FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE

A 307

BERGBAU - TIEFBAU

Absolvententreffen der Erzbergleute

vom 27. bis 29. September 1962 in Freiberg

GIMM: Produktive Abbauverfahren im westdeutschen und französischen Eisenerzbergbau — GÖRL: Der Magazinbau in der Grube Halsbrücke des VEB Bergbau- und Hüttenkombinat „Albert Funk", Freiberg — MEERSTEIN: Betriebserfahrungen im Abbau der Zinnerzlagerstätte Ehrenfriedersdorf — MEYER/RICHTER: Gebirgsmechanik und Abbauverfahren in der Grube Büchenberg des VEB Harzer Eisenerzgruben — WOLF: Entwicklung der Abbauverfahren im Flußspatbergbau der DDR — DERLIPANSKI: Massensprengung mit Millisekundenzündern in der Grube Borieva (VR Bulgarien) — HARZT/BERNDT: Entwicklungstendenzen der Bohrtechnik im Erzbergbau

DEUTSCHER VERLAG FÜR GRUNDSTOFFINDUSTRIE

1963

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE

A 307

FREIBERGER FORSCHUNGSHEFTE
Herausgegeben vom Rektor der Bergakademie Freiberg

A 307

BERGBAU - TIEFBAU

Absolvententreffen der Erzbergleute

vom 27. bis 29. September 1962 in Freiberg

GIMM: Produktive Abbauverfahren im westdeutschen und französischen Eisenerzbergbau — GÖRL: Der Magazinbau in der Grube Halsbrücke des VEB Bergbau- und Hüttenkombinat „Albert Funk", Freiberg — MEERSTEIN: Betriebserfahrungen im Abbau der Zinnerzlagerstätte Ehrenfriedersdorf — MEYER/RICHTER: Gebirgsmechanik und Abbauverfahren in der Grube Büchenberg der VEB Harzer Eisenerzgruben — WOLF: Entwicklung der Abbauverfahren im Flußspatbergbau der DDR — DERLIPANSKI: Massensprengung mit Millisekundenzündern in der Grube Borieva (VR Bulgarien) — HARZT/BERNDT: Entwicklungstendenzen der Bohrtechnik im Erzbergbau

VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie · Leipzig

Freib. Forsch.-H.	A 307	S. 1—128	115 Bilder	12 Tabellen	Leipzig, September 1963

INHALT

Eingang der Manuskripte in der Redaktion am 28. 1. 1963

„Freiberger Forschungshefte", Schriftenreihe für alle Gebiete der Montanwissenschaften. Herausgeber: Der amtierende Rektor der Bergakademie Freiberg, Prof. Dr.-Ing. habil. Joachim Wrana — Verlag: VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig W 31, Karl-Heine-Straße 27 (Fernruf 44441). — Die Freiberger Forschungshefte erscheinen in zwangloser Folge in den Reihen A, B, C und D. Ausführliches Verzeichnis aller lieferbaren Hefte von der Bergakademie Freiberg oder dem VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie. — Vertrieb: In der Deutschen Demokratischen Republik durch den Buchhandel; in der Deutschen Bundesrepublik und in Westberlin durch den Buchhandel (Auslieferung KUNST UND WISSEN, Erich Bieber, Stuttgart S, Wilhelmstraße 4—6); im gesamten Ausland durch eine Importbuchhandlung, den Deutschen Buch-Export und -Import, GmbH, Leipzig C 1, Postschließfach 276, oder den Verlag.

Gesamtherstellung: VEB Druckerei „Thomas Müntzer" Bad Langensalza — Lizenz-Nr. VLN 152 — 915/63.

Produktive Abbauverfahren im westdeutschen und französischen Eisenerzbergbau

Von WERNER GIMM, Freiberg

Allgemeines über die Bedeutung des französischen und westdeutschen Eisenerzbergbaues

Westdeutschland und Frankreich nehmen in der Roheisen- und Stahlproduktion seit einigen Jahrzehnten einen wichtigen Platz ein und stehen auch gegenwärtig nach den Vereinigten Staaten von Amerika und der Sowjetunion immer noch an 3. und 4. Stelle der Produktionsstatistik. Die Höhe der westdeutschen und französischen Roheisenproduktion ist aus Tabelle 1 ersichtlich.

Tabelle 1. Roheisenproduktion von Westdeutschland und Frankreich

	1939		1961	
	10^3 t	Weltproduktion [%]	10^3 t	Weltproduktion [%]
Westdeutschland	20300 [1]	20	25431	9,6
Frankreich	7455	7,2	14145	5,3

Beide Länder verfügen auch über sehr große Lagerstättenvorräte an Eisenerzen in der Größenordnung von einigen Milliarden t, die mengenmäßig eine volle Versorgung der Eisenhütten für lange Zeit gewährleisten könnten. Bezüglich der tatsächlichen Belieferung der Hüttenbetriebe durch die inländische Eisenerzförderung besteht jedoch ein wesentlicher Unterschied zwischen beiden Ländern. Der französische Eisenerzbergbau hat stets den französischen Roherzbedarf vollständig gedeckt und darüber hinaus beträchtliche Mengen exportiert, auch in das Ruhrgebiet. Dagegen liefert der westdeutsche Eisenerzbergbau nur etwa $^1/_4$ bis $^1/_3$ des westdeutschen Roherzbedarfs.

So stammten z. B. im Jahre 1955

ca. 25 % der westdeutschen Roheisenproduktion aus inländischen Erzen
ca. 45 % aus ausländischen Erzen
ca. 30 % aus Schrott- und Kiesabbränden.

[1] Zahlen von 1939 = Produktion Gesamtdeutschlands.

Frankreich hat seine Eisenerzförderung gegenüber der Zeit vor dem 2. Weltkrieg fast verdoppelt (Tabelle 2).

Tabelle 2. Eisenerzförderung und Eisenerzexport von Frankreich (in 10^3 t)

	1938	1959
Förderung	33137	61600
Export	15000	20010

Die französische Eisenerzförderung betrug 1959 ca. 15 % der Weltförderung und lag der *Menge* nach an 2. Stelle hinter der Sowjetunion, dem *Eiseninhalt* nach an 3. Stelle hinter der UdSSR und den USA. Das weitaus wichtigste Eisenerzrevier Frankreichs, das ca. 95 % der Gesamtförderung liefert, ist der lothringische Minette-Distrikt. Diese Brauneisenerze des Doggers haben folgende durchschnittliche Zusammensetzung:

$$32\,\%\ Fe,\ 6\,\%\ SiO_2,\ 18\,\%\ CaO,\ 0{,}5\,\%\ P.$$

Trotz des niedrigen Eisengehaltes handelt es sich um ein mittelwertiges Erz, das ohne Kalkzuschlag verhüttet werden kann und als Nebenprodukt Phosphatdünger (Thomasmehl) ergibt.

Auch der westdeutsche Eisenerzbergbau hat seine Förderung gegenüber der Vorkriegszeit wesentlich steigern können, nämlich von $10 \cdot 10^6$ t auf etwa 18 bis $19 \cdot 10^6$ t. Die westdeutsche Eisenerzförderung stammt im Gegensatz zur französischen Förderung aus einer Anzahl verschiedener Reviere. Förderziffern und Lagerstättenvorräte der wichtigsten Reviere sind in Tabelle 3 dargestellt.

Tabelle 3. Lagerstättenvorräte und Roherzförderung der wichtigsten westdeutschen Eisenerzreviere — 1938 und 1961

Revier	Vorräte[2] in 10^6 t	Roherzförderung[3] in 10^3 t	
		1938	1961
Salzgitter (Brauneisenerze, Unterkreide)	2000	1796	7564
Ilsede-Peine (Brauneisenerze, Oberkreide)	160	2023	3238
Siegerland (Mn-reiche Siderite)	44	1949	1245
Lahn-Dill (Roteisenerze, Devon)	60	971	755
Wesergebirge-Osnabrück (Toneisensteine und eisenschüssige Kalke, Jura)	230	484	2077
Bayern (v. a. Oberpfalz, Brauneisenerze Kreide, untergeordnet auch Dogger)	210	1177	1257
Baden-Württemberg (Brauneisenerze, Dogger)	930	1355	1114
Sonstige Reviere		1041	1616
	Insgesamt	10796	18866

[2] Nach [1].
[3] Nach [2, S. 148; 3; 4].

Ferner gibt es weitere sehr große Vorräte in folgenden 3 norddeutschen Lagerstätten, die hauptsächlich bei Erdölbohrungen erst nach 1945 aufgeschlossen wurden und noch nicht in planmäßiger Förderung stehen:

Gifhorn (Brauneisenerze im Korallenoolith, Malm):
Vorräte ca. $1400 \cdot 10^6$ t;
Staffhorst bei Bremen (Magnetit–Siderit–Chamosit-Erze, Dogger):
Vorräte einige $100 \cdot 10^6$ t;
Friedeburg bei Wilhelmshaven (Hämatit–Chamosit–Siderit-Erze, Dogger).

Überhaupt hat sich gegenüber den dreißiger Jahren der Schwerpunkt der Eisenerzförderung in zunehmendem Maße von den magmatogenen Lagerstätten im Rheinischen Schiefergebirge nach den mesozoischen sedimentären Lagerstätten in Norddeutschland verlagert, wie auch Tabelle 3 zeigt. Während früher das Siegerland und der Lahn-Dill-Bezirk die wichtigsten Eisenerzlieferanten waren, stehen heute die im nördlichen Harzvorland gelegenen Reviere von Salzgitter und Ilsede-Peine an der Spitze.

An sich sind die Erze des Siegerlandes und des Lahn-Dill-Bezirkes hochwertiger als die Erze von Salzgitter und Ilsede-Peine (Tabelle 4). Die verstärkte Förderung ärmerer norddeutscher Erze hat vielmehr andere Ursachen. Einerseits sind in den

Tabelle 4. Roherzgehalte der wichtigsten westdeutschen Eisenreviere [%][4]

	Fe	SiO_2	CaO	P	Mn
Salzgitter	25–38	17–32	4–7	0,2–0,6	0,2–0,3
Ilsede-Peine	23–28	5–11	19–22	1,0–1,5	2,5
Siegerland	30–36	13–19	0,5–1,2	0,001	6,7
Lahn-Dill	30–40	12–26	3–23	0,2–0,6	0,2–2
Oberpfalz	30–51	9–24	0,3–3,0	0,2–0,6	–
süddeutscher Doggererzbezirk	20–28	12–22	9–27	0,3–0,4	0,15
Staffhorst	38–42	7–8	–	–	–
Gifhorn	23–31	13–24	16–17	–	1–2

nördlichen Revieren die Lagerstättenvorräte wesentlich größer als im Siegerland und im Lahn-Dill-Bezirk, andererseits waren infolge der größeren Mächtigkeiten und der regelmäßigeren Lagerstättenverhältnisse in den sedimentären Lagerstätten die Voraussetzungen für eine Betriebskonzentration in großen Gruben und für produktive Abbauverfahren mit hohem Mechanisierungsstand wesentlich günstiger als in den absätzigen magmatogenen Lagerstätten des Siegerlandes und des Lahn-Dill-Bezirkes. Im Siegerland wird der Bergbau außerdem durch zunehmende Teufe und mit der Teufe zunehmende Verarmung der Gänge erschwert, so daß dort die Stillegung verschiedener Gruben geplant bzw. bereits erfolgt ist.

Wie bereits erwähnt wurde, deckt der an sich recht bedeutende westdeutsche Eisenerzbergbau nur einen Teil des westdeutschen Hüttenbedarfes. Er ist in Zeiten stagnierender oder zurückgehender Konjunktur in einer ungünstigen wirtschaftlichen Lage. Diese ungünstige Situation hat verschiedene Ursachen.

[4] Ergänzt nach [2, S. 148].

Der Fe-Gehalt der westdeutschen Eisenerzförderung liegt mit durchschnittlich 27 bis 30 % wesentlich niedriger als derjenige der importierten Erze (1961 ca. 56 % Fe). Obwohl in einigen westdeutschen Revieren durch Aufbereitungsverfahren wesentliche Qualitätsverbesserungen erzielt werden — so liefert z. B. das Siegerland Rostspat mit ca. 45 bis 50 % Fe und ca. 10 % Mn; Salzgitter erzeugt Aufbereitungskonzentrate mit 48 % Fe und 15 % SiO_2 sowie Sinter mit 43 % Fe und 21 % SiO_2; Lengede-Broistedt erzeugt Konzentrate mit 47 und 53 % Fe —, entstehen doch höhere Verhüttungskosten als bei Importerzen. Dabei spielt auch der hohe Kieselsäuregehalt einiger Lagerstätten (vor allem Salzgitter und süddeutscher Doggererzbezirk) eine ungünstige Rolle. Ein beträchtlicher Teil der Stahlwerke der Ruhr ist traditionell auf das Thomasverfahren eingestellt und bevorzugt deshalb seit Jahrzehnten schwedische und französische Erze, während die inländischen Erze „am Eiseneinsatz der Thomas-Werke der Ruhr" nur mit durchschnittlich 13 % beteiligt sind.[5] Außerdem sind 1961/62 die Preise für ausländische Erze um ca. 10 % niedriger geworden, was u. a. auch auf das vermehrte Angebot hochwertiger Erze aus Kanada und verschiedenen westafrikanischen Ländern zurückzuführen ist. Unter den Bedingungen des kapitalistischen Weltmarktes ist der westdeutsche Eisenerzbergbau einem starken Konkurrenzkampf ausgesetzt, der zu einer Fortsetzung der Rationalisierung — auch der negativen Rationalisierung mit Stillegung etlicher Gruben — führen wird.

