammenden Mattkohle, die eine größere Kohlenhärte als die Glanzkohle besitzt und trotzdem weniger feste Brikette liefert, erinnerte an das der Kohlen mit mehr als 30 % flüchtigen Bestandteilen, die trotz größter Härte verhältnismäßig weniger feste Brikette ergaben. Erwähnenswert ist hier die Angabe von Prockat und Städter[1], die durch Tropfversuche eine bessere Haftfestigkeit des Peches an der Mattkohle als an der Glanzkohle festgestellt haben; diese Beobachtung läßt sich mit der bei den gasreichern Mattkohlen ermittelten geringern Brikettierfähigkeit nicht in Einklang bringen.

Besondere Aufmerksamkeit hat man verschiedentlich der Frage nach der Bedeutung der Faserkohle für die Brikettierung entgegengebracht. Allerdings sind die hierüber im Schrifttum geäußerten Ansichten wenig einheitlich. Während Bode[2] die feinen Faserkohlenanteile unter 0,12 mm für unschädlich hält, dagegen die gröbern Faserkohlenstücke ihres porigen und deshalb viel Pech verbrauchenden Gefüges wegen als höchst nachteilig für die Brikettierung bezeichnet, halten Lehmann und Hoffmann[3] die groben Faserkohlenstücke im allgemeinen für weniger wichtig, da ihr Anteil in den Brikettierkohlen nicht groß sei. Prockat und Städter, die durch Tropfversuche eine gute Haftfestigkeit des Peches an der Faserkohle festgestellt haben, bestreiten auf Grund mikroskopischer Untersuchungen das Eindringen von Pech in die Poren der Faserkohle. Übereinstimmend erklären alle Forscher den feinsten und dementsprechend auch faserkohlenreichsten Staub für schädlich.

Zahlentafel 13. Faserkohlengehalt und Brikettfestigkeit.

Nr.	Zusammensetzung der Brikettierkohle: Eßkohle 1 0,060-2 mm %	Staub unter 0,060 mm %	Kennzeichnung des Staubes unter 0,060 mm	Faserkohlengehalt: des Staubes %	der Mischung %	Brikettfestigkeit kg/cm²
1	100	0	—	—	*5,4*	*18,8*
2	95	5	Staub der eigenen Kohle	6,5	5,4	18,8
3	90	10		6,5	5,5	17,8
4	80	20		6,5	*5,6*	*13,7*
5	95	5	Staub der Fettkohle 6 schwerer als 1,40	36	6.9	20,2
6	90	10		36	8,5	18,0
7	80	20		36	*11,5*	*14,7*
8	90	10	Staub x	40	8,8	15,1
9	90	10	Staub y	14	6,2	15,5
10	90	10	Mattkohlenstaub von Fettkohle 6	—	—	15,6
11	90	10	Mattkohlenstaub von Kohle 8	—	—	16,0

[1] Glückauf 68 (1932) S. 64.
[2] Brennstoff-Chem. 12 (1931) S. 7.
[3] a. a. O.

Aus unsern Untersuchungen ergibt sich, daß der Faserkohle eine ausgesprochene und nur ihr eigentümliche schädliche Wirkung bei der Brikettierung nicht zukommt. Den Beweis hierfür erbrachten wir dadurch, daß genau bezeichneten Korngemischen Staubmengen (unter 0,06 mm) von verschiedener petrographischer Zusammensetzung zugemischt und die Festigkeiten der aus diesen Mischungen unter gleichen Bedingungen hergestellten Brikette ermittelt wurden (Zahlentafel 13).

Während das Grundkorn ohne jeglichen Staubgehalt (unter 0,06 mm) bei einem Gesamtgehalt an Faserkohle von 5,4 % eine Brikettfestigkeit von 18,8 kg/cm² ergab, fiel die Brikettfestigkeit bei steigender Zugabe eines faserkohlenarmen (6,5 %) Staubes bei 10 % und 20 % Staubzusatz auf 17,8 und 13,7 kg/cm² Brikettfestigkeit. Da die Kornmischung mit 20 % Staubgehalt praktisch genau soviel Faserkohle (5,6 %) wie das staubfreie Grundkorn (5,4 % Faserkohle) enthielt, ist der Abfall der Brikettfestigkeit von 18,8 kg beim Rohkorn auf 13,7 kg beim staubhaltigen Korn lediglich auf die Erhöhung des Staubgehaltes zurückzuführen. Mischt man nun dem Grundkorn einen sehr faserkohlenreichen (36 %) Staub bei, so beträgt im Falle des Zusatzes von 20 % dieses Staubes die Brikettfestigkeit 14,7 kg/cm². Da in diesem Falle die Gesamtmischung 11,5 % Faserkohle, mithin doppelt soviel an Faserkohle wie die vorstehend untersuchte Mischung mit dem faserkohlenarmen Staub (5,6 %) enthielt und die Brikettfestigkeit der faserkohlenreichen Mischung mit 14,7 kg/cm² auf jeden Fall nicht kleiner als diejenige im ersten Falle (13,7 kg/cm²) war, kann von einer besondern Schädlichkeit der Faserkohle nicht gesprochen werden, was außerdem auch noch andere Versuchsreihen zeigten. Aus den mitgeteilten Zahlen (Zahlentafel 13, Nr. 5–7) gewinnt man sogar den Eindruck, daß ein gewisser Faserkohlengehalt nicht ungünstig wirkt.

Besonders deutlich ging die Unschädlichkeit der Faserkohle aus einer weitern Versuchsreihe hervor, bei der dem genannten Grundkorn Staubzusätze (10 %) zugegeben wurden, deren Faserkohlengehalte außerordentlich verschieden waren (vgl. Zahlentafel 13, Nr. 8–11). Trotz Zumischung dieser in ihrem Faserkohlengehalt so außerordentlich wechselnden Staube betrug die Brikettfestigkeit in allen Fällen 15–16 kg je cm². Mithin wirkt die Faserkohle nur wegen ihrer hohen und den Staubanteil der Feinkohlen vermehren-

den Zerreiblichkeit schädlich, eine Auffassung, die zu den versuchsmäßigen Befunden von Lehmann und Hoffmann sowie Prockat und Städter nicht in Widerspruch steht.

Wenn auch bei den gasreichern Kohlen ein gewisser Einfluß des Aufbaus der Feinkohle nach Gefügebestandteilen möglich ist (Zahlentafel 12), so tritt doch offenbar deren Bedeutung bei den magerern Kohlen, die im wesentlichen für die Brikettierung in Frage kommen, hinter dem weit größern Einfluß der Kohlenhärte und Korngröße zurück, wobei immerhin den von dem Faserkohlengehalt bedingten Staubmengen der Feinkohle (vgl. die Ausführungen über die Entstaubung) Beachtung geschenkt werden muß.

Zusammenfassung.

Nachdem durch die Arbeiten von Spilker und Born die Bedeutung der Kohlenkörnung für die Brikettfestigkeit an sich nachgewiesen worden ist, wird hier gezeigt, daß nicht etwa mittlere Körnungen mit bestimmten Gehalten an Grobkorn am günstigsten und feinere Körnungen nachteilig für die Brikettierung sind, sondern daß die Brikettfestigkeit durch eine beherrschte und geregelte Zerkleinerung der Feinkohle in erheblichem Maße gesteigert werden kann. Durch Beschränkung des Höchstkorns, z. B. auf < 2 mm, sind Steigerungen der Brikettfestigkeit von etwa 14 kg/cm² auf 20 kg/cm² und mehr zu erreichen. Begnügt man sich mit der seither eingestellten Brikettfestigkeit, so ermöglicht eine zielbewußte Zerkleinerung eine erhebliche Pechersparnis. Erst dann, wenn die Zerkleinerung zu weit getrieben wird (z. B. auf < 1 mm Höchstkorn) tritt wegen der stark vergrößerten Kohlenoberfläche ein Mehrverbrauch an Pech ein.

Eine Entstaubung der behandelten Feinkohle vermag den Erfolg der Zerkleinerung zu unterstützen, bleibt allerdings bei einer nicht zu weit getriebenen Zerkleinerung stets hinter deren Wirkung zurück. Dabei zeigt sich, daß die Schädlichkeit des Staubes nach Menge und Staubgröße durchaus von der Gesamtkörnung der Feinkohle abhängt, wobei sich gewisse Anteile an Feinkorn sogar günstig auswirken. Im allgemeinen erweist sich nur ein Zuviel an feinstem Staub unter 0,06 mm als nachteilig. Diese an einer Eßkohle festgestellten Ergebnisse wurden durch die Untersuchung von Magerkohlen bestätigt.

Bei dem nachgewiesenen weitgehenden Einfluß der Kornzusammensetzung der Brikettierkohle auf die Festigkeit der Preßlinge sind die natürlichen im Zuge des Abbaus vorkommenden Schwankungen in der Feinkohlenkörnung naturgemäß für die Brikettfestigkeit und den Pechverbrauch von nicht zu unterschätzender Bedeutung. Eine Einstellung und Vorbereitung der schwankend gekörnten Feinkohle auf gleichmäßiges und günstigstes Korn wird sich daher nutzbringend auf die Brikettierung auswirken; man erreicht hierdurch, daß die Brikettfabrik sowohl in bezug auf die Feinkohle als auch hinsichtlich des Peches stets unter den günstigsten Bedingungen arbeitet. Halbtechnische Versuche haben ergeben, daß eine schonende Zerkleinerung der Feinkohle unter Vermeidung eines nennenswerten Anwachsens des feinsten, schädlichen Staubes durchführbar ist.

Untersuchungen über den Einfluß des Inkohlungsgrades der Kohlen auf die Brikettgüte lassen die große Bedeutung der Kohlenhärte erkennen. Im allgemeinen verläuft die Brikettfestigkeit gleichsinnig mit der Kohlenhärte. Nur bei Kohlen mit mehr als etwa 30 % flüchtigen Bestandteilen ergibt sich trotz der hohen Härte der Kohlen ein auffallender Rückgang der Brikettfestigkeit, der offenbar auf Oberflächenwirkungen und einer geringern Haftfestigkeit des Peches an diesen Kohlen beruht.

Gegenüber der Härte der Kohlen tritt der Aufbau aus den Gefügebestandteilen in seiner Wirkung auf die Brikettbeschaffenheit zurück. Eine besondere Schädlichkeit der Faserkohle bei der Brikettierung konnte nicht nachgewiesen werden; der Zusatz eines faserkohlenarmen Staubes wirkt sich ebenso aus wie der eines faserkohlenreichen. Die Faserkohle macht sich nur wegen ihrer hohen Zerreiblichkeit und der dadurch bedingten Zunahme des schädlichen Staubes bei der Brikettierung störend bemerkbar.

So besteht die Möglichkeit, durch Bereitstellung der Kohle in besonders geeigneter Form im Verein mit der Verwendung einwandfreien Brikettpeches die besten Voraussetzungen für die Herstellung hochwertiger Preßlinge sicherzustellen.

Notwendigkeit und Zielsetzung der Steinkohlen-Aufbereitungsforschung.

Von Professor Dr.-Ing. eh. Fr. Herbst und Bergassessor Dr.-Ing. F. L. Kühlwein, Bochum.

Mit dem Eintritt in die Aufbereitung überschreitet die Kohle die sehr wichtige Grenzlinie zwischen Gewinnung und Verwertung. Damit wird der Betriebserfolg durch die Kohlenpreisbewegung stark beeinflußt, und die nüchterne Wahrheit, daß der Bergbau ein Kohlengeschäft ist, kommt gegenüber der Technik in wesentlich verstärktem Ausmaße zur Geltung. Infolgedessen kann der Aufbereitungstechniker, solange noch nicht alle Möglichkeiten erschöpft sind, viel leichter Gewinne erzielen als der Bergmann, dem heute die Herabdrückung der Kosten um 5–10 Pf./t bereits erhebliche Mühe macht. Je größere Leistungen also der Grubenbetrieb hinsichtlich der Ermäßigung der Selbstkosten erzielt hat, desto mehr tritt auch für den Aufbereiter die Frage in den Vordergrund, ob schon alles geschehen ist, um die Gewinnspanne möglichst zu vergrößern.

Dabei ergeben sich allerdings, soweit die Hauptaufgabe der Verringerung des Aschengehaltes zu bewältigen ist, für die rechnerische Erfassung verschiedene, der Aufbereitung eigentümliche Schwierigkeiten. Die Aufbereitungstechnik hat in mehr oder weniger großem Ausmaß die Möglichkeit, die Erzeugung hochwertiger Verkaufskohle durch das Abstoßen von Kohle in die Abgänge zu erkaufen und die dadurch drohenden Verluste durch die Einschaltung eines Mittelgutes zu mäßigen. Die Bestimmung des Wertes der in den Abgängen enthaltenen Kohle ist überhaupt nicht möglich, und die Wertermittlung für das Mittelgut verschiebt sich ständig je nach den Absatz- und Preisbedingungen für die Verkaufskohle. Daraus ergibt sich eine Verfilzung von technischen und kaufmännischen Erwägungen, deren Entwirrung große Schwierigkeiten bietet und daher nach weiterer

wissenschaftlicher Forschung drängt, anderseits als Ergebnis dieser Forschung eine beachtenswerte Verbesserung der Preis- und Absatzbedingungen in Aussicht stellt.

Um welche Werte es sich dabei handelt, möge die Erwägung zeigen, daß eine Verringerung des in den Abgängen steckenden Kohlenverlustes um 1 % der Gesamtmenge für eine Aufbereitung, die täglich 1500 t durchsetzt, einen täglichen Gewinn von 15 t im — niedrig geschätzten — Verkaufswert von etwa 120 bis 150 ℳ liefert. Nimmt man an, daß sich die dazu erforderliche Verbesserung der Aufbereitung auf 20 % der Gesamtkohlenmenge erstreckt, so läßt auch eine Verteuerung dieser Aufbereitung um 20 bis 30 Pf./t immer noch einen täglichen Gewinn von 30 bis 90 ℳ übrig. Ähnlich liegt der Fall, wenn es durch verhältnismäßig geringfügige Aufwendungen für die Aufbereitung gelingt, für 20 % der Förderung eine Preiserhöhung von 50 Pf. zu erzielen, wobei freilich keine großen Verluste im Ausbringen eintreten dürfen.

In diesem Beispiel ist nur die Aufbereitung selbst in Betracht gezogen worden. Man wird aber in Zukunft für wirtschaftliche Betrachtungen Grubenbetrieb und Aufbereitung als Ganzes mehr als bisher zusammenfassen müssen und es als unrichtig bezeichnen dürfen, wenn der Grubenbetrieb scheinbare Ersparnisse auf Kosten der Aufbereitung erzielt. Wenn beispielsweise eine Bauabteilung mit 220 Mann 500 t Rohkohle je Schicht mit einem Gehalt an Aschenbestandteilen von 22 % statt — bei der gleichen Reinkohlenmenge — 460 t Rohkohle mit einem Aschengehalt von 15 % liefert und die Durchschnittsbezüge der Leute mit 8,50 ℳ angenommen werden, so ergeben sich folgende Einzelwerte:

Rohkohle		Aschenbestandteile				Reinkohle	Lohnkosten	
t	Wagen	%	t	m³	Wagen	t	je Wagen ℳ	je t Reinkohle ℳ
500	590	22	110	81,3	93	390	*3,17*	4,80
460	550	15	69	51,1	58	390	*3,40*	4,80

Der Grubenbetrieb erzielt also je Wagen an Lohnkosten einen scheinbaren Gewinn von 23 Pf. Was bedeutet aber diese »Ersparnis« — abgesehen davon, daß sie durch erhöhte Förderkosten teilweise wieder aufgehoben wird — gegenüber der Belastung, Verteuerung und Erschwerung der Aufbereitung durch das Mehr von rd. 40 t Asche! Denn diese belasten ja im wesentlichen nicht nur 500 t, sondern den Gesamtdurchsatz der Aufbereitung, und welche Nachteile kann bereits ein geringerer Mehrentfall an Aschenbestandteilen durch höhere Aufbereitungskosten und -verluste mit sich bringen!

Bei jedem Aufbereitungsvorgang sind drei Fragen zu klären: 1. nach den gegebenen Voraussetzungen, 2. nach der jeweiligen Zielsetzung und 3. nach der Art der Ausführung. Die Voraussetzungen sind gegeben durch die Beschaffenheit des vorliegenden Rohstoffs mit den daraus folgenden günstigen oder schädlichen Bedingungen für Aufbereitung und Verkauf. Die Zielsetzung knüpft bei der Marktprüfung an, um mit dem gewählten Aufbereitungsgang die gerade besonders begehrten Erzeugnisse bereitzustellen, und hat diese Anforderungen mit der vorhandenen Rohstoffgrundlage in Einklang zu bringen. Gerade im Ruhrbezirk mit seinen zahlreichen Kohlensorten bieten sich hier viele Möglichkeiten zu einer planvollen Ausnutzung der jeweiligen Marktlage. Bei der Durchführung der Aufbereitung ist dann zu überlegen, wie sich ein möglichst hohes Ausbringen an den gewünschten Erzeugnissen in bester Beschaffenheit, bei geringsten Verlusten und zu niedrigsten Selbstkosten erreichen läßt.

Die Zeiten, in denen die Steinkohlenaufbereitung als ein lästiges Anhängsel des Grubenbetriebes empfunden wurde, sind angesichts der zunehmenden Absatznot und der wachsenden Verfeinerung der Brennstoffverwertung vorüber. Die immer noch wachsende Bedeutung, welche die Steinkohlenaufbereitung in allen Ländern gewinnt, ihre Ausbreitung und technische Entwicklung sind vor kurzem von Götte[1] gewürdigt worden. In zunehmendem Maße gelangen aschenärmere Kohlen, Preßlinge und Koks auf den Weltmarkt, so daß überall dort größere Anstrengungen gemacht werden müssen, wo ungünstigere Bedingungen der Kohlenlagerstätten vorliegen.

Zahlentafel 1. Untersuchungen über Aufbereitbarkeit.

Bezirke	Dichtebezugswert s	Gesamtaschengehalt	Reine Kohle, auf die verschiedenen Dichtewerte s bezogen		Mittelgut s (Kohle) bis 1,6		Abgänge bei s = 1,6	
		%	Menge %	Asche %	Menge %	Asche %	Menge %	Asche %
Durham . . .	<1,30	11,0	83,0	2,90	6,0	24,0	11,0	69,5
Großbritannien .	<1,30	16,4	71,8	2,80	9,7	18,4	18,5	69,7
Deutschland	<1,35	18,9	63,0	2,80	16,3	17,2	20,7	69,2
Cumberland .	<1,30	26,6	43,0	4,00	22,0	16,4	35,0	61,2
Saar	<1,35	34,6	42,5	4,00	16,3	18,9	41,2	72,6
Polen	<1,35	17,2	48,9	4,20	34,7	17,0	16,4	54,9

Die sich aus der Rohstoffgrundlage ergebende Aufbereitbarkeit hat Mott[2] versuchsweise für verschiedene Länder ermittelt. Die Zahlentafel 1 enthält einige seiner Angaben. Die für Deutschland angeführten Werte sind zweifellos zu ungünstig, was sich wohl aus dem schlechtern Reinheitsgrad der zur Zeit dieser Untersuchungen gebauten Flöze erklärt.

In technischer Hinsicht hat sich in der Nachkriegszeit im Ruhrgebiet an dem Grundsatz der Naßwäsche und ihrer Durchführung nicht viel geändert; nach wie vor behauptet die Setzmaschine das Feld. Somit ergibt sich dort nach der Art der Aufbereitung ein ziemlich einheitliches Bild, eine angesichts der recht verschiedenartigen Kohlenbeschaffenheit auf den ersten Blick auffällige Erscheinung. Natürlich sind im einzelnen zahlreiche technische Verbesserungen eingeführt worden, die aber nicht das Wesen der Aufbereitung selbst betreffen. Grundlegend neue Verfahren, wie Rheowäsche, Luftaufbereitung, Flotation und Trennung mit Schwerflüssigkeiten, haben nur vereinzelt Anwendung gefunden und sich bisher noch nicht allgemein Eingang verschafft.

Im großen gesehen handelte es sich im Ruhrgebiet in den letzten zehn Jahren hauptsächlich um eine Größenfrage, nämlich die Anpassung der Wäschen an die immer stärker wachsenden Ausmaße des Grubenbetriebes. Im Zuge der für die Selbstkostensenkung und Erhaltung der Wirtschaftlichkeit gebotenen Betriebszusammenfassung entstanden Großschachtanlagen, die entsprechend leistungsfähige

[1] Götte: Fortschritte in der Steinkohlenaufbereitung, Glückauf 69 (1933) S. 1029.

[2] Chapman und Mott: The cleaning of coal, 1928, Anhang 1, S. 651/66.

Kohlenwäschen benötigten. Bei den infolge dieser Entwicklung durchaus berechtigten Zentralwäschen waren lediglich die frühern kleinen Maßstäbe ins Große zu übertragen, da sich die Aufbereitungsgrundsätze nicht geändert hatten. Die zahlreichen mustergültigen und großzügigen Aufbereitungsanlagen wurden auf die damaligen Marktanforderungen zugeschnitten und entsprechen auch jetzt noch dem Stand der Kenntnisse von der Kohlenzusammensetzung zur Zeit der Errichtung.

Wie bei allen wissenschaftlichen Erörterungen werden sich im folgenden aus einer grundsätzlich neuen Einstellung zur Kohlenaufbereitung heraus mancherlei Einwände gegenüber dem bisherigen Aufbereitungsbetrieb sowie Anregungen und Forderungen für seine zukünftige Gestaltung ergeben. Diese dürfen natürlich nicht verallgemeinert werden, sondern sind als Lösungen für besondere Einzelfälle gedacht, dort, wo es angebracht erscheint, sich mit ihnen zu befassen, und wo sie praktischen Erfolg versprechen. Die Verfasser wollen einen Gesamtüberblick vermitteln; was hiervon verwirklicht werden kann, hat der Betriebsmann je nach Rohstoffgrundlage, Betriebsverhältnissen und Marktlage zu prüfen.

Erweiterte Aufgaben der Kohlenaufbereitung.

Stärkere Berücksichtigung der Eigenschaften der Rohkohle.

Zu den Gesichtspunkten Verschärfung des Wettbewerbs und Verbesserung der Technik bei den Kohlenverbrauchern sind neuerdings die Ergebnisse der mikroskopischen Kohlenuntersuchung getreten, die auf die Beurteilung der Möglichkeiten und Notwendigkeiten der Aufbereitung stark zurückgewirkt haben. Hinsichtlich der hier erzielten Fortschritte sei auf frühere Arbeiten verwiesen[1]. Der stoffliche Aufbau der Kohle erscheint jetzt in ganz anderm Licht. Die früher als einheitliches Gestein angesehene Kohle ist als ein vielgestaltiges Gebilde der mannigfachsten Kohlenkomponenten erkannt worden. Infolge des wechselnden Kohlengefüges im Flözaufbau machen sich die Unterschiede zwischen den einzelnen Flözen stärker geltend. Darüber hinaus weichen auch verschiedene Flözbänke im Hinblick auf Mengenanteil an den einzelnen Gefügebestandteilen, Art der Streifung, unterschiedliche Eigenfestigkeit, hierdurch wesentlich mitbedingten Kohlenzerfall, primäre Aschenführung, sekundäre Mineraleinsprengung, Verwachsung zwischen Asche und Kohlenbestandteilen, Gasführung, Aschenverhalten und die Fülle ihrer chemisch-physikalischen Eigenschaften erheblich voneinander ab. Hiermit ist natürlich auch eine wechselnde Eignung der Kohle für die verschiedenartigsten Verwendungszweige gegeben, so daß eine stärkere Berücksichtigung der stofflichen Unterschiede in vielen Fällen eine Gütesteigerung der Erzeugnisse nach sich ziehen wird.

Alles in allem ergibt dieser Rundblick über das für die Aufbereitung in Betracht kommende Tatsachengebiet ein Bild der Verfeinerung, das notwendigerweise auch das Gepräge der Aufbereitung selbst mehr und mehr wird beherrschen müssen. Man darf sich diesen neuen Erkenntnissen selbst dann nicht verschließen, wenn man nur den gegenwärtigen Stand der Steinkohlenförderung behaupten will, man muß auf ihre Auswertung besonders achten, wenn der Absatz gesteigert werden soll, und man kommt ohne eingehende Rohstoffkenntnis überhaupt nicht weiter, wenn man der Steinkohle unter dem Zwange unserer Devisenlage neue Absatzgebiete erschließen will. Der bisherige einfache Gang der Kohlenaufbereitung reicht demnach nicht mehr aus; diese muß sich vielmehr zur »mechanischen Kohlenveredelung« entwickeln, weil es vielfach nicht genügen wird, die Kohle durch Waschen, Klassieren und Entwässern marktfähig zu machen, sondern die Notwendigkeit entsteht, sie durch entsprechende Behandlung für ihren jeweiligen Verwendungszweck besonders vorzubereiten, und zwar durch Entfernen gewisser Schadstoffe, durch Beeinflussung des Aschenverhaltens, durch Anreichern bestimmter Gefügebestandteile, wobei keineswegs deren Reindarstellung erstrebt wird oder erwünscht ist, u. dgl.

Hiernach ergeben sich also für Aufbereitungsprobleme und Wäscheneubauten folgende Gesichtspunkte: Klärung der Frage nach der stofflichen Zusammensetzung aller in Abbau stehender Flöze. Prüfung der zweckmäßigsten Verwertung der Kohle auf Grund des Ergebnisses der Flözuntersuchungen, wobei man unter Umständen für einzelne Flöze zu verschiedenen Lösungen gelangen kann. Hier ist vor allem wichtig der Entwurf des Stammbaums der Veredelungsanlage und die Auswahl der geeignetsten Aufbereitungsart nach den Erfordernissen der Rohkohlenbeschaffenheit, deren genaue Kenntnis die Entscheidung leichter und sicherer macht, in Übereinstimmung mit der Absatzplanung, die man ja eigentlich erst bei hinreichend bekanntem Rohstoff in die richtigen Wege lenken kann. Hierbei wird es sich oft als erwünscht zeigen, mehrere verschiedenartige Abteilungen innerhalb einer Zentralwäsche vorzusehen. Die durch die Zusammensetzung bedingte Verwertbarkeit einer Kohle wird also in der Zukunft den Aufbereitungsgang maßgeblich beeinflussen.

Neuzeitliche Anforderungen an die Erzeugnisse unter Berücksichtigung neuer Zweige der Kohlenverwertung.

Allgemeine Gesichtspunkte.

Die an die Kohlenaufbereitungs-Erzeugnisse gestellten Güteanforderungen schwankten früher im allgemeinen stark mit der Marktlage. Die einstigen Verhältnisse bei gutem Kohlenabsatz werden in absehbarer Zeit nicht wiederkehren, weil der Wettbewerb durch das Kohlenangebot auf dem heimischen und dem Weltmarkt zu stark geworden ist und auf der andern Seite das Absatzgebiet durch die stürmische Entwicklung der Erdölgewinnung und durch den Ausbau der Wasserkräfte zu sehr eingeengt worden ist. Die Sorten sind infolge dieser Absatzerschwerung immer besser geworden, so daß durch jahrelange Gewöhnung an erstklassige Erzeugnisse weniger gute Ware kaum jemals wieder auf Absatz rechnen kann. Die Beschaffenheit der Erzeugnisse muß sich daher durchgängig auf einem hohen Stande halten, ohne daß deshalb mit höhern Preisen gerechnet werden dürfte. Ferner ist zu bedenken, daß viele Abnehmer die Lieferungen heute schon nach den neuzeitlichen Verfahren der Kohlenuntersuchung prüfen. Es werden auch verschiedene Anforderungen auf dem Inland-

[1] Kühlwein, Hoffmann und Krüpe, Glückauf 70 (1934) S. 1 und 777.

und auf dem Weltmarkt zu stellen sein je nach der Leistungsfähigkeit der erscheinenden Wettbewerber sowie schließlich für den Selbstverbrauch innerhalb des eigenen Werkes oder Konzerns, für den ja häufig der Zeche Prämien bei besserer Qualität der Kohle gewährt werden können. Hieraus ergibt sich, daß man die Produktengüte anderer deutscher Bezirke und ausländischer Lieferer ebenso wie die Lieferungsmöglichkeiten aus den eigenen Flözen genau kennen muß, weil man dann unter Umständen Kohle aus etwas schlechtern Flözen in eine andere Absatzrichtung zu leiten und besonders hochwertige Kohle für härter umkämpfte Absatzgebiete freizumachen vermag.

Die Anforderungen hinsichtlich der einzelnen Verwendungsarten.

In dem nachstehenden Überblick sollen die an die Wäscheerzeugnisse zu stellenden Anforderungen gekennzeichnet werden, wobei zahlreiche neue Gesichtspunkte zu den alten Anschauungen hinzutreten und für manche neuartigen Verwendungszweige der Kohle bestimmte Bedingungen einzuhalten sind; dies gilt namentlich auf den Gebieten der Schwelung und Hydrierung, ferner für die Verwendung der Kohle als Motortreibstoff und für die Elektrodenherstellung.

Feuerungstechnik. Hier beherrschen noch immer die Rostfeuerungen das Feld. Abgesehen von möglichst niedrigen Aschengehalten muß für Industriefeuerkohle auf günstiges Aschenschmelzverhalten und bei Verwendung von Feinkohlen auf nicht zu starkes Backvermögen gesehen werden. Auf Grund neuerer Untersuchungen ist zu überlegen, wie weit man für Feuerungszwecke mit dem Aschengehalt heruntergehen soll.

Bei Kohlenstaubfeuerungen braucht man weniger um das Aschenschmelzverhalten besorgt zu sein, besonders wenn flüssige Schlackenabscheidung vorgesehen ist. Deshalb ließe sich für diese Zwecke am besten fusitreicher Staub unterbringen, dessen Aschenschmelzpunkt wegen der eisenhaltigen, kieseligen und kalkhaltigen Mineraleinsprengungen meist tief liegt.