Die ungünstige Qualität der meisten westdeutschen Eisenerze und die Konkurrenz der ausländischen Erze zwingen den westdeutschen Eisenerzbergbau zur Anwendung von Abbauverfahren mit hoher Betriebskonzentration, großen Fördermengen, hohen Grubenleistungen und geringen Betriebskosten. In ähnlicher, allerdings abgeschwächter Form gilt dies auch für den französischen Eisenerzbergbau. Es ist deshalb keineswegs zufällig, daß diejenigen französischen und westdeutschen Eisenerzgruben, die geologisch die Voraussetzung zur Anwendung produktiver Abbauverfahren mit hohem Mechanisierungsstand besitzen, bezüglich der Anwendung moderner Verfahren und der Abbau- und Grubenleistungen eine Spitzenstellung im gesamten Bergbau ihrer Länder erreicht haben. Andererseits werden Gruben mit kleinen unregelmäßigen Lagerstätten in zunehmendem Maße unrentabel, insbesondere im Siegerland, im Lahn-Dill-Bezirk, im Wesergebirge und im unmittelbaren Harzvorland (Grube Fortuna, Kreis Goslar) und verfallen der Stillegung. Auf der anderen Seite werden z. Z. auf den neuen norddeutschen Lagerstätten Gifhorn und Staffhorst neue Schächte geteuft, weil diese Lagerstätten sehr große Vorräte und günstige geologische Verhältnisse aufweisen und auch relativ gute Erzqualitäten haben. Letzteres gilt hauptsächlich für die Doggererzlagerstätte Staffhorst, die mit ca. 48 % Fe und nur 7 bis 8 % SiO_2 ein wesentlich besseres Erz als fast alle z. Z. betriebenen westdeutschen und französischen Gruben liefern könnte.

Ich werde in meinem Vortrag keinen vollständigen Überblick über alle im westdeutschen und französischen Erzbergbau angewandten Abbauverfahren geben, sondern möchte mich auf einige Beispiele moderner Abbauverfahren aus den wich-

[5] Nach [4, S. 98].

tigen Revieren Lothringen, Salzgitter, Peine und süddeutscher Doggererzbezirk beschränken, die ich auf einigen Studienreisen in den Jahren 1959 bis 1961 kennenlernen konnte.

Abbauverfahren in Erzlagern mittlerer Mächtigkeit in flacher Lagerung

Flachgelagerte Erzlager mittlerer Mächtigkeit sind der vorherrschende Lagerstättentyp der Doggererzreviere Minette und Süddeutschland. Ähnliche Lagerstätten kommen auch in Norddeutschland vor.

Beispiel Strebbruchbau der Grube Karl in Geislingen (Württemberg)

Allgemeines und Kennziffern

Der Stollenbetrieb der Grube Karl ist z. Z. die einzige noch betriebene Eisenerzgrube in Württemberg. Der Abbau erfolgt ausschließlich durch Strebbruchbau mit Stahlausbau und Panzerförderer. Die wichtigsten Kennziffern sind:

Streblänge	80 m
Abbaufortschritt (Gassenbreite)	ca. 1,12 m/Tag
Förderung je Abbau	ca. 500—600 t/Tag
Gesamtförderung	ca. 1400 t/Tag
Hauerleistung	ca. 19 t/M. u. S.
Grubenleistung	ca. 6—7 t/M. u. S.

Geologie, Standfestigkeit

Das 1,6 bis 3,3 m mächtige Flöz hat — abgesehen von einigen kleinen Verwerfungen — eine regelmäßige Lagerung mit 2 bis 3° Einfallen. Das verhältnismäßig feste Flöz liegt im Dogger β etwa 80 m unterhalb des Malm, der lokal verkarstet und wasserführend ist. Das Flöz ist in sandflaserige Tone mit je etwa 12 m Mächtigkeit im Liegenden und Hangenden eingebettet. Diese Tone lassen sich trotz der nur geringen Teufe von ca. 50 bis 150 m gut längs einer geraden Front zu Bruch werfen. Haupthangendes ist ein demgegenüber festerer, 4 bis 5 m mächtiger Sandstein, der sich beim Anhauen eines neuen Strebes erst nach etwa 20 m Abbaufortschritt abzusenken beginnt.

Abbauverfahren

Infolge der ähnlichen Gebirgsverhältnisse wird der Strebbruchbau in Geislingen (Abb. 1) ähnlich wie im Steinkohlenbergbau in streichender Abbaurichtung mit Stahlausbau (streichender Kappenausbau, Klemmlaststempel GHH S 3 mit 40 t Nennlast, GHH Treibzapfengelenkkappen TZG 120) und rückbarem Panzerförderer geführt. Abweichend von der Abbildung werden gelegentlich an der Bruchkante jeweils 2 Reihenstempel gesetzt. Die Gewinnung erfolgt durch Bohrarbeit mit elektrischen Handdrehbohrmaschinen und Schießarbeit. Die Einbrüche werden fächerförmig, die dazwischen liegenden Vorsprünge durch stoßparallele Löcher abgebohrt. Vor dem Schießen wird der Panzerförderer mit 0,5 m langen Stahlplatten abgedeckt und an der vordersten Stempelreihe eine ca. 60 cm hohe senkrechte Schießmatte aus Drahtgewebe oder Gummiband befestigt, welche das beim Schießen anfallende Erz auffängt. Nach dem Schießen können etwa 60 % des

Erzes ohne Schaufelarbeit durch laufendes Wegziehen der Stahlplatten abgefördert werden. Es war beabsichtigt, die noch verbliebene Schaufelarbeit durch Salzgitter-Seitenlader oder einen hobelähnlichen Räumer der Westfalia Lünen vollständig zu beseitigen.

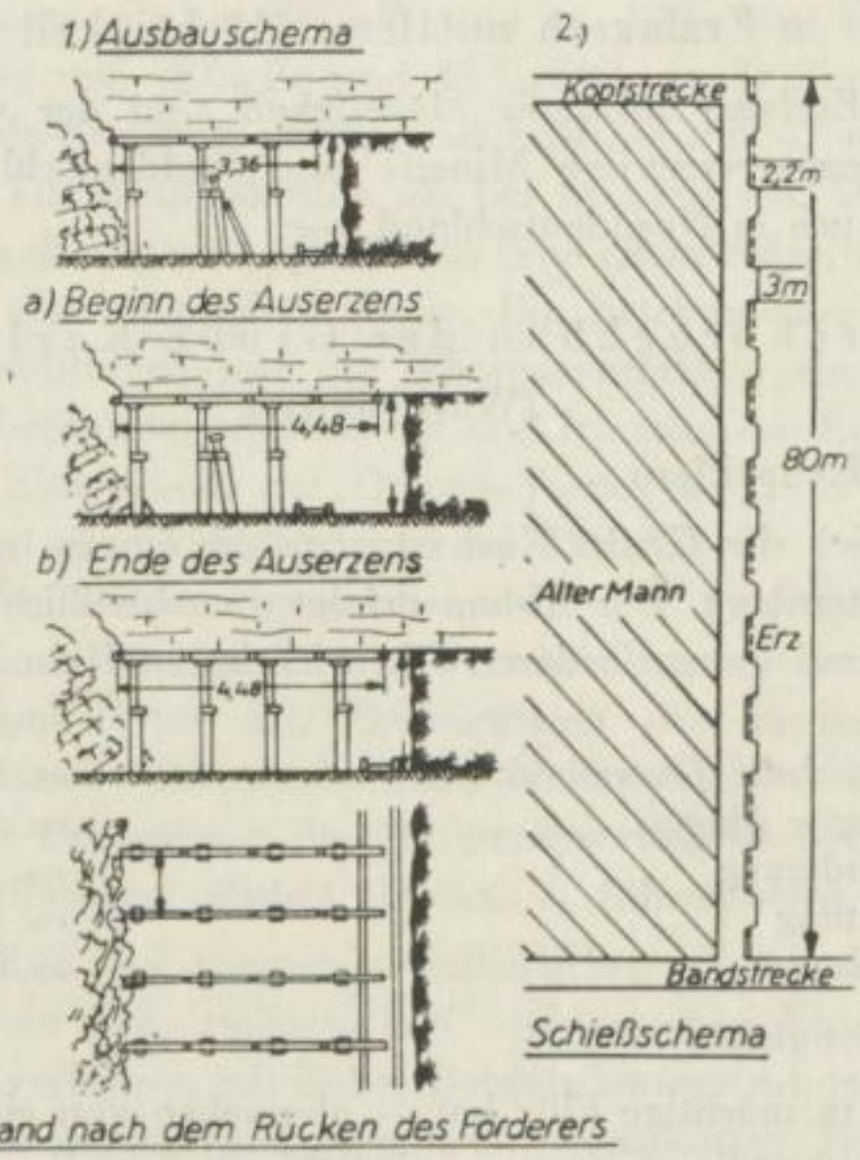


Abb. 1. Grundriß und Ausbauschema des Strebbruchbaues, Grube Karl in Geislingen

Stahlausbau und Panzerförderer haben gegenüber dem früher üblichen Betrieb mit Holzausbau und Schüttelrutsche eine Verdopplung der Strebleistung gebracht. Der Stahlausbau gewährleistet eine einwandfreie Beherrschung des Hangenden ohne Verzug. Beim Anhauen eines neuen Strebes nehmen die Stempel anfänglich nur eine geringe Last auf, so daß sie gelegentlich umgeschossen werden können. Nach etwa 20 m Abbaufortschritt, d. h. beim Beginn der Absenkung des Hauptdachhangenden, ist diese Schwierigkeit beseitigt; gleichzeitig macht sich eine deutliche Nutzkonvergenz bemerkbar, der Sprengstoffverbrauch geht um etwa 50 % zurück. Die Streblänge ist auf 80 m beschränkt, weil gelegentlich durch die Abbauwirkung lokales Karstwasser im Malm angezapft werden kann, was bei einem langen Anhalten der Zuflüsse infolge Aufweichung der sandflaserigen Tone zur Aufgabe des Strebes führt.

Beispiel Kammerpfeilerbruchbau der Grube Sancy bei Briey, Lothringen

Allgemeines und Kennziffern

Die Grube Sancy ist mit 250 m Schachtteufe eine der tiefsten Gruben des Minette-Distriktes. Die Grube arbeitet wie die meisten anderen Minette-Gruben

im Kammerpfeilerbruchbau. Dieses Abbauverfahren und die regelmäßigen Lagerungsverhältnisse haben eine großzügige Abbaumechanisierung mit gleislosen Geräten ermöglicht. Die Kennziffern sind:

Gesamtförderung	ca. 6000 t/Tag
Förderung aus einer Abbaueinheit (6 bis 8 Betriebspunkte)	ca. 600—700 t/Schicht
Hauerleistung in der Gewinnung	ca. 160 t/M. u. S.
Abbauleistung	ca. 60 t/M. u. S.
Grubenleistung	ca. 15 t/M. u. S.

Zum Vergleich sei erwähnt, daß beim früheren Kammerpfeilerbruchbau mit Bohrhämmern und Schrappern die Abbauleistung nur bei ca. 10,3 t, die Grubenleistung bei ca. 6,5 t/M. u. S. lag.

Geologie, Standfestigkeit

Das Gebirge besteht aus einer Wechsellagerung von massigen, biegungssteifen Kalken, dünnbankigen Kalken und wenig festen Mergelkalken des Malm und Dogger (Abb. 2).

Von den verschiedenen Erzhorizonten ist im Grubenfeld von Sancy in der Regel nur das „Graue Lager" (minerali gris) bauwürdig. Das bis 6 m mächtige Flöz besteht aus erzreichen Bänken und erzarmen Kalkbänken. Erz und Nebengestein sind relativ standfest. Alle Strecken und Kammern werden durch Ankerausbau gesichert. Beim Rückbau der Pfeiler kann das Hangende zu Bruch geworfen werden. Die Lagerungsverhältnisse sind fast söhlig und außerordentlich regelmäßig.

Abbauverfahren

Wegen der regelmäßigen Lagerstättenverhältnisse werden alle Strecken im Flöz aufgefahren. Strecken und Kammern haben die gleiche Breite von 4,5 m, ihre Höhe entspricht der Flözmächtigkeit. Beim traditionellen Kammerpfeilerbruchbau im Minette-Distrikt wird eine Grube in zwei aufeinanderfolgenden Perioden abgebaut (Abb. 3):

1. Im Vorwärtsbau werden alle Strecken und Kammern bis zur Feldesgrenze aufgefahren. Zwischen den Kammern bleiben vorerst 12 m breite Pfeiler stehen. Dabei werden in etwa 20 bis 40 Jahren rund 30 % der Lagerstätte abgebaut.
2. Im Rückbau werden die Pfeiler in 2 sich kreuzenden Richtungen mit 4,5 m breiten Durchhieben durchörtert. Die übriggebliebenen kurzen kleinen Pfeiler werden bis auf einen verlorenen Restpfeiler von 3 × 3 m Grundfläche abgeschält. Die verlorenen Restpfeiler werden im Zuge des Rückbaues zusammengeschossen und dadurch das Hangende zu Bruch geworfen.

Infolge des jahrzehntelangen Offenhaltens der Kammern trat gelegentlich eine übermäßige Zerklüftung der Pfeiler und des Hangenden ein. In einigen Fällen ereigneten sich in anderen Minette-Gruben auch Gebirgsschläge, deren Ursachen von *Tincelin* und *Sinou* [5] untersucht wurden. Ähnlich wie bei den Gebirgsschlägen im Werra-Revier handelt es sich um eine Wechselwirkung zwischen biegungssteifem Hangenden und sprödbruchempfindlichen Pfeilern [6].

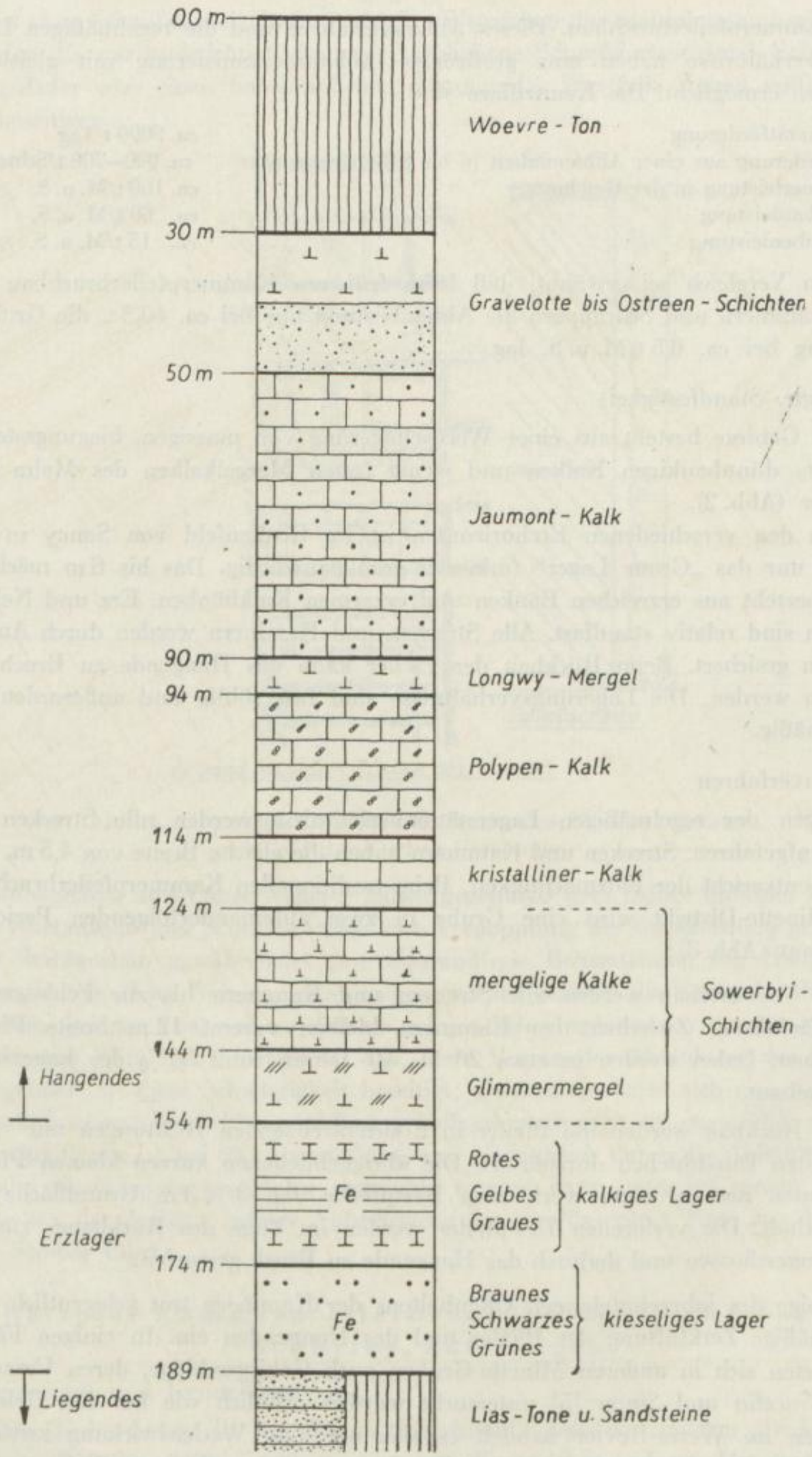


Abb. 2. Schichtenfolge im Minette-Distrikt, Lothringen

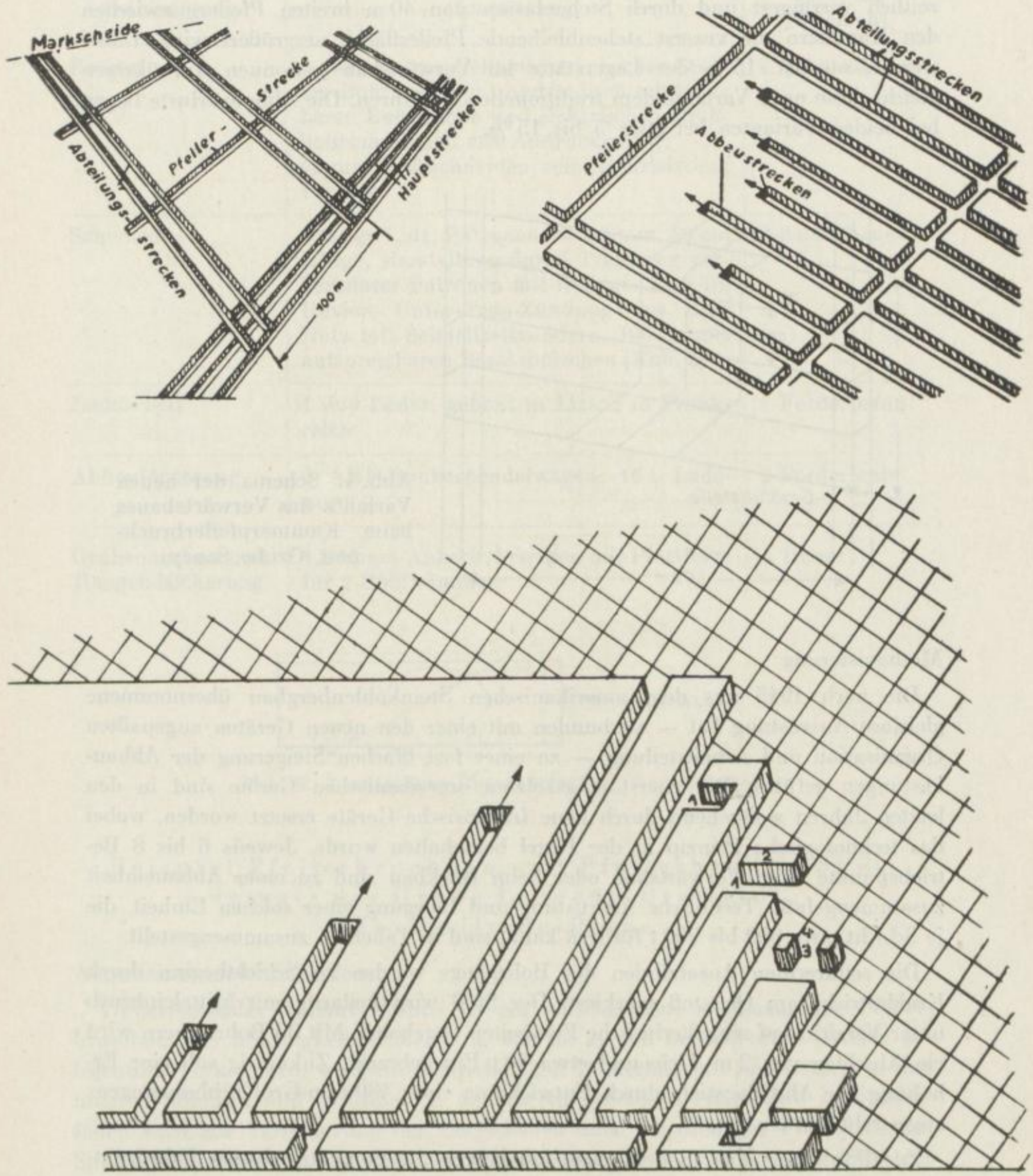


Abb. 3. Schematische Darstellung des Kammerpfeilerbruchbaues, Minette-Distrikt

Zur Erhöhung der technischen Sicherheit wird z. Z. in Sancy eine neue Variante des Kammerpfeilerbruchbaues erprobt (Abb. 4), bei der die erste Abbauperiode zeitlich verringert und durch Stehenlassen von 40 m breiten Pfeilern zwischen den Kammern die vorerst stehenbleibende Pfeilerfläche vergrößert wird. Dabei werden nur ca. 15 % der Lagerstätte im Vorwärtsbau gewonnen. Im übrigen gleicht diese neue Variante dem traditionellen Verfahren. Die Abbauverluste liegen bei beiden Varianten bei etwa 5 bis 15 %.

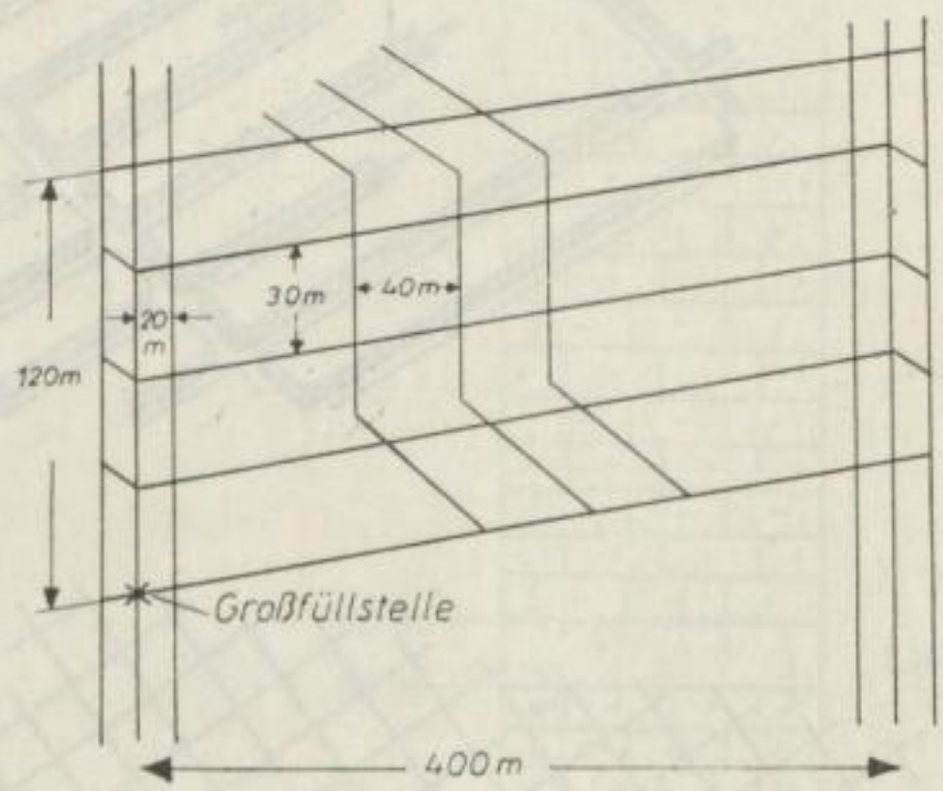


Abb. 4. Schema der neuen Variante des Vorwärtsbaues beim Kammerpfeilerbruchbau, Grube Sancy

Mechanisierung

Die nach 1945 aus dem amerikanischen Steinkohlenbergbau übernommene gleislose Ausrüstung hat — verbunden mit einer den neuen Geräten angepaßten Organisation und Arbeitsteilung — zu einer fast 6fachen Steigerung der Abbauleistungen geführt. Die zuerst eingesetzten amerikanischen Geräte sind in den letzten Jahren weitgehend durch neue französische Geräte ersetzt worden, wobei das technologische Prinzip in der Regel beibehalten wurde. Jeweils 6 bis 8 Betriebspunkte beim Vorwärtsbau oder beim Rückbau sind zu einer Abbaueinheit zusammengefaßt. Technische Ausrüstung und Belegung einer solchen Einheit, die je Schicht etwa 600 bis 700 t fördern kann, sind in Tabelle 5 zusammengestellt.