Bei der Ausgangskohle für Fließkohle soll es sich um möglichst aschenarme Kohle von hohem Heizwert und so großer Feinheit handeln, daß die Mischung lange Zeit hindurch beständig bleibt. Fusithaltige Feinstaube werden diesen Anforderungen zum Teil gerecht, dürfen aber nicht zu viel mikronfeinen Fusit enthalten, was Gelatinierung bewirkt. Am besten ist eine Mischkörnung von etwas höherer Feinheit, als sie normgerechter Kohlenstaub aufweist. Meist liegt in dem an sich geeigneten Staub der Aschengehalt etwas zu hoch. Man muß aber für die Fließkohlenherstellung von billigem Abfallstaub unter Vermeidung der Zerkleinerungskosten ausgehen, um die wirtschaftliche Grundlage nicht zu verlassen. Aschenarmer, aus Grobkohle zerkleinerter Staub stellt hier, wo es sich um den Wettbewerb mit dem preiswerten Heizöl handelt, bereits einen zu teuern Ausgangsstoff dar.

Brikettierung. Für Brikettierzwecke wird bisher eine entsprechend gasarme Feinkohle mit einem nach Möglichkeit unter 10% liegenden Aschengehalt eingesetzt. Zur Verbesserung der Preßlinge und zur Steigerung der Wirtschaftlichkeit der Brikettierung ist anzustreben: eine stofflich möglichst gleichmäßige Feinkohle von günstigstem Korn, damit der Pechverbrauch bei erhöhter Festigkeit der Preßlinge noch sinkt. Dies erfordert eine fusitfreie Feinkohle, weil zelliger Fusit in seinen Hohlräumen Pech unnütz verzehrt und feinstverteilte Fusitsplitter viel Pech zur Bindung erfordern. Die Fusitausscheidung würde sich auch, wie schon an anderer Stelle erwähnt, günstig auf das Aschenschmelzverhalten der Preßlinge auswirken. Weiter ist eine gesunde, feste Ausgangskohle erwünscht, damit nicht die Brikettfestigkeit durch nachträgliche Zertrümmerung beim Pressen beeinträchtigt wird. Aschenärmere Preßlinge erfordern eine möglichst weitgehende Abscheidung des Brandschiefers, zumal weil dieser infolge weniger guter Bindung mit Pech leicht zu Rißbildungen im Brikett Veranlassung geben kann, besonders bei etwas dichterer Einlagerung. Eine ungünstige Beeinflussung des Aschenschmelzverhaltens der Preßlinge durch Abtrennung des Brandschiefers ist bei gleichzeitiger Fusitabscheidung kaum zu befürchten.

Neue Anforderungen werden sich schließlich für diejenigen, darunter auch die gasreichern Kohlen herausstellen, die künftig für das sehr aussichtsreiche Gebiet der bindemittellosen Brikettierung in Betracht kommen.

Verkokung. Bei der Verkokung gilt vor allem der Grundsatz, von einer gut backenden und so reinen Feinkohle auszugehen, daß der Gehalt an Asche + Schwefel + Wasser unter 10% bleibt. Darüber hinaus hat man aber heute durch Änderung der kohlenpetrographischen Gefügezusammensetzung der Kokskohle das Koksgefüge und die Koksfestigkeit zweckentsprechend zu beeinflussen gelernt, je nach der Koksart, die man zu erzeugen wünscht.

Vor allem muß ein bestimmtes Mischungsverhältnis zwischen backenden und inerten Stoffen eingehalten werden, das sich nach dem jeweiligen Inkohlungsgrad richtet. Dieses Verhältnis ist namentlich bei gasreichern Kohlen zu wahren, wenn man gute mechanische Kokseigenschaften erzielen will. In dem Fall muß auch der Vitritgehalt in der Regel etwas höher sein, so daß dringend die Einbeziehung von Staub und Schlamm mit ihrem Vitritreichtum in die Kokskohle anzuraten ist, nachdem sie genügend weit entascht worden sind. Man kann eine besonders sorgfältige Aufbereitung des Feingutes nicht entbehren, weil dessen Aschengehalt bei gasreichern Kohlen meist höher liegt und der geringern Koksausbeute entsprechend stärker ansteigt. In der Kohlenmischung müssen aber auch die verschiedenen Gefügebestandteile in der erforderlichen Kornfeinheit vorliegen; es wäre zwecklos, einen bestimmten Anteil an inertem Gut zu fordern, wenn sich dieses ausschließlich im Korn über 3 mm der Kokskohle ansammelt. Die Wirkung kann dann in das Gegenteil verkehrt werden; das inerte Gut muß also in der Mischung gleichmäßig fein verteilt vorliegen.

Für die verschiedenen technischen Kokssorten — Hochofenkoks, Gießereikoks, metallurgischer Sonderkoks, Generatorkoks, Hausbrandkoks — sind im einzelnen bestimmte rohstoffliche Voraussetzungen gegeben, die bei den Zechenkokereien ständig mehr berücksichtigt werden. Im Rahmen dieses Aufsatzes soll hierauf nicht weiter eingegangen werden. Bezüglich besonderer Anforderungen an Kohle für Gaserzeugungszwecke sei auf die Ausführungen von

Heßler[1] verwiesen. Für das Still-Verfahren mit Innenabsaugung eignen sich, namentlich wenn es zur Erhöhung des Ausbringens an Nebenerzeugnissen dienen soll, gasreiche Kohlensorten mehr als Fettkohlen. Erwünscht ist ein besonders hoher Gehalt an Teerbildnern (Protobitumen).

Steinkohlenschwelung. Für diese gilt Ähnliches wie für die Verkokung gasreicher Kohlen. Es muß sich um backende Gas- und Gasflammkohlen mit wenigstens 30 % flüchtigen Bestandteilen handeln, wobei wieder ein gutes Mischungsverhältnis mit inerten Stoffen einzuhalten ist, damit bei 600° C ein fester, rissefreier Koks entsteht. Der Duritgehalt darf etwas höher liegen, was u. a. dem Wärmefluß[2] ebenso wie der Urteerausbeute zustatten kommt. Fusit ist in diesem Fall als inerter Zusatzstoff nicht zu empfehlen. Der anfallende Schwelkoks, der in Deutschland vorerst nur in untergeordnetem Maße als Hausbrand verwendet werden kann, muß sich seiner Beschaffenheit nach besonders für Fahrzeuggeneratoren eignen.

Hydrierung. Falls die Steinkohlenhydrierung an Bedeutung gewinnen sollte, wird man für sie gleichfalls nur ganz besondere Einsatzkohlen benötigen. Am geeignetsten erscheinen junge Steinkohlen mit möglichst mehr als 35 % flüchtigen Bestandteilen. Der Aschengehalt soll so tief wie möglich, jedenfalls aber unter 2–3 % liegen, damit die Wirkung der Katalysatoren möglichst wenig gestört wird. Ferner sollte man es nach Möglichkeit vermeiden, irgendwelche nicht hydrierbare Kohlensubstanz in der Einsatzkohle zu belassen, wodurch die Hydrieranlage unnötig belastet würde. Die Kohle soll daher frei von Fusit und auch von viel Opakmasse führendem Durit sein, während an Protobitumen reiche Durite erwünscht sind. Bekanntlich läßt sich die Duritbeschaffenheit am Gasgehalt erkennen, der bei starkem Anteil der Opakmasse unter, bei höherm Gehalt an Protobitumen erheblich über dem des zugehörigen Flözvitrits liegt.

Kohle als Motortreibstoff. Für diesen Zweck Kohle unmittelbar zu verwenden, sollte nach wie vor angestrebt werden. Die Versuche mit dem Kohlenstaubmotor von Pawlikowsky scheinen der Steinkohle ein aussichtsreiches neues Verwendungsgebiet zu eröffnen, das wegen der Rückwirkung auf die Devisenfrage auch volkswirtschaftlich große Bedeutung gewinnen kann. Dafür würde natürlich nur ein Kohlenstaub in Frage kommen, der leicht entzündlich und aschenarm ist, also aus einer besonders vorbereiteten Kohle mit wenigstens 25–30 % Gasgehalt gewonnen wird. Bei weicher, toniger Asche wird der Aschengehalt mit 3–4 % noch etwas höher liegen dürfen als bei stark schleißender Asche, die auf den geringstmöglichen Grad herabzudrücken ist; hierzu gehören alle eingesprengten Mineralbestandteile, wie Quarz, Kalk- und Eisenspat, Schwefelkies usw. Man wird die betreffende Kohle dann wohl auf weniger als 1 % Asche aufbereiten müssen.

Elektrodenkohle. Die wachsende Bedeutung des Aluminiums als Baustoff für Land- und Flugverkehrsmittel und für alle möglichen Verwendungszwecke als Ersatz für ausländische Metalle rückt einen gewaltigen Aufschwung der Leichtmetallindustrie in den Bereich der Möglichkeit. Für diesen Zweig der Metallerzeugung wird Elektrodenkohle statt Hochofenkoks benötigt. Zur Bedarfsdeckung wird dann die heimische Erzeugung aus Graphit, Ölkoks und Pech nicht mehr ausreichen, wozu noch die weitere Ausfuhrmöglichkeit tritt. Das Material läßt sich aber aus Kohle oder Koks selbst gewinnen. Hier erwachsen der Aufbereitung besondere Aufgaben, weil das Erzeugnis an Asche, Schwefel und Gas weniger als je 1 % aufweisen muß. Geht man vom Anthrazit aus, der beim Erhitzen nur einen geringen Gewichtsverlust erleidet, so darf der Aschengehalt bei etwa 0,8 % liegen. Wird jedoch aus höher inkohlter Fettkohle ein dichter, stark graphitierter Edelkoks erzeugt, so muß der Aschengehalt der Reinkohle weniger als 0,7 % betragen.

Absatzausweitung und ihre wirtschaftliche Bedeutung.

Die allgemeine Bedeutung der Kohlenveredelung für die Hebung des Absatzes, auf die bereits einleitend hingewiesen worden ist, bedarf keiner weitern Ausführungen.

Eine größere Aufgabe, als sie die Zurückdrängung der Auslandskohle vom Inlandmarkt darstellt, ist in der Steigerung der Kohlenausfuhr zu erblicken, die heute mehr als je im Vordergrunde der Aufmerksamkeit steht. Dem Vorgehen anderer Länder entsprechend ist zu überlegen, welche Kohlen zur Ausfuhr gelangen sollen. In dem ungeheuern Kohlenvorkommen des Ruhrgebiets sind die mannigfaltigsten Kohlenarten dicht zusammengedrängt, so daß die Möglichkeit zur Schaffung bestimmter Ausfuhrbezirke fehlt, wie sie z. B. für den englischen Bergbau in Verbindung mit der günstigern Frachtlage der Küstenzechen gegeben ist. Jedoch werden sich auf Grund eingehender Rohstoffkenntnis in dieser Frage noch Wege finden lassen. Wenn der deutsche Steinkohlenbergbau auf Grund einer derartigen sorgfältigen Auswahl mit hochwertigen Erzeugnissen auf dem Weltmarkt erscheint, wird man vielleicht einen weitern Preisverfall aufzuhalten oder sogar für solche Produkte eine Erlösbesserung herbeizuführen vermögen.

Hinsichtlich der Absatz- und Preisverhältnisse sind die drei Gruppen des Absatzes im bestrittenen Gebiet, hauptsächlich im Ausland, des Absatzes im unbestrittenen Gebiet und der Lieferung für den Werks-Selbstverbrauch zu unterscheiden. Im ersten Gebiet herrscht die unerbittliche Forderung der Innehaltung des durch die Marktlage gegebenen Verkaufspreises und der peinlichen Erfüllung der gestellten Gütebedingungen. Im zweiten Gebiete ergibt sich die Schwierigkeit, daß der Käufer zwar Ansprüche an die Beschaffenheit der Erzeugnisse stellt, aber nicht geneigt ist, für entsprechende Verbesserungen höhere Preise zu zahlen. Allerdings bringt auch hier die Verbesserung der Güte des Erzeugnisses Vorteile, indem sie durch »Dienst am Kunden« die Abnehmer festhalten und neue Abnehmer gewinnen hilft. Im dritten Verwertungsgebiet eröffnen sich für die Aufbereitung besonders günstige Aussichten, weil hier jede Verbesserung der Erzeugnisse eine Steigerung der Wirtschaftlichkeit des Gesamtbetriebes bedeutet.

Außerhalb dieses grundsätzlichen Rahmens sind natürlich wirtschaftlich bessere Ergebnisse denkbar:

[1] Heßler: Beitrag zur Bewertung der Steinkohle für den Gaskokereibetrieb, Gas- u. Wasserfach 76 (1933) S. 881.

[2] Broche und Nedelmann, Glückauf 68 (1932) S. 772/73.

1. durch Selbstkostenverminderung infolge steigender Beschäftigung bei besserm Absatz, 2. durch höhern Durchschnittserlös bei Erzielung eines günstigern Sortenfalls und 3. durch besonders weitgehende Veredelung der Kohle für neuartige Verwendungszweige.

Man wird sich zweifellos schon die Aufbereitung etwas mehr kosten lassen dürfen, wenn der Erfolg nur in vermehrtem Absatz besteht, besonders aber wenn Kohlen in veredelter Form hochwertige Rohstoffe für neuartige Kohlenverwertung darstellen. Man sollte daher erwägen, ob nicht Ersparnisse, die heute noch im Grubenbetriebe erzielt werden können, wo noch nicht alle Möglichkeiten der Selbstkostensenkung erschöpft sind (Selbstversatz, Großraum-Wagenförderung usw.), am besten wieder für die neuen Aufgaben der mechanischen Kohlenveredelung eingesetzt werden, für die sie nutzbringend angelegt sind. Diese Fragestellung würde dann, vom Standpunkte des Aufbereitungstechnikers aus gesehen, zu der Möglichkeit der Kapitalbeschaffung mit dem Ziel erhöhter Gewinne durch die Aufbereitung führen. Auf diese Weise würde sich zum Nutzen des Ganzen der heute vielfach im Grubenbetrieb zu beobachtende Mangel an Rücksichtnahme auf die Aufbereitung in ein Zusammengehen verwandeln und der Übelstand fortfallen, daß häufig unerhebliche Verbilligungen des Grubenbetriebes auf Kosten unverhältnismäßig größererer Aufwendungen in der Aufbereitung angestrebt werden.

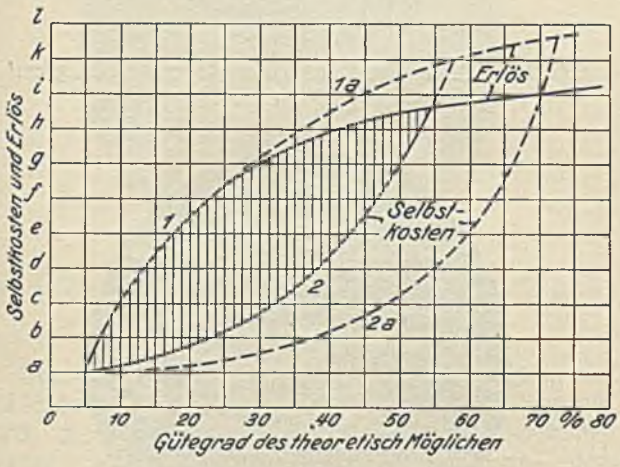


Abb. 1. Beziehungen zwischen den Selbstkosten sowie Erlösen und der Güte der Aufbereitung.

Für die Bewertung der Kosten eines Aufbereitungsvorgangs im Vergleich mit den dadurch zu erzielenden Erlösen gilt das »Gesetz des abnehmenden Ertrages«, wie es Abb. 1 grundsätzlich veranschaulichen soll. Im großen und ganzen wird mit der Güte der Erlös zunächst stark, dann schwächer steigen und so einen Parabelverlauf (Linie 1) zeigen. Dagegen werden die Kosten für die Erzielung höherer Gütegrade zuerst langsam und dann rascher anwachsen, so daß sich ein Hyperbelverlauf gemäß der Linie 2 ergibt, wodurch sich die erzielbare Gewinnspanne immer mehr verringert. Durch verbesserte Verfahren kann aber die Linie 2 in die Linie 2a umgewandelt, also der Schnittpunkt mit der Erlöskurve weiter hinausgerückt werden, was in noch stärkerm Maße geschieht, wenn hierdurch besonders hochwertige Erzeugnisse geschaffen werden, die auch der Erlöslinie wieder eine neue Steigung (Linie 1a) verleihen.

Umstellungsmöglichkeiten für die Kohlenaufbereitung.

Grundsätzliche Maßnahmen.

Die technischen Möglichkeiten, mit denen man der stärkern Berücksichtigung der Kohlenbeschaffenheit bei der Aufbereitung Rechnung tragen kann, liegen vornehmlich auf drei Gebieten, die den unterirdischen Betrieb und die Aufbereitung selbst umfassen.

Abbauplanung.

Zunächst kann ein der Absatzplanung eng angepaßter Abbauplan auf die Erzielung des für die beabsichtigte Verwendungsart besten Mischungsverhältnisses hinarbeiten. Hierbei handelt es sich um eine reine Planungsaufgabe; in der Aufbereitung selbst bleibt alles beim alten. Notwendig ist dabei, daß man die Zusammensetzung der gebauten Flöze, den natürlichen Kornfall, die Festigkeit und den endgültigen Sortenfall genau kennt, um hiernach die einzelnen Flözförderanteile und die entsprechend stärkere oder schwächere Belegung der Abbaubetriebe festzulegen.

Natürlich müssen die Lagerungsverhältnisse eine derartige Grubenbetriebsweise zulassen. Hier ist der Unterschied zwischen steiler und flacher Lagerung wichtig, indem im ersten Fall eine Flözgruppe lange Zeitabschnitte hindurch im Abbau bleibt, so daß dieser auf Jahre hinaus zur Lieferung einer einigermaßen gleichmäßigen Kohlenmischung befähigt wird, wogegen bei flacher Lagerung die Zusammensetzung der Förderung viel schneller wechselt und daher die Erhaltung einer gleichmäßigen Förderung besondere Maßnahmen erfordert. In diesem zweiten Falle macht sich die heutige Zusammenfassung einer Anzahl von Schachtanlagen zu einer einheitlichen Betriebsgröße vorteilhaft bemerklich, weil dann innerhalb eines weitern Rohstoffbezirks bessere Ausgleichsmöglichkeiten zwischen Einzelbetrieben bestehen. Besonders wichtig ist eine solche planmäßige Verteilung der Abbaubetriebe für die Erzielung einer guten Kokskohlenmischung.

Möglichkeit der Aufbereitung nach Flözen.

Ferner kann die Aufbereitung der Beschaffenheit der einzelnen Flöze schärfer als bisher angepaßt werden. Stellt man den Gegenpol eines solchen Verfahrens in Gestalt der amerikanischen Erzaufbereitung in Vergleich, wo das gesamte Fördergut unterschiedslos fein zerkleinert und der Flotationsanlage übergeben wird, so ergibt sich daraus angesichts der gänzlich andern Verhältnisse des Steinkohlenbergbaus die entgegengesetzte Forderung nach Einzelbehandlung der verschiedenen Kohlenarten und demgemäß der Abtrennung von solchen Flözen, die sich in das allgemeine Aufbereitungsverfahren nicht einfügen.

Handelt es sich im besondern um Flöze, die aus irgendwelchen Gründen besonders hochwertig sind, so daß durch getrennte Behandlung ein besserer Absatz oder sonstige Vorteile infolge besonders nutzbringender Verwendung erwartet werden können, so bedeutet das Hineinwerfen dieser Kohlen in die allgemeine Aufbereitung eine unnötige Belastung für diese. Allerdings darf dann die übrige Kohle nicht zugleich durch die Herausnahme der bessern Kohle in ihrer Beschaffenheit wesentlich beeinträchtigt werden, was aber in der Regel auch keineswegs der Fall ist. Jedenfalls müssen immer schon recht schwerwiegende Gründe für eine eigene Behandlung

sprechen. Für Sondersysteme in der Aufbereitung hat sich kürzlich auch Blümel[1] ausgesprochen. Diese jedoch lediglich vorzusehen, wenn unterschiedliche Aschenführung und Aschenverteilung in einzelnen Flözen verschiedene Waschbarkeit bedingen, würde unseres Erachtens zu weit gehen. Für solche Fälle schwankender Zusammensetzung der Aufgabe stehen heute an den Setzmaschinen selbsttätige Austragvorrichtungen als Ausgleichmittel zu Gebote. Ein gutes Beispiel für die Wirksamkeit dieser Reglung bei stark wechselndem und häufig noch dazu sehr aschenreichem Aufgabegut bietet die Kohlenwäsche in Völklingen, wo die Wäsche nach der Beschreibung Hoffmanns[2] hervorragend arbeitet, so daß sich die Einrichtung von Sondersystemen für die einzelnen Kohlenarten erübrigt hat.

Falls eine Sonderbehandlung bestimmter Flöze als gerechtfertigt erscheint, kann man sich hier mitunter ebenfalls noch durch einfache Betriebsmaßnahmen helfen. Wenn sich die Hauptgewinnung in den betreffenden Flözen auf zwei Schichten verteilt, läßt sich die Förderung unter Umständen in der Wäsche nacheinander verarbeiten. Ist eine Getrennthaltung nur in der Sieberei notwendig, so genügt bei gleichzeitiger Förderung wohl meist die Bereitstellung eines weitern Lesebandes. Im allgemeinen begünstigt heute die weitgehende Betriebszusammenfassung solche Maßnahmen, weil lange Züge mit Kohlen aus einem Flöz zum Schacht gelangen. Läßt sich die Sonderbearbeitung nicht durch den Grubenbetrieb regeln, so wird man in der Aufbereitung ein Sondersystem vorsehen müssen. Zweckmäßig wird man damit im Siebereigebäude zu bleiben versuchen, weil meist keine weitere Aufgabevorrichtung zur Wäsche für den Dauerbetrieb zur Verfügung steht. In jedem Fall sind natürlich entsprechende Stapelungsmöglichkeiten vorzusehen.

Zusätzliche Verfahren.

In Sonderfällen, die ein von der üblichen Art der Kohlenaufbereitung abweichendes Veredelungsverfahren verlangen, sind die entsprechenden Einrichtungen neu zu erstellen. Meist wird es sich dann um eine völlig andersartige Aufbereitungstechnik handeln, so daß nirgends eine Zusammenschaltung mit dem bestehenden Aufbereitungsgang erfolgen kann. Aus naheliegenden Gründen wird man jedoch das neue System in das alte Wäschegebäude einzufügen suchen.

Maßnahmen in der Grube.

Grundsätzlich wird der Grubenbetrieb, wie in der Einleitung angedeutet, künftig noch mehr als bisher mit in den Dienst der Kohlenverwertung gestellt und daher der Vorarbeit für die Aufbereitung in der Grube größere Beachtung geschenkt werden müssen.

Außer der bereits gewürdigten Planung im großen ist im einzelnen noch besondere Sorgfalt auf möglichst reine Gewinnung und weitgehende Bewahrung der Kohle vor Zertrümmerung beim Abbau und in der Förderung zu verwenden. Die Kohle soll möglichst wenig zermürbt in ihrem natürlichen Kornfall gewonnen werden, der ein Ergebnis von Gebirgs- und Abbaudruck, Eigenfestigkeit und kohlenpetrographischer Streifung ist. Der Abbaudruck ist so zu halten, daß er gerade die Hereingewinnung erleichtert, aber nicht die Kohle am Stoß vollends zermürbt, damit die Lagen von Gefügebestandteilen mit höherer Eigenfestigkeit in gröberer Körnung anfallen, soweit überhaupt in den Flözen entsprechend breite einheitliche Streifen auftreten. Besonders fest sind die Mattkohlenstreifen, deren Eigenfestigkeit aber von dem jeweiligen Feingefüge abhängt. Aus den Zahlenangaben für die Druckfestigkeit verschiedener Duritarten:

Durit	I	II	III	IV
mit	920	450	300	150 kg/cm²

erkennt man beim Vergleich mit den zugehörigen Abb. 2–5 diese Beziehungen. Während die Vitritfestigkeit mit zunehmender Inkohlung von der Flamm- zur Fettkohle von 300 auf weniger als 50 kg/cm² stark

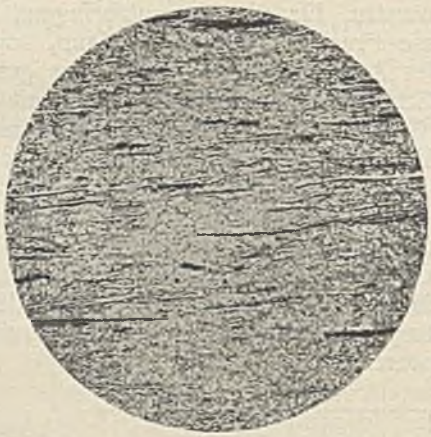


Abb. 2. Dichter Durit aus Flöz Hagen. 900 kg/cm². v = 7,5 (Milar).

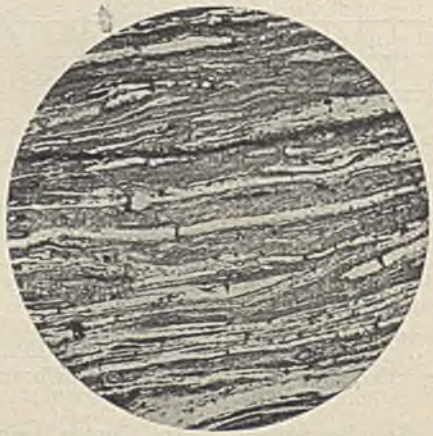


Abb. 3. Mikrostreifiger Durit aus Flöz Hagen. 450 kg/cm². v = 7,5 (Milar).

abnimmt, um im Anthrazit wieder auf fast 200 anzusteigen, hält sich die Duritfestigkeit in allen Inkohlungsstufen auf vergleichsweise hohen Werten, z. B. in den Flözen Anna auf 250, Wilhelm auf 200 und Kreftenscheer auf 300 kg/cm². Es ist also für die Erzielung eines hohen Grobkornanfalls wichtig, die Kohle aus diesen Flözteilen möglichst unzerkleinert hereinzugewinnen, was durch das geringere Durchsetzen der Schlechten in die Mattkohle erleichtert wird. Auch wäre es abwegig, in solchen Lagen, die bisweilen wegen ihres matten Aussehens noch immer für aschenreich angesehen werden, zu schrämen oder Bohrlöcher anzusetzen. Wenn man in festen Gasflammkohlenflözen Schießarbeit sachgemäß betreibt,

[1] Blümel, Glückauf 70 (1934) S. 29.
[2] H. Hoffmann, Glückauf 67 (1931) S. 449.

kann man solche Bänke in starken Blöcken erhalten. Das Schrämen dagegen ist tunlichst auf echte Brandschieferzonen oder Bergemittel zu beschränken, so daß man das aschenreiche Schrämklein verwerfen kann und die Feinkohlenbildung im Schram verhütet.

Abb. 4. Durit mit Übergangsstufen aus Flöz Hagen. 300 kg/cm². v = 7,5 (Milar).

Abb. 5. Feinstreifiger Durit aus Flöz Hugo. 150 kg/cm². v = 22,5 (Milar).

Überhaupt ist eine zu starke Verunreinigung der Kohle beim Abbau zu vermeiden, wie sie nicht nur durch Bergemittel, die mit der Kohle gewonnen werden, sondern auch durch Nachfall aus dem Hangenden eintritt. Gemäß der Zahlentafel 2 beobachtet man öfters einen verschiedenen Reinheitsgrad, ja sogar eine Vervielfachung im Aschengehalt der geförderten Kohle gegenüber der gewachsenen Flözkohle. Bei gebrächem Hangenden macht sich daher eine erhöhte Sicherung gegen Nachfall schon durch Ersparnisse in der Aufbereitung bezahlt. Darüber hinaus ist aber durch verschärftes Ausklauben in geeigneten Fällen reiner zu fördern und dabei besonders auf die gröbern Körnungen zu achten. Vom Aushalten der Verunreinigungen wird meist ein zu starkes Absinken der Leistung befürchtet. Abgesehen davon, daß eine höhere Leistung durch unreinere Förderung und damit durch erhöhte Aufbereitungskosten erkauft werden muß, wird heute die unterirdische Klaubarbeit durch die gute Abbaubeleuchtung erheblich erleichtert. Ferner stellen die Fördermittel der fließenden Abbauförderung gewissermaßen schon eine Art Leseband dar. Zu starke Verunreinigung der Förderung bringt neben der Verringerung der verwertbaren Förderung starke Wertverminderungen durch den Wäscheabrieb für solche Flöze mit sich, die man andernfalls überhaupt nicht zu waschen brauchte.

Zahlentafel 2. Vergleich zwischen Flözkohle und Förderkohle.

Flöz	Asche in der anstehenden Kohle %	Asche in der Förderkohle %
Hagen	6,3	10,5
Anna	4,2	13,8
Robert	5,8	7,4
Hugo	3,3	8,0
Blücher	5,5	5,5
Blücher, steil	6,5	6,5
Sonnenschein	3–3,5	3–3,5
Kreftenscheer	6,6	8,1

Nach der Zahlentafel 2 gibt es auch Flöze, deren Aschengehalt äußerst gering ist und in der Förderkohle nicht zunimmt. Es sind Fälle zu verzeichnen, in denen der Gesamtwaschverlust einer Zeche nach dem Abbau eines solchen stark ausgebeuteten Flözes von 6 auf 15% anstieg. Solche Flöze pflegen Sandsteinhangendes und festes Liegendes zu führen, so daß keine Verunreinigung zu befürchten ist. Bei flacher Lagerung und besonders bei höherm streifigen Duritgehalt derartiger Flöze empfiehlt sich eine getrennte Förderung und die Fernhaltung dieser Kohle von der Aufbereitung. Entweder kann dann die ganze Förderkohle einem Sonderzweck dienen, z. B. der Gewinnung von Treibstoff für den Kohlenstaubmotor, oder man erzielt durch bloße Absiebung gleich in der Sieberei eine hohe Ausbeute an Nüssen und einen dementsprechend höhern Durchschnittserlös, während beim Durchlaufen der Wäsche zusammen mit der übrigen Kohle eine starke zusätzliche Feinkohlenbildung in Kauf genommen werden müßte.

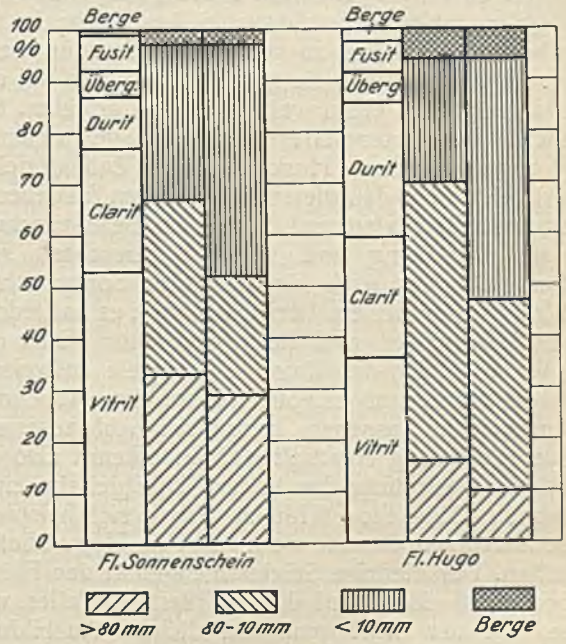


Abb. 6. Änderung des Sortenfalls durch die Aufbereitung.

Derartige Untersuchungen hat Wörmann[1] angestellt, dessen Angaben in der Zahlentafel 3 wiedergegeben und durch Abb. 6[2] noch besonders ver-

[1] Noch nicht veröffentlicht.

[2] In dem Schaubild sind Gefügezusammensetzung, natürlicher Kornfall bei der Flözsiebung und endgültiger Sortenfall nach erfolgter Aufbereitung für zwei Fettkohlenflöze einander gegenübergestellt.

Zahlentafel 3. Sortenfall und Kohlenfestigkeit.

Gefügezusammensetzung	Flöz Sonnenschein (flach) %			Flöz Hugo (mittelsteil) %		
Vitrit	53			36		
Clarit	24			23,5		
Durit	10			26		
Übergänge	5			6		
Fusit	7			6		
Brandschiefer	—			—		
Berge	1			2,5		
Aschengehalt	3,4			3,7		
	Mengenanteil nach der Siebung %	Mengenanteil nach der Wäsche %	Asche %	Mengenanteil nach der Siebung %	Mengenanteil nach der Wäsche %	Asche %
> 80 mm	33	29	2	16	10	3
80–10 mm	34	23	3	54	37	4
< 10 mm	30	45	5	24	47	10
Berge	3	3		6	6	

Trommelung der Nüsse 80–10 mm

Flöz	Korn über 10 mm nach n = 50 U	n = 25 U
Hagen[1]	78	—
Kreftenscheer[1]	71	—
Anna[1]	65	—
Hugo	66	73
Hugo, ungewaschen	60	69
Sonnenschein	50	63

[1] Nach Untersuchungen von Dipl.-Ing. Brocke.

anschaulicht werden. Darin fällt, entsprechend dem sehr verschiedenen Duritgehalt der beiden Fettkohlenflöze, der viel höhere Nußanteil im natürlichen Kornfall der Flözsiebung bei Flöz Hugo auf; hätte dieses Flöz auch in flacher Lagerung gegenübergestellt werden können, so würde der Vergleich noch günstiger ausfallen. Jedenfalls besteht kein Anlaß, die Nußkohlenausbeute von 54 % bei 4 % Asche in der Wäsche um ein Drittel zu verringern. Es könnte eingewendet werden, daß die geschonten Nüsse bei der Beförderung noch einen weitern Zerfall erleiden. Ein Vergleich der Trommelfestigkeit von gewaschenen und ungewaschenen Hugo-Nüssen (Zahlentafel 3 unten) zeigt aber, daß die zweitgenannten fast ebenso widerstandsfähig sind und daher den Beanspruchungen bei Verladung und Versand gewachsen sein dürften. Ob dies auch für das Flöz Sonnenschein noch zutrifft, müßte ein Versuch klären; es hat jedoch nicht den Anschein, weil die gewaschenen Nüsse nur den Wert 50 für die Trommelfestigkeit aufweisen. Falls die trocken abgesiebten Nüsse dem Abnehmer zu unscheinbar aussehen, lassen sich Abbrausesiebe vor der Verladung einschalten. Man erkennt also die praktische Bedeutung des höhern Duritgehalts eines Fettkohlenflözes. Flöz Wilhelm[1] würde sich beispielsweise aus diesem Grunde wohl dem Flöz Hugo ähnlich verhalten. Der niedrige Stückkohlengehalt des Flözes Hugo beruht einmal auf dem stärkern Einfallen und ferner auf der nicht genügend dichten Ausbildung des Durits (Abb. 5). Die Duritzone besteht kaum zu 50 % aus echtem Durit, während andere Duritbänke auf 65–80 % angereichert sein können. Beachtenswert ist auch der Vergleich mit den Trommelfestigkeiten anderer Nüsse. Der übereinstimmende Wert für die Flöze Hugo und Anna entspricht ihrem gleichen Inkohlungszustand. Höher liegen dann noch der stark inkohlte Anthrazit und die ganz junge Flammkohle.

[1] Glückauf 70 (1934) S. 6/7.

Das besprochene Beispiel zeigt übrigens auch deutlich, daß besondere Aufwendungen zur Schonung der Kohle in der Grube ihren Zweck verfehlen können, wenn es nicht gelingt, den weitern Zerfall in der Wäsche zu vermeiden.

Grobkornaufbereitung.

In der Sieberei kann man in verhältnismäßig einfacher Weise einzelne Flöze getrennt behandeln, wenn sie sich im ganzen oder wenigstens in ihren Stücken durch besonders günstiges Aschenschmelzverhalten auszeichnen. Solche hochwertige Feuerkohle wäre in erster Linie auf stark umkämpften Märkten einzusetzen. Gerade in der Fettkohlengruppe gibt es eine Anzahl solcher Flöze, die durch feinverteilte Brandschieferführung sowie höhern Gehalt an Durit und Übergangsstufen hohe Aschenschmelzpunkte aufweisen. Falls nur die Stückkohle solcher Flöze dieser günstigen Eigenschaften wegen gesondert zu halten ist, geht die Kleinkohle in den üblichen Aufbereitungsgang. Verhalten sich ganze Flöze so günstig, so ist ihr Absatz als Förderkohle anzustreben. Wenn ihr Aschengehalt wegen stärkerer Brandschieferbeteiligung zu hoch liegt, könnte man die betreffenden aschenreichern Körnungen durch eine der Sieberei angeschlossene Luftaufbereitung im Aschengehalt aufbessern. Der Entschluß zu einem solchen Vorgehen, für das es in England manche Beispiele gibt, wird durch die verhältnismäßig geringen Anlagekosten der Trockenaufbereitung erleichtert.

Wertvoll sind manche Stückkohlen aber auch durch günstige Festigkeitseigenschaften. Die festern gasreichen Stückkohlen werden ohnehin getrennt geliefert. Es gibt aber auch gerade in der Fettkohlengruppe Flöze, die auf Grund ihres hohen Duritanteils und der Duritanreicherung in bestimmten Flözbänken über besonders feste Stückkohle verfügen. Hierüber könnte man sich flözweise eingehende Unterlagen verschaffen, um dann für besonders weite Versandwege, namentlich bei häufigerer Umladung, die widerstandsfähigsten Stückkohlen zu verwenden.

In der Aufbereitung der Nußkörnungen sind vor allem Maßnahmen zu größerer Schonung der Kohle, aber auch zur Erzielung höherer Reinheit zu treffen, wenn diesbezüglich besonders scharfe Anforderungen gestellt werden, was namentlich für Hausbrand-Anthrazit gilt. Aber auch an feinkörnigere Nußsorten anderer Kohlenarten wird man für Sonderzwecke künftig höhere Reinheitsforderungen stellen. Für diese Fälle stehen heute die Schwerflüssigkeits-Verfahren zur Verfügung[1], die selbst die feinste Nußklasse anstandslos verarbeiten. Eine Verminderung des Ausbringens braucht dabei nicht immer einzutreten, weil eine reinliche Trennung besonders im Mittelgut erfolgt, das in der Setzwäsche Verluste verursacht. Bei Verwendung der Nüsse als Brennstoff ist zu prüfen, ob die reinere Aufbereitung nicht etwa das Aschenschmelzverhalten nachteilig beeinflußt. Da eine Verunreinigung der Schwerflüssigkeit durch Schlammbildung nachteilig ist, eignen sich vornehmlich abriebfeste Kohlen für das Verfahren.

Beachtlich ist, welche Schonung die Nüsse bei dieser Behandlung erfahren, so daß eine nennenswerte

[1] Gröppel, Glückauf 70 (1934) S. 326; Baum, Glückauf 67 (1931) S. 326; Burckhardt, Glückauf 66 (1930) S. 571.

Steigerung des Ausbringens an Nüssen erzielt werden kann. Dies bestätigt die oben gemachte Feststellung bezüglich des Abriebs beim Durchlaufen der ganzen Wäsche, weshalb sich hier — falls man nicht die Wäsche für die Nüsse ganz umgehen kann — durch entsprechende Verbesserungen noch manches erreichen läßt.

Feinkohlenaufbereitung.

Bei der Feinkohlenaufbereitung kann man einfache Abänderungen treffen, um den gekennzeichneten Anforderungen für die verschiedenen Verwendungsarten gerecht zu werden.

Für die Verkokung ist das günstigste Mischungsverhältnis aus den verschiedenen Flözen und Gefügebestandteilen einzuhalten, das sich in vielen Fällen von selbst einstellt. Etwaigen Schwierigkeiten, die sich bei zu geringem oder etwas höherm Gasgehalt in bezug auf Treibwirkung und Koksbeschaffenheit einstellen können, ist durch andere Wahl der Mischkohlen oder abgeänderte Abbaumaßnahmen zu begegnen. Wenn bei zu geringem Anteil an inerten Bestandteilen in der Koksfeinkohle geeignete Zuschlagstoffe zu beschaffen sind, muß man die richtigen Nüsse für die Zumahlung aussuchen. Bisweilen werden diese Stoffe schon im gröbern Feinkorn über 3 mm enthalten sein, so daß man sich mit dessen Aussiebung und nach entsprechender Vermahlung mit einem Teilzusatz helfen kann. Sollten einmal Hochofen- und Hausbrandkoks getrennt erzeugt werden — was durch ein Heruntergehen in der Kokskörnung für den Hochofenprozeß auf 40 mm begünstigt würde —, so dürfte sich die Zerlegung der Feinkohle in zwei Körnungen bewähren, weil die Mattkohlenbestandteile im gröbern Feinkorn das Koksgefüge für hüttenmännische Zwecke stören, während sie den Hausbrandkoks im Aschenschmelzpunkt erhöhen und im Zündpunkt erniedrigen. Eine weitere Aschenverbesserung der Kokskohle führt in den Bereich der Staub- und Schlammaufbereitung, worüber weiter unten zu sprechen sein wird.

Das gröbere, duritreichere Feinkorn kann besonders vorteilhaft für die Zwecke der Steinkohlenschwelung eingesetzt werden. Um die für einen brauchbaren Schwelkoks gerade richtige Kohlenmischung zu treffen, wird man vielleicht noch stärkere Duritanreicherungen benötigen, für deren Gewinnung nach wie vor die Zerkleinerung durch elastischen Schlag heranzuziehen wäre. Außer dem gröbern Feinkorn würden hierbei noch entsprechend durithaltige, schwer absetzbare kleine Nußkörnungen einzusetzen sein.

Da auch bei Fettfeinkohlen das gröbere Feinkorn durch geringeres Backvermögen und besseres Aschenschmelzverhalten gekennzeichnet ist, muß es als unrichtig bezeichnet werden, wenn man in Kesselfeuerungen noch immer die Gesamtfeinkohle auf den Rost bringt. Die Zerlegung bei der geeigneten Korngrenze könnte einen brauchbarern Brennstoff auf der einen und eine gleichmäßigere Kokskohle auf der andern Seite liefern.

Mit Hilfe der leistungsfähigen neuzeitlichen Siebanlagen, wie Schnellschwing- und Zittersiebe, läßt sich wohl in jeder Wäsche die Feinkohlentrennung in zwei Körnungen unschwer bewerkstelligen.

Eine wesentliche Verbesserung der Brikettierfeinkohle ist durch vermehrte Entstaubung und Teilaufbereitung des gröbern, brandschieferreichen Feinkorns zu erzielen. Natürlich kann die Staubentziehung nicht wie in Fettkohlenwäschen bei 0,5 oder 0,3 mm erfolgen, weil ein beträchtlicher Anteil der Brikettierfeinkohle darunter liegt und es ja gerade der Zweck der Brikettierung ist, möglichst viel Staub mit zu verpressen. Der abzuscheidende Staubanteil darf daher nur das für Brikettfestigkeit, Aschenschmelzverhalten oder Pechverbrauch schädliche Feinstgut darstellen, liegt also — im Einzelfall verschieden — unter 4900–6400 oder 10000 M/cm² und ist mengenmäßig geringfügig. Natürlich sind für diese Aufgabe Vor- und Nachsichtung erforderlich; der gröbere Staub gelangt wieder zur Brikettierkohle. Der Feinststaub läßt sich vielleicht in absehbarer Zeit bindemittellos verpressen.

Auf mehreren Anlagen bestehen Trockenaufbereitungen für Brikettierfeinkohle, in denen das Gesamtfeinkorn unklassiert auf Luftherden behandelt wird. Bei diesem Verfahren begnügt man sich mit einem geringern Aufbereitungserfolge (z. B. Verminderung des Aschengehalts von 12 auf 8%); besonders der Brandschiefer wird nicht wirksam abgeschieden, von dem auch bei einem Aschengehalt von nur 5–6% im aufbereiteten Gut 15–20% verbleiben können.

Bei der oft anzutreffenden Aschenverteilung — Feinkohlenkörnung unter 3–5 mm erheblich aschenärmer als das gröbere Feinkorn — genügt es, nur dieses aufzubereiten, auf das mengenmäßig etwa 20–30% der Gesamtfeinkohle entfallen werden. Für die restlose Brandschieferabtrennung kommt nur ein Schwerflüssigkeitsverfahren in Betracht. Die Naßaufbereitung eines geringen Teiles der Brikettierfeinkohle kann man ohne weiteres hinnehmen; man begegnet ihr zum Teil schon auf Magerkohlenzechen des Ruhrbezirks, die auf besonders aschenarme Preßlinge Wert legen. Erforderlichenfalls muß man über die ohnehin für die Kohlenerweichung erforderlichen Wärmöfen usw. hinaus die Wärmetrocknung zu Hilfe nehmen, die man bereits auf einigen Ruhrzechen antrifft. Überdies sei an die niederschlesische Wenceslaus-Grube erinnert, wo lediglich durch Wärme getrockneter Flotationsschlamm brikettiert wurde, so daß man also keine allzu große Scheu vor Trockentrommeln zu hegen braucht. Diese werden sich namentlich dann empfehlen, wenn eine zur Fusitabscheidung vorgesehene Feinstwindsichtung wegen des zu großen Feuchtigkeitsgehalts der Brikettierfeinkohle unwirksam bleiben müßte. Man kann dann die Sichtanlage hinter die Trockentrommel schalten. Ein derartig gewonnener feiner Kohlenstaub ist ohne weiteres brennfertig, so daß man dann für Kohlenstaubfeuerungen keine Mahleinrichtung benötigt und diese Ersparnis den Kosten der Trocknung gutschreiben kann.

Mit zunehmender Aufbereitung der Magerfeinkohle würde auf den Anlagen natürlich Abfall in Form von Kohlenstaub und Mittelgut zur Verfügung stehen. Man könnte dann an ein Kraftwerk denken, das für möglichst viele südliche Randzechen gemeinsam zu errichten wäre. Pyritreiche Magerkohlenflöze sollten nach Möglichkeit bereits am Abbau nicht zu stark beteiligt werden.

Für die wegen ihrer vorwiegenden Verwendung für Hausbrandzwecke den Marktschwankungen besonders stark ausgesetzte Magerkohle wäre zum Be-

Zahlentafel 4. Aufbereitung mit Schwerflüssigkeit.

Flöz	Asche	Flüchtige Bestandteile	Feingut unter 0,5 mm		Ausbringen an Abgängen mit 65–70 % Asche	Zwischenkohle		Reinkohle[1]	Bei der Trennung ausgebrachte Reinkohle	Ausbeute an Reinkoks mit 0,9 % Asche
			Asche	Ausbringen		Ausbringen	Asche	Ausbringen		
	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Mausegatt	8,5	10,5	12,4	14,0	7,0	16,7	8,0	62,3	72,9	55,2
Geitling	5,4	9,8	8,4	12,7	2,2	45,7	6,0	39,4	45,3	34,8
Kreftenscheer, Oberbank	6,4	10,0	9,5	11,5	8,4	39,4	6,5	40,9	46,3	36,2
Kreftenscheer, Gesamtflöz	12,1	10,0	13,0	15,6	8,8	46,0	9,5	29,6	35,0	25,9
Blücher	6,6	21,5	—	—	7,0	36,0	7,5	—	57,0	—
Hugo	5,6	26,6	6,4	21,8	5,7	51,2	3,0	21,9	28,0	16,1

[1] Aschengehalt bei Magerkohlenflözen 0,8 %, Flöz Hugo 0,65 %, Flöz Blücher 0,55 % (1,2 % bei 88 % Ausbringen).

schäftigungsausgleich ein neuer Verwendungszweck sehr zu begrüßen. Bei der bereits oben erwähnten Aussicht auf einen erheblichen Aufschwung der Leichtmetallindustrie dürfte in absehbarer Zeit der Verbrauch an Elektrodenkohle stark wachsen. Dieser Bedarf sollte heute mehr denn je durch einheimische Erzeugung gedeckt werden. Ein geeigneter Rohstoff hierfür sind aber die anthrazitischen Magerkohlen, die den steigenden Bedarf an Elektroden-Rohstoffen decken könnten, ohne den Absatz an Pech- und Petrolkoks inländischer Herstellung zu beeinträchtigen. Hier erschließt sich also für die unter recht schweren wirtschaftlichen Bedingungen arbeitenden Magerkohlenzechen ein aussichtsreiches Arbeitsgebiet. Unter Umständen wird der Hausbrandmarkt durch die Fernhaltung solcher Kohlen aufnahmefähiger für eine größere Schwelkokserzeugung, die wiederum für die stärkere Heranziehung des Steinkohlenbergbaus zur heimischen Treibstoffversorgung erwünscht ist.

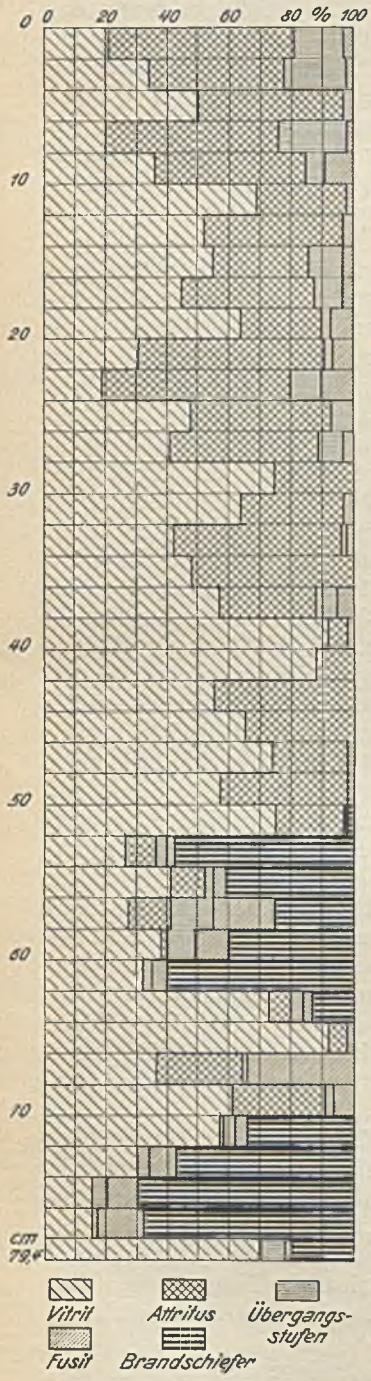


Abb. 7. Profil des Flözes Kreftenscheer.

Die Verarbeitung auf Elektrodenkohle erfordert eine außerordentlich weitgehende Entaschung, die nur mit Hilfe der Aufbereitung durch Schwerflüssigkeiten nach vorhergegangener Aufschließung aller Verwachsungen zwischen Kohle und Aschenträgern zu erreichen ist. Für eine solche Behandlung von Kohle der Körnung 5–0,5 mm scheint das Verfahren der S. A. d'Ougrée-Marihaye geeignet zu sein[1]. Einige nach diesem Verfahren gewonnene Versuchsergebnisse sind in der Zahlentafel 4 zusammengestellt. Nach Schlitzproben aus Magerkohlenflözen mit wechselndem Aschengehalt zwischen 6 und 12 %, denen etwa 12 bis 15 % nicht aufbereitbares Korn unter 0,5 mm entzogen werden müßten, erwies sich das Flöz Mausegatt weitaus als das beste. Auf die Flözkohle bezogen, wurden von dieser etwa zwei Drittel als Reinkohle gewonnen, so daß mehr als die Hälfte in einem Kalzinierrückstand mit weniger als 1 % Asche erhalten werden konnte. Unbefriedigend verhielt sich das Flöz Kreftenscheer, weil es nach Untersuchungen der kohlenpetrographischen Forschungsstelle im untern Flözdrittel stark brandschieferführend ist (Abb. 7). Hier sind die entsprechenden Werte für Reinkohle und Kalziniergut nur 30 und 25 %. Dagegen könnte die Oberbank dieses Flözes, ebenso wie Flöz Geitling, das sich mit ganz demselben Erfolg aufbereiten ließ, noch ein wirtschaftlich brauchbares Ergebnis liefern, weil sich 40 % als Reinkohle und 35 % im Kalzinierrückstand ausbringen lassen. Die Zwischenkohle fällt mit Aschengehalten unter 10 % an, kann also ohne weiteres als Brikettierfeinkohle verwendet werden.

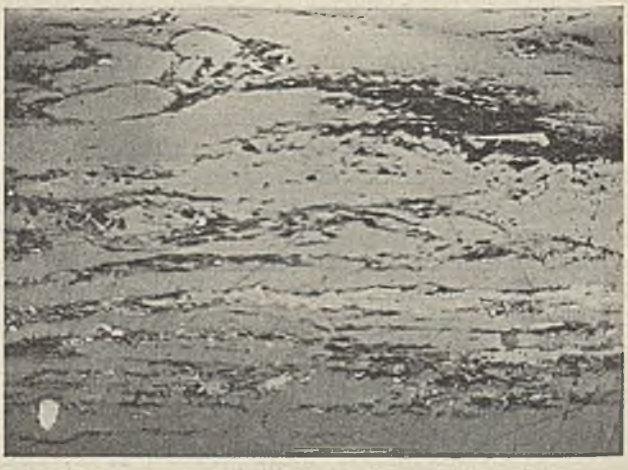


Abb. 8. Aschenarmer Brandschiefer aus Flöz Kreftenscheer. v = 146 (Öl).

Am Beispiel des Flözes Blücher ist nachzuweisen, daß sich auch reine Fettkohlenflöze, bei denen gemäß der Zahlentafel 2 die Verunreinigung in der Förderkohle nicht erheblich über dem Gesamt-Flözaschengehalt liegen wird, in dieser Weise erfolgreich aufbereiten lassen; daher kann ein besonders hochwertiger, für Elektroden hervorragend geeigneter Edelkoks mit

[1] DRP. 523261, Glückauf 67 (1931) S. 651.

weniger als 1 % Asche hergestellt werden. 57 % vom spezifischen Gewicht 1,3 enthalten nur 0,55 % Asche, während bei s = 1,4 in 88 % der Aschengehalt bereits 1,2 % erreicht. Bei Einstellung der Schwerflüssigkeit auf 1,35 dürften die Ausbeuten an Reinkohle ebenfalls bei 65 und an Reinkoks, bezogen auf die Flözkohle, bei 50 % liegen.

Man muß jedenfalls, um hier zum Erfolg zu kommen, genau über die Aschenverteilung in der Kohle unterrichtet sein. Brandschiefrige Bildungen wie in der Kreftenscheerkohle (Abb. 8) sind unerwünscht. Mineraleinsprengungen, die sogar sehr fein sein können, machen geringere Schwierigkeiten. Beispielsweise werden die in der Mausegattkohle gemäß Abb. 9 eingesprengten Eisenspatkörner glatt abgeschieden, weil sie die Dichte erheblich stärker erhöhen als feine tonige Einlagerungen.

Abb. 9. Eisenspateinsprengung im Flöz Mausegatt. v – 49 (trocken).

Besonders fein ist die syngenetische tonige Asche verteilt, die sich im Durit und Clarit ansammelt, so daß rein geklaubte Mattkohle immer noch leicht 2 bis 3 % Asche enthalten kann. Dies ist in dem nach der Zahlentafel 3 an Mattkohle reichen Flöz Hugo der Fall. Dementsprechend ergibt sich auch bei Anwendung von Schwerflüssigkeiten ein unzureichender Aufbereitungserfolg. Die Ausbeuten an Elektrodenkohle mit weniger als 1 % Asche liegen nur bei 15 bis 20 %. Für diesen Verwendungszweck muß daher ein solches Flöz ausscheiden.

In der Zahlentafel 4 fällt jedoch sogleich auf, daß die zu etwa 50 % anfallende Zwischenkohle nur 3 % Asche führt, also 2- bis 3mal weniger als bei den Magerkohlenflözen, was eben auf der ganz besondern Art der Aschenverteilung in der Hugokohle beruht. Reinkohle und Zwischenkohle zusammengenommen würden also etwa bei 1,4 Dichte der Schwerflüssigkeit 75 % Ausbeute mit 2,3 % Asche liefern. Damit wäre aber gerade ein Erzeugnis gewonnen, das in feingemahlenem Zustande wegen seiner weichen Aschenbestandteile nach der zugleich mit der Mahlung erfolgten Trocknung die geeignete Kohle für den unmittelbaren Motortreibstoff darstellt. Für diesen Verwendungszweck wären vielleicht noch gasreichere Flöze besser geeignet. Unter diesen wird man zweifellos bei eingehender Untersuchung des Flözaufbaus und der Aschenverteilung im Flöz hierfür brauchbare Flöze finden. Gegebenenfalls läßt sich auch bei der Nachsichtung anfallender Grobstaub verwenden, wenn er genügend aschenarm ist; vielleicht ist auch das Verfahren der Staubentaschung auf trocknem Wege aussichtsreich. Staubverwendung hätte natürlich den Vorteil einer billigern Ausgangskohle.

Die so zu erreichenden niedrigen Aschengehalte ermöglichen auch die Verwertung der in dieser Weise aufbereiteten Kohle bei genügend hohem Gasgehalt für die Steinkohlenhydrierung. Um ein Beispiel dafür zu geben, welche Anteile einer Kohle man bei der Hydrierung einsetzen kann, sei die Aufbereitung einer jungen Gasflammkohle nach ihrer stofflichen Zerlegung verfolgt (Zahlentafel 5).

Zahlentafel 5. Aufbereitungserzeugnisse einer Hydrierkohle.

Gefügezusammensetzung	Nüsse %	Feinkorn 6 – 1 mm %	Staub <0,25 mm %	Flotationserzeugnisse kollektiv %	Flotationserzeugnisse selektiv %
Vitrit	32,8	42,0	30,8	32,9	45,5
Clarit	35,7	34,3	8,5	20,8	14,0
Durit	14,1	6,5	2,1	2,5	—
Übergänge . .	4,4	3,3	1,6	4,8	2,6
Fusit	10,0	11,0	30,0	27,0	33,0
Brandschiefer .	1,0	0,5	7,4	7,3	2,9
Berge	2,0	2,4	19,6	4,7	2,0
Aschengehalt .	1,9	4,1	28,2	10,8	7,9
Gasgehalt, bezogen auf Trockenkohle	38,6	38,4	25,4	28,8	23,3

Mit Schwerflüssigkeit konnten die feinern Nußsorten IV und V ohne vorherige Zerkleinerung mit dem befriedigenden Ausbringen von 70 % im Aschengehalt auf 1,9 % gebracht werden, während die abgeschiedenen 30 % einen Aschengehalt von 13 bis 14 % erreichten. Dem Gasgehalt von 38,6 % nach stellen die Reinnüsse die denkbar geeignetste Hydrierkohle dar. Am kohlenpetrographischen Gefüge sind Vitrit, Clarit und Durit mit 82,6 % beteiligt, wobei der Durit in diesem Falle wegen seines Reichtums an Pflanzen-Bitumenkörpern als gut hydrierbar anzusprechen ist. Der noch verhältnismäßig hohe Gehalt an Fusit und Übergangsstufen hat sich wegen seiner innigen Verwachsung mit den übrigen Gefügebestandteilen nicht weiter verringern lassen.

Ganz ähnlich ist die Feinkohle petrographisch zusammengesetzt, so daß ihre Kohlensubstanz, zumal angesichts des gleichfalls hohen Gasgehaltes von 38,4 %, auch als gut hydrierbar gelten muß. Jedoch hat die in diesem Fall erfolgte Aufbereitung der Feinkohle auf der Setzmaschine trotz sehr starker Abscheidung von Mittelgut nur einen Aschengehalt von 4 % erreichen können, der für den gedachten Verwendungszweck noch etwas zu hoch liegt. Sobald die Anwendung einer der chemischen Verwertung der Kohle nicht schädlichen Schwerflüssigkeit bis zu entsprechend feiner Körnung herab möglich sein wird, kann man diese Feinkohle mit besserm Trennungserfolg veredeln und als Hydrierkohle verwenden.

Zur vorherigen Abscheidung des nicht hydrierbaren Fusits war die Feinkohle bei 1 mm abgesiebt worden. Vom Korn unter 1 mm hatte nach der Zahlentafel 5 der Staub unter 0,25 mm eine für Hydrierzwecke völlig unbrauchbare Gefügezusammensetzung, weil sich dafür kaum mehr als 40 % des Staubes eignen. Fusit und Aschenbestandteile drückten außerdem den Gasgehalt auf 25 %. In der Erwartung, daß sich das Korn 1–0,25 mm hinreichend veredeln ließ,

wurde dieses flotiert. Aber selbst durch Anwendung der Selektivflotation erhielt man wegen der vorliegenden grobzelligen Fusitbeschaffenheit kein brauchbares fusitarmes Erzeugnis mehr. Da zudem im Flotationskonzentrat namentlich infolge der höhern Brandschieferbeteiligung zuviel Asche enthalten war und der Gasgehalt unter 30 % lag, mußte das Flotationserzeugnis für die Hydrierung ausscheiden.