Die senkrechten Ansatzlinien der Bohrgänge werden zu Schichtbeginn durch Kreidestriche am Ortsstoß markiert. Der Stoß wird keilartig mit Mitteleinbruch unter Verzicht auf schießtechnische Feinheiten abgebohrt. Mit 39 Bohrlöchern wird ein Abschlag von 2 m Tiefe und etwa 70 t Erz gebracht. Zukünftig soll eine Erhöhung der Abschlagstiefe durch Entwicklung eines 430-mm-Großlochbohrwagens angestrebt werden.

Zur Förderung sind in dem viele km langen Streckennetz schwere Fahrdrahtloks mit 16 t Gewicht und 130 kW Leistung sowie 10-t-Großraumwagen eingesetzt. Ein vollkommener Sprechfunkverkehr, an den sämtliche Lokfahrer, Füllstellen und Weichensteller angeschlossen sind, gewährleistet einen störungsfreien dispatcherlosen Betriebsablauf der Förderung.

Tabelle 5. Ausrüstung und Belegung einer Abbaueinheit, Grube Sancy, Lothringen

Arbeitsvorgang	Ausrüstung	Belegung je Schicht
Bohren	1 zweiarmiger elektrohydraulischer Secoma-Bohrwagen mit hydraulisch schwenkbaren Bohrarmen und elektrischen Drehbohrmaschinen mit Andruckmotor, 42-mm-Bohrschneiden, reine Bohrleistung 1 m/min	2 Bohrhauer
Schießen	flüssige Luft, Patronen: ⌀ 36 mm, 80 cm Länge, Herstellung durch Tränkung vorbereiteter Patronen mit flüssiger Luft im Revier, Unter-Tage-Zündung aus dem Netz mit Schnellzeitzündern, Besatz aus aufspreizbaren Besatzhölzchen (Abb. 5)	2 Schießhauer
Ladearbeit	1 Joy-Lader, gebaut in Lizenz in Frankreich	1 Fördermann
Abbauförderung	2 ANF-Bunkerpendelwagen, 15 t Laderaum	2 Förderleute
Grubenausbau und Hangendsicherung	1 Secoma-Ankerbohrwagen mit Plattform für 2 Bohrhämmer	4 Hauer

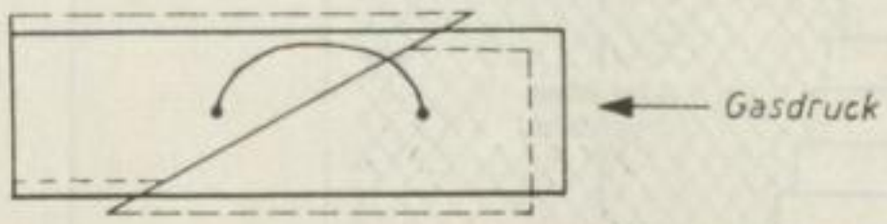


Abb. 5. Zweiteiliges Besatzhölzchen, Grube Sancy

Beispiel Pfeilerbruchbau und Pfeilerbau mit Spülversatz der Grube Lengede-Broistedt, Revier Ilsede-Peine

Allgemeines und Kennziffern

Vorherrschendes Abbauverfahren ist ein einscheibiger, stoßbauartiger Pfeilerbruchbau. Bei Mächtigkeiten über 5 m, wie sie in den benachbarten Gruben gelegentlich vorkommen, wird ein mehrscheibiger Pfeilerbau mit Spülversatz in den unteren Scheiben und Bruchbau in der oberen Scheibe durchgeführt. In Sonderfällen wird zur Verringerung der Bergschäden auch einscheibiger Pfeilerbau mit Spülversatz angewandt. In der ca. 100 m tiefen Grube von Lengede-Broistedt kommen ca. 70 % der Förderung aus Pfeilerbruchbau- und 30 % aus Spülversatzbetrieben. Wegen der geringen Standfestigkeit des Gebirges werden die Abbaue und Abbaustrecken mit Holz, die Strecken längerer Standdauer mit Stahl ausgebaut. Bedingt durch Ausbau, geringe Grundfläche der Abbauräume und geringe

Festigkeit der Sohle sind die Möglichkeiten der Mechanisierung im Abbau gering. Durch weitgehende Mechanisierung und Automatisierung der Streckenförderung wird trotzdem eine beträchtliche Grubenleistung erzielt. Die wichtigsten Kennziffern sind:

Grubenförderung	ca. 3400 t/Tag
Tagebauförderung	ca. 1000—1300 t/Tag
Förderung einer Bandbergabteilung	ca. 500—800 t/Schicht
Förderung eines Pfeilers	ca. 45 t/Schicht
Ortsleistung	ca. 15 t/M. u. S.
Grubenleistung	ca. 8,2 t/M. u. S.

Geologie, Standfestigkeit

Das meist 4,3 bis 5 m mächtige Flöz bildet eine regelmäßige flache Mulde mit maximal 8° Einfallen, kurzbrüchige, weiche Mergelschiefer bilden das Hangende, feste Kalke das Liegende, doch wird wegen des geringen Erzgehaltes eine liegende Erzbank angebaut. Das Erzlager besteht aus einer mergeligen Grundmasse mit erzreichen Bänken von Toneisenstein- und Phosphorit-Geoden von 0,2 bis 2 cm ∅. Erzlager und Hangendes haben die gleiche geringe Standfestigkeit, so daß trotz des Ausbaus jeweils nur kleine Abbauhohlräume offengehalten werden können.

Einscheibiger Pfeilerbruchbau

Wegen der regelmäßigen Lagerung können alle Strecken im Erz aufgefahren werden (Abb. 6). Die Lagerstätte wird durch streichende Sohlenstrecken und

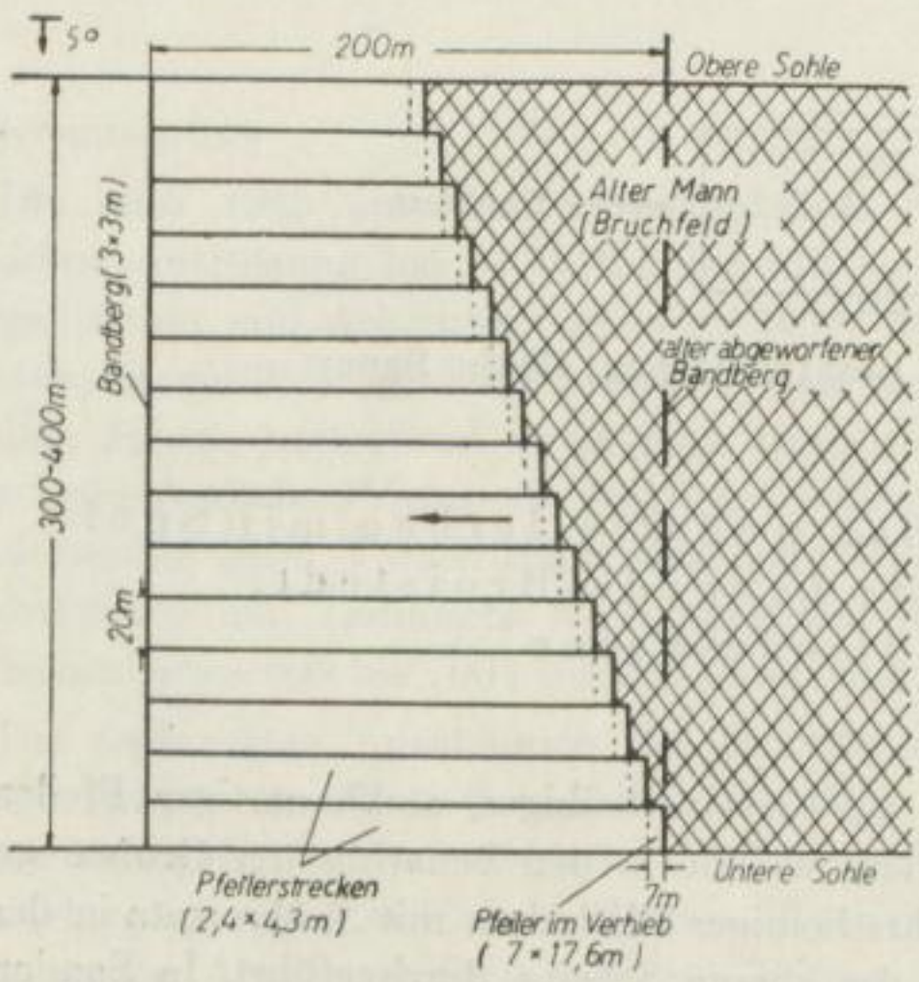


Abb. 6. Vorrichtungsschema und Abbauführung beim Pfeilerbruchbau, Grube Lengede-Broistedt

schwebende Bandberge in Baublöcke von 300 bis 400 × 200 m Grundfläche aufgeteilt. Vom Bandberg aus werden in Abständen von 20 m streichende Pfeilerstrecken bis zum Alten Mann aufgefahren. Von den Pfeilerstrecken aus werden dann die Pfeiler im Rückbau, d. h. in Richtung auf den zugehörigen Bandberg zu, abgebaut. Die Grundfläche eines Pfeilers beträgt ca. 7 × 17,6 m (Abb. 7). Gegen den Alten Mann bleiben Beine von 0,5 m Stärke stehen. Diese Beine haben keil-

förmiges Profil und sind unter dem Hangenden offen. Sie stützen das Hangende nicht ab, sondern verhindern lediglich das Hereinlaufen der Bruchmassen aus den benachbarten, abgeworfenen Pfeilern. In jedem Pfeiler wird zuerst ein 3,6 m breiter Abschnitt schwebend aufgefahren, anschließend wird der restliche 3,4 m breite Streifen zum benachbarten abgeworfenen Pfeiler im Rückbau gewonnen. Der Bruch erfolgt in der Regel nach erfolgter Auserzung eines solchen kleinen Pfeilers. Er kündigt sich durch allmähliche Zerstörung der polnischen Türstockzimmerung an. Gelegentlich muß der Bruch durch Zerschießen der Stempel ein-