Das Beispiel zeigt deutlich, in welcher Richtung man die Aufbereitung für Hydrierkohle leiten und die Erzeugnisse untersuchen muß, um keine ungeeignete Ausgangskohle zu erhalten.

Staub- und Schlammaufbereitung.

Im Staub und Schlamm findet bekanntlich eine sehr beträchtliche Vitritanreicherung statt. Neben diesem edeln Bestandteil treten jedoch zugleich Schadstoffe, wie Fusit und Pyrit, und ganz allgemein zumeist ziemlich hohe Aschengehalte auf. Mit zunehmender Feinheit wachsen aber die Aufbereitungsschwierigkeiten. Wenn man also die verwertbare Förderung nicht vermindern und zugleich die wertvollsten Bestandteile nicht in Form von Abfall vergeuden will, muß die Aufbereitung der feinsten Kornklassen mehr als bisher gepflegt werden. Dabei ist vor allem zu bedenken, daß es sich in den Einzelfällen gerade hier um eine äußerst verschiedene Zusammensetzung handelt, so daß man nur nach eingehendster Rohstoffkenntnis anzugeben vermag, welches Aufbereitungsverfahren unter den besondern Bedingungen richtig ist.

Staubaufbereitungsverfahren.

Ob man beim Staub den Aschengehalt auf trocknem Wege weiter erniedrigen kann, hängt wesentlich von der Aschenverteilung in den Staubklassen ab. Ist diese günstig, so läßt sich vielleicht schon durch Doppelsichtung ein aschenärmerer Grobstaub für Zumischzwecke, der unter Umständen auch einen geringern Gehalt an Schwefelkies aufweist, neben einem genügend feinen blasfertigen Brennstaub gewinnen. Bei einem für die Feinstwindsichtung zu hohen Feuchtigkeitsgehalt wird man thermische Vortrocknung erwägen, was für Brikettierfeinkohle oben bereits als möglich hingestellt worden ist. Ferner dürfte die Entwicklung von trocknen Staubentaschungs-Verfahren als nicht ganz aussichtslos zu betrachten sein, wobei zur Verminderung des Pyritgehaltes auch an die für die Staubniederschlagung bereits bewährte elektrostatische Scheidung zu denken ist, ein für die Verwendung von Kohlenstaub als Motortreibstoff vielleicht entscheidender Gesichtspunkt.

Auch wenn man zur Verminderung des Aschengehalts beim nassen Verfahren bleiben muß, ist die vorherige Entziehung des Feinststaubes durch eine Nachsichtung anzuraten, falls man den Schadstoff Fusit beseitigen und eine leichtere Trocknung der nassen Schlammkonzentrate erreichen will. An einigen Beispielen soll der Erfolg der Feinstwindsichtung, die bei 10000 M/cm² auf einem Versuchs-Windsichter vorgenommen wurde, gezeigt werden (Zahlentafel 6).

Die drei Staube E, F und H enthielten zwischen 30 und 50 % Anteile, die feiner als 10000 M/cm² waren; Staub H war am feinsten. Die Fusitgehalte der Staube von 7, 18 und 15 % verdoppelten sich nahezu im

Zahlentafel 6. Aufbereitungsergebnis der Feinstwindsichtung.

Staub	E	F	H
Aufgabegut			
Asche	7,8	13,4	12,8
Gas	28,4	25,5	24,8
< 10000 M/cm²	27	30	48
Fusit im Korn < 10000 M/cm²	*16*	*40*	*25*
Vitrit	56	48,5	46
Clarit	21	13	14
Durit	5	3	9
Übergänge	4	3,5	3,5
Fusit	*7*	*18*	*15*
Brandschiefer	4	6,5	4,5
Berge	3	7,5	8
Korntrennung			
Ausbringen an Entstaubtem	80,8	74	58,5
Ausbringen an Staub	19,2	26	41,5
Entstaubtes > 10000 M/cm²	87	91	80,4
Entstaubtes < 10000 M/cm²	13	9	19,6
Staub > 10000 M cm²	12	10	12
Staub < 10000 M/cm²	88	90	88
Feinausbringen im Staub	62	78	76,2
Sichtungsgüte	58,8	74,4	67,8
Fusittrennung			
Fusit im Entstaubten	*4*	*8*	*5*
Fusit im Staub	*17*	*40*	*25*
Fusitausbringen im Staub	47	58	69
Trennungsgüte für Fusit	30	39	33
Entstaubtes			
Vitrit	55	58,5	53
Clarit	19	17,5	19
Durit	5	2,5	6
Übergänge	4	3,5	5
Fusit	4	8	5
Brandschiefer	4	5	3
Berge	9	5	9
Asche im Entstaubten	10,3	13	12
Asche im Staub	9,2	12	12,5

Feinstkorn unter 10000 M/cm². Die Anreicherung an Grobem und Feinem im Entstaubten und im Feinstaub ist besonders beim Staub F weitgehend; beim Staub E sind die Reinheitsgrade fast ebenso gut, während im Falle H nur der Staub einwandfrei anfiel; im entstaubten Gut wurden noch fast 20 % Unterkorn zurückgehalten. Der Trennungserfolg wurde nach den Vorschlägen von Luyken und Kraeber errechnet[1]. Da sich die Staubausbringen von E über F nach H immer mehr dem Anteil unter 10000 M/cm² im Aufgabegut anpassen, verhält sich bei gleichen Reinheitsgraden der Staube das Feinausbringen im Staub entsprechend. Unter Berücksichtigung der Beschaffenheit des Entstaubten werden die Werte für die Sichtungsgüte erhalten beim Staub F mit 74 %, Staub H mit 68 % und Staub E mit 59 %, Ergebnisse, die für Feinstsichtvorgänge recht günstig sind.

Die Fusitausscheidung erfolgte zu 50–70 %. Die Fusitanreicherung in den Stauben war ebenso hoch, wie sie in den Siebstufen unter 10000 M/cm² des jeweiligen Aufgabegutes ermittelt wurde. Mit 17 % war sie im Staub E am niedrigsten, mit 40 % im Staub F am höchsten, welchen Unterschied die Abb. 10 und 11 gut veranschaulichen. Angesichts des geringen Fusitgehaltes von 7 % im aufgegebenen Staub E war in diesem Fall der Trennungserfolg mit 30 % nur gering, aber auch die Aufbereitungsaufgabe schwierig. Die günstigsten Bedingungen lagen beim Staub F vor, so daß bei 58 % Fusitausbringen ein befriedigender Wirkungsgrad erreicht wurde. Im

[1] Luyken und Kraeber, Glückauf 69 (1933) S. 957.

Falle des Staubes H war das Fusitausbringen zwar größer, der Trennungserfolg aber wegen der geringern Fusitanreicherung von 25 % im Staub etwas geringer; dies lag daran, daß der Vitrit gegenüber dem Fusit beim Staub H im Vergleich mit dem

Abb. 10. Feinstaub E mit 17 % Fusit. v = 51 (trocken).

Abb. 11. Feinstaub F mit 40 % Fusit. v = 51 (trocken).

Staub F unter 10000 M/cm² stark überwog. Die im Entstaubten verminderten Fusitgehalte lagen für die Staube E, F und H bei 4, 8 und 5 %, also in den beiden letzten Fällen unterhalb der Schädlichkeitsgrenze im Gegensatz zum Aufgabegut. Die Gegenüberstellung von Entstaubtem und Feinstaub der Staubklasse H in Abb. 12 zeigt den Unterschied im Feinstkorn- und

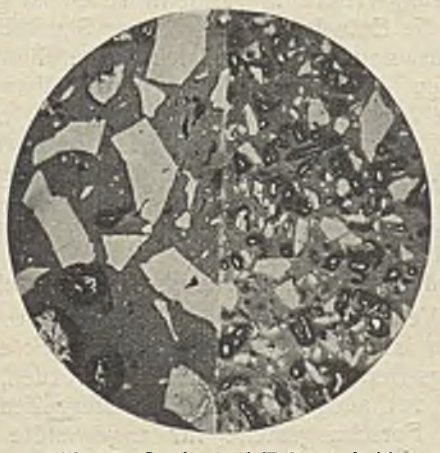


Abb. 12. Grob- und Feinstaub H.

10000 M/cm²:	20 %	88 %
Fusitgehalt:	5 %	25 %

v = 67,5 (trocken).

Fusitgehalt und damit den Erfolg der Trennung. Gegenüber dem Aufgabegut sind die Vitrit- und Claritgehalte im Grobstaub bei den Stauben F und H um absolut 12 und 14 % gestiegen. Im Aschengehalt konnten keine Verbesserungen erzielt werden, was natürlich nicht ausschließt, daß andere Fälle in dieser Beziehung erfolgreicher bearbeitet werden können. Die Entscheidung darüber, wie weit man im Einzelfall gelangen kann, erfordert genauste Kenntnis der Staubzusammensetzung, die für viele Ruhrkohlenstaube bei der Forschungsstelle in Bochum bereits vorliegt und fortlaufend vervollständigt wird, so daß von einer Vernachlässigung derartiger Untersuchungen entsprechend einer kürzlichen Bemerkung Bodes[1] nicht gesprochen werden kann.

Kohlenschlammveredlung.

Bemerkenswerterweise hat sich bei den betreffenden Stauben hinsichtlich der Fusitabscheidung auf dem Wege der Selektivflotation dasselbe erreichen lassen, wie es bereits vom zweitgenannten Verfasser beschrieben worden ist[2]. Von einem Eingehen auf dieses neue, aussichtsreiche Arbeitsgebiet der Feinstkornaufbereitung kann daher abgesehen werden. Man wird also auf trocknem oder nassem Wege Fusit in praktisch genügendem Umfang abscheiden und je nach dem Feuchtigkeitsgehalt des Staubes den geeigneten Weg wählen können, wobei natürlich die Feinstsichtung zu bevorzugen ist, um bei anschließender Naßaufbereitung die Entwässerungsschwierigkeiten des etwa noch zu aschenreichen Grobstaubes weitgehend zu verringern. Damit würde auch einer vermehrten Anwendung der Kohlenflotation für feinkörniges Gut der Weg geebnet, die in vielen Fällen wegen der zweckentsprechenden Verwertung des in diesem Gut enthaltenen wertvollen Vitrits dringend zu wünschen ist.

Allerdings sind auch die Entwicklungsmöglichkeiten der Schlamm-Siebaufbereitung noch nicht abgeschlossen. Aus patentrechtlichen Gründen können die technischen Verhältnisse einer neuen derartigen Anlage nicht näher angegeben werden. Jedenfalls wird bei Anwendung des 6400-Maschengewebes, das monatelange Haltbarkeit hat, ein äußerst befriedigender Aufbereitungserfolg erzielt, über den die

Zahlentafel 7. Aufbereitungsergebnis einer Schlamm-Siebaufbereitung.

	Edelschlamm %	Abschlamm %
Aschengehalt	7	37
Gasgehalt	27	17
Backfähigkeit	13	0,5
Vitrit	52	—
Clarit	28	—
Durit	4	—
Übergänge	2,5	—
Fusit	5	30[1]
Brandschiefer	4,5	—
Berge	4	—

[1] Nur der Fusitgehalt ist bestimmt worden.

Zahlentafel 7 Auskunft gibt. Dabei werden 150 t Rohschlamm mit 15 % Asche auf 2 Siebvorrichtungen innerhalb von 14 h Betriebszeit verarbeitet. An Edelschlamm, in dem Aschen- und Fusitgehalt um die

[1] Bode, Glückauf 70 (1934) S. 526.
[2] Kühlwein, Glückauf 70 (1934) S. 245.

Hälfte herabgedrückt sind, werden 120 t, also 80 %, ausgebracht. Gasgehalt und Backfähigkeitswert zeigen eine sehr gute Verkokungsfähigkeit an, womit der hohe Vitrit- und Claritgehalt von 80 % im Einklang steht. Demgegenüber ist der Aschengehalt im Abschlamm auf fast 40 % gestiegen, der Fusitgehalt erreicht 30 %. Dem entspricht die mangels jeglichen Backvermögens völlig fehlende Verkokbarkeit. Ein Vergleich der Abb. 13 und 14 läßt den hervorragenden

Abb. 13. Vitritreicher Edelschlamm einer Schlamm-Siebaufbereitung. v = 75 (trocken).

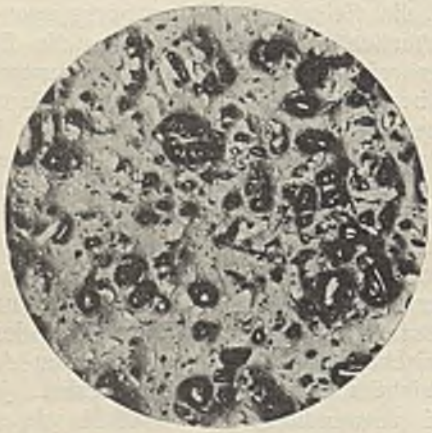


Abb. 14. Fusitreicher Tonschlamm einer Schlamm-Siebaufbereitung. v = 75 (trocken).

Trennungserfolg klar erkennen. Bemerkenswert ist aber vor allem die infolge der Entziehung des feinsten Ton- und Fusitschlammes überaus leichte Entwässerbarkeit des Siebüberlaufes, der in gewöhnlichen Schwemmsümpfen bei 36stündiger Standdauer auf weniger als etwa 10 % Nässe getrocknet wird. Natürlich wird sich nicht jedes beliebige Aufgabegut für das Verfahren eignen, nach dem sich schon der auf derselben Anlage anfallende Windsichterstaub nicht würde veredeln lassen. Der Grund ist aus der Zahlentafel 8 ersichtlich. Die Auswahl eines Feinkorn-Aufbereitungsverfahrens erfordert also eine genaue Kenntnis von der stofflichen Beschaffenheit des Aufgabegutes.

Zahlentafel 8. Korn- und Aschenzusammensetzung im Schlamm und Staub einer Anlage.

Korn	Schlamm		Staub	
	Menge %	Asche %	Menge %	Asche %
über 0,5 mm	12,0	3,0	5	6,7
0,5 – 0,25 mm	30,0	2,8	17	8,4
0,25 mm – 4900 M/cm² .	39,5	10,5	47	12,6
unter 4900 M/cm² . . .	18,5	40,2	31	14,8

Beseitigung derzeitiger Verlustquellen im Aufbereitungsgang.

In der Zielsetzung der Aufbereitungsforschung umfassen aber die Eignungsprüfung neuer Aufbereitungsverfahren in Abhängigkeit von der Rohkohlenzusammensetzung und die Untersuchung der für neuartige Zweige der Kohlenverwertung zu schaffenden Aufbereitungsnotwendigkeiten und ihrer Lösungsmöglichkeiten nur eine Teilaufgabe, mit der sich der vorliegende Aufsatz in erster Linie befaßt hat, weil die sonstigen Maßnahmen für Verbesserungen allgemeiner bekannt sind. Vor allem muß man in den bestehenden Anlagen alle etwaigen Verlustquellen vermeiden und prüfen, ob und welche Umstellungsmöglichkeiten der gegenwärtigen Stammbäume im Hinblick auf die Ziele der mechanischen Kohlenveredelung in den Betrieben eine größere Wirtschaftlichkeit erwarten lassen.

Dabei ist vor allem das Augenmerk auf die Steigerung der verwertbaren Förderung zu richten, ferner auf die Schaffung neuer gewinnbringender Verwertungsmöglichkeiten für geringerwertiges Gut und auf die weitestgehende Vermeidung der zusätzlichen Abriebbildung mit dem Ziel der Aufbesserung des Durchschnittserlöses. Daraufhin sind alle Bewegungs- und Beförderungsvorgänge in der Wäsche und sämtliche Vorrichtungen mit zerkleinernder Wirkung zu beobachten. Staub- und Schlammwirtschaft sowie das Gebiet der Waschwasserklärung stellen zahlreiche Aufgaben. Auch die sachmäßige Zerkleinerung und Mischung der Kohlen je nach ihrem Verwendungszweck sind zu verfolgen. Nicht zuletzt sind mechanisch-maschinenmäßige Fragen im Hinblick darauf zu prüfen, wo sich durch Abänderungen Betriebsersparnisse oder günstigere Aufbereitungserfolge erzielen lassen. Aus solchen eingehenden Nachprüfungen der Aufbereitungsvorgänge und aus der Begutachtung der vorhandenen Stammbäume in bestehenden Anlagen werden sich manche Verbesserungsvorschläge ergeben. Ferner wird man die für die Betriebsüberwachung empfohlenen Richtlinien auf ihre Bewährung prüfen müssen, um auf diesem Wege zu den wichtigen endgültigen Vorschlägen für Gewährleistungsziffern in Kohlenwäschen zu gelangen.

Für die Entwürfe zweckmäßiger Stammbäume ist enges Zusammenwirken mit den Aufbereitungsfirmen bei allen Versuchsarbeiten anzustreben, damit zwischen der Rohkohlenbeschaffenheit und den Marktanforderungen ein Ausgleich geschafft wird. Schließlich werden mit fachkundigen Leuten durchgeführte Wäsche-Abnahmeversuche ein wichtiges Arbeitsgebiet darstellen.

Aufbau einer Aufbereitungs-Beratungsstelle.

Zur Verfolgung der vorstehend gekennzeichneten Aufgaben ist kürzlich für den Ruhrbezirk eine Aufbereitungs-Beratungsstelle errichtet worden, für die man auf vorhandene Institute zurückgreifen konnte. Bei der Forschungsstelle für angewandte Kohlenpetrographie der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in Bochum werden die Rohstofffragen, bei dem Verein zur Überwachung der Kraftwirtschaft der Ruhrzechen in Essen die Fragen der Kohlen-

verwertung bereits eingehend bearbeitet. In diesen Fachanstalten stehen aufbereitungstechnisch geschulte Bergleute und maschinentechnisch vorgebildete Ingenieure zur Verfügung. Da die Aufbereitungstechnik nicht nach voneinander unabhängigen stofflichen und maschinenmäßigen Aufgaben getrennt werden kann, liegt ein enges Zusammenwirken beider Verbände in einer gemeinsamen neuen Beratungsstelle besonders nahe, wobei es zunächst kaum neuer Einrichtungen bedarf. Die Laboratoriumsarbeiten sind in den bisherigen beiderseitigen Anstalten vorzunehmen. Die Geschäftsführung liegt in den Händen der Westfälischen Berggewerkschaftskasse.

Zum Aufbereitungsausschuß beim Bergbau-Verein ist dadurch eine enge Beziehung hergestellt worden, daß man den Vorsitzenden dieses Ausschusses zugleich zum Obmann der neuen Beratungsstelle bestimmt hat. Auf diese Weise steht dem Ausschuß nunmehr zur Durchführung von Untersuchungen, die sich bei seinen Beratungen als notwendig erwiesen haben, ein ausführendes Organ zu Gebote, dessen Fehlen bisher sehr fühlbar gewesen ist. Zwar sind bestimmte Werke oder einzelne Fachleute auch früher schon mit Sonderaufgaben betraut worden, die jedoch den durch seinen regelmäßigen Dienst stark beanspruchten Betriebsmann allzusehr belasten. Mit Hilfe der Zentralstelle wird man künftig rascher zum Ziele kommen.

Daneben wird die neue Stelle auch die wertvolle Aufbauarbeit der Aufbereitungsfirmen berücksichtigen, wofür sich die bereits gekennzeichneten Möglichkeiten eröffnen. Durch diese enge Gemeinschaftsarbeit können viele Fragen schneller geklärt werden, weil die bei einer Zentralstelle gesammelten Erfahrungen für die Beurteilung zur Verfügung stehen, ob sich neue Anregungen verallgemeinern lassen, ebenso wie eine derartige Stelle das vielfach bei Firmenuntersuchungen gewonnene wertvolle Material, das der Forschung sonst verloren ginge, nach zahlreichen Richtungen hin auswerten kann. In Betriebsfragen wird sich die neue Stelle mit den zum Teil schon bei den Zechen bestehenden Aufbereitungs-Überwachungsstellen verständigen.

Natürlich wird man zur Schaffung ausreichender Arbeitsmöglichkeiten die Einrichtung eines Aufbereitungs-Versuchslaboratoriums vorsehen, jedoch ist das eigentliche Arbeitsfeld für Versuche der Betrieb selbst. Auch die Mitwirkung in den Versuchsanlagen der Aufbereitungsfirmen dürfte für die enge Zusammenarbeit förderlich sein. Unter Umständen wird man später, falls sich eine Versuchsanstalt als erforderlich erweisen sollte, auf etwa stillgelegte derartige Betriebe zurückgreifen können.

Bei einer möglichst lebendigen Gestaltung der neuen Forschungsarbeit und dem Heranziehen aller bewährten Kräfte wird in absehbarer Zeit das Ziel einer nachhaltigen Besserung der Absatzmöglichkeiten im Steinkohlenbergbau erreicht werden und die aufgewendeten Mühen und Kosten lohnen.

Zusammenfassung.

In einleitenden Ausführungen wird ein Überblick über die Entwicklung der Steinkohlenaufbereitung gegeben. Zunehmende Bedeutung gewinnt die Berücksichtigung der Rohkohlenunterschiede gegenüber der zu starken Betonung des rein technischen Gesichtspunktes.

Wenn man die der Kohlenaufbereitung gestellten Aufgaben in der Richtung auf eine mechanische Kohlenveredelung als Vorstufe zur chemischen und sonstigen Weiterverarbeitung verfolgt, ist die genaue Vertrautheit mit der Rohkohlenbeschaffenheit erforderlich, denn nur auf dieser Grundlage lassen sich Gütesteigerungen erzielen, die zusätzlichen Absatz schaffen. Eine den Rohstoffverhältnissen angepaßte Absatzplanung muß den jeweiligen Aufbereitungsgang entscheidend beeinflussen.

An die Aufbereitungserzeugnisse werden in Zukunft zahlreiche neue Anforderungen gestellt werden, die je nach der Absatzgruppe verschieden sind. Im einzelnen treten für die mannigfachen Verwendungsgebiete der Kohlen zahlreiche neue Gesichtspunkte auf, so in der Feuerungstechnik, und zwar bei Rost- und Kohlenstaubfeuerungen und für Fließkohle, ebenso bei der Brikettbereitung, bei der aschenärmere, festere Brikette mit günstigem Aschenschmelzverhalten und unter möglichst geringem Pechverbrauch angestrebt werden. Neue Forderungen stellt die bindemittellose Brikettierung.

Für die Verkokung und Schwelung spielt die kohlenpetrographische Gefügezusammensetzung eine große Rolle im Hinblick auf die Beeinflussungsmöglichkeiten der verschiedenen Koksarten, die Ausgangskohlen von ganz bestimmter chemischer und kohlenpetrographischer Beschaffenheit verlangen.

Besonders scharfe Anforderungen sind hinsichtlich des Aschengehalts und der Beschaffenheit der Asche ebenso wie hinsichtlich der flüchtigen Bestandteile an die Ausgangskohle für die Verflüssigung, für die Elektrodenherstellung und für die Verwendung von Kohlenstaub als Motortreibstoff zu stellen.

Alle Maßnahmen müssen der Absatzsteigerung der Steinkohle dienen, nicht zum wenigsten zwecks Devisenbeschaffung auf dem Weltmarkt, der besonders hochwertige Erzeugnisse verlangt. Zu einer Erhöhung der Wirtschaftlichkeit muß man im Steinkohlenbergbau vor allem auch durch Selbstkostensenkung als Folge der Absatzsteigerung zu gelangen suchen, wozu ferner noch der Weg nach einem höhern Durchschnittserlös und nach günstigern Preisen für Kohlen zu Sonderzwecken offensteht.

Die Kohlenaufbereitung ist zunächst weniger durch neue technische Einrichtungen als durch organisatorische Maßnahmen umzugestalten. Als solche sind zu nennen Abbaupläne, die auf die Belange der Aufbereitung und des Absatzes Rücksicht nehmen, Aufbereitung in Gruppen für unterschiedliche Flöze und erst dann Eingliederung neuer Verfahren in den Stammbaum zur Schaffung besonders hochwertiger Erzeugnisse.

Im Grubenbetriebe ist auf reine Förderung und möglichste Schonung der Kohle zu achten, damit entsprechend der jeweiligen Kohlenfestigkeit ein günstiger Sortenanfall erzielt wird. Bei reiner Förderung wird man manche Flöze kaum zu waschen brauchen, wodurch sich der Abrieb vermindert und ein besserer Durchschnittserlös einstellt.

Eingehend ist die Beschaffenheit und Eignung von Stückkohlen und Förderkohlen aus verschiedenen Flözen zu untersuchen, damit sich Kohlen mit besondern Vorzügen von vornherein getrennt halten lassen. Für die Verbesserung der Nußkohlen bieten Schwerflüssigkeitsverfahren gute Aussichten.

In der Feinkohlenaufbereitung richtet sich die Behandlung nach dem Verwendungszweck. Kokskohlen bedürfen besonders sorgfältiger Mischung und Zerkleinerung. Feinkohlen für Feuerungszwecke lassen sich in mancher Hinsicht verbessern. Der Brikettierfeinkohle ist der feinste Staub und das aschenreichere gröbere Korn zu entziehen, wofür sich in letzter Zeit neue technische Möglichkeiten in Gestalt der Feinstwindsichtung und der Schwerflüssigkeitsaufbereitung ergeben haben.

Für die Aufbereitung von Elektrodenkohle, von Kohlenstaub als Motortreibstoff und von Hydrierkohle kommen nur sehr leistungsfähige Aufbereitungsverfahren in Betracht, die Reinkohle mit ganz geringen Aschengehalten erzeugen, so daß die naßmechanische Setzwäsche hierfür ausscheidet. Anderseits ist gerade hier die Anpassung der Aufbereitung an die jeweilige Rohstoffbeschaffenheit unumgänglich. Die sich bietenden Möglichkeiten werden durch praktische Beispiele erläutert.

Auch in der Staub- und Schlammaufbereitung bahnt sich eine neue Entwicklung an, weil sich in dem feinkörnigen Gut besonders hochwertige Kohlensubstanz findet. Feinstwindsichtung und trockne Staubentaschung, Selektivflotation und neue Wege der Schlamm-Siebaufbereitung sind die Arbeitsverfahren auf diesem Gebiet.

Abgesehen von den neuen Aufgaben der Kohlenaufbereitung bleiben natürlich auch im gegenwärtigen Aufbereitungsgang zahlreiche Verlustquellen zu beseitigen, die durch eingehende Betriebsuntersuchungen aufzudecken sind.

Alle derartigen Arbeiten fallen künftig einer Aufbereitungs-Beratungsstelle zu, deren Errichtung kürzlich im Ruhrgebiet erfolgt ist und deren Aufbau eine ersprießliche Betätigung erwarten läßt.

UMSCHAU.

Sechste Technische Tagung des Vereins für die bergbaulichen Interessen in Essen.

Die von dem Vorsitzenden des Vereins, Bergwerksdirektor Bergassessor Dr.-Ing. eh. Brandi, geleitete Veranstaltung, der dieses Heft gewidmet ist, umfaßt die im nachstehenden Zeitplan genannten Vorträge.

18. Oktober, vormittags.

Bergwerksdirektor Bergassessor Dr.-Ing. eh. Brandi, Dortmund: Eröffnungsansprache.

62. Sitzung des Ausschusses für Betriebswirtschaft.

Bergassessor F. W. Wedding, Essen: Technische und technisch-wirtschaftliche Probleme des Ruhrkohlenbergbaus.

Bergassessor Eisenmenger, Bochum-Langendreer: Entwicklung und Stand des Ausbaus von Hauptstrecken im Ruhrbezirk.

18. Oktober, nachmittags.

100. Sitzung des Ausschusses für Bergtechnik, Wärme- und Kraftwirtschaft.

Direktor Dr.-Ing. eh. Schulte, Essen: Zukunftsaussichten des Kohlenstaubmotors.

Direktor Dr.-Ing. Litz, Berlin-Tegel: Neuester Stand der Entwicklung und Entwicklungsmöglichkeiten der mit Kohle gefeuerten Dampflokomotive.

19. Oktober, vormittags.

Dr. Broche, Essen: Flüssige Treibstoffe aus Steinkohle im Rahmen des Energiebedarfs der deutschen Kraftwirtschaft.

Oberingenieur Dipl.-Ing. Traenckner, Essen: Die neueste Entwicklung in der Verwendung gasförmiger Treibstoffe.

Oberingenieur Dr.-Ing. Schultes, Essen: Die Verwendung fester Brennstoffe zum Betrieb von Straßen- und leichten Schienenfahrzeugen.

19. Oktober, nachmittags.

Direktor H. Laeger, Essen: Die Technik des Teerstraßenbaus in Deutschland und im Auslande.

Professor Dr. A. Kopff, Berlin-Dahlem: Die Erforschung des Kosmos.

Die anorganischen Bestandteile der Faserkohle.

Von Dr. R. Kattwinkel, Gelsenkirchen.

(Mitteilung aus dem Hauptlaboratorium der Mannesmannröhren-Werke, Abteilung Bergwerke, Gelsenkirchen.)

Obgleich die Faserkohle wissenschaftlich und technisch ziemlich gut durchforscht worden ist, weiß man von ihren anorganischen Bestandteilen und deren Schmelzverhalten sehr wenig. Auf Grund der spärlichen Angaben im Schrifttum ist man geneigt, von den sichtbaren Bestandteilen der Steinkohle der Faserkohle den niedrigsten Aschenschmelzpunkt zuzuweisen. So ermittelten Sinnatt, Owles und Simpkin[1] bei drei englischen Flözen folgende Aschenschmelzpunkte: Durit 1430–1450° C, Vitrit 1310–1340° C, Clarit 1260–1320° C, Fusit 1200–1220° C. Winter und Mönning[2], die an der Kohle des Flözes Sonnenschein im Ruhrbezirk ähnliche Untersuchungen anstellten, fanden, daß »auch bei Flöz Sonnenschein die Fusitasche (Faserkohlenasche) den niedrigsten Schmelzpunkt (1060–1150° C) aufwies, was man vielleicht verallgemeinern darf, da der Fusit den am meisten durch Infiltration verunreinigten Gefügebestandteil der Kohle darstellt«. Nach ihrer Auffassung verursachen also die in den Zellräumen der Faserkohle in wechselnder Menge abgelagerten anorganischen Beimengungen das niedrigere Schmelzen der Faserkohlenasche. Wie aus den nachstehenden Untersuchungen hervorgeht, sind jedoch die infiltrierten Mineralien derart verschieden und verwickelt zusammengesetzt, daß von einer Gesetzmäßigkeit im Aschenschmelzverhalten der Kohlengefügebestandteile nicht gesprochen werden kann.

Kennzeichnung der Faserkohlen.

Bekanntlich kommt die Faserkohle in zwei makroskopisch erkennbaren Spielarten vor, deren äußerliches Unterscheidungsmerkmal die Härte ist; es gibt eine harte und eine weiche Faserkohlenabart. Der Unterschied in der Härte beruht darauf, daß die Hartfaserkohle mit anorganischen Mineralien innigst gemischt, sozusagen durchtränkt, die Weichfaserkohle dagegen mit mineralfreien, jedoch häufig Gase enthaltenden Zellräumen ausgestattet ist. Nach Patteisky und Perjatel[3] bildet die Hartfaserkohle in den Ostrauer Schichten Bänder von 0,5–3 cm Stärke, die durch eine kiesig-tonige Masse verbunden sind, während die Weichfaserkohle als dünner Belag auf den Schichtfugen der Glanzkohle vorkommt. Stumper[4] hat in

[1] J. Soc. Chem. Ind. 42 (1923) S. 266.
[2] Glückauf 67 (1931) S. 160.
[3] Glückauf 64 (1928) S. 1505.
[4] Brennstoff-Chem. 10 (1929) S. 90.

der Saarkohle eine harte Faserkohle mit 30—40 % Asche, bestehend aus eingedrungenem Eisen- und Magnesiumkarbonat, und eine weiche Abart mit 8—15 % Asche festgestellt.

Für die Untersuchung der Mineralbestandteile der Faserkohlen wurden sowohl Hart- als auch Weichfaserkohlen aus dem Orubenfeld der Zeche Consolidation ausgewählt. In der Zahlentafel 1 sind die Proben näher bezeichnet.

Zahlentafel 1. Kennzeichnung der Faserkohlenproben.

Probe	Fundort	Kohlenart	Beschaffenheit
1	Flöz Zollverein	Gaskohle	20 mm starker Streifen, zusammenhaltend
2	Flöz Ernestine	Fettkohle	30 mm starker Streifen, zusammenhaltend
3	Flöz Hugo 2	Fettkohle	35 mm starker Streifen, zusammenhaltend
4	Flöz Mathias	Fettkohle	35 mm starker Streifen, zusammenhaltend
5	aus der Verladung	Fettkohle	1—2 mm starker Belag, in Pulver zerfallend
6		Gaskohle	3 mm starker Belag, in Pulver zerfallend
7		Fettkohle	3 mm starker Belag, in Pulver zerfallend
8		Fettkohle	60 mm starkes Stück, versteint, stark pyrithaltig

Zur Erlangung einer praktisch reinen Faserkohle wurden die acht Proben zunächst von Hand geschieden und dann in einer Tetrachlorkohlenstoff-Xylollösung mit dem spezifischen Gewicht 1,38 von der Glanz- und Mattkohle getrennt. Die zur Kennzeichnung der Kohlen ausgeführte erweiterte Kurzanalyse ergab die in der Zahlentafel 2 zusammengestellten Werte.

Zahlentafel 2. Ergebnisse der Kurzanalyse.

Probe	1	2	3	4	5	6	7	8
Koks . . . %	93,70	92,35	86,86	72,10	90,10	91,50	91,70	85,85
Flücht.Stoffe %	6,30	7,65	13,14	27,90	9,90	8,50	8,30	14,15
Asche . . . %	45,65	38,60	9,65	35,50	4,30	15,25	5,65	40,15
Reinkohle . %	54,35	61,40	90,35	64,50	95,60	84,75	94,35	59,85
In der Reinkohle Koks %	88,41	87,54	88,45	56,75	89,65	89,98	91,20	76,37
In der Reinkohle Flücht. Stoffe %	11,59	12,46	11,55	43,25	10,35	10,02	8,80	23,63
Gesamtschwefel %	0,29	0,63	0,29	0,29	0,64	0,49	0,39	21,56
Spezifisches Gewicht . . .	1,59	1,93	1,62	2,09	1,42	1,56	1,47	2,17
Härte								
< 0,088 mm %	62	68	80	62	80	80	80	62
> 0,088 mm %	38	32	20	38	20	20	20	38
Faserkohlenart[1]	HF	HF	WF	HF	WF	WF	WF	HF

[1] HF = Hartfaserkohle, WF = Weichfaserkohle.

Auf Grund der Härtezahlen und der Aschenwerte rechnen die Kohlen 1, 2, 4 und 8 zu den Hartfaserkohlen, die Kohlen 3, 5, 6 und 7 zu den Weichfaserkohlen. Die spezifischen Gewichte liegen zwischen 1,42 (reine Faserkohle) und 2,17. Die bei der Steinkohle allgemein beobachtete lineare Beziehung des spezifischen Gewichtes zum Aschengehalt ist hier nur teilweise vorhanden. So hat z. B. die Kohle 1 das spezifische Gewicht 1,59 und einen Aschengehalt von 45,65 %, die Kohle 3 dagegen das spezifische Gewicht 1,62 und einen Aschengehalt von nur 9,65 %. Nicht die Menge der Mineralstoffe bedingt die Höhe des spezifischen Gewichtes, sondern ihre chemische Zusammensetzung. In den flüchtigen Bestandteilen zeigen die Kohlenarten keine Gesetzmäßigkeit. Auffallend ist der hohe Gehalt der Faserkohle 4 an flüchtigen Bestandteilen. Der Schwefelgehalt ist bei den Kohlen 1—7 außerordentlich gering.

Untersuchung der Faserkohlenaschen.

Da die Mineralstoffe mit der Kohlensubstanz innig gemischt sind und gewissermaßen als Gefügebestandteil zu ihr gehören, ist ihre Abtrennung und Gewinnung auf mechanischem Wege kaum möglich. Um ihre Natur erkennen zu können, muß man bis jetzt noch die Asche untersuchen, obgleich diese als Verbrennungserzeugnis etwas anderes ist als die ursprüngliche Mineralsubstanz. In der Zahlentafel 3 sind die bei der chemischen Untersuchung der Aschen erhaltenen Werte zusammengestellt.

Zahlentafel 3. Chemische Zusammensetzung der Faserkohlenaschen.

Probe	1	2	3	4	5	6	7	8
P_2O_5 . . . %	39,32	35,50	0,54	9,08	0,93	27,78	6,95	5,08
SiO_2 . . . %	0,90	1,00	2,00	0,50	34,65	13,35	27,70	0,80
Al_2O_3 . . . %	0,63	2,09	2,72	4,84	30,18	11,66	26,44	0,88
Fe_2O_3 . . . %	0,00	8,29	40,18	62,53	15,07	4,90	10,17	74,10
CaO . . . %	55,97	48,30	33,58	14.24	8,56	38,73	20,02	11,20
MgO . . . %	1.81	3,17	12,22	6,80	4,07	1,00	5,79	2,44
SO_3 . . . . %	0,75	1,30	8,37	1,44	0,69	0,17	2,49	5,49
Na_2O, K_2O (Rest) . . %	0,62	0,35	0,39	0,37	5,85	2,41	0,44	0,01
Farbe der Asche	weißblau	grau	braun	braunviolett	rötlichgelb	grau	rötlichgelb	violett

Im wäßrigen Auszug der Kohlen wurden geringe Gehalte an Chlor und Spuren von Phosphorsäure festgestellt. Bei den Kohlen 3 und 8 ermittelte man ferner 0,14 % wasserlösliche Sulfate, berechnet als SO_3. Keine von den Kohlen enthielt Karbonate. Zitratlösliche Phosphorsäure war ebenfalls nicht vorhanden.

Nach dem Verfahren von Powell und Paar[1] fand man folgende Zahlen für den Pyritschwefel:

Probe . . .	1	2	3	4	5	6	7	8
Pyritschwefel %	0,007	0,011	0,030	0,009	0,109	0,038	0,013	11,50

Nach diesem Befund sind die Kohlen 1—7 pyritfrei, während die Kohle 8 stark pyrithaltig ist. Die als Spuren zu bezeichnenden Pyritschwefelgehalte der Kohle 1—7 sind augenscheinlich darauf zurückzuführen, daß nach dem Aufschluß von Powell und Paar auch der organische Schwefel angegriffen wird, denn die Faserkohle 1 weist kein Eisen auf und kann somit auch keinen Pyritschwefel enthalten. Weiterhin war die qualitative Prüfung auf Pyrit nach Muck[2] mit Ausnahme der Kohle 8 ergebnislos.

Aus diesen Untersuchungen geht hervor, daß die Phosphorsäure in den Aschen dreibasisch ist. Diese Orthophosphorsäure bildet mit Kalk, Tonerde und Eisenoxyd wasserunlösliche, in Salzsäure und Salpetersäure lösliche Verbindungen. Solche Phosphate kommen in der Natur als Phosphorite (Apatite) vor, Mineralien, die aus phosphorsäurehaltigem Sickerwasser entstanden sind. Diese Phosphorite durchsetzen die Faserkohlen 1 und 2 vollständig, die Faserkohle 6 etwa zur Hälfte und die Faserkohlen 4, 7 und 8 mit geringen Anteilen. Die Mineralbestandteile der Faserkohlen 5 und 7 sind vorwiegend Silikate, mit denen auch die Faserkohle 6 zur andern Hälfte ausgefüllt ist. Die Faserkohle 3 enthält neben Gips in überwiegender Menge kalkige Roteisenerze, die Faserkohle 8 ist durch einen hohen Gehalt an Pyrit und Eisenglanz oder Eisenglimmer gekennzeichnet. Die letztgenannten Eisenverbindungen sind auch in der Faserkohle 4 vorherrschend.

Zur Prüfung des Schmelzverhaltens der Faserkohlenaschen diente das Segerkegelverfahren und ein von Kreulen[3] beschriebener Meker-Ofen, in dem während des Versuches eine schwach reduzierende Atmosphäre herrschte.

[1] Dolch: Brennstoffchemisches Praktikum, 1931, S. 35.
[2] Muck: Die Chemie der Steinkohle, 1891, S. 97.
[3] Kreulen: Brandstof-Chemie. De Analyse in het Bizonder, 1929, S. 48.

Aus den in der Zahlentafel 4 aufgeführten Zahlen ist das Verhalten beim Erhitzen ersichtlich.

Zahlentafel 4. Verhalten der Faserkohlenaschen beim Erhitzen.

Probe	1	2	3	4	5	6	7	8
Erweichungspunkt . . . °C	>1500	1480	1200	1360	1130	1360	1160	1300
Schmelzpunkt °C	>1500	>1500	1310	1395	1160	1410	1210	1380
Fließpunkt . °C	>1500	>1500	1350	1415	1280	1460	1315	1420

Der Schmelzpunkt der Phosphorit darstellenden Faserkohlenaschen ist bemerkenswert hoch. Der Segerkegel aus der Asche der Faserkohle 1 wies bei der in dem Versuchsofen erreichbaren höchsten Temperatur von 1500 °C keine Formveränderung auf; auch blieb die weiß-blaue Farbe der Asche erhalten. Die Asche der Kohle 2 war bei dem Erweichungspunkt von 1480 °C durch die Umwandlung der Eisen-Sauerstoffverbindungen braun gefärbt; bei 1500 °C zeigte sie noch keine Neigung zum Schmelzen. Bei der Asche der Kohle 6, die neben Phosphorit auch alkali- und tonerdehaltige Silikate mit erfahrungsgemäß niedrigem Aschenschmelzpunkt enthielt, konnte der Schmelzvorgang durch Beobachtung des Erweichungs-, des Schmelz- und des Fließpunktes verfolgt werden. Die Asche erweichte bei 1360 °C, schmolz bei 1410 °C und war bei 1460 °C flüssig. Eine Aufblähung des Versuchskörpers, die auf Gasentbindung hindeuten würde, fand nicht statt.

Im Gegensatz zu den »schwer schmelzbaren« Aschen (nach Fieldner Aschen mit einem Schmelzpunkt > 1425° C) rechnen die aus den aschenarmen Weichfaserkohlen 5 und 7 hergestellten Verbrennungsrückstände zu den »leicht schmelzbaren« Kohlenaschen (Schmelzpunkt < 1200° C). Diese sind größtenteils schon ursprünglich in der Faserkohle vorhanden und nur zu einem kleinen Betrag durch spätere Vorgänge entstanden. Die Hauptbestandteile hat man als Eisenoxyd-Tonerde-Silikate anzusprechen. In schwach reduzierender Atmosphäre vermag das Eisenoxyd als Flußmittel aufzutreten, wenn die zur Bildung des Ferrosilikats Fayalit (Fe_2SiO_4) notwendige äquivalente Menge Kieselsäure vorhanden ist. Nach Wirth[1] hat Fayalit einen Schmelzpunkt von 1100° C. Reerink und Baum[2] beobachteten unter Anwendung des Prüfverfahrens von Bunte und Baum[3] bei 1000° C ein geringes Erweichen, bei 1150° C setzte das Schmelzen ein, und bei 1200° C war die Asche zu einer dünnen Schicht zerflossen. Die Fähigkeit des Fayalits, den Aschenschmelzpunkt herabzusetzen, geht auch eindeutig aus dem Verhalten der Aschen der Faserkohlen 5 und 7 hervor. Während die erste bei 1160° C schmilzt, hat die zweite einen um 50° C höhern Schmelzpunkt, der wahrscheinlich in dem geringern Fayalitgehalt der Asche und in der Abwesenheit von Alkalien begründet ist, die bekanntlich ausgesprochene Flußmittel darstellen. Das Schmelzintervall beträgt bei beiden Kohlen rd. 150° C.

Das Hauptschmelzgebiet der eisenerzhaltigen, kieselsäurearmen Aschen der Faserkohlen 3, 4 und 8 liegt zwischen 1300 und 1400°. Die Aschen gehören demnach zu den mittelschwer schmelzbaren Kohlenaschen (1200—1425°). Eisenoxyd (Eisenglanz, Hämatit) hat einen Schmelzpunkt von 1565° C, Eisenoxyduloxyd (Magnetit) einen solchen von 1527° C. Chemisch reine Stoffe weisen aber stets einen höhern Schmelzpunkt als zusammengesetzte Verbindungen auf, zu denen die Aschen zu zählen sind. Bei den untersuchten Aschen werden die Schmelzpunkte offensichtlich durch einen ziemlich hohen Betrag an Erdalkalien ungünstig beeinflußt.

Von den Gefügebestandteilen der Steinkohle ist die Faserkohle die am leichtesten zerreibliche Kohlenart. Lange bevor die andern Bestandteile durch mechanische Zertrümmerung der Staubbildung zum Opfer fallen, ist der pulverförmige Zustand der Faserkohle erreicht. Da sie sich vielfach durch einen bemerkenswert hohen Phosphorsäuregehalt vor den andern Kohlenarten auszeichnet, ist auch anzunehmen, daß eine Anreicherung der Phosphorsäure in den feinsten Fraktionen bei der Zerkleinerung eintritt. Zur Prüfung dieser Frage sind die Aschen der bei der Härtebestimmung erhaltenen Siebfraktionen der acht Faserkohlen auf den Phosphorsäuregehalt untersucht worden. Über die hierbei ermittelten Werte unterrichtet die Zahlentafel 5.

Zahlentafel 5. Phosphorsäuregehalt der Siebfraktionen.

Korngröße mm	Untersuchung auf	Probe 1 %	2 %	3 %	4 %	5 %	6 %	7 %	8 %
< 0,088	Aschengehalt	43,05	39,24	5,63	27,35	Nicht ausgeführt, weil Probe verbraucht war	15,00	4,30	31,10
> 0,088		46,12	37,35	27,45	47,60		20,35	10,15	47,10
< 0,088	P_2O_5 in der Asche	39,54	36,73	2,35	14,81		28,71	7,72	7,72
> 0,088		40,13	32,41	0,55	0,37		25,31	8,64	2,47

In Widerspruch zu der allgemein vertretenen Ansicht, daß im Kornfeinsten gesetzmäßig eine Anreicherung der Asche eintritt, zeigt hier die Untersuchung, daß der Aschengehalt dieser Korngröße erheblich niedriger ist als der der gröbern Kornklasse. Dabei ist es ohne Belang, ob eine reine, mit praktisch leeren Zellräumen versehene Weichfaserkohle oder eine mineralisierte Hartfaserkohle vorliegt. Dagegen weist der feinste Teil der Kohlen einen viel höhern Phosphorsäuregehalt auf als der gröbere Anteil. Hervorzuheben ist, daß bei den Faserkohlen 1 und 2, die nur ein Mineral, den Phosphorit, in feinster Verteilung enthalten, Aschen- und Phosphorsäuregehalt praktisch gleich hoch sind. Zu einem ähnlichen Ergebnis führte die Aufteilung der der Kokskohle zugesetzten Staubkohle (Zahlentafel 6).

Zahlentafel 6. Phosphorsäure- und Aschengehalt der aufgeteilten Staubkohle.

Korngröße . . . mm	> 0,49	0,20—0,49	0,088—0,20	< 0,088	Ursprünglicher Staub
Anfall . . . . . %	45,1	27,5	10,7	16,7	—
Asche	10,00	11,05	11,00	10,55	10,90
P_2O_5 in der Asche %	0,316	0,316	0,421	0,725	0,407

Die Phosphorsäure reichert sich in den feinen und feinsten Kornklassen ganz erheblich an. So ist der Phosphorsäuregehalt in der Korngröße < 0,088 mm (4900-Maschen-Sieb) 78 % höher als im ursprünglichen Kohlenstaub. Aus dieser Feststellung muß man die Folgerung ziehen, daß der feinste Staub aus der Staub- oder Kokskohle unbedingt zu entfernen ist, wenn es gilt, einen besonders phosphorarmen Koks herzustellen.

Untersuchungsbefund.

Die Faserkohle ist derjenige sichtbare Bestandteil der Steinkohle, der infolge seiner Porigkeit und seines Fasergefüges Mineralien anorganischer Natur in feinstverteiltem Zustand aufzunehmen vermag. Bei der Weichfaserkohle sind die Zellräume frei; sie enthält nur die von ihrer Bildung aus Pflanzenresten herrührenden Mineralstoffe und findet sich fast immer als dünner Belag auf den Schichtflächen der Glanzkohle von Fettkohlenflözen. Ihre Asche besteht aus eisenhaltigen Tonerdesilikaten, die infolge der Bildung von Fayalit leicht schmelzen (1160° C). Die mit Mineralien durchsetzte Hartfaserkohle enthält außer der ursprünglichen Asche noch die Mineral- und Gesteinbeimengungen, die aus den Niederschlägen und Rückständen von Wasser stammen, mit dem die Pflanzen in Berührung gekommen sind. Ermittelt wurden Phosphate in Form von Phosphorit, sauerstoffhaltige Eisenerze, Silikatgesteine und Pyrit. Alle untersuchten Faserkohlen enthielten Phosphorsäure, die in Beträgen von 0,5 bis 40 % in der Asche nachweisbar war. Von den acht Faserkohlenproben beider Abarten (4 Hart- und 4 Weichfaserkohlen) waren sieben pyritfrei. Die Ansicht Büchlers[1], daß die Menge der vor-

[1] Wärme 47 (1924) S. 541.
[2] Wärme 53 (1930) S. 746.
[3] Gas u. Wasserfach 71 (1928) S. 97.

[1] Glückauf 65 (1929) S. 162.

handenen Phosphorsäure stets im umgekehrten Verhältnis zum Pyritgehalt stehe und daß die Faserkohle immer mit Pyrit vergesellschaftet sei, ist somit unzutreffend und daher auch seine auf Grund dieser irrigen Auffassung entwickelte Inkohlungstheorie, gegen die Bode[1] seinerzeit Stellung genommen hat.

Die Nachprüfung der Angabe von Winter und Mönning, daß von den Gefügebestandteilen die Faserkohle stets den niedrigsten Schmelzpunkt aufweist, ergab, daß dies nur dann richtig ist, wenn die Aschen einen hohen Betrag an Flußmitteln enthalten und die Bedingungen zur Bildung von Fayalit vorliegen. In allen andern Fällen ist der Aschenschmelzpunkt der Faserkohlen sehr hoch. Bei den mit Eisenerzen durchsetzten Faserkohlen liegt der Schmelzpunkt um 1400°C, und die mit Phosphaten durchsetzten Faserkohlen schmelzen bei einer Temperatur über 1500°C.

Der leichte Zerfall der Faserkohle hat ihre Anreicherung im Kornfeinsten zur Folge, das nachweislich auch eine Ansammlung der Phosphorsäure herbeiführt. Demnach ist es geboten, daß zur Herstellung eines phosphorarmen Kokses dieses Phosphorsäurekonzentrat der Kokskohle entzogen wird.

[1] Glückauf 66 (1930) S. 225.

WIRTSCHAFTLICHES.

Kohleneinfuhrbeschränkungen und -zölle der wichtigsten Kohlenbezugsländer der Welt.

Im Anschluß an frühere Veröffentlichungen[1] bringen wir nachstehend einige Ergänzungen.

Belgien. Den Ende Oktober 1933 zum Schutz des inländischen Kohlenbergbaus auf die Einfuhr ausländischer Kohle gelegten Sonderzoll von 10 Fr. (1,18 ℳ) je t hat die belgische Regierung mit Wirkung vom 1. Juli 1934 an für Hausbrandkohle auf 15 Fr. (1,77 ℳ) je t erhöht. Für Industriekohle ist der Zollsatz mit 10 Fr. unverändert geblieben. Die Absicht der belgischen Regierung, die Kokseinfuhr ebenfalls mit einer Abgabe in Höhe von 10 Fr. je t für Industriekoks und von 15 Fr. je t für Hausbrandkoks zu belegen, wird amtlich bestätigt. Als Zeitpunkt für die Einführung des neuen Sonderzolls für Koks wird der 1. Januar 1935 genannt.

Von diesen Zolleinnahmen, die zur Hauptsache den Unternehmern für die den Bergarbeitern gewährte Deputatkohle zugute kommen sollen, sind 6,5 Mill. Fr. für das Vorjahr und 2,1 Mill. Fr. für den bisher abgelaufenen Abschnitt dieses Jahres als Ersatz gewährt worden.

Brasilien. Anfang Juni 1934 ist der neue brasilianische Zolltarif für Kohle und Koks in Kraft getreten, und zwar beträgt dieser für Kohle 22,930 Papier-Reis je metr. t (4,24 ℳ), für Preßkohle 30,580 Papier-Reis je metr. t (5,66 ℳ) und für Koks 38,220 Papier-Reis je metr. t (7,07 ℳ).

Kanada hat auf die Einfuhr von amerikanischem Anthrazit einen Einfuhrzoll von 50 Ct. je t (1,27 ℳ) gelegt, um damit, gemäß dem Abkommen von Ottawa, der englischen Anthraziteinfuhr mehr entgegenzukommen.

Estland. Der englisch-estländische Handelsvertrag vom 11. Juli 1934, der bis zum 31. Dezember 1936 Gültigkeit hat und sich nach dieser Zeit, falls er nicht von einem der Vertragschließenden gekündigt wird, automatisch um 6 Monate verlängert, regelt hauptsächlich die Frage des gegenseitigen Warenaustausches. Gegen die Zusicherung bevorzugter estländischer Einfuhr landwirtschaftlicher Erzeugnisse, hat sich Estland verpflichtet, 35000 t Steinkohle oder 85% des gesamten Kohlenbedarfs aus Großbritannien zu beziehen. Auch in der Versorgung mit Koks soll in Zukunft der englische Anteil vergrößert werden. Des weitern hat sich die estländische Regierung bereit erklärt, die Einfuhrzölle u. a. für Steinkohle und Koks herabzusetzen.

Finnland. Nach der Verordnung des finnischen Finanzministers vom 23. März 1934 darf ausländische Kohle mit Ausnahme der britischen Steinkohle, die nach dem finnisch-britischen Kohlenabkommen vom 29. September 1933 75% der Gesamtkohleneinfuhr Finnlands betragen muß, nur noch mit besonderer Genehmigung des staatlichen Kohlenausschusses eingeführt werden. Einfuhrbewilligungen werden in Zukunft nur dann noch gewährt, wenn der Verbraucher den Beweis erbringt, daß er dreimal soviel englische Kohle als sonstige ausländische Kohle bezogen hat. In Wirklichkeit macht die britische Kohleneinfuhr in den letzten Monaten auch rd. 78% aus. In einem weitern Erlaß der finnischen Regierung darf nach dem 30. Juni 1934 Koks ebenfalls nur noch mit besonderer Genehmigung des Kohlenausschusses eingeführt werden. Großbritannien wurde laut Abmachung hinsichtlich der Kokseinfuhr ein Anteil von 60% eingeräumt.

Frankreich. Die seit Mai 1933 von der französischen Regierung erhobene Einfuhrabgabe von 2 Fr. je t, die inzwischen mit Wirkung vom 1. Januar 1934 auf 4 Fr. erhöht worden war, ist am 27. April 1934 auf 5 Fr. = 0,83 ℳ je t heraufgesetzt worden. Da jedoch die zum Verbrauch in der Hüttenindustrie bestimmten Kohlen- und Kokslieferungen von der Einfuhrabgabe befreit bleiben, und neben diesen einfuhrfreien Mengen noch gewisse Zusatzkontingente gewährt werden, sind die Einfuhrbeschränkungen der französischen Regierung auf die Höhe der Einfuhr bisher nicht von wesentlichem Nachteil gewesen.

Jugoslawien. Der jugoslawisch-polnische Handelsverkehr auf dem Wege gegenseitigen Güteraustausches hat in der letzten Zeit eine weitere Belebung erfahren. So nimmt Polen als Gegenleistung für Kohlenlieferungen neuerdings von Jugoslawien sogar Fahrkarten ab, die von einer jugoslawischen Schiffahrtsgesellschaft an polnische Reisebüros verkauft werden.

Lettland hat dem britischen Kohlenbergbau in dem englisch-lettischen Kohlenabkommen vom 17. Juli 1934 einen Anteil an der Kohleneinfuhr von 70% zugesprochen. Dieser Vertrag hat Gültigkeit bis zum 31. Dezember 1934. Der lettische Kohleneinfuhrzoll ist auf 1,25 Lats (1 ℳ) je t, der für Koks auf 3 Lats (2,39 ℳ) je t festgesetzt worden.

Damit hat Großbritannien nahezu drei Viertel der Belieferung von Lettland mit mineralischen Brennstoffen übernommen. Eine frühere Verordnung des lettischen Landwirtschaftsministers vom 1. Mai besagt, daß der Verbrauch ausländischer Brennstoffe zu Hausbrandzwecken verboten ist. In den Zentralheizungsanlagen müssen laut Verordnung vom 1. Oktober 1934 an mindestens 40% und in den Treibhäusern mindestens 25% einheimische Brennmaterialien verbraucht werden.

Litauen. In dem Anfang Juli 1934 in London abgeschlossenen britisch-litauischen Handelsabkommen verpflichtet sich Litauen von seiner Gesamteinfuhr an Kohle nicht weniger als 80% und an Koks 50% aus Großbritannien zu beziehen; zumindest soll die eingeführte Menge britischer Kohle 178000 t jährlich betragen. Weiterhin unternimmt es die litauische Regierung, den Einfuhrzoll auf Kohle von 7½ Litas (3,16 ℳ) auf 5 Litas (2,11 ℳ) je t und den für Koks von 7½ Litas auf 4 Litas (1,69 ℳ) je t zu ermäßigen. Großbritannien kann das Abkommen schon

[1] Glückauf 68 (1932) S. 1150; 69 (1933) S. 131 und 458 und 70 (1934) S. 309.

nach 3 Monaten außer Kraft setzen, wenn einmal die Höhe der bezogenen britischen Steinkohle weniger als 80%, zum andern, wenn die britische Kohleneinfuhr unter 178000 t jährlich liegt, und schließlich, wenn der Koksbedarf Litauens nicht zu 50% in Großbritannien gedeckt wird.

Niederlande. Die niederländische Regierung hat beschlossen, mit rückwirkender Kraft vom 15. Juli 1934 die Einfuhr von Steinkohle Koks und Preßsteinkohle auf 60% der in der gleichen Zeit des Vorjahres eingeführten Brennstoffmengen zu beschränken. Ausgenommen von dieser Verordnung bleiben die Bunkerkohlenlieferungen. Diese Maßnahme hat zunächst bis zum 1. Januar 1935 Gültigkeit. Die deutschen Kohlenlieferungen werden jedoch von dieser Einfuhrbeschränkung nicht berührt, da Deutschland mit den Niederlanden ein Kohlenabkommen am 15. Dezember 1933 getroffen hat, in dem sich beide Länder verpflichteten, dem beiderseitigen Kohlenverkehr keinerlei Beschränkungen aufzuerlegen. Das deutsch-holländische Kohlenabkommen läuft ebenfalls Ende dieses Jahres ab.

Polen. Am 30. April 1934 hat die polnische Regierung auf wiederholte Vorstellungen der Zechenbesitzer ein grundsätzliches Einfuhrverbot für Kohle, Koks und Preßkohle verfügt. Diese Sperrung der ausländischen Brennstoffeinfuhr richtet sich in erster Linie gegen den Hauptwettbewerber der Polen auf dem nordischen Markt, gegen Großbritannien, das im vergangenen Jahre im Durchschnitt monatlich 20000 t Kohle nach Polen ausführen konnte.