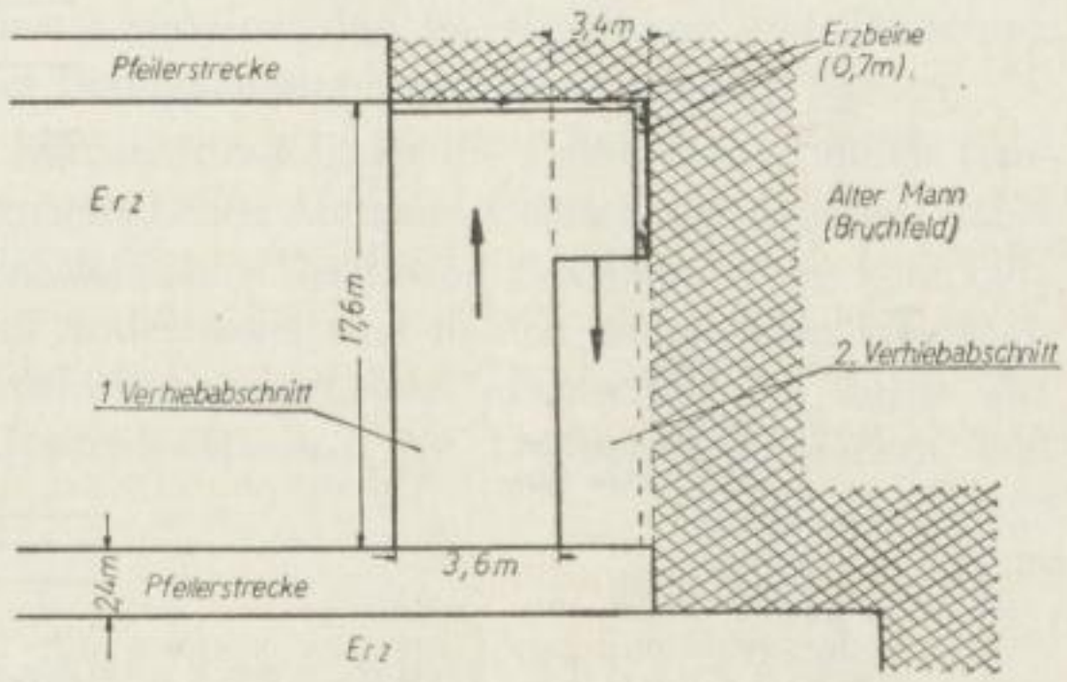


Abb. 7. Verhieb eines Pfeilers beim Pfeilerbruchbau, Grube Lengede-Broistedt

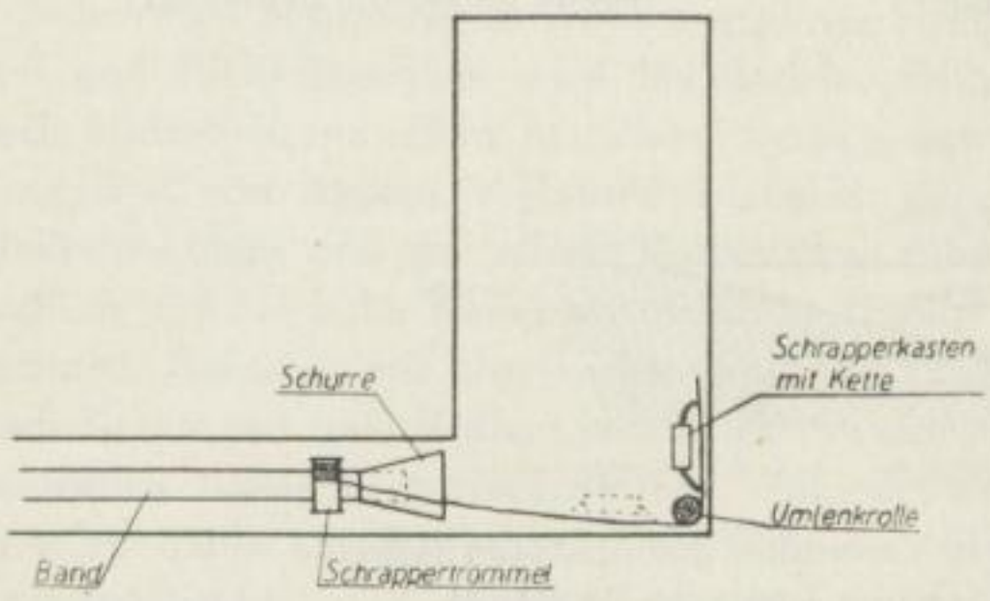


Abb. 8. Einseilschrapper im Pfeiler, Grube Lengede-Broistedt

geleitet werden. Ein planmäßigs Rauben des Holzausbaues erfolgt nicht. Die Abbauverluste durch Beine und vorzeitige Aufgabe einzelner Pfeiler, die bei ungünstigen Verhältnissen gelegentlich vorkommen kann, betragen ca. 10 bis 15 %.

Das Erz wird mit leichten Bohrhämmern (Krupp PDH 13) mit einer reinen Bohrleistung von ca. 1 m/min abgebohrt. Zur Abbauförderung sind elektrische Einseilschrapper (Abb. 8) mit leichten Kästen (Inhalt 0,5 t) eingesetzt, die leer von Hand in den Pfeiler gezogen werden und beim maschinellen Vollzug mit Hilfe einer speziellen Rollenführung um die Ecke schrappen können und über eine Schurre auf das Förderband in der Pfeilerstrecke entleeren. Ein Pfeiler ist jeweils mit 3 Mann belegt.

Einscheibiger Pfeilerbau mit Spülversatz

Bauform des Abbaues sowie Schema und Dimensionen der Baublockeinteilung sind ebenso wie beim eben beschriebenen Pfeilerbruchbau. Mit Rücksicht auf den Spülversatz (Abb. 9) zeigt die Abbaufront jedoch einen voranlaufenden Abbau der jeweils unteren Pfeiler. Außerdem ist das schwebende Erzbein (Abb. 10) 2 m stark und reicht in voller Stärke bis zum Hangenden. Als Spülgut werden Abgänge der Salzgitter-Rennanlage, die schnell entwässern und bereits wenige Stunden nach

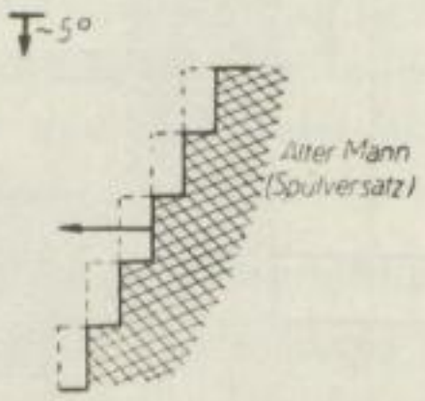


Abb. 9. Abbauführung beim Pfeilerbau mit Spülversatz, Grube Lengede-Broistedt

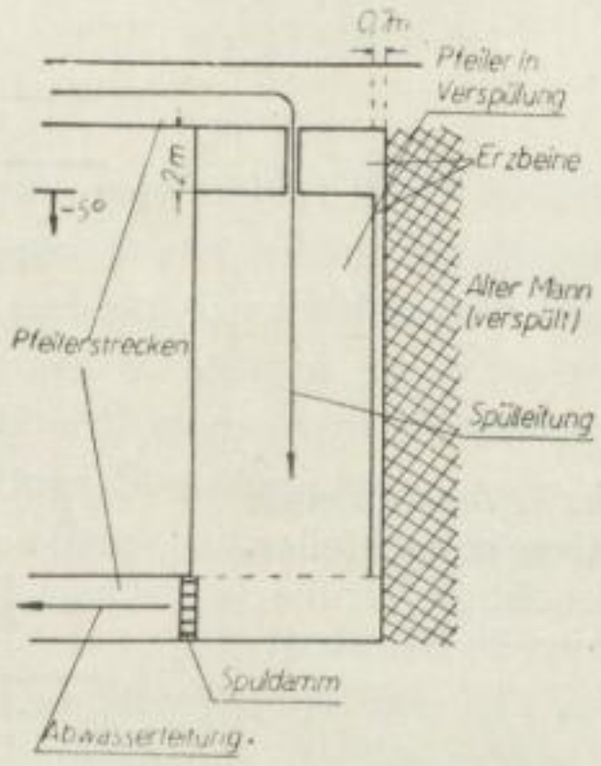


Abb. 10. Verspülung eines Pfeilers, Grube Lengede-Broistedt

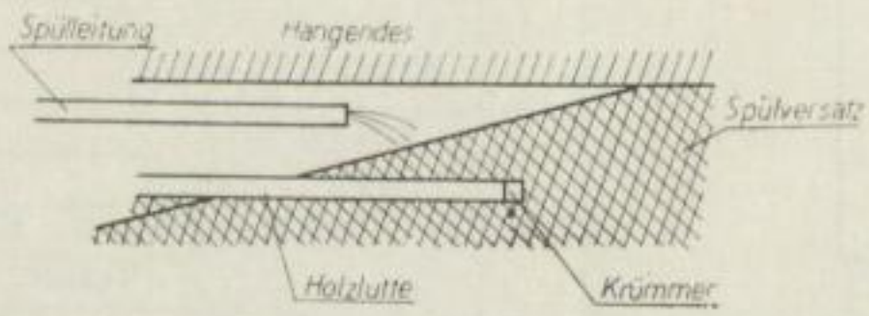


Abb. 11. Absatzweises Verspülen der obersten Scheibe eines Pfeilers, Grube Lengede-Broistedt

dem Einbringen eine feste Versatzmasse ergeben, verwendet. Die Spülleitung wird von der oberen Pfeilerstrecke her durch ein Loch im schwebenden Bein in den Pfeiler hereingeführt. Das auslaufende Wasser wird durch den hölzernen Spüldamm in der unteren Pfeilerstrecke gefiltert und der Abwasserleitung zugeführt.

Ein derartiger Pfeilerbau mit Spülversatz wird in Lengede in einem Eisenbahn-Sicherheitspfeiler betrieben. Infolgedessen wird großer Wert auf eine sorgfältige Verspülung gelegt. Zu diesem Zweck werden die Pfeiler einzeln und sofort nach dem Auserzen verspült. Die obere Scheibe wird jeweils absatzweise verspült (Abb. 11), wobei das Spülrohr jeweils um 2 m gekürzt und das sich vor der flachen Versatzböschung anstauende Wasser durch eine Holzlutte dem Spüldamm

zugeführt wird. Auf diese Weise wird ein vorbildlicher Versatz erzielt, der in der Regel bis unter die Firste reicht bzw. lokal nur bis zu 10 cm Hohlraum offen läßt. Infolgedessen liegen die übertägigen Senkungen maximal nur bei 70 cm.

Mechanisierung, Regelung und Automatisierung der Streckenförderung

Die Pfeilerstrecken sind mit 650-mm-Bändern, die Bandberge mit 1000-mm-Bändern ausgerüstet. Bei Stillstand des Hauptbandes schalten sich die Streckenbänder automatisch aus. Eine Rot-Grün-Signalanlage zeigt der Ortsbelegschaft, wann sie ihr Streckenband wieder einschalten kann. Übergabestellen und Großfüllstelle sind außerdem so günstig gestaltet, daß für Bedienung und Säuberung der etwa 14 bis 19 Bänder einer Bandabteilung nur 3 Mann benötigt werden.

In den Sohlenstrecken und Diagonalstrecken ist die Lokförderung durch fernsteuerbare Weichen mit elektromagnetischen Ahlmann-Geräten rationalisiert, wobei die an der Firste hängenden Schalter ohne Geschwindigkeitsminderung vom Lokfahrer betätigt werden können. Andererseits sind in den einfallenden Diagonalstrecken selbstschreibende Geschwindigkeitsmesser eingesetzt, die durch ihr Vorhandensein übermäßige Geschwindigkeiten der Lokfahrer verhindern und dadurch Störungen vermeiden.

Vergleichende Betrachtungen über Abbauverfahren für flache, mittelmächtige Eisenerzlager

Neben den besprochenen Abbauverfahren Strebbruchbau, Kammerpfeilerbruchbau und Pfeilerbruchbau wird bei flachen, mittelmächtigen Eisenerzlagerstätten auch offener Kammerbau betrieben. Beim gegenwärtigen Stand der Mechanisierung sind von diesem Verfahren bezüglich der Abbauleistungen der Kammerpfeilerbruchbau und der offene Kammerbau am vorteilhaftesten. Dies ist hauptsächlich auf die hohe Kapazität gleisloser Geräte zurückzuführen. Neben den bekannten Geräten, wie Joy-Lader und Bunkerpendelwagen werden neuerdings auch Geräte aus dem Erdbau eingesetzt, die sich z. B. in den westdeutschen Eisenerzgruben Kahlenberg (Baden) und Wohlverwahrt-Nammen (Wesergebirge) gut bewährt haben. Strebbruchbau und Pfeilerbruchbau haben geringere Mechanisierungsmöglichkeit und demnach geringere Abbauleistungen. Wie das Beispiel der Grube Lengede-Broistedt beweist, können aber auch beim Pfeilerbruchbau trotz der geringen Gewinnungsleistungen und der Vielzahl kleinerer Betriebspunkte recht günstige Grubenleistungen erzielt werden, wenn eine optimale Mechanisierung und Automatisierung der Streckenförderung durchgeführt wird. Im übrigen ist es müßig, sich über die Vor- und Nachteile der einzelnen Abbauverfahren zu streiten. Die beschriebenen Gruben haben jeweils unter Berücksichtigung der lokalen geologischen Verhältnisse ein optimales Verfahren entwickelt. In erster Linie wird bei dem besprochenen Lagerstättentyp die Wahl des Abbauverfahrens durch die Standfestigkeit des Hangenden bestimmt. Dabei ergeben sich folgende Beziehungen:

1. Biegungssteifes Hangendes, das sich nicht planmäßig zu Bruch werfen läßt: *Offener Kammerbau mit stehenbleibenden Festen.*

2. Festes Hangendes, das sich in schmalen Kammern mit Ankerausbau lange Zeit halten läßt, jedoch beim Zusammenschießen der Restpfeiler zu Bruch geht: *Kammerpfeilerbruchbau.*
3. Mittelfestes Hangendes, das sich längs einer geraden Front einwandfrei und in genügender Mächtigkeit zu Bruch werfen läßt, jedoch nicht über längere Zeit in schmalen Kammern offen gehalten werden kann: *Strebbruchbau mit Stahlausbau.*
4. Kurzbrüchiges Hangendes, bei dem ein zeitweises Offenhalten nur mit dichtem Stützausbau und nur in kleinen Räumen möglich ist: *Pfeilerbruchbau oder Pfeilerbau mit Spülversatz und Holzausbau.*

Abbauverfahren in Erzlagern großer Mächtigkeit in flacher bis steiler Lagerung

Allgemeines über Geologie und Abbauverfahren im Revier Salzgitter

Das Revier Salzgitter nimmt infolge der großen Mächtigkeiten der wenig standfesten Erzkörper eine Sonderstellung unter den westdeutschen und französischen Eisenerzlagerstätten ein. Das Erzlager streicht an den Flanken von Salzstöcken aus. Das in der Nähe der Tagesoberfläche steile bis halbsteile Einfallen verflacht nach der Teufe. Die Mächtigkeiten schwanken zwischen 1 und 100 m, durchschnittliche Mächtigkeiten sind 10 bis 20 m. Die größten Mächtigkeiten liegen in der Haverlahwiese vor, der größten und modernsten Grube des Revieres. Diese Grube arbeitet seit etwa 2 Jahren ausschließlich im Blockbruchbau, der seit 1949 von *Prause* und seinen Mitarbeitern aus dem klassischen amerikanischen Blockbruchbau in Anpassung an die besonderen geologischen Verhältnisse entwickelt wurde.