Nachdem Polen mit Italien bereits früher ein größeres Austauschabkommen über 1,6 Mill. t Kohle gegen Lieferung von 2 Dampfern abgeschlossen hatte, ist im Juni dieses Jahres wieder ein Tauschgeschäft mit Italien zustande gekommen. Gegen 380000 t Kohle hat sich Polen verpflichtet, von Italien dem Wert der Kohlenlieferungen entsprechend Kraftwagen und Ersatzteile zu beziehen.

Die seit längerer Zeit zwischen Polen und Schweden geführten Verhandlungen über eine Reglung des polnischen Kohlenabsatzes in Schweden führten Mitte Juni dieses Jahres zu einem Abschluß. In diesem Kohlenvertrag, der mit Gültigkeit vom 1. Juli 1934 an vorläufig auf 2 Jahre abgeschlossen wurde, garantiert Schweden der polnischen Kohle denselben Anteil von 47% an der Deckung des Gesamtkohlenbedarfs des Landes wie der britischen Kohle. Für alle übrigen Kohlenausfuhrländer, vor allem auch für Deutschland, bleiben demnach vom schwedischen Kohlenmarkt nur noch 6% übrig.

Auch mit österreichischen Kohlenhandelsgesellschaften ist es der polnischen Kohle gelungen, feste Vereinbarungen zu treffen. Vom 1. Juli 1934 an können die ostoberschlesischen Gruben monatlich 60000 t Kohle und 13000 t Koks nach Österreich ausführen.

Rußland. Die Sowjetunion sucht ebenfalls im Wege des Tauschhandels Wirtschaftsbeziehungen mit den Nachbarstaaten anzuknüpfen. So hat die russische Regierung im Austausch gegen Anthrazit größere Mengen Heringe in Norwegen gekauft.

Spanien. Zur Förderung der heimischen Kohlenindustrie, die trotz erheblicher Betriebseinschränkungen noch immer stark unter Absatzmangel leidet, hat die spanische Regierung verfügt, daß alle amtlichen Stellen und alle diejenigen Betriebe, welche unmittelbar oder mittelbar staatliche Beihilfen erhalten, verpflichtet sind, ausschließlich spanische Kohle zu verbrauchen.

Türkei. Um dem türkischen Kohlenbergbau einen stärkern Auftrieb zu verschaffen, hat die Regierung angeordnet, daß vorläufig keine ausländische Kohle mehr eingeführt werden darf, und auch späterhin Koks und Anthrazit nur noch mit besonderer Erlaubnis des Wirtschaftsministers vom Ausland bezogen werden dürfen. Der Kohleneinfuhrzoll wurde vom türkischen Ministerrat auf 2 Türkische Pfund (3,99 ℳ) festgesetzt.

Kohlengewinnung Deutschlands im August 1934[1]
(in 1000 t).

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Steinkohle	Braunkohle	Koks	Preßsteinkohle	Preßbraunkohle
1932	8 728	10 218	1594	365	2479
1933	9 160	10 566	1726	377	2512
1934: Januar . .	10 593	12 168	1969	521	2798
Februar .	9 778	10 965	1813	421	2496
März . . .	10 385	10 755	1961	395	2400
April . . .	9 700	9 871	1939	330	2267
Mai . . .	9 512	10 469	2038	326	2498
Juni . . .	9 883	11 508	1956	360	2882
Juli . . .	10 236	11 016	2030	374	2639
August . .	10 778	11 580	2039	391	2773
Jan.-Aug.	10 108	11 041	1968	388	2594

[1] Deutscher Reichsanzeiger Nr. 225 vom 26. September 1934.

Die Gewinnungsergebnisse der einzelnen Bergbaubezirke sind aus folgender Zahlentafel zu ersehen.

Bezirk	August 1934	Januar-August 1933	Januar-August 1934	± 1934 gegen 1933
	t	t	t	%
		Steinkohle		
Ruhrbezirk	7 741 295	50 134 959	58 573 812	+16,83
Oberschlesien . . .	1 539 801	9 930 404	11 002 706	+10,80
Niederschlesien . . .	399 580	2 786 708	2 986 045	+ 7,15
Aachen	651 835	4 995 639	4 923 904	– 1,44
Niedersachsen[1] . . .	139 746	874 018	1 026 539	+17,45
Sachsen	299 529	2 080 885	2 303 854	+10,72
Übriges Deutschland	6 404	46 093	47 884	+ 3,89
zus.	10 778 190	70 848 706	80 864 744	+14,14
		Braunkohle		
Rheinland	3 548 650	25 649 076	27 800 218	+ 8,39
Mitteldeutschland[2] .	4 422 092	32 326 085	35 610 225	+10,16
Ostelbien	3 380 735	20 510 660	22 990 435	+12,09
Bayern	143 911	985 063	1 247 138	+26,60
Hessen	85 102	631 992	682 953	+ 8,06
zus.	11 580 490	80 102 876	88 330 969	+10,27
		Koks		
Ruhrbezirk	1 672 667	10 990 666	13 006 982	+18,35
Oberschlesien . . .	84 919	568 323	616 181	+ 8,42
Niederschlesien . . .	73 156	543 707	569 461	+ 4,74
Aachen	109 432	915 501	842 128	– 8,02
Sachsen	19 318	136 320	158 967	+16,61
Übriges Deutschland	79 022	425 918	550 515	+29,25
zus.	2 038 514	13 580 800[3]	15 744 234	+15,93
		Preßsteinkohle		
Ruhrbezirk	262 602	1 828 536	2 070 349	+13,22
Oberschlesien . . .	18 007	158 639	157 209	– 0,90
Niederschlesien . . .	4 274	23 232	40 719	+75,27
Aachen	18 845	213 295	186 304	–12,65
Niedersachsen[1] . . .	24 880	173 335	194 728	+12,34
Sachsen	6 588	41 094	48 150	+17,17
Übriges Deutschland	56 223	357 240	409 634	+14,67
zus.	391 419	2 788 952[3]	3 107 093	+11,41
		Preßbraunkohle		
Rheinland	811 691	5 920 631	6 262 996	+ 5,78
Mitteldeutschland und Ostelbien . .	1 953 589	13 333 488	14 436 251	+ 8,27
Bayern	7 255	41 616	52 679	+26,58
zus.	2 772 535	19 295 735	20 751 926	+ 7,55

[1] Die Werke bei Ibbenbüren, Obernkirchen und Barsinghausen. — [2] Einschl. Kasseler Bezirk. — [3] In der Summe berichtigt.

Die Steinkohlenförderung Deutschlands hat im August d. J. mit 10,78 Mill. t eine Steigerung gegen den Vormonat um 542000 t oder 5,30% erfahren, die in erster Linie auf die größere Zahl der Arbeitstage zurückzuführen ist. Trotzdem hat auch die arbeitstägliche Gewinnung eine geringe

Zunahme von 394000 t im Juli auf 399000 t im August oder um 1,40 % zu verzeichnen. Die Absatzlage hatte sich gegenüber dem Vormonat im großen und ganzen kaum geändert, nur in Oberschlesien war eine wesentliche Besserung festzustellen, wo durch gute Aufnahmefähigkeit des Marktes für Hausbrand und Industriekohle nicht nur die laufende Erzeugung, sondern auch ein Teil der Lagerbestände abgesetzt werden konnten.

Auch im Braunkohlenbergbau ist nicht nur die Gesamtförderung, sondern auch die arbeitstägliche Gewinnung gegen den Vormonat gestiegen, und zwar von 424000 t auf 429000 t oder um 1,23 %. Im Gebiete des Ostelbischen Braunkohlen-Syndikats zeigte das Hausbrandgeschäft schon eine starke Belebung, während im Bereich des Mitteldeutschen Braunkohlen-Syndikats die Abrufe weiter nachgelassen haben, was eine Vergrößerung der Bestände zur Folge hatte.

Deutschlands Verbrauch an mineralischen Treibstoffen.

Unter den Verbraucherländern an Mineralölerzeugnissen kommt Deutschland erst an sechster Stelle. An der Spitze stehen die Ver. Staaten mit einem Gesamtverbrauch im Jahre 1933 von 865 Mill. Faß. In weitem Abstand folgen Rußland (93 Mill. Faß), Großbritannien (68 Mill. Faß), Frankreich (39 Mill. Faß), Kanada (31 Mill. Faß) und Deutschland (22 Mill. Faß). Der Anteil des Mineralöls an der Gesamtenergieversorgung belief sich im Jahre 1931 für Deutschland auf knapp 3 %, in den Ver. Staaten dagegen auf 24 %. Ziffernmäßig hat der Verbrauch Deutschlands in der Nachkriegszeit eine beträchtliche Steigerung erfahren. Mit zunehmendem Kraftverkehr wird sich diese Entwicklung in Zukunft noch fortsetzen.

Der Verbrauch Deutschlands an mineralischen Treibstoffen betrug, wie aus der folgenden Zahlentafel hervorgeht, im Monatsdurchschnitt 1933 162000 t gegen 155000 t in 1932 und 179000 t in 1931. 1934 wird er sich schätzungsweise auf 200000 t stellen. Dieser Verbrauch wird gegenwärtig zu etwas mehr als einem Viertel aus inländischer Erzeugung gedeckt. 1933 waren es im Monatsdurchschnitt 44000 t, davon 20000 t Benzol, 15000 t Benzin und 9000 t Gasöl. Annähernd drei Viertel des deutschen Treibstoffbedarfs werden aus dem Ausland bezogen. Es handelt sich dabei um 118000 t, die sich aus 75000 t Benzin, 3000 t Benzol und 40000 t Gasöl zusammensetzen.

Verbrauch von Treibstoffen (in 1000 metr. t)[1].

Monatsdurchschnitt	Treibstoffe ausländischer Herkunft				Treibstoffe aus inländischen Stoffen erzeugt				Gesamtverbrauch
	Benzin	Benzol	Gasöl	zus.	Benzin	Benzol	Gasöl	zus.	
1931	100	8	32	140	10	20	9	39	179
1932	81	4	31	116	12	18	9	39	155
1933	75	3	40	118	15	20	9	44	162
1934[2]	91	6	49	146	.	.	.	.	.

[1] Vierteljahrshefte zur Konjunkturforschung 1934, Heft 3. — [2] Januar bis August.

Bemerkenswert ist, daß im laufenden Jahr trotz steigender Erdölgewinnung der Verbrauch an ausländischen Treibstoffen erheblich zugenommen hat (146000 t im Monatsdurchschnitt Januar bis August 1934 gegen 118000 t in 1933). Wertmäßig stellte sich der Einfuhrüberschuß von Mineralöl in den ersten 8 Monaten 1934 auf 76 Mill. ℳ, das sind 13 Mill. ℳ mehr als im Vorjahr. Nach Meinung des Instituts für Konjunkturforschung wird die passive Devisenbilanz der deutschen Mineralölwirtschaft wirklich durchgreifend nur im Laufe der Zeit entlastet werden können. Die Gewinnung von Erdöl und synthetischem Benzin läßt sich nur allmählich steigern. Zudem wächst gerade der Verbrauch flüssiger Treibstoffe strukturell schneller als der fester oder gasförmiger Energieträger.

Soweit eine Steigerung der Öleinfuhr für die Versorgung des heimischen Marktes nicht zu umgehen sein sollte, würde eine stärkere Heranziehung russischen Mineralöls von gewissem Vorteil sein. Da von den schwebenden Schulden der UdSSR. an Deutschland rd. 200 Mill. ℳ in Form von Warenlieferungen abgetragen werden sollen, bietet sich die Möglichkeit, auf diesem Wege mehr Mineralöl einzuführen, ohne daß mehr Devisen aufgewendet werden müssen. Freilich hängt dies von zahlreichen andern Umständen ab, die Deutschland nicht allein beeinflussen kann. Auf längere Sicht sind die Möglichkeiten, Deutschland von ausländischen Treibstoffen unabhängig zu machen, günstiger zu beurteilen. Die Bemühungen, die zu diesem Ziele führen sollen, können sogar schon für die nächste Zeit die Devisenschwierigkeiten bis zu einem gewissen Grade mildern. Dies würde aber bedingen, daß die Deckung des deutschen Energiebedarfs planmäßig, unter einheitlichen Gesichtspunkten und unter Heranziehung aller inländischen Energiequellen erfolgt.

Entwicklung der Steinkohlenaufbereitung in Großbritannien[1].

Die Veröffentlichungen über den Stand der Aufbereitung im britischen Steinkohlenbergbau reichen nur bis zum Jahre 1927 zurück. Ein Vergleich mit den frühern Jahren ist daher nicht möglich; man schätzt jedoch, daß im letzten Vorkriegsjahr etwa 26 Mill. l. t Kohle oder rd. 9 % der Gesamtförderung des Landes zur Aufbereitung gelangten.

Wie aus der Zahlentafel 1 hervorgeht, hat sich sowohl die Zahl der insgesamt vorhandenen Aufbereitungsanlagen als auch die aufbereitete Kohlenmenge seit 1927 wesentlich erhöht.

Zahlentafel 1. Stand der Aufbereitung im gesamten britischen Steinkohlenbergbau.

Jahr	Aufbereitete Kohle		Zahl der		
	Menge 1000 l. t	von der Gesamtförderung %	Naßwäschen	Trockenaufbereitungsanlagen	Schwimmaufbereitungsanlagen
1927	51 440	20,5	505	27	6
1928	60 326	25,4	527	53	5
1929	71 331	27,6	562	74	6
1930	72 715	29,8	583	91	6
1931	66 655	30,4	570	109	6
1932	71 576	34,3	594	128	6
1933	77 470	37,4	604	141	5

Hiernach wurden im Jahre 1927 insgesamt 51,4 Mill. l. t Kohle oder 20,5 % der Gesamtförderung aufbereitet; 1933 ist mit 77,5 Mill. l. t oder 37,4 % der bisherige Höchststand zu verzeichnen.

In der gleichen Zeit ist die Zahl der Naßwäschen um 99 oder 19,6 % und die in diesen aufbereitete Kohlenmenge von 49,1 Mill. auf 66,2 Mill. l. t gestiegen. Die Zahl der Trockenaufbereitungsanlagen erhöhte sich von 27 auf 141 bei gleichzeitiger Vermehrung der sortierten Kohlenmenge von 1,5 Mill. auf 11,1 Mill. t, was einer Steigerung um das 6,4fache entspricht. Die nach dem Schwimmverfahren aufbereitete Kohlenmenge ist noch unbedeutend.

Bemerkenswert ist, daß Südwales zwar über die Höchstzahl der Naßwäschen (111) verfügt, auf die eine aufbereitete Kohlenmenge von 9,83 Mill. t entfällt, Süd-Yorkshire dagegen nur 70 Naßwäschen besitzt und dennoch mit 13,44 Mill. t die Höchstmenge an gewaschener Kohle sämtlicher Bezirke aufweist. Die Entwicklung der Aufbereitung in den einzelnen Bergbaubezirken ist, wie die Zahlentafel 2 erkennen läßt, sehr verschieden.

[1] Jahresbericht des Mines Departement.

Zahlentafel 2. Stand der Aufbereitung in den wichtigsten Bezirken.

Bezirk	Anteil der aufbereiteten Kohle an der jeweiligen Förderung des Bezirks				Aufbereitete Kohlenmenge
	1930 %	1931 %	1932 %	1933 %	1933 1000 l. t
Süd-Yorkshire	49,3	49,4	53,5	54,5	14 724
Schottland	45,6	43,6	47,0	47,2	13 788
Südwales	22,5	23,3	27,2	30,2	10 362
Durham	23,2	23,8	30,8	35,5	9 789
Lancashire, Cheshire	31,4	31,3	33,4	36,0	4 757
Nottingham	23,8	27,5	30,0	34,5	4 710
West-Yorkshire	38,3	39,3	42,6	44,8	4 579
Northumberland	14,5	16,7	22,0	35,8	4 466
Nord-Derbyshire	25,0	24,6	27,3	26,8	3 013
Nord-Staffordshire	39,4	40,6	39,8	40,1	2 294
Cumberland, Westmorland	65,1	62,7	58,6	67,0	952

Die größte aufbereitete Kohlenmenge, rd. 14,7 Mill. t oder 54,5% der Gesamtgewinnung des Bezirks, lieferte 1933 Süd-Yorkshire. Es folgen Schottland mit 13,8 Mill. t oder 47,2%, Südwales mit 10,4 Mill. t oder 30,2% und Durham mit 9,8 Mill. t oder 35,5%. Von den in Betracht gezogenen Bergbaubezirken haben Cumberland und Westmorland die geringste Förderung aufzuweisen; in der Aufbereitung stehen sie jedoch mit einem Anteil von 67% der Gesamtförderung des Bezirks an erster Stelle.

Über den Anteil der Ausfuhr von aufbereiteter Kohle an der gesamten britischen Kohlenausfuhr in den Jahren 1927 bis 1933 unterrichtet Zahlentafel 3. Hiernach steht einem Rückgang der Anteilziffer in den Jahren 1927 bis 1930 von 76 auf 73,5% ein Anstieg in den letzten 3 Jahren auf 80,3% gegenüber.

Zahlentafel 3. Anteil der Ausfuhr von aufbereiteter Kohle an der gesamten Kohlenausfuhr Großbritanniens in den Jahren 1927–1933.

Jahr	Kohlenausfuhr insges. l. t	Davon aufbereitete Kohle l. t	von der Gesamtausfuhr %
1927	51 149 193	38 861 659	75,98
1928	50 055 118	37 127 471	74,17
1929	60 266 618	44 558 093	73,93
1930	54 874 065	40 336 096	73,51
1931	42 749 740	32 399 456	75,79
1932	38 898 801	30 849 838	79,31
1933	39 067 926	31 367 836	80,29

Gewinnung und Belegschaft des belgischen Steinkohlenbergbaus im August 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Zahl der Fördertage	Kohlenförderung insges. t	Kohlenförderung arbeitstäglich t	Kokserzeugung t	Preßkohlenherstellung t	Bergmännische Belegschaft
1931	24,21	2 253 537	93 067	406 404	154 197	152 713
1932[2]	20,84	1 784 463	85 620	373 008	110 065	130 143
1933	22,70	2 106 640	92 804	377 040	115 333	134 479
1934:						
Jan.	24,00	2 306 310	96 096	380 040	121 830	130 502
Febr.	21,10	2 038 900	96 630	338 880	116 860	129 470
März	24,70	2 404 370	97 343	373 850	132 310	128 802
April	22,30	2 176 460	97 599	363 230	108 080	126 877
Mai	21,90	2 124 180	96 995	362 040	106 030	126 940
Juni	23,20	2 213 980	95 430	352 420	108 620	123 849
Juli	22,00	2 086 900	94 859	365 290	97 100	123 671
Aug.	23,00	2 180 580	94 808	370 560	108 820	122 494
Januar-August	22,78	2 191 460	96 222	363 289	112 456	126 576

[1] Moniteur. — [2] Bergarbeiterausstand im Juli und August.

Gewinnung und Belegschaft des Aachener Steinkohlenbergbaus im August 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Kohlenförderung insges. t	Kohlenförderung arbeitstäglich t	Kokserzeugung t	Preßkohlenherstellung t	Belegschaft (angelegte Arbeiter)
1930	560 054	22 742	105 731	20 726	26 813
1931	591 127	23 435	102 917	27 068	26 620
1932	620 550	24 342	107 520	28 437	25 529
1933	629 847	24 944	114 406	28 846	24 714
1934: Jan.	654 617	25 178	106 200	36 134	24 571
Febr.	603 555	25 148	90 980	29 459	24 501
März	674 302	25 934	111 416	23 997	24 470
April	569 620	23 734	99 396	13 776	24 410
Mai	566 242	24 619	109 564	15 764	24 390
Juni	596 898	22 958	104 675	22 789	24 337
Juli	606 835	23 340	110 465	25 540	24 322
Aug.	651 835	24 142	109 432	18 845	24 296
Jan.-Aug.	615 488	24 376	105 266	23 288	24 412

[1] Nach Angaben des Aachener Bergbau-Vereins in Aachen.

Gewinnung und Belegschaft des Saarbergbaus im Juli 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Kohlenförderung t	Zechenkokserzeugung t	Hüttenkokserzeugung t	Bergm. Belegschaft	Förderanteil je Schicht der bergm. Belegschaft kg
1931	947 251	21 257	140 476	52 343	901
1932	869 837	17 975	122 435	45 061	1034
1933	880 098	21 017	135 609	43 077	1118
1934: Jan.	970 365	23 423	157 159	42 250	1154
Febr.	910 875	20 442	148 123	42 176	1171
März	927 717	18 322	168 099	42 129	1163
April	908 723	12 300	161 012	42 067	1157
Mai	902 572	13 701	165 901	41 984	1145
Juni	915 185	14 006	160 976	42 029	1146
Juli	947 573	14 499	164 598	41 969	1145
Jan.-Juli	926 144	16 670	160 838	42 086	1154

[1] Saar-Wirtschaftsztg.

Gewinnung und Belegschaft des niederschlesischen Bergbaus im Juli 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Kohlenförderung[2] insges. (1000 t)	Kohlenförderung arbeitstäglich (1000 t)	Kokserzeugung (1000 t)	Preßkohlenherstellung (1000 t)	Belegschaft (angelegte Arbeiter) Steinkohlengruben	Kokereien	Preßkohlenwerke
1930	479	19	88	10	24 862	1023	83
1931	379	15	65	6	19 045	637	50
1932	352	14	66	4	16 331	561	33
1933	355	14	69	4	16 016	612	32
1934: Jan.	387	15	77	7	16 139	651	52
Febr.	348	14	67	6	16 162	654	51
März	359	14	74	5	15 948	656	51
April	332	14	70	5	15 893	659	50
Mai	339	14	70	5	15 772	662	44
Juni	348	13	66	4	15 646	668	41
Juli	351	13	72	3	15 528	674	34
Jan.-Juli	352	14	71	5	15 870	661	46

	Juli Kohle t	Juli Koks t	Jan.-Juli Kohle t	Jan.-Juli Koks t
Gesamtabsatz (ohne Selbstverbrauch und Deputate)	306 324	69 834	2 190 805	467 691
davon				
innerhalb Deutschlands	*289 038*	*61 151*	*2 056 860*	*405 210*
nach dem Ausland	*17 286*	*8 683*	*133 945*	*62 481*

[1] Nach Angaben des Niederschlesischen Bergbau-Vereins in Waldenburg-Altwasser. — [2] Ohne Wenceslausgrube.

Gewinnung und Belegschaft des oberschlesischen Bergbaus im August 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Kohlenförderung insges.	Kohlenförderung arbeitstäglich	Kokserzeugung	Preßkohlenherstellung	Belegschaft (angelegte Arbeiter) Steinkohlengruben	Kokereien	Preßkohlenwerke
	1000 t						
1930	1497	60	114	23	48 904	1559	190
1931	1399	56	83	23	43 250	992	196
1932	1273	50	72	23	36 422	951	217
1933	1303	52	72	23	36 096	957	225
1934: Jan.	1442	57	80	27	37 332	1099	246
Febr.	1343	57	73	23	37 131	1114	230
März	1479	57	79	21	36 920	1136	211
April	1317	55	75	17	37 033	1183	211
Mai	1197	52	76	18	37 153	1179	211
Juni	1310	52	74	19	37 190	1191	210
Juli	1376	53	74	15	37 128	1190	156
Aug.	1540	57	85	18	37 456	1192	171
Jan.-Aug.	1375	55	77	20	37 168	1161	206

	August Kohle t	August Koks t	Januar-August Kohle t	Januar-August Koks t
Gesamtabsatz (ohne Selbstverbrauch und Deputate)	1 547 346	100 957	10 038 331	613 590
davon				
innerhalb Oberschles.	*362 816*	*18 094*	*2 575 962*	*158 812*
nach dem übrigen Deutschland	*1 089 962*	*66 654*	*6 898 168*	*397 937*
nach dem Ausland .	*94 568*	*16 209*	*564 201*	*56 841*
und zwar nach				
Österreich	*5 115*	*4 885*	*39 119*	*24 361*
der Tschechoslowakei	*62 041*	*1 292*	*383 988*	*8 597*
Ungarn	*250*	*216*	*1 255*	*1 061*
den übrigen Ländern	*27 162*	*9 816*	*139 839*	*22 822*

[1] Nach Angaben des Oberschlesischen Bergbau-Vereins in Gleiwitz.

Kohlengewinnung Österreichs im Juli 1934[1].

Bezirk	Juli 1933 t	Juli 1934 t
	Braunkohle	
Steiermark	136 108	141 147
Ober-Österreich	37 974	41 300
Nieder-Österreich.	13 767	13 251
Kärnten	12 280	10 764
Burgenland	17 532	5 705
Tirol und Vorarlberg	3 553	2 995
zus. Österreich	221 214	215 162
	Steinkohle	
Nieder-Österreich.	19 313	17 679
zus. Österreich	19 313	17 679

[1] Montan. Rdsch. 1934, Nr. 18.

Steinkohlenzufuhr nach Hamburg im Juli 1934[1].

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Insges. t	Davon aus dem Ruhrbezirk[2] t	%	Großbritannien t	%	den Niederlanden t	sonst. Bezirken t
1913	722 396	241 667	33,45	480 729	66,55	—	—
1929	543 409	208 980	38,46	332 079	61,11	.	2 351
1930	488 450	168 862	34,57	314 842	64,46	.	4 746
1931	423 950	157 896	37,24	254 667	60,07	3 471	7 916
1932	333 863	160 807	48,17	147 832	44,28	10 389	14 836
1933	319 680	156 956	49,10	138 550	43,34	13 483	10 691
1934: Jan. . .	369 568	171 493	46,40	169 638	45,90	16 181	12 256
Febr. .	329 485	145 884	44,28	173 812	52,75	6 995	2 794
März .	349 111	139 518	39,96	193 321	55,38	12 053	4 219
April .	331 951	140 774	42,41	178 175	53,68	5 101	7 901
Mai . .	273 134	113 868	41,69	145 616	53,31	11 338	2 312
Juni . .	275 934	115 808	41,97	151 192	54,79	5 256	3 678
Juli . .	262 814	134 382	51,13	120 537	45,86	4 794	3 101
Jan.-Juli	313 142	137 390	43,87	161 756	51,66	8 817	5 180

[1] Einschl. Harburg und Altona. — [2] Eisenbahn und Wasserweg.

Gewinnung und Belegschaft im tschechoslowakischen Kohlenbergbau im Juli 1934[1].

	Juli 1933	Juli 1934	± 1934 gegen 1933
Steinkohle . . . . . t	832 291	806 281	— 26 010
Braunkohle . . . . . t	1 080 472	1 120 093	+ 39 621
Koks[2] . . . . . t	66 100	80 900	+ 14 800
Preßsteinkohle . . . . t	32 120	29 910	— 2 210
Preßbraunkohle . . . t	12 868	14 515	+ 1 647
Bestände[3] an			
Steinkohle . . . . . t	385 508	447 043	+ 61 535
Braunkohle . . . . t	1 036 451	971 772	— 64 679
Koks . . . . . t	341 573	264 421	— 77 152
Preßbraunkohle . . t	23 786	23 324	— 462
Preßsteinkohle . . . t	3 134	4 802	+ 1 668
Belegschaft[3]			
Steinkohlenbergbau . .	45 835	42 686	— 3 149
Braunkohlenbergbau .	29 860	28 327	— 1 533
Schichtleistung			
Steinkohle . . . . kg	1 174	1 183	+ 9
Braunkohle . . . kg	2 183	2 186	+ 3

[1] Bergbaul. Rdsch. Prag 1934, Nr. 33. — [2] Außerdem stellten die Koksanstalten der Eisenwerke Trinec und Witkowitz im Juli 1933: 40 610 t und im Juli 1934: 37 200 t Koks her. — [3] Ende des Monats.

Kohlenverbrauch der Tschechoslowakei im 1. Halbjahr 1934[1] (in 1000 t, auf Steinkohle umgerechnet).

Verbrauchergruppen	1. Halbjahr 1932	1933	1934
Bergwerke	57,8	49,5	74,1
Eisen- und Hüttenwerke	803,6	805,5	872,7
Maschinenwerkstätten	88,2	102,6	108,3
Elektrizitätswerke	606,4	650,8	653,5
Gaswerke	130,2	127,7	118,7
Wasserwerke	12,4	15,4	11,8
Zuckerfabriken	140,1	121,5	114,8
Chemische Industrie	188,1	222,3	217,9
Brauereien und Malzfabriken	120,7	111,1	105,1
Spiritusbrennereien und Hefefabriken	53,3	62,5	64,2
Glasfabriken	188,6	168,0	185,7
Porzellanindustrie	56,7	47,7	48,8
Keramische Industrie	43,4	44,6	44,3
Ziegeleien	179,2	200,5	106,6
Baumaterialien-Industrie	44,8	43,3	38,5
Zementfabriken	213,7	130,9	127,5
Textilindustrie	366,7	339,4	371,7
Holz, Papier, Zellulose	194,0	184,2	200,3
Sonstige Industriezweige	690,8	400,5	457,6
Kohlenverbrauch insges.[2]	3978,7	3827,2	3922,1

[1] Kohleninteressent 1934, Nr. 18. — [2] In der Summe berichtigte Zahlen.

Anteil der krankfeiernden Ruhrbergarbeiter an der Gesamtarbeiterzahl und an der betreffenden Familienstandsgruppe.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Es waren krank von 100: Arbeitern der Gesamtbelegschaft	Ledigen	Verheirateten insges.	Verheirateten ohne Kind	Verheirateten mit 1 Kind	mit 2 Kindern	mit 3 Kindern	mit 4 und mehr Kindern
1930 . . .	4,41	3,78	4,75	4,66	4,28	4,75	5,37	6,05
1931 . . .	4,45	3,78	4,83	4,58	4,35	4,86	5,73	6,34
1932 . . .	3,96	3,27	4,27	3,96	3,94	4,30	4,99	5,70
1933 . . .	4,17	3,58	4,35	4,16	4,01	4,37	4,99	5,75
1934: Jan.	4,35	3,78	4,52	4,44	4,09	4,44	5,48	5,86
Febr.	4,02	3,66	4,13	4,24	3,76	4,04	4,69	5,05
März	3,74	3,50	3,84	3,90	3,57	3,81	4,20	4,54
April	3,38	3,27	3,41	3,43	3,29	3,30	3,58	4,06
Mai	3,49	3,26	3,50	3,37	3,32	3,56	3,90	4,16
Juni	3,91	3,61	4,01	3,75	3,73	4,19	4,45	5,41
Juli	3,99	3,62	4,11	3,74	3,89	4,18	4,98	5,47
Aug.	4,31[1]	3,86	4,45	4,10	4,16	4,52	5,49	5,84

[1] Vorläufige Zahl.

Gliederung der Belegschaft im Ruhrbergbau nach dem Familienstand im August 1934.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Von 100 angelegten Arbeitern waren ledig	verheiratet	Von 100 verheirateten Arbeitern hatten kein Kind	1 Kind	2 Kinder	3 Kinder	4 und mehr Kinder
1930 . . .	30,38	69,62	28,04	30,81	22,75	10,93	7,47
1931 . . .	27,06	72,94	26,88	31,46	23,11	10,88	7,67
1932 . . .	25,05	74,95	26,50	32,29	23,20	10,47	7,54
1933 . . .	24,83	75,17	27,02	33,05	22,95	10,07	6,91
1934: Jan.	24,59	75,41	27,55	33,21	22,85	9,79	6,60
Febr.	24,46	75,54	27,51	33,22	22,87	9,79	6,61
März	24,43	75,57	27,56	33,30	22,82	9,78	6,54
April	24,66	75,34	27,88	33,39	22,73	9,63	6,37
Mai	24,53	75,47	28,12	33,52	22,57	9,54	6,25
Juni	24,42	75,58	28,28	33,61	22,52	9,45	6,14
Juli	24,26	75,74	28,39	33,68	22,46	9,37	6,10
Aug.	24,16	75,84	28,47	33,63	22,45	9,37	6,08

Englischer Kohlen- und Frachtenmarkt

in der am 14. Oktober 1934 endigenden Woche[1].

1. Kohlenmarkt (Börse zu Newcastle-on-Tyne). In der Berichtswoche hat sich die Marktlage für sofortige Lieferungen weit ruhiger gestaltet. Für ein Nachlassen des günstigen Sichtgeschäfts liegen irgendwelche Anzeichen nicht vor. Kesselkohle beider Grafschaften wird nach wie vor stark begehrt, besonders aber Northumberland-Kohle. Inzwischen bekannt gewordene Einzelheiten über den in dem vorwöchigen Bericht erwähnten Auftrag der schwedischen Staatseisenbahnen lassen erkennen, daß von der Gesamtmenge (44 000 t) ein Teil, und zwar 4000 t zu 17/9 s, auf Schottland entfallen ist. Der Rest verteilt sich wie folgt: Gothenburg 9000 t Broomhills zu 16/6—16/7½ s, Kristinehamm 2500 t Broomhills zu 19/7½ s und 7500 t Hastings zu 19/8½ s, Stugsund 3000 t Maude zu 17/11½ s, Stundsvall 7000 t, Newbiggin zu 17/8½ s, Hernösand 4000 t und Örnsköldsvik 2500 t Maude zu 18/2½ s bzw. 17/9½ s, Holmsund 2000 t Durhams (Lambton oder South Hetton) zu 19/6¾ s, Skillefshamm 2500 t Lambton oder South Hetton zu 19/8¼ s. Die Verschiffungen haben von jetzt an bis Ende des Jahres zu erfolgen. Wie die in Bruchteilen ausgedrückten Preise zeigen, ist der Wettbewerb für diesen Abschluß außergewöhnlich heftig gewesen. Der Absatz in Gaskohle hat sich wesentlich gebessert; in Anbetracht der reichlichen Vorräte ist jedoch mit einer Preissteigerung vorerst nicht zu rechnen. Der Inlandabsatz hat gegenüber der gleichen Zeit des Vorjahrs eine ziemliche Steigerung erfahren. Die Lage auf dem Kokskohlenmarkt kann als verhältnismäßig günstig bezeichnet werden. Sowohl die Inland- als auch die Auslandnachfrage gilt auf lange Sicht als gesichert; die Erzeuger von Kokskohle werden die Wintermonate hindurch voll beschäftigt sein. Auch der Absatz an Bunkerkohle hat sich gebessert; eine wesentlich gesteigerte Nachfrage weisen in erster Linie die Kohlenstationen des nahen Ostens auf. Bevorzugt sind die bessern Sorten, während der Absatz in gewöhnlichen Sorten zu wünschen übrig läßt. Der Koksmarkt gestaltete sich ruhig, immerhin liegen jetzt schon genügend Winteraufträge für sämtliche Kokssorten vor. Weder die Inbetriebnahme weiterer Öfen mit gesteigerter Gewinnung noch das erhöhte Ausbringen der Gaswerke übten einen Druck auf die gegenwärtige Preisgestaltung aus. Die Gaswerke von Genua tätigten einen Abschluß auf 30 000 t beste Durham-Gaskohle zu 20/9 s cif, Lieferung von jetzt an bis Ende des Jahres. Die Preisnotierungen sämtlicher Kohlen- und Kokssorten sind gegenüber der Vorwoche unverändert geblieben.

Aus der nachstehenden Zahlentafel ist die Bewegung der Kohlenpreise in den Monaten August und September 1934 zu ersehen.

Art der Kohle	August niedrigster Preis	August höchster Preis	September niedrigster Preis	September höchster Preis
	s für 1 l.t (fob)			
beste Kesselkohle: Blyth . . .	13/6	14	14	14/6
Durham .	15/2	15/2	15/2	15/2
kleine Kesselkohle: Blyth . . .	9 6	12/6	10/6	12/6
Durham .	11/9	13	12/6	13
beste Gaskohle	14/8	14/8	14/8	14/8
zweite Sorte	13/8	13 8	13/8	13/8
besondere Gaskohle	15	15	15	15
gewöhnliche Bunkerkohle . .	13/3	13/8	13/3	13/3
besondere Bunkerkohle . . .	13/6	13/9	13 6	13/9
Kokskohle	13/2	13/11	13/2	13/11
Gießereikoks	18/6	20/6	18/6	22/6
Gaskoks	20	20	20	20

[1] Nach Colliery Guardian.

2. Frachtenmarkt. In der Berichtswoche ist eine wesentliche Änderung auf dem Kohlenchartermarkt nicht eingetreten, wohl neigen die Frachtsätze allenthalben zu einer leichten Erhöhung. Infolge Abnahme des aufgelegten Schiffsraums in allen Gewässern, ferner durch die Belebung des Küstenkohlenhandels hat sich die Lage für die Schiffseigner gebessert. In einigen Fällen weigerten sie sich, weitere Zugeständnisse zu machen; die gegenwärtigen Notierungen können als ziemlich fest betrachtet werden. Am besten entwickelte sich das Tyne-Geschäft nach den baltischen und nach den Mittelmeerhäfen. Der Verlust des deutschen Geschäfts wird als ziemlich ernst empfunden. Der Waliser Kohlenchartermarkt ist bei festen Frachtsätzen sozusagen unverändert geblieben. Koksladungen hatten auch in der Berichtswoche einen guten Anteil an dem Geschäft.

Angelegt wurden für Cardiff-Genua 6/10¾ s, -Le Havre 3/10½ s, -Alexandrien 6/9 s und -Buenos Aires 8/10½ s.

Über die in den einzelnen Monaten erzielten Frachtsätze unterrichtet die folgende Zahlentafel.

Monat	Cardiff-Genua s	Cardiff-Le Havre s	Cardiff-Alexandrien s	Cardiff-La Plata s	Tyne-Rotterdam s	Tyne-Hamburg s	Tyne-Stockholm s
1914: Juli	7/2½	3/11¾	7/4	14/6	3/2	3/5¼	4/7½
1931: Juli	6/1½	3/2	6/5¾	—	3/—	3/3½	—
1932: Juli	6/3¾	3/3½	7/1½	—	2/7½	3/6¾	—
1933: Juli	5/11	3/3¾	6/3	9/—	3/1½	3/5¾	3/10½
1934: Jan.	5/10	3/10¾	5/9	9/—	—	—	—
Febr.	6 0¼	4/0¼	6/—	8/9	—	—	—
März	5/8¾	3/6½	5/9	9/—	—	3/3	—
April	5/6½	3/3	—	9/—	—	—	—
Mai	5/7	3/1¾	6 4	9/—	—	3/6	4/—
Juni	6/1	3/1¼	6/10¼	9/3	—	—	—
Juli	6 8¾	3 9	7/9	9/1½	—	—	—
Aug.	7/0¼	3/2¾	7/7½	9/2¼	—	3/9	—
Sept.	7/1½	3/4½	7/0½	9/3	—	—	—

Londoner Preisnotierungen für Nebenerzeugnisse[1].

Die allgemeine Lage auf dem Markt für Teererzeugnisse kann als befriedigend bezeichnet werden bis auf gereinigten Teer und Pech, deren Nachfrage sehr schwach war. Auch für die nächsten Monate sind beide Erzeugnisse nur ganz wenig begehrt.

Nebenerzeugnis	In der Woche endigend am 5. Okt.	12. Okt.
	s	
Benzol (Standardpreis) . 1 Gall.	1/3	
Reinbenzol . . . . . 1 „	1/7	
Reintoluol . . . . . 1 „	1/10—2/—	
Karbolsäure, roh 60 % . 1 „	1/10	1/9—1/9½
„ krist. 40 % . 1 lb.	—/7½	
Solventnaphtha I, ger. . . 1 Gall.	1/5	1/4½
Rohnaphtha . . . . . 1 „	—/10	
Kreosot . . . . . 1 „	—/3¾	
Pech . . . . . 1 l.t	50/—52/6	50/—
Rohteer . . . . . 1 „	34/—36/—	34/—35/—
Schwefelsaures Ammoniak, 20,6 % Stickstoff 1 „	6 £ 17 s 6 d	

Die Preisnotierung für schwefelsaures Ammoniak ist sowohl für das Inland wie für das Ausland bei 6 £ 17 s 6 d bzw. 5 £ 17 s 6 d unverändert geblieben.

[1] Nach Colliery Guardian.

Brennstoffversorgung (Empfang[1]) Groß-Berlins im August 1934.

Monatsdurchschnitt bzw. Monat	Steinkohle, Koks und Preßkohle aus								Rohbraunkohle u. Preßbraunkohle aus					Gesamtempfang
									Preußen		Sachsen und Böhmen			
	England	dem Ruhrbezirk	Sachsen	den Niederlanden	Dtsch.-Oberschlesien	Niederschlesien	andern Bezirken	insges.	Rohbraunkohle	Preßbraunkohle	Rohbraunkohle	Preßbraunkohle	insges.	
	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t	t
1931 . . .	34 294	137 819	524	.	165 049	28 170	28	365 883	1126	193 720	425	2208	197 479	563 362
1932 . . .	18 854	143 226	539	2057	127 215	25 131	10	317 031	549	178 645	351	1571	181 116	498 147
1933 . . .	17 819	156 591	690	5251	132 644	29 939	264	343 198	282	183 114	31	1227	184 654	527 852
1934: Jan.	9 922	159 521	728	3762	144 832	27 695	—	346 460	340	206 630	—	1486	208 456	554 916
Febr.	15 318	172 146	478	—	145 378	31 597	3496	368 422	426	176 381	—	1206	178 013	546 435
März	27 681	150 892	250	1982	246 432	38 138	—	465 375	355	141 570	—	1340	143 265	608 640
April	34 823	140 677	243	4935	176 814	32 248	—	389 740	200	88 468	—	1013	89 681	479 421
Mai	25 652	156 356	479	6672	118 147	32 962	—	340 268	240	104 219	—	1279	105 738	446 006
Juni	23 671	154 346	290	1843	85 326	32 526	—	298 002	335	203 016	—	1828	205 179	503 181
Juli	30 936	168 993	304	847	177 224	33 496	—	411 800	315	160 803	—	1235	162 353	574 153
Aug.	1 877	149 072	347	—	181 422	31 085	—	363 803	180	188 500	—	1906	190 586	554 389
Jan.-Aug.	21 235	156 500	390	2505	159 447	32 468	437	372 984	299	158 698	—	1412	160 409	533 393
In % der Gesamtmenge 1934:														
Jan.-Aug.	3,98	29,34	0,07	0,47	29,89	6,09	0,08	69,93	0,06	29,75	—	0,26	30,07	100
1933 . . .	3,38	29,67	0,13	0,99	25,13	5,67	0,05	65,02	0,05	34,69	0,01	0,23	34,98	100
1932 . . .	3,78	28,75	0,11	0,41	25,54	5,04	.	63,64	0,11	35,86	0,07	0,32	36,36	100
1931 . . .	6,09	24,46	0,09	.	29,30	5,00	.	64,95	0,20	34,39	0,08	0,39	35,05	100
1930 . . .	10,45	22,79	0,09	.	30,08	5,46	0,01	68,89	0,16	30,44	0,10	0,42	31,11	100
1929 . . .	8,36	19,53	0,10	.	36,35	2,66	—	67,00	0,31	32,19	0,04	0,46	33,00	100
1913 . . .	24,63	7,90	0,34	.	29,50[2]	5,17	.	67,54	0,20	31,90	0,36	.	32,46	100

[1] Empfang abzüglich der abgesandten Mengen. — [2] Einschl. Polnisch-Oberschlesien.

Förderung und Verkehrslage im Ruhrbezirk[1].

Tag	Kohlenförderung	Kokserzeugung	Preßkohlenherstellung	Wagenstellung zu den Zechen, Kokereien und Preßkohlenwerken des Ruhrbezirks (Wagen auf 10 t Ladegewicht zurückgeführt)		Brennstoffversand				Wasserstand des Rheins bei Kaub (normal 2,30 m)
						Duisburg-Ruhrorter[2]	Kanal-Zechen-Häfen	private Rhein-	insges.	
	t	t	t	rechtzeitig gestellt	gefehlt	t	t	t	t	m
Sept. 30.	Sonntag	49 384	—	1 896	—	—	—	—	—	1,71
Okt. 1.	277 506	52 746	11 672	20 691	—	25 901	29 338	10 079	65 318	1,63
2.	304 614	54 343	10 862	19 205	—	27 930	38 726	20 247	86 903	1,57
3.	286 850	54 765	10 729	19 121	—	25 361	35 343	9 895	70 599	1,53
4.	295 304	53 658	10 851	19 271	—	28 235	33 672	13 711	75 618	1,54
5.	316 898	54 189	11 528	19 741	—	31 501	39 753	15 001	86 255	1,51
6.	287 233	55 249	10 149	20 474	—	27 408	47 138	14 230	88 776	1,51
zus.	1 768 405	374 334	65 791	120 399	—	166 336	223 970	83 163	473 469	.
arbeitstägl.	294 734	53 476	10 965	20 067	—	27 723	37 328	13 861	78 912	.

[1] Vorläufige Zahlen. — [2] Kipper- und Kranverladungen.

PATENTBERICHT.

Gebrauchsmuster-Eintragungen,

bekanntgemacht im Patentblatt vom 4. Oktober 1934.

1a. 1313818. Schüchtermann & Kremer-Baum A.G. für Aufbereitung, Dortmund. Anordnung von Bunkern und Nußabriebsieben. 18. 8. 34.

5b. 1313665. Flottmann A.G., Herne (Westf.). Wasserspülkopf für Bohrhämmer. 21. 3. 34.

5b. 1313689. Hermann Vetter, Eiserfeld (Sieg). Wasserspritzvorrichtung zur Bohrstaubbekämpfung im Bergbau. 31. 8. 34.

5c. 1313897. Otto Tadäus, Essen-Altenessen. Verstellbares Maß für den Bergbau. 10. 9. 34.

81e. 1313137. Dr.-Ing. Alexander Schmidt, Essen, und Ferdinand Lietsch, Essen-Borbeck. Gegenzylinder für Schüttelrutschen. 11. 7. 34.

81e. 1313273. Karl Brieden, Bochum. Schüttelrutschenverbindung. 19. 12. 33.

81e. 1313277. Maschinenfabrik Buckau R. Wolf A.G., Magdeburg. Aufgabeteller zum Überleiten von Fördergut. 12. 2. 34.

81e. 1313375. Budde & Steinbeck, Plettenberg. Schüttelrutschenverbindung. 10. 8. 34.

81e. 1313786. Orenstein & Koppel A.G., Berlin SW 61. Einrichtung zum Festhalten von Kübeln auf Kübelwagen. 28. 1. 33.

81e. 1313798. Flottmann A.G., Herne (Westf.). Druckluftantrieb für Schüttelrutschen. 27. 5. 33.

Patent-Anmeldungen,

die vom 4. Oktober 1934 an zwei Monate lang in der Auslegehalle des Reichspatentamtes ausliegen.

1a, 13. D. 63395. The Dorr Company Inc., Neuyork. Vereinigter Rechen- und Schüsselklassierer. 23. 4. 32. V. St. Amerika 29. 5. 31.

1a, 26/10. Sch. 95768. Alfred O. Schulze, Hamburg. Freischwingendes Zittersieb zur Aufbereitung von Mineralien und sonstigen Stoffen. 26. 10. 31.

1a, 26/10. Sch. 97524. Carl Schenck, Eisengießerei und Maschinenfabrik Darmstadt G. m. b. H., Darmstadt. Einrichtung zur Einstellung und Reglung der Schwingungsbahn bei Sieb- und Fördervorgängen. 15. 4. 32.

5c, 8. M. 127247. F. W. Moll Söhne, Maschinenfabrik, Witten (Ruhr). Sicherheitsvorrichtung für Stapelschächte. 23. 4. 34.

5c, 9/10. A. 62372. Paul Alvermann, Dortmund. Eiserne Kappe für den Grubenausbau. 22. 6. 31.

5c, 9/10. U. 12231. Johann Usspurwies, Alsdorf bei Aachen. Nachgiebiger, aus Profileisen zusammengesetzter Grubenausbau. 2. 6. 33.

5c, 10/01. G. 87757. Gewerkschaft Rechen, Bochum. Nachgiebiger eiserner Grubenstempel. 29. 3. 34.

10a, 17/06. P. 56307. Julius Pintsch A.G., Berlin. Verfahren zum Kühlen von Koks unter Gewinnung von Wassergas. 21. 10. 27.

10a, 18/02. W. 117.30. Dr.-Ing. Fritz Thomas, Düsseldorf. Verfahren zur Veredlung von Hüttenkoks. 14. 4. 30.

35a, 22/01. S. 73.30. Siemens-Schuckertwerke A.G., Berlin-Siemensstadt. Sicherheitseinrichtung an Förderschächten. 17. 4. 30.

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 (22$_{20}$). *602741*, vom 25. 3. 32. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Carlshütte A.G. für Eisengießerei und Maschinenbau in Waldenburg-Altwasser. *Reinigungseinrichtung für Schwingsiebe.*

Die Vorrichtung besteht aus einem auf dem Siebgerüst hin und her bewegten Rahmen, bei dem an Gelenkstücken Reinigungsmesser befestigt sind, die durch nachgiebige Mittel auf die schwingende Siebfläche gedrückt werden. Die Gelenkstücke stützen sich auf verstellbare Dämpfungsmittel und können mit den Messern durch die zum Verstellen des Dämpfungsmittels dienende Vorrichtung von der Siebfläche so weit abgehoben werden, daß sie über dem Siebgutstrom liegen.

5c (9$_{01}$). *603250*, vom 9. 3. 33. Erteilung bekanntgemacht am 13. 9. 34. August Stehlik in Kattowitz (Poln.-O.-S.). *Holzeinlage für nachgiebigen Grubenausbau.* Priorität vom 10. 3. 32 ist in Anspruch genommen.

Die Holzeinlage, die für einen Ausbau aus Betonblöcken oder Ziegeln bestimmt ist, deren parallel zur Streckenachse liegende Kanten abgeschrägt sind, hat keilförmige Verstärkungen, die zwischen den Abschrägungen der Blöcke oder Ziegel liegen.

5c (9$_{10}$). *602756*, vom 11. 11. 32. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Alfred Thiemann in Dortmund. *Eiserner Grubenausbau.*

Der Ausbau besteht aus in der Strecke hintereinander liegenden, aus Profileisen hergestellten Ausbaurahmen, die durch sich über mehrere Rahmen erstreckende Profileisen abgestützt sind. Diese sind da, wo sie sich mit den Ausbaurahmen kreuzen, in den Kopf- oder (und) Fußflanschen mit Aussparungen versehen, die der Querschnittsform des Fußes der Teile der Ausbaurahmen entsprechen, und in die sich die Rahmenteile einlegen.

5c (9$_{10}$). *602997*, vom 21. 1. 33. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. Fritz Philipp in Geislautern (Saar). *Grubenstempel aus Profileisen, besonders als Ausbauteil eines Polygonausbaus von Strecken.*

Der Stempel trägt am Ende eine lagerschalenförmige Platte. Der Steg des Stempels ist der Wölbung dieser Platte entsprechend ausgeschnitten und hat einen nasenförmigen Vorsprung, der in eine Aussparung der Platte eingreift. Bei Stempeln mit Kniegelenken aus aufgesetzten lagerschalenförmigen Platten werden die Vorsprünge der Stempelstege so nebeneinander angebracht, daß kein Abfall beim Beschneiden der Stege entsteht.

5c (10$_{01}$). *602695*, vom 27. 8. 32. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. E. Otto Dietrich, Rohrleitungsbau A.G. in Bitterfeld. *Verstellbarer, nachgiebiger eiserner Grubenstempel.*

Der Stempel besteht aus zwei ineinander angeordneten, gegeneinander verschiebbaren Hohlkörpern. Der obere Stempelteil ruht auf aus Segmenten gebildeten Ringen auf, die durch eine in dem Stempelteil angeordnete, von außen dreh- oder verschiebbare Spindel durch Zwischenstücke gegen die innere Wandung des untern Stempelteils gedrückt werden. Zwischen den Zwischenstücken und einem verstellbaren Widerlager der Spindel ist eine Druckfeder angeordnet.

10a (13). *602941*, vom 7. 6. 31. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. Heinrich Koppers G. m. b. H. in Essen. *Einrichtung zum Abdichten von Kanälen, besonders von Gaskanälen, bei Öfen zur Erzeugung von Gas und Koks.*

Ein durch einen Stopfen verschließbarer Zylinder, der annähernd den gleichen Querschnitt wie der abzudichtende Kanal hat, ist an seinem Umfang mit Austrittsöffnungen und an dem dem Stopfen gegenüberliegenden Ende mit einer Verlängerung versehen, die zum Einführen des Zylinders in den abzudichtenden Kanal dient. Die Entfernung zwischen dem die Verlängerung tragenden Ende des Zylinders und der Mitte der Austrittsöffnungen des Zylinders ist ebenso groß wie der in Richtung der Kanalachse gemessene Abstand zweier aufeinander folgenden Fugen der aus Steinen gebildeten Kanalwandung.

10a (16$_{02}$). *602942*, vom 23. 8. 31. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. Johann Lütz in Essen. *Koksaustragevorrichtung für stehende Koksöfen.*

In dem Austrageraum der stehenden Kammern der Öfen sind zwei Austragetische übereinander angeordnet. Der obere Tisch führt den Koks dem untern zu, und dieser befördert ihn in eine Austrageschleuse. Der obere Tisch kann aus zwei achsgleichen, mit der Spitze nach oben gerichteten hohlkegelförmigen Ringen bestehen, von denen der äußere von Druckzylindern getragen wird, die dazu dienen, den Ring auf- und abwärts zu bewegen. Für den innern Ring sind Auflager vorgesehen und so angeordnet, daß die Flächen beider Ringe bei der tiefsten Lage des äußern Ringes in einer Ebene liegen und der äußere Ring den innern mitnimmt, wenn bei der Aufwärtsbewegung des äußern Ringes dessen obere Kante mit der Oberkante des innern Ringes in einer waagrechten Ebene liegt.

81e (10). *603060*, vom 3. 11. 31. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. J. Pohlig A.G. in Köln-Zollstock. *Wälzlager für Förderbandtragrollen.*

In dem Gehäuse des Lagers ist zwischen dessen Innenring und einem auf der Achse oder dem Tragzapfen der Tragrolle drehbaren, mit dem Lagergehäuse lösbar verbundenen Dichtungsdeckel ein mit der Achse oder dem Tragzapfen fest verbundener Ring angeordnet. Der Dichtungsdeckel kann mit dem Lagergehäuse nach Art eines Bajonettverschlusses durch Schrauben, Haltefedern, Druckkugeln oder einen Sprengring verbunden sein.

81e (14). *602731*, vom 16. 8. 31. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Maria Gertrud Bruns geb. Zickel, Eva Anna Gertrud Bruns und Geschwister in Düsseldorf. *Auf einem Gleis umlaufendes Plattenband.*

Das Plattenband besteht aus einachsigen, durch Deichseln und Universalgelenke miteinander verbundenen zweirädrigen Fahrzeugen, die mit sich gegenseitig überdeckenden Plattformen versehen sind. Vor den Fahrzeugen ist ein mit ihnen durch ein Universalgelenk gekuppelter zweiachsiger, vierrädriger Richtungswagen angeordnet. Bei diesem ist der Achsenabstand genau oder annähernd so groß wie die Länge der Deichsel der Fahrzeuge.

81e (14). *602732*, vom 31. 1. 32. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Dipl.-Ing. Rudolf Tobias in Bad Oeynhausen (Westf.), Maria Gertrud Bruns geb Zickel, Eva Anna Gertrud Bruns und Geschwister in Düsseldorf. *In senkrechter Ebene auf Schienen laufender ortbeweglicher Plattenbandförderer.*

Die Achsen der durch freigelenkige Kupplungen miteinander verbundenen Fahrzeuge des Förderers tragen zwei sich frei drehende Spurkranzlaufräder und zwei sich ebenfalls frei drehende spurkranzlose Rollen. Die Laufräder und Rollen laufen auf entgegengesetzt zueinander angeordneten, starr miteinander verbundenen Schienen. Im fördernden Trumm des Förderers werden die Fahrzeuge von den Laufrädern und im rücklaufenden Trumm von den Rollen getragen. Die Antriebswagen des Förderers sind ferner mit Anpreßrollen versehen, die durch Federn gegen die Schienen der Rollen gepreßt werden und dadurch die Treibräder gegen die andern Schienen pressen. Endlich sind die freigelenkigen Kupplungen zwischen den Fahrzeugen in solcher Entfernung von den Radachsen angeordnet, daß in den Umkehrbogen des Förderers keine Verlängerung oder Verkürzung des Plattenbandes eintritt.

81e (14). *602810*, vom 23. 7. 30. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Maria Gertrud Bruns geb. Zickel, Eva Anna Gertrud Bruns und Geschwister in Düsseldorf. *Auf einem Gleis laufendes Plattenband.*

Das Plattenband besteht aus durch Deichseln und Universalgelenke miteinander verbundenen Fahrzeugen und über die Länge des Bandes verteilten Antriebswagen mit sich gegenseitig überdeckenden Plattformen. Die Fahrzeuge haben ein auf einer Fahrschiene laufendes, mit zwei Spurkränzen versehenes Laufrad und zwei zu beiden Seiten dieses Rades liegende, auf dessen Achse befestigte Laufrollen, die auf über ihnen angeordneten, mit der Fahrschiene starr verbundenen Führungsschienen laufen. Die Antriebswagen haben zwei auf der Fahrschiene laufende, hintereinander angeordnete, als Lauf- und Triebräder dienende Räder. Von diesen hat das hintere zwei Spurkränze, das vordere jedoch keinen. Auf den Achsen beider Räder der Antriebswagen sind zu beiden Seiten der Räder wie bei den Fahrzeugen Führungsrollen vorgesehen.

81e (14). *603291*, vom 11. 5. 32. Erteilung bekanntgemacht am 13. 9. 34. Etablissements Burton Fils Société à Responsabilité Limitée in Paris. *Auf Schienen fahrbarer universalbeweglicher Plattenbandförderer.*

Der die Platten tragende Teil des Förderers besteht aus zwei verschiedenen, miteinander abwechselnden Gliedern. Das eine Glied ist einfach und das andere aus zwei in der Förderrichtung hintereinander liegenden Teilen zusammengesetzt. Diese Teile sind durch eine waagrechte Achse gelenkig miteinander und durch eine senkrechte Achse gelenkig mit den ihnen voraufgehenden und folgenden einfachen Gliedern verbunden. Jeder Teil der zweiteiligen Glieder trägt eine Platte, die an einem Ende, und zwar an dem Ende, das der an dem nächsten zweiteiligen Glied befestigten Platte benachbart ist, halbkreisförmig ist und einen nach unten gerichteten Rand hat, der auf einem entsprechend halbkreisförmigen Rand einer von den einfachen Gliedern getragenen Zwischenplatte aufruht. Am andern Ende, d. h. an dem Ende, das der zweiten von dem zweiteiligen Glied getragenen Platte benachbart ist, sind die Platten durch eine gerade Linie begrenzt. Hier ist die eine Platte jedes zweiteiligen Gliedes genau oder annähernd um die die Teile der Glieder verbindende waagrechte Achse nach unten gekrümmt, während das Ende der andern Platte eben ist. Die vollkommen ebene Platte liegt auf dem gekrümmten Ende der andern Platte auf. Unter dem gekrümmten Ende der Platte sind Laufrollen befestigt, während auf den die verschiedenartigen Glieder verbindenden senkrechten Zapfen Führungsrollen angeordnet sind.

81e (22). *603099*, vom 28. 2. 32. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. Hauhinco Maschinenfabrik G. Hausherr, E. Hinselmann & Co. G. m. b. H. in Essen und Otto Kötter G. m. b. H. in Wuppertal-Barmen. *Kratzerförderer.*

Die Kratzerplatten des Förderers sind an dessen Kette um eine quer zur Förderrichtung liegende Achse, z. B. um die Kettenbolzen, schwenkbar, so daß sie sich zwecks Ermöglichung einer Förderung in beiden Richtungen in entgegengesetztem Sinne geneigt einstellen können. Die Drehachse der Kratzerplatten liegt unterhalb der Kratzerplattenmitte. Für die Platten sind an den Kettenlaschen Anschläge vorgesehen, welche die Schwenkbewegung der Platten begrenzen.

81e (91). *602939*, vom 12. 1. 32. Erteilung bekanntgemacht am 30. 8. 34. Waggonfabrik A. G. in Uerdingen (Rhein). *Klappkübel mit Deckeln.*

Jede Hälfte des Kübels hat einen aufklappbaren Deckel, der an der äußern Kübelwand angelenkt ist und aus zusammenlegbaren Teilen besteht. In geöffnetem Zustand stehen die zusammengelegten Deckel hoch.