Durch Betriebskonzentration und laufende Verbesserung des Abbauverfahrens konnte in den letzten Jahren eine beträchtliche Leistungssteigerung erzielt werden, wie die folgenden Zahlen ausweisen:

	Grubenförderung [t Roherz/Tag]	Grubenleistung unter Tage [t/M. u. S.]
1958/59	ca. 7000	ca. 9,5
1961	ca. 11000	ca. 15

Außerdem wurde das Anwendungsgebiet des Blockbruchbaues durch die in der Betriebsabteilung Altenhagen entwickelte Variante des Blockbruchbaues ohne Rostsohle wesentlich erweitert, so daß heute auch Feldesteile mit geringerem Einfallen und Mächtigkeiten von nur 18 bis 20 m im Blockbruchbau abgebaut werden können.

In den anderen Gruben ist Etagenkammerbau (sog. Weitungsbau) in verschiedenen Varianten vorherrschend. Dieser Etagenkammerbau, der Übergänge zum Etagenbruchbau zeigt, soll im Vortrag nicht weiter erörtert werden. In der Grube

Worthlah, deren Lagerstätte geringere Mächtigkeiten und im übrigen gewisse Ähnlichkeit mit der Lagerstätte Kleiner Fallstein hat, wird eine Art Kammerbruchbau angewandt, der sich aus dem Salzgitterer Weitungsbau entwickelt hat.

Blockbruchbau der Grube Haverlahwiese

Standfestigkeiten

Das Erz von Salzgitter hat mittlere bis geringe Standfestigkeit. Die für den Blockbruchbau erforderliche natürliche Brechbarkeit beruht auch auf den zahlreichen, das Erzlager durchsetzenden Klüften und Harnischen. Die Nebengesteine (tonige Sandsteine, Mergel und Tone) haben ebenfalls geringe Standfestigkeit, so daß alle Strecken im Erzlager und Nebengestein — mit Ausnahme der kurzlebigen Dachstrecken — ausgebaut werden müssen.

Blockbruchbau mit Rostsohle (Standardform)

Vorbereitung und Durchführung des Blockbruchbaues mit Rostsohle ist in Abb. 12 schematisch dargestellt.

Die Einteilung des Erzlagers in Blöcke von ca. 300 000 bis 700 000 m³ Inhalt erfolgt durch streichende Schlitzstrecken und querschlägige Kerbstrecken, die den Block vom Liegenden und längs einer vertikalen Fläche aus dem Gebirgsverband lösen. Über der Hauptförderstrecke und der darüber gelegenen Sammelschrapperstrecke werden 3 Zwischensohlen (Abb. 13) angelegt, nämlich:

1. Schrappersohle mit querschlägigen Schrapperstrecken (Querschnitt 2,6 × 2,2 m, Abstand 13 bis 20 m).
2. Rostsohle mit schmalen querschlägigen Roststrecken und streichenden Rostkammern.
3. Einbruchsohle mit Dachstrecken oder Unterschneidestrecken.

Die Einbruchsohle stellt einschließlich der sog. Dächer, die durch Erweiterung von Überhauen zwischen der Rostsohle und der Einbruchsohle angelegt werden, die untere Begrenzung des zu Bruch zu werfenden Blockes dar. Die Vorrichtung und gleichzeitig auch die Gewinnungsarbeit durch Bohren und Schießen ist mit dem Herstellen der Einbruchsohle und mit dem Herausschießen des sog. Unterschneideraumes abgeschlossen. Durch diese Arbeit wird der Erzblock seiner letzten Unterstützung beraubt und geht zu Bruch. Während alle anderen Strecken und Überhauen vorher hergestellt werden, werden die Unterschneidestrecken mit nur geringem Voreilen im Zuge des Abbaues, genauer gesagt zur Einleitung des Zubruchwerfens der einzelnen Teilabschnitte des Baublockes, aufgefahren. Die hereinbrechenden Erzmassen bilden eine Art Selbstversatz. Durch das Abziehen von Erzmassen über Dächer und Rostsohle zur Schrappersohle setzt sich der Bruch nach oben fort, bis er schließlich das Hangende bzw. die nächsthöhere Sohle erreicht. Die Strecken und Überhauen werden mit Preßluft-Handdrehbohrmaschinen aufgefahren. Eine gelegentlich notwendige Nachzerkleinerung erfolgt durch Preßluft-Abbauhämmer auf der Rostsohle.

Durch gleichmäßigen Erzabzug aus den verschiedenen Rollen soll eine annähernd ebene Kontaktfläche zwischen Erzmassen und Hangendmassen erzielt

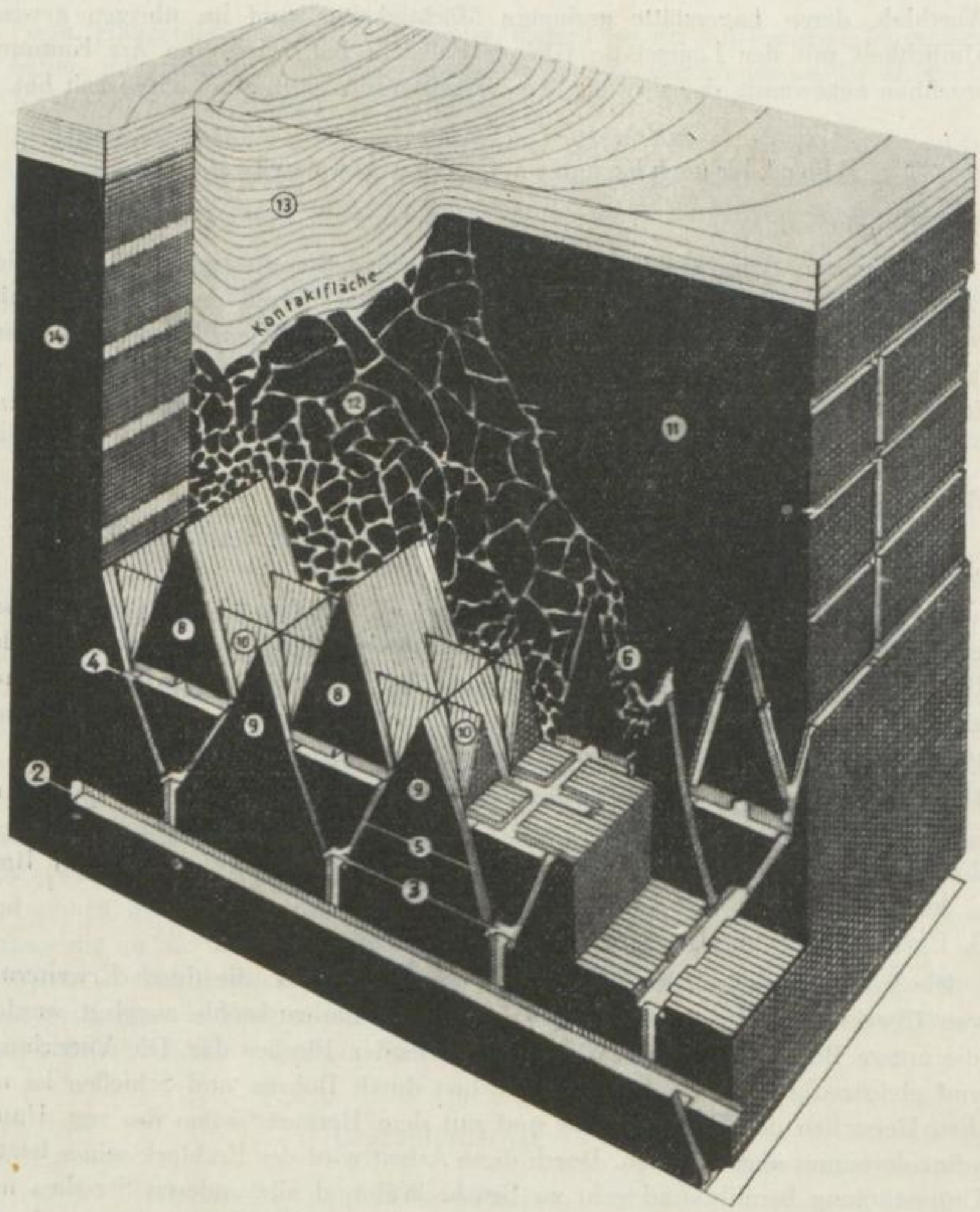


Abb. 12. Blockbruchbau mit Roststrecken, Grube Haverlahwiese
(nach Betriebsunterlagen)

werden. Zu diesem Zweck ist es notwendig, den Erzabzug aus den einzelnen Rollen auf Grund des Schüttungsfaktors überschlägig zu berechnen. In Haverlahwiese ist ein besonderer Abziehsteiger eingesetzt, der aus dem Inhalt und dem Schüttungsfaktor des jeweiligen Blockes den Erzabzug aus den einzelnen Rollen berechnet. Die festgesetzten Zahlen werden den Abziehern schriftlich mitgeteilt. Die Abzieher sind verpflichtet, die aus jeder einzelnen Rolle in der Schicht abgezogenen Erzmengen durch Schätzung zu ermitteln und am Schichtende zu melden.

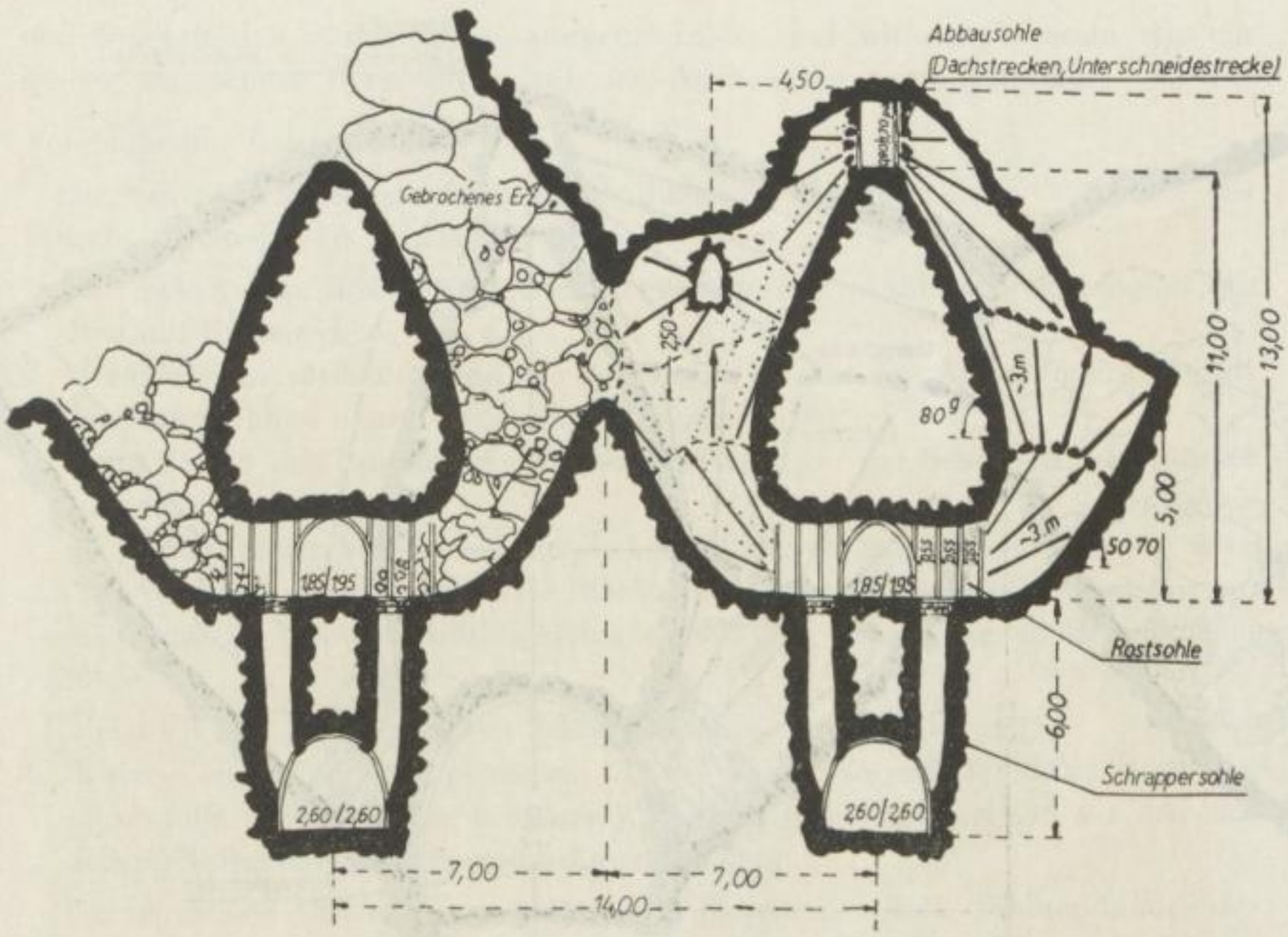


Abb. 13. Zwischensohlen beim Blockbruchbau mit Rostsohle (nach Betriebsunterlagen)

Die Ist-Zahlen werden an besonderen graphischen Plänen für jeden einzelnen Block laufend eingetragen und dienen als Arbeitsunterlage für die Berechnung des Erzabzuges in den nächsten Tagen.

Blockbruchbau ohne Rostsohle, Betriebsabteilung Altenhagen der Grube Haverlahwiese

Im Unterschied zu Haverlahwiese ist in Altenhagen die Mächtigkeit etwas geringer, ca. 18 bis 25 m. Ferner ist in Altenhagen das Einfallen mit 22 bis 38° auch in der Nähe der Tagesoberfläche flacher als in Haverlahwiese. Da der vorher übliche Etagenkammerbau verschiedene Nachteile hatte, andererseits aber die in Haverlahwiese eingeführte Standardform des Blockbruchbaues in Altenhagen wegen der geringeren Mächtigkeit und des geringeren Einfallens und des dadurch bedingten ungünstigen Verhältnisses von Umfang und Kosten der Vorrichtung zum Inhalt des Erzblockes nicht genügend ökonomisch schien, wurde in Altenhagen eine neue Variante entwickelt: der Blockbruchbau ohne Roststrecken. Bei dieser Variante wird die Funktion der Rostsohle (Abziehen und Sammeln des abfließenden Erzes, Zerkleinerung großer Brocken) praktisch von der Schrappersohle mit übernommen (Abb. 14). Wesentliche Merkmale dieser Variante im Unterschied zum herkömmlichen Blockbruchbau sind folgende:

1. Während beim herkömmlichen Blockbruchbau die verschiedenen Teilsohlen söhlig angelegt werden, wird beim neuen Abbauverfahren durch Auffahren

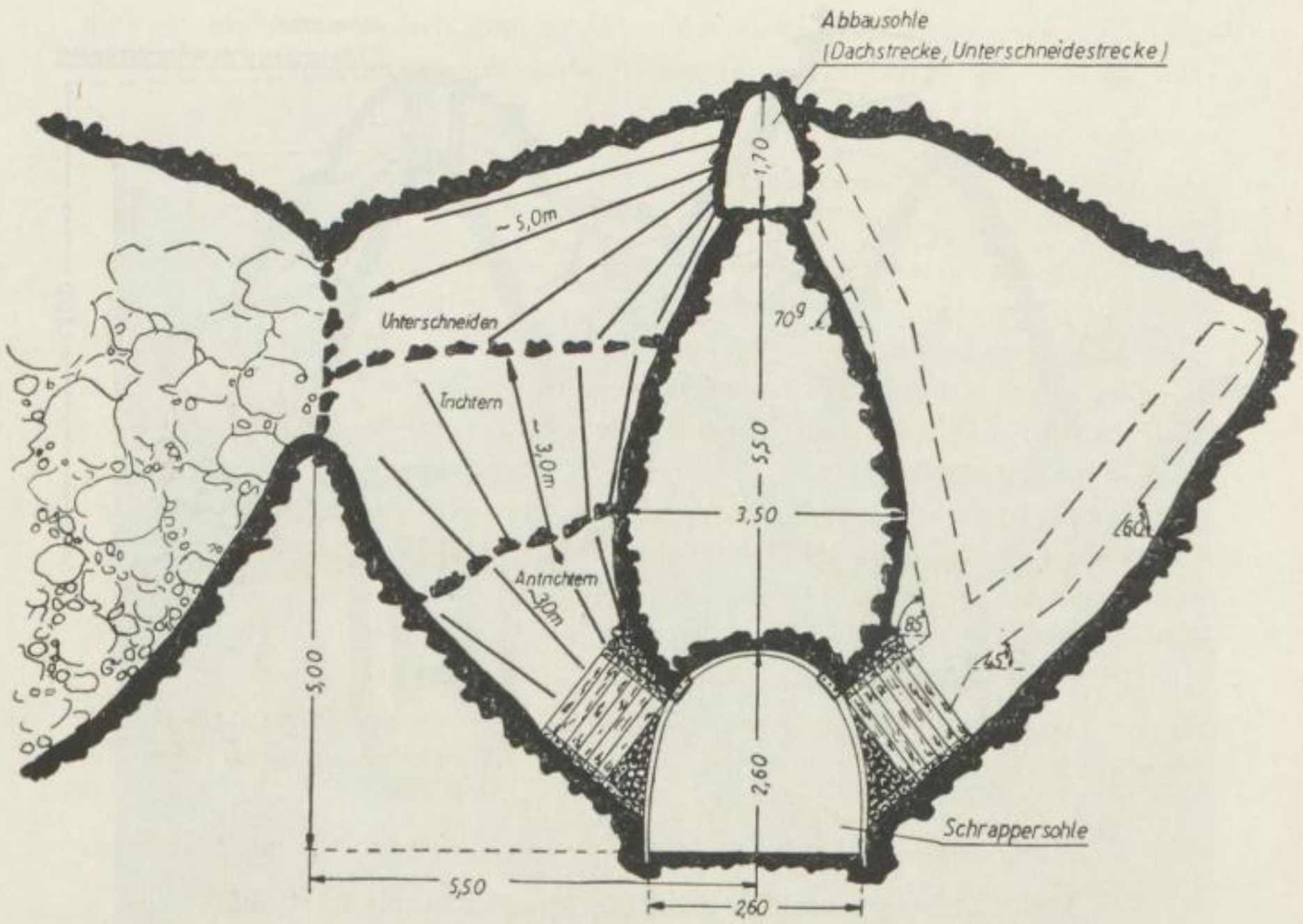


Abb. 14. Zwischensohlen beim Blockbruchbau ohne Rostsohle (nach Betriebsunterlagen)

von schwebenden Schrapperstrecken auf dem Liegenden eine Blockeinteilung nach geneigten Flächen geschaffen.

2. Die Schrapperstrecken werden schwebend zur nächsthöheren Sohle in Abständen von 10 bis 11 m aufgefahren. Von der Schrapperstrecke aus werden beiderseits Rollöcher hochgebrochen. Diese werden durch schwebende Einbruchstrecken (Unterschneidestrecken) miteinander verbunden. Von hier aus werden dann die Dächer ausgeschossen. Dadurch wird einerseits der Block unterschnitten und somit zum Einsturz gebracht, während andererseits die zum Sammeln und Abzug des Erzes notwendigen Trichter geschaffen werden.

Da die Schwebe zwischen Schrappstrecke und Bruch schwächer als beim Abbau mit Roststrecken ist, wirkt die Last der Bruchmassen stärker und vor allem frühzeitiger auf die Schrappstrecken ein als bei der herkömmlichen Standform mit Rostsohle. Infolgedessen wird die Bruchfront (= Kontaktlinie zwischen Erzbruchmassen und Hangendbruchmassen) bei dieser neuen Variante wesentlich steiler gestellt als beim herkömmlichen Blockbruchbau, so daß im Endergebnis die Lebensdauer der Schrappstrecken auf nur 2 bis 3 Monate herabgesetzt und damit ihre Standfestigkeit gewährleistet werden konnte. Durch diese Maßnahme ist ein Durchbauen der Schrappstrecken vor ihrem Abwerfen nur gelegentlich notwendig. Die steilen Festen über den Schrappstrecken werden durch die Last der auflagern-

den Bruchmassen allmählich zusammengedrückt und wirken gleichsam wie ein großes schützendes Bergepolster auf den Ausbau der Schrappstrecke.

Vergleichende Betrachtungen

Die Vor- und Nachteile sowie Anwendungsgrenzen der beiden Varianten des Blockbruchbaues sind folgende:

1. Der Abbau ohne Roststrecken erfordert eine geringere Abbauvorrichtung als der Bau mit Roststrecken.
2. Bezüglich der absoluten und der anteiligen Kosten der Abbauvorrichtung ist somit der Abbau ohne Roststrecken wirtschaftlicher.
3. Beim Abbau mit Roststrecken ist die Schwebe über der Schrappstrecke stärker und somit standfester.

Auf Grund dieser Vor- und Nachteile besteht gegenwärtig folgende Ansicht über die Praxis der Anwendbarkeit: Der Blockbruchbau ohne Roststrecke wird nur bei verhältnismäßig geringen Mächtigkeiten angewandt, wenn folgende Bedingungen erfüllt sind:

a) Relativ kurze Standdauer der Schrappstrecken (2 bis 3 Monate).
b) Kurze Länge der Schrappstrecken (30 bis 40 m), so daß der Schrapperfahrer gleichzeitig den Schrapper bedienen und außerdem den Erzabzug aus den einzelnen Rollen in der Schrappstrecke regeln kann.

Bei zu großen Blöcken (bei großen Mächtigkeiten) würde die Standdauer der Schrappstrecken und der Schrappweg zu groß werden, die Einsparung in der Abbauvorrichtung (durch den Wegfall der Roststrecken) würde dann mehr als ausgeglichen durch die Mehrkosten für das Durchbauen der Schrappstrecken. Außerdem könnte dann 1 Mann an der Schrappstrecke nicht alle notwendigen Förderarbeiten allein durchführen. Wenn nun sowieso zusätzliche Arbeitskräfte zum Stochern und Zerkleinern während des Schrappens eingesetzt werden müssen, ist es sicherheitlich besser, diese nicht in den Schrappstrecken sondern in einem anderen Niveau einzusetzen. Dieses andere Niveau ist dann die Roststrecke. Bei größeren Mächtigkeiten ist somit nach wie vor der Blockbruchbau mit Roststrecke vorteilhaft. Dementsprechend beträgt die Größe der einzelnen Blöcke in Altenhagen (ausschließlich Abbau ohne Roststrecken) jeweils ca. 150 000 t, in Haverlahwiese (vorherrschend Abbau mit Roststrecken) jeweils 300 000 bis 1 500 000 t.

Kammerbruchbau der Grube Worthlah

Der Abbau geht gegenwärtig hauptsächlich in Feldesteilen mit ca. 30 ° Einfallen und 5 bis 6 m Mächtigkeit in ca. 900 m Teufe um. Die Grube fördert z. Z. ca. 2700 t/Tag bei einer Grubenleistung von 6,7 t/M. u. S. Das Erzlager wird durch schwebende Bandberge auf dem Liegenden aufgeschlossen. Von den Bandbergen aus sind in Abständen von 15 m streichende Schrappstrecken angesetzt.

Infolge der geringeren Mächtigkeit fehlt eine besondere Rostsohle. Eigentliche Etagenstrecken, wie sie sonst beim Weitungsbau im Salzgittergebiet üblich sind, fehlen ebenfalls (Abb. 15). Über den Schrappstrecken wird lediglich ein trichterartiges System mit Einbruchstrecken angelegt. Von den Einbruchstrecken aus wird

die Kammer bis zum Hangenden und den seitlich begrenzenden Festen hereingeschossen.

Die Breite der so hergestellten Kammern beträgt ca. 13 m, die Höhe entsprechend der Mächtigkeit ca. 5 bis 6 m. die Länge bei planmäßiger Durchführung knapp 100 m.