81e (92). *603232*, vom 11. 9. 32. Erteilung bekanntgemacht am 6. 9. 34. Demag A. G. in Duisburg. *Wipper, besonders zum Entladen von Großraumförderwagen, mit beweglicher, in Abhängigkeit von der Bewegung des Wippers neigbarer Überleitschurre.*

Die Überleitschurre ist mit dem einen Ende gelenkig an dem Wipperkorb befestigt und ruht mit dem freien Ende auf einem Stützlager. Die Schurre wird durch den Wipperkorb so bewegt, daß ihre Schräglage bei Übernahme des zuerst aus dem Förderwagen austretenden Gutes noch über dem Rutschwinkel des Gutes liegt. Infolgedessen gibt die Schurre das Gut teils bei ihrer Senkbewegung, teils bei ihrer Aufwärtsbewegung ab. Das freie Ende der Schurre kann auf dem beweglichen Teil eines zum Weiterbefördern des Gutes dienenden Mittels, z. B. eines Siebrostes, aufliegen.

BÜCHERSCHAU.

Anleitung zu optischen Untersuchungen mit dem Polarisationsmikroskop. Von F. Rinne † und M. Berek. 279 S. mit 335 Abb. und 1 Bildnis. Leipzig 1934, Dr. Max Jänecke. Preis geh. 10,60 ℳ, geb. 11,60 ℳ.

Das aus dem Zusammenwirken der Professoren Rinne und Berek hervorgegangene Buch kann als eine erweiterte Neubearbeitung des bewährten und viel gebrauchten Rinneschen Werkes »Einführung in die kristallographische Formenlehre und Anleitung zu kristallographisch-optischen Untersuchungen« bezeichnet werden. In der Anlage und den Zielen ist das Buch dasselbe geblieben, hat aber inhaltlich mancherlei notwendig gewordene Nachträge und eine vertiefte Ausführung erfahren; dagegen sind die röntgenographischen Untersuchungen weggelassen worden.

Die einleitenden Kapitel verbreiten sich über die theoretischen Grundlagen und die gegenseitigen Beziehungen der optischen und geometrischen Eigenschaften der Kristalle und besprechen weiter deren Formabänderungen als Ausfluß besonderer Wachstumserscheinungen sowie auch die Kohäsionsverhältnisse. Daran schließt sich die Beschreibung des Polarisationsmikroskops mit seinem Zubehör, seines Gebrauches und der Herstellung geeigneter Präparate.

Den Hauptteil, mehr als 100 Seiten umfassend, bildet die erschöpfende Schilderung aller Verfahren und aller Anwendungsfälle, die bei der qualitativen und quantitativen Untersuchung durchsichtiger Kristalle unter dem Mikroskop überhaupt in Frage kommen. Auch der Untersuchung absorbierender, zumal undurchsichtiger Kristalle sowohl im durchfallenden als auch im auffallenden Licht ist ein besonderer Abschnitt gewidmet, der für die Mikroskopie von Erzanschliffen gute Dienste leistet.

Abgesehen von praktischen Anweisungen zur Mikrophotographie und Projektion endigt das Buch mit der Anführung geeigneter Übungs- und Demonstrationsbeispiele. Ein Vorsatzblatt bringt das charakteristische Bildnis des jüngst der Wissenschaft entrissenen Professors Rinne.

Das Buch in seiner veränderten und alle Neuerungen berücksichtigenden Gestalt, in seinen gründlichen praktischen wie theoretischen Ausführungen und seinen lehrreichen Abbildungen verdient angelegentliche Empfehlung und wird zu einem unentbehrlichen Rüstzeug bei der Verwendung des Polarisationsmikroskops für mineralogische Zwecke. Klockmann.

Angewandte Geophysik für Bergleute und Geologen. Von Dr. Hermann Reich, a. o. Professor der Bergbauabteilung der Technischen Hochschule Berlin, Bezirksgeologe der Preußischen Geologischen Landesanstalt. 2. T. 153 S. mit 73 Abb. Leipzig 1934, Akademische Verlagsgesellschaft m. b. H. Preis in Pappbd. 10,60 ℳ.

Während der erste Teil des Werkes in erster Linie die Untersuchung der sedimentären Lagerstätten behandelt[1], ist der jetzt vorliegende zweite Teil in der Hauptsache den magmatischen Vorkommen gewidmet, für deren geophysi-

[1] Glückauf 70 (1934) S. 98.

kalische Untersuchung die seismischen und Schweremessungen weniger als bei den sedimentären Lagerstätten, dagegen mehr die magnetischen und elektrischen Messungen in Frage kommen. So erstreckt sich auch der vorliegende Band hauptsächlich auf die Schilderung dieser Verfahren, wobei er sowohl auf die im letzten Jahrzehnt stark fortgeschrittenen Geräte und die Meßtechnik als auch auf die Auswertung und ferner kurz auf die Kosten eingeht. Eingerahmt wird dieser Hauptteil einerseits von einer Darstellung der physikalischen Eigenschaften von Eruptivgesteinen und Erzgängen und anderseits von Mitteilungen über bisher erzielte Ergebnisse. Der Schluß bringt noch Angaben über die Aussichten geophysikalischer Verfahren für die Aufsuchung nutzbarer Gesteine, für die Wasserversorgung und für die Lösung gelegentlicher Sonderaufgaben (Aufsuchen verschütteter Bagger und sonstiger verborgener metallischer Gegenstände).

Damit ist ein Werk zum Abschluß gekommen, das sich besonders dafür eignet, den Bergmann mit den wichtigen geophysikalischen Schürfverfahren vertraut zu machen, deren rasche Entwicklung mit den Namen Mintrop, Haalck, Koenigsberger, Reich und denen vieler anderer Forscher verknüpft ist. Der besondere Wert des Buches beruht in seiner Abstellung auf das Praktische, auf die Lagerstätte, und so bildet es eine wertvolle Ergänzung zu dem jüngst erschienenen Lehrbuch der angewandten Geophysik von Haalck[1], das in erster Linie den physikalischen Standpunkt betont. C. H. Fritzsche, Aachen.

Rostfeuerungen. Von Professor Dr.-Ing. W. Marcard, VDI, Hannover. 138 S. mit 134 Abb. Berlin 1934, VDI-Verlag G. m. b. H. Preis geb. 9,50 ℳ; für VDI-Mitglieder 8,55 ℳ.

Das Fachgebiet der Feuerungstechnik ist in den letzten Jahren durch zahlreiche Forschungsarbeiten bereichert worden, deren Ergebnisse aber im Schrifttum verstreut sind. Es war deshalb eine ebenso notwendige wie verdienstliche Aufgabe, diese Einzelergebnisse in einem Buch zusammenzustellen. Der Verfasser, der seit Jahren im Feuerungsbau wissenschaftlich und konstruktiv an leitender Stelle tätig ist, hat diese Aufgabe mit Erfolg gelöst und den durch seine eigenen Erfahrungen und Erkenntnisse bereicherten neuen feuerungstechnischen Lehren eine übersichtliche Fassung gegeben.

Ausgehend von den brennstoff- und feuerungstechnischen Kenngrößen und Grundbegriffen behandelt er ausführlich die Zünd- und Verbrennungsvorgänge auf Rostfeuerungen sowie die verschiedenen Feuerungsverluste. Den Abschluß bildet eine Besprechung der wichtigen Elemente der Rostfeuerungen sowie des Aufbaus und Betriebes der verschiedenen Rostarten.

Unter den zahlreichen wertvollen Zahlentafeln und Schaubildern im Text und im Anhang sei die umfangreiche Brennstoffübersichtstafel besonders erwähnt. Wollte man sonst Einzelheiten hervorheben, so würde die Auswahl schwer fallen. Nur zwei allgemeine Betrachtungen seien noch herausgestellt. Die eine weist darauf hin, daß eine neuzeitliche Großfeuerung eine feinfühlige Maschinenanlage ist. Die werkstattmäßige Herstellung ihrer Einzelteile sowie ihr aufeinander abgestimmtes Zusammenwirken stellen hohe Anforderungen. Solche Einrichtungen können deshalb auch nur von gründlich geschulten Facharbeitern bedient werden. Schließlich wirft der besonders bemerkenswerte Abschnitt über den Zünd- und Verbrennungsvorgang auf Rostfeuerungen noch manches ungelöste Problem auf, so daß man auf die betonte Notwendigkeit, die vorhandenen Kenntnisse über dieses Fachgebiet durch planmäßige Forschungen zu vertiefen, nur nachdrücklichst hinweisen kann.

Klare Durchführung, anschaulicher Satzbau und zweckmäßige verlagstechnische Ausgestaltung zeichnen das Buch aus. Es gibt dem Studierenden einen gründlichen Überblick und dem Fachmann eine Fülle von Anregungen und Unterlagen für den praktischen Gebrauch. Mit ihm ist der Grundstock für das »Handbuch der Rostfeuerungen« gelegt. Presser.

[1] Glückauf 70 (1934) S. 753.

Grundlagen der Selbstkostenrechnung. Von Kurt Rummel. 123 S. Düsseldorf 1934, Verlag Stahleisen m. b. H. Preis geb. 4,50 ℳ; für Mitglieder des Vereins deutscher Eisenhüttenleute 4 ℳ.

Das kleine Buch gibt einen vorzüglichen Überblick über die Grundsätze, die bei jeder Selbstkostenberechnung in Industriebetrieben zu befolgen sind. Eingehend wird die Anwendung der Einheitskalkulation behandelt, und es wird gezeigt, daß die üblichen Kalkulationsverfahren als Divisionskalkulation, Platzkostenkalkulation und Lohnzuschlagskalkulation im Grunde genommen nur Sonderfälle der Einheitskalkulation darstellen. Die Schlüsselung der Kosten auf bestimmte Maßeinheiten als Bezugsgrößen sowie die Verteilung der Kosten auf einzelne Maschinen, Sorten oder Mengen mit Hilfe der Bezugsrechnung werden eingehend behandelt, ebenso die Beziehungen zwischen den verschiedenen Kostenkenngraden. Eine Reihe von großenteils aus der Eisenindustrie gewählten Beispielen erläutert die Anwendung der Einheitskalkulation im einzelnen.

Das leicht lesbar geschriebene und vom Verlag vorzüglich ausgestattete Buch kann jedem Betriebswirtschaftler auf das wärmste empfohlen werden. W. Schultes.

Zur Besprechung eingegangene Bücher.

(Die Schriftleitung behält sich eine Besprechung geeigneter Werke vor.)

Fuhr, Werner: Die Organisation der britischen Kohlenwirtschaft. 98 S. Berlin, Deutscher Betriebswirte-Verlag G. m. b. H. Preis geh. 3 ℳ.

Haus der Technik e. V., Essen. Programm für das Wintersemester 1934/35. 16 S.

Holluta, Josef: Die technischen Anwendungen der physikalischen Chemie. 354 S. mit 66 Abb. Stuttgart, Ferdinand Enke. Preis geh. 20 ℳ, geb. 22 ℳ.

Paxmann, H.: Das Kaliwirtschaftsgesetz vom 18. Dezember 1933 (RGBl. II S. 1027) nebst Ausführungsbestimmungen. Kommentar mit Rück- und Ausblicken. 92 S. Berlin, Carl Heymanns Verlag. Preis geh. 5 ℳ.

Philipps, Otto: Carl Hostmann und die Ilseder Hütte. Studien zur Geschichte der Peine-Ilseder Eisenindustrie anläßlich des 75. Todestages ihres Begründers. (Wirtschaftswissenschaftliche Gesellschaft zum Studium Niedersachsens E. V., H. 24.) 43 S. mit 1 Bildnis. Oldenburg, Gerhard Stalling. Preis geh. 2,10 ℳ.

Prüß: Neuere Betonbauten der Emschergenossenschaft. (Sonderabdruck aus »Der Bauingenieur«, Zeitschrift für das gesamte Bauwesen, 15. Jg. 1934 H. 27/28, S. 271—279.) Berlin, Julius Springer.

ZEITSCHRIFTENSCHAU[1].

*(Eine Erklärung der Abkürzungen ist in Nr. 1 auf den Seiten 23—26 veröffentlicht. * bedeutet Text- oder Tafelabbildungen.)*

Mineralogie und Geologie.

The coal fields of India. Von Fox. (Forts.) Colliery Guard. 149 (1934) S. 568/70*. Die Vorräte in den der untern Gondwana-Formation angehörenden Kohlenbecken. Indische Kohlenprobleme. Staatsgruben. (Schluß f.)

Die Lignite des Moskauer Beckens. Von Wachner. Brennstoff-Chem. 15 (1934) S. 365/68*. Chemische Zusammensetzung. Ergebnisse der Extraktion und der Hydrolyse. Schrifttum.

[1] 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.

Fischreste aus dem Oberkarbon des Ruhrgebietes. Von Keller. Glückauf 70 (1934) S. 913/17*. Allgemeine Stellung der Fische im Oberkarbon. Überblick über die Fischfauna. Stratigraphische Bedeutung.

Übersicht über das Vorkommen der Erdöle, Erdgase und Asphalte in Deutschland. Von Fiege. Kali 28 (1934) S. 242/45. Zusammenstellung des umfangreichen Schrifttums.

Der Gang der Salzabscheidung im innersten Teil des deutschen Zechsteinbeckens (Gebiet von Lehrte und Hannover). Von Lotze. Kali 28 (1934) S. 237/39*. Aufbau des ersten und des zweiten Großzyklus, d. h. des ältern und jüngern Salzgebirges.

Geochemische Betrachtungen über die Nordschwarzwälder Erzlagerstätten. Von Geier. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 82 (1934) S. 211/17. Kennzeichnung der Erzbezirke. Geochemie der Gänge des Kinzigtales und der nördlich davon gelegenen Erzvorkommen. Altersverhältnisse. Schrifttum.

Bergwesen.

Zur Geschichte des Kupferschieferbergbaus bei Hain-Gründau in Hessen. Von Hundt. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 82 (1934) S. 201/07. Geologische Verhältnisse. Überblick über die wechselvolle Geschichte. Schrifttum.

Die Erdbebenforschung im Dienste des Bergbaus. Von Rellensmann. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 82 (1934) S. 208/11. Erfolge der seismischen Lagerstättenforschung. Kennzeichnung der wichtigsten Verfahren.

Thirteenth annual report of the Secretary for Mines. (Schluß statt Forts.) Iron Coal Trad. Rev. 129 (1934) S. 463/64. Reglung der Preise. Löhne und Erlöse. Grubenbeleuchtung. Berufsausbildung der Bergjungleute.

Die Wirkung von Sprengschüssen in kohlensäureführenden Steinkohlenflözen (Abschnitte 3 und 4). Von Ruff, Ascher, Bresler und Geselle. Z. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 82 (1934) S. 189/201*. Mechanische Eigenschaften einiger Gesteine aus der Rubengrube. Bedeutung der mechanischen Eigenschaften der Kohle sowie des Nebengesteins gegenüber erschütterungsartigen Beanspruchungen für die Bildung eines ausbruchgefährlichen Kohlengases sowie für das Zustandekommen von Ausbrüchen.

Support at roadheads. Colliery Guard. 149 (1934) S. 576/78*; Iron Coal Trad. Rev. 129 (1934) S. 467/68*. Die Ausbauweise am Ende von Förder- nnd Ladestrecken im Hinblick auf die Sicherheit. Beobachtungen und Erfahrungen im Two-Yard-Flöz. Einfluß der Abbauverhältnisse.

Mechanische Förderung im Steinkohlenbergbau. Von Graf. Elektr. im Bergb. 9 (1934) S. 76/79. Vor- und Nachteile der Diesellokomotive im Vergleich zur Akkumulatorlokomotive.

Résultats obtenus à la Cie des mines de Courrières par la mise en service des berlines à rouleaux. Von Bernière. Rev. Ind. minér. 1934, H. 330, Teil 1, S. 465/69. Erfahrungen mit Rollenlagern an Förderwagen. Wirtschaftlichkeitsberechnung.

Installation de pompes électriques pour la remontée de l'huile brute à l'étage 400 du siège Daniel Mieg des mines de Pechelbronn. Von Hoctin. Rev. Ind. minér. 1934, H. 330, Teil 1, S. 477/83*. Gewinnungsweise des Erdöls in Pechelbronn. Die elektrische Pumpenanlage untertage. Ölsammelbecken. Pumpenkammer, Stromkabel und Rohrleitungen.

Mise en service de deux réseaux téléphoniques du fond à la Compagnie des mines d'Aniche. Von Fertey. Rev. Ind. minér. 1934, H. 330, Teil 1, S. 470/76. Arten von Fernsprechanlagen. Wahl einer für den Untertagebezirk geeigneten Anordnung. Werkstoffragen. Beschreibung zweier Anlagen. Betriebsergebnisse.

Modern shaft signalling and associated equipment. Von Erickson. Min. electr. Engr. 15 (1934) S. 85/90*. Beschreibung und Arbeitsweise neuzeitlicher elektrischer Schachtsignalanlagen.

Signalanlagen für Streckenförderung untertage. Von Schäfer. Elektr. im Bergb. 9 (1934) S. 71/76*. Übersicht über die neuzeitliche Gestaltung der Streckensignale, Signalanlagen für Lokomotivbetrieb untertage, Induktorsignalanlagen und Fernsprecheinrichtungen.

Convergence recorders. Von Barraclough. Iron Coal Trad. Rev. 129 (1934) S. 460/61. Geräte und Vorrichtungen zum Messen und Anzeigen des Ausmaßes der Zusammendrückung des freien Abbauraumes. Aussprache. Praktische Erfahrungen.

Dampfkessel- und Maschinenwesen.

Évacuation des cendres dans les grandes stations centrales thermiques modernes. Von Besson. Métaux et Machines (Sci. et Ind.) 18 (1934) S. 265/67*. Übersicht über die mechanischen, pneumatischen und hydraulischen Verfahren zur Aschenbeseitigung bei Kesselfeuerungen. (Forts. f.)

Die Bewertung von Abfallbrennstoffen auf Steinkohlengruben. Von Fritzsche. (Schluß.) Glückauf 70 (1934) S. 917/20. An Beispielen wird dargelegt, daß nur die Bewertung nach dem Grenzwert zu befriedigenden Ergebnissen führen kann.

The marketing of coke. Von Taylor. Gas J. 207 (1934) S. 705/06*. Verbrennung von Koks. Verbrennungswirkungsgrad. Einfluß verschiedener Größen des Brennstoffes. Bildung von Kohlenoxyd. Handgefeuerte Kokskessel.

The use of coal tar oils in internal combustion engines. Von Spiers und Smith. Gas J. 207 (1934) S. 942/49*. Grundsätze und Betriebserfordernisse für die Verwendung von Teerölen zum Betriebe von Verbrennungsmaschinen mit Funkenzündung. Vorzüge und Nachteile.

Der Kohlenstaubmotor. Von Wahl. (Schluß.) Brennstoff- u. Wärmewirtsch. 16 (1934) S. 139/46. Erörterung der Aschenfrage. Ergebnisse der Verschleißforschung. Wirtschaftlichkeit und Aussichten des Staubmotors.

Electrically-driven compressor plant at New Hucknall Colliery. Von Edwardes. Colliery Guard. 149 (1934) S. 565/68*. Kompressoranlage. Der elektrisch angetriebene Hauptkompressor. Die Regelvorrichtungen. Verlauf der Luftdruckkurve bei Kompressoren mit Turbinen-, Dampf- und elektrischem Antrieb.

Gegendruckdampfturbinen. Von Renfordt. Wärme 57 (1934) S. 623/27*. Entwicklung der Axial- und Radialbauarten in bezug auf Wirkungsgrad und Zuverlässigkeit. Eignung für hohe Dampftemperaturen. Urteile aus dem Fachschrifttum.

Pflege der Außenwandungen von Wasserrohren. Von Kaiser. Arch. Wärmewirtsch. 15 (1934) S. 269/70*. Ursachen von Rohrschwächungen. Einfluß von Rußbläsern. Maßnahmen zur Schadenverhütung.

Elektrotechnik.

Mining cables. Von Watkins. Min. electr. Engr. 15 (1934) S. 96/101. Erläuterung der Herstellungsweise von Grubenkabeln. Die Hauptkabelarten und ihre besondern Merkmale.

Neuere Doppelkäfigläufermotoren für Aufzugbetrieb. Von Tellert. Elektr. im Bergb. 9 (1934) S. 79/81*. Beschreibung der den Bedingungen des Aufzugbetriebes bei geeigneter Durchbildung voll entsprechenden Motorbauart, die sich durch größere Wirtschaftlichkeit und Sicherheit auszeichnet.

Der kompensierte läufergespeiste Drehstrommotor als idealer Synchronmotor. Von Krämer. Elektrotechn. Z. 55 (1934) S. 975/78*. Vorzüge der beschriebenen Bauart sind Anlauf unter Überlast, selbsttätige Feldreglung und einfaches Grobsynchronisieren.

Alkaline accumulators with special reference to the nickel cadmium type. Von Kirkman und Mann. Min. electr. Engr. 15 (1934) S. 91/96*. Entwicklungsgang. Chemische Vorgänge. Bauarten von Nickel-Kadmium-Akkumulatoren. Spannungsverlauf im Betriebe. Vergleich zwischen Blei-, Nickel-Eisen- und Nickel-Kadmium-Zellen. (Forts. f.)

Hüttenwesen.

Das Krupp-Rennverfahren. Von Johannsen. Z. VDI 78 (1934) S. 1141/42*. Arbeitsweise. Versuchsergebnisse. Wirtschaftlichkeit im Vergleich mit mechanischer Aufbereitung. Volkswirtschaftliche Bedeutung.

Mikroskopiska undersökningar å götstrukturer. Von Enlund. Jernkont. Ann. 118 (1934) S. 391/438*. Mitteilung eingehender mikroskopischer Untersuchungen über den Gefügeaufbau von Flußstahl-Kokillenguß.

Chemische Technologie.

Effect of grain size on the bulk density of coking coal. Von Staeckel und Radt. (Schluß.) Fuel 13 (1934) S. 311/13*. Einfluß des Grob- und Mittelkornes. Feinkorn und Wassergehalt. Praktische Folgerungen.

Sapropelic coals of the Kusnetzk basin. Von Karawajew. Fuel 13 (1934) S. 299/310*. Zusammensetzung von Sapropeliten. Behandlung von Faulschlammkohle mit Lösungsmitteln. Verhalten bei der Destillation. Untersuchung der Destillationsprodukte. Die auftretenden Kohlenwasserstoffe und Öle.

Contribution to the study of coking and non-coking coal. Von Chorazy. Fuel 13 (1934) S. 294/99*. Rückblick auf das neuere Schrifttum. Untersuchung polnischer Kohlen auf ihr Verkokungsverhalten.

Über die Bildung des Wassergases und das Verhalten der Kokse und Halbkokse von Braun- und Steinkohlen bei der Wassergaserzeugung. Von Terres, Patscheke, Hofmann, Kovacs und Löhr. (Forts.) Gas- u. Wasserfach 77 (1934) S. 681/84*. Die Benutzungswärmen von Halbkoksen. Der Schwefel der Braunkohlenkokse bei der Vergasung. (Schluß f.)

Reinigung von Rohbenzol mit Bleicherden. Von Mainz und Mühlendyck. Brennstoff-Chem. 15 (1934) S. 361/65*. Wirkungsgrad der verschiedenen Bleicherden. Erforderliche Menge, Temperatur und Rührdauer. Versuchsergebnisse. Wirtschaftlichkeitsberechnung.

Gütesteigerung der Steinkohle. Von Röchling. Arch. Wärmewirtsch. 15 (1934) S. 253/54. Vorteile eines verminderten Aschengehalts. Einfluß des Aschengehalts auf die Preisgestaltung. Einfluß der Syndikate.

The refining, testing and utilisation of petroleum oils. VI. Von Critchley. Fuel 13 (1934) S. 314/18*. Verbesserung der Verbrennungseigenschaften von Kerosin. Das Edeleanu-Verfahren.

L'emploi du méthane comme source d'hydrogène. Von Padovani. Chim. et Ind. 32 (1934) S. 517/27*. Versuche zur Wasserstoffgewinnung aus Methan durch katalytische Oxydation bei Temperaturen unter 100° C. Theoretische Betrachtungen. Verfahren. Versuchsergebnisse.

L'intérêt que présente le gaz naturel pour les États-Unis d'Amérique. Von Prost. Rev. univ. Mines 77 (1934) S. 491/98 und 519/27*. Vorkommen von Naturgas in den Vereinigten Staaten. Geschichtlicher Rückblick auf die Fortschritte der Nutzbarmachung. Bedeutung der Vorkommen in den einzelnen Staaten. Gasolingewinnung. Rußherstellung. Verwendung des Naturgases in der Metallhüttenindustrie. Ferngasversorgung der Industriegebiete und Städte.

Die Flaschengasversorgung mit Leunapropan. Von Mengeringhausen. Gas u. Wasserfach 77 (1934) S. 684/89*. Das Problem der Gasversorgung. Eigenschaften des Propans. Verbrennungsvorgänge. Druckverluste. Durchflußmengen. (Forts. f.).

Chemie und Physik.

Stand des Fernsehens. Von Schröter. Z. VDI 78 (1934) S. 1097/102*. Grundvorgänge. Lichtstromanlage. Kennzeichnung der verschiedenen Verfahren. Bauart der einzelnen Einrichtungen.

Oberflächenkennzahl feiner Staube. Von Witte. Glückauf 70 (1934) S. 923/25*. Optische Oberflächenmessung von Stauben. Graustufen. Mischungsfarbe und Oberflächenverhältnis der Staube.

Contrôle de la teneur de l'atmosphère en oxyde de carbone. Métaux et Machines (Sci. et Ind.) 18 (1934) S. 262/64*. Geräte zum Anzeigen des CO-Gehaltes in der Luft.

Gesetzgebung und Verwaltung.

Neuerungen im Knappschaftsrecht. Von Thielmann. Kali 28 (1934) S. 240/42. Übersicht über die neusten Ergänzungen und Abänderungen auf Grund der Verordnung des Reichsarbeitsministers vom 17. Mai und der neuen Fassung der Satzung der Reichsknappschaft vom 16. August 1934.

Wirtschaft und Statistik.

Die gegenwärtige Lage der Bernsteinindustrie. Von Loebner. Z. VDI 78 (1934) S. 1129/31*. Kennzeichnung des Bernsteintagebaus in Palmnicken. Aufbereitung und Verarbeitung. Absatzverhältnisse.

Kohlengewinnung und -außenhandel Deutschlands im 1. Halbjahr 1934. Glückauf 70 (1934) S. 920/23. Kohlenförderung, Belegschaft, Lagerbestände, Steinkohlenausfuhr.

PERSÖNLICHES.

Zu Bergräten sind ernannt worden:

der Bergassessor Friedrich Scherer beim Bergrevier Aachen,

der Bergassessor Dr.-Ing. Cleff beim Bergrevier Hellertal in Siegen.

Der Bergrat Sehmer beim Bergrevier Düren in Aachen ist an das Bergrevier Koblenz in Koblenz unter Beauftragung mit der Wahrnehmung der Geschäfte des Bergrevierbeamten daselbst versetzt worden.

Der Bergrat Dr. Kast bei der Geologischen Landesanstalt in Berlin ist als Hilfsarbeiter in die Bergabteilung des Ministeriums für Wirtschaft und Arbeit berufen worden.

Der bisher unbeschäftigte Bergassessor Heller ist dem Bergrevier Halle in Halle (Saale) überwiesen worden.

Beurlaubt worden sind:

der Bergassessor Hugo vom 1. Oktober an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Gewerkschaft Sophia-Jacoba in Hückelhoven (Bez. Aachen),

der Bergassessor Sabaß vom 1. Oktober an auf ein weiteres Jahr zur Fortsetzung seiner Tätigkeit als Mitglied der Geschäftsführung des Oberschlesischen Berg- und Hüttenmännischen Vereins E. V. und des Oberschlesischen Steinkohlensyndikats G. m. b. H. in Gleiwitz (O.-S.),

der Bergassessor Graf vom 1. September an auf weitere vier Monate zur Übernahme einer Beschäftigung bei der Maschinenfabrik Gebr. Eickhoff in Bochum,

der Bergassessor Kleine-Döpke vom 1. Oktober an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit auf der Zeche General Blumenthal der Bergwerksgesellschaft Hibernia in Herne,

der Bergassessor Weigelt vom 16. Oktober an auf weitere drei Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Hauptverwaltung der Mansfeldschen Kupferschieferbergbau A.G. und der Mansfeld A.G. für Bergbau und Hüttenbetrieb in Eisleben,

der Bergassessor Pohl vom 1. Oktober an auf weitere sechs Monate zur Fortsetzung seiner Tätigkeit bei der Sektion 6 der Knappschafts-Berufsgenossenschaft in Beuthen (O.-S.),

der Bergassessor Dr.-Ing. Kurt Nehring vom 1. Oktober an auf ein weiteres Jahr zur Fortsetzung seiner Tätigkeit auf der Zeche Wilhelmine Victoria der Bergwerksgesellschaft Hibernia in Herne.

Dem Bergassessor Müller-Klönne ist die nachgesuchte Entlassung aus dem Staatsdienst erteilt worden.

Die Inruhesetzung des Bergrats Dr.-Ing. Berckhoff, zuletzt beim Bergrevier Duisburg, ist aufgehoben worden.

Der stellvertretende Direktor des Steinkohlenbergwerks Zweckel der Bergwerks-A. G. Recklinghausen, Bergrat Spranck, ist in den Ruhestand versetzt worden. An seine Stelle ist der Bergassessor Dr.-Ing. Scheithauer getreten.

Dem Dipl.-Ing. Ksoll in Ostrosnitz, Kr. Cosel (O.-S.), ist vom Oberbergamt in Breslau die Konzession als Markscheider mit der Berechtigung zur öffentlichen Ausführung von markscheiderischen Arbeiten innerhalb Preußens erteilt worden.

Dem Markscheider Altmeyer in Friedrichsthal (Saar) ist vom Oberbergamt in Bonn die Konzession zum Betriebe des Gewerbes der Markscheider erteilt worden.