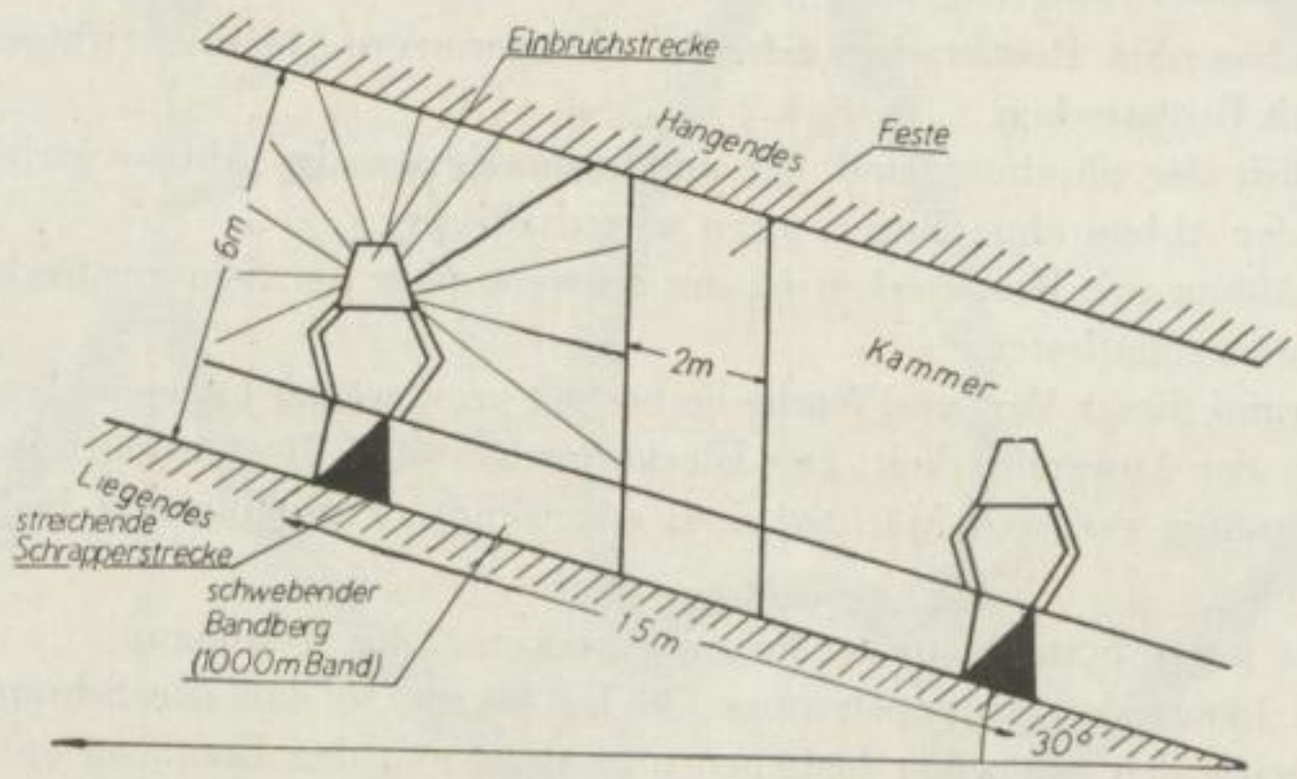


Abb. 15. Kammerbruchbau (sog. Weiterungsbau ohne Etagenstrecken), Grube Wortlah

Zwischen diesen Kammern bleiben jeweils 2 m starke schwebende Beine (an den Bandbergen) und 2 m starke streichende Beine (zwischen den Schrappstrecken) stehen. Bei zu geringer Standfestigkeit werden beim Rückbau zusätzliche schwebende Festen eingeschaltet und somit mit kleineren Kammerlängen gearbeitet.

Zusammenfassung

Nach einem Überblick über den französischen und westdeutschen Eisenerzbergbau werden einige hochproduktive Abbauverfahren aus den süddeutschen und französischen Doggererzdistrikten und den Revieren Salzgitter und Ilsede-Peine beschrieben. Wenn die beschriebenen Abbauverfahren selbstverständlich auch nicht ohne weiteres und in allen ihren Einzelheiten auf andere Eisenerzlagerstätten übertragen werden können, so bietet ein Studium dieser modernen Verfahren doch zweifellos nüztliche Anregungen für den Eisenerzbergbau der DDR.

Literatur

[1] Taschenkalender für Bergbau auf Braunkohle, Erz, Salz, Erdöl — 1959, S. 179.
[2] *Friedensburg:* Bergwirtschaft der Erde. 1956.
[3] Erzmetall (1961).
[4] Erzmetall (1962).
[5] *Tincelin, Sinou:* Der Zusammenbruch der durch Abbau in kleinen Pfeilern geschaffenen Räume. Internationaler Kongreß für Gebirgsdruckforschung, Paris 1960.
[6] *Gimm, W., Pforr, H.:* Gebirgsschläge im Kalibergbau unter Berücksichtigung von Erfahrungen des Kohlen- und Erzbergbaues. Freib. Forsch.-H. A 173, Berlin 1961.

Der Magazinbau in der Grube Halsbrücke des VEB Bergbau- und Hüttenkombinat „Albert Funk“, Freiberg

Von HEINZ GÖRL, Freiberg

Die Erzgänge des Freiberger Lagerstättenbezirkes durchsetzen das kristalline Grundgebirge des östlichen Erzgebirges. Es besteht im wesentlichen aus kristallinen Gesteinen der erzgebirgischen Gneisformation, deren Charakter durch Einlagerungen von Amphibolit, Granit, Glimmerschiefer, Quarzit und rotem Gneis unterbrochen wird. Innerhalb dieser älteren Gesteinsabfolge treten noch jüngere varistische Eruptivkörper auf, von denen vor allem der im Zentrum der Freiberger Gneiskuppel auftretende Niederbobritzscher Granit zu erwähnen ist.

Im Freiberger Lagerstättenbezirk lassen sich 6 verschiedene Gangformationen unterscheiden, von denen im gegenwärtigen Bergbau nur noch die kiesig-blendige Bleierzformation (kb) und die fluorbarytische Bleierzformation (im folgenden fba-Formation genannt) wirtschaftliche Bedeutung haben und in den Grubenbetrieben Freiberg und Brand (kb) und in der Grube Halsbrücke (fba) des Bergbau- und Hüttenkombinats „Albert Funk“ abgebaut werden.

Die Gänge der fba-Formation sind im Kerngebiet des Freiberger Erzbezirkes ausgebildet. Bedeutender sind aber die fba-Ausfüllungen im Nordteil bei Halsbrücke und Rothenfurth, vor allem was die streichende Erstreckung, Vererzung und damit die Bauwürdigkeit anbetrifft. Im ganzen gesehen zieht sich eine NW–SO gerichtete Gangzone dieser jungen Freiberger Vererzungsphase von Roßwein im äußersten NW über Rothenfurth, Halsbrücke, Tuttendorf, südwestlich Hilbersdorf bis in die Gegend von Weigmannsdorf im SO des Freiberger Erzbezirkes (Abb. 1).

Bekannt sind 200 fba-Gänge, wobei neben ihrer paragenetischen Zusammengehörigkeit ein auffälliges einheitliches Gangstreichen von WNW–OSO charakteristisch ist. Die Mächtigkeit der Gangspalten überschreitet normalerweise nicht 0,5 m. In Hauptgängen, wie Halsbrücker Spat, Drei Prinzen Spat und Ludwig Spat, sind Gangmächtigkeiten von 4 m und mehr nicht selten. Die Gänge fallen im Mittel steil bis sehr steil ein, gegen 55 bis 80°, und zwar im NO-Teil der Gangzone nach N bzw. NO und im Südteil nach S bzw. SW. Diese Zweiteilung des Gangeinfallens ist wahrscheinlich auf den Bau der Freiberger Gneiskuppel und die Auswirkung nach Intrusion granitischer Magmen zurückzuführen.

Der Halsbrücker Spat (Abb. 2), mit seinen westlichen und östlichen Fortsetzungen sowie mit seinen Nebengängen und -trümern als Halsbrücker Gang bezeichnet, kann als Hauptvertreter der fba-Formation gelten. Mit 8,5 km streichender Erstreckung von Falkenberg im SO bis in die Gegend nördlich von Großschirma im

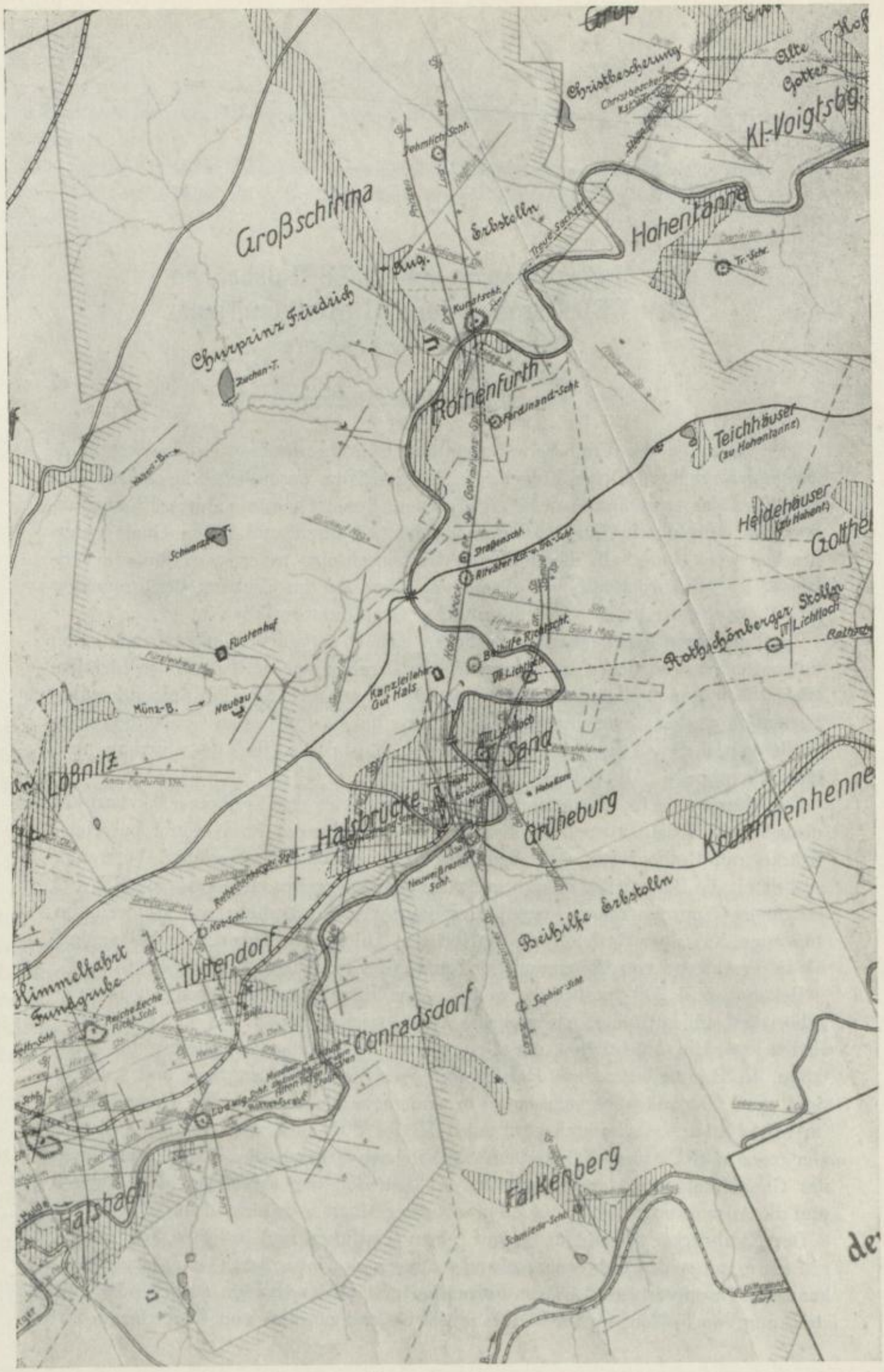


Abb. 1. Übersicht der Pba-Gänge

Abb. 2. Halsbrucker Spat mit Nebentrumer

FFH: A 307

NW ist der Halsbrücker Spat die längste Gangspaltenzone des gesamten Freiberger Revieres.

Charakteristisch für die Gänge der fba-Formation ist die Ausbildung von 2 verschiedenartigen Paragenesen, die als Hartes bzw. Weiches Trum bezeichnet werden, wobei das Harte Trum vornehmlich aus hornsteinartigem Quarz besteht, während das Weiche Trum Flußspat mit wenig Chalcedon führt. Als Erzminerale seien nur die wichtigsten genannt: Bleiglanz, Zinkblende, Baryt, Markasit, Arsenkies, untergeordnet Tetraedrit, Rotgültigerze und Bournit.

Im Grubenbetrieb Halsbrücke wird seit Jahrzehnten der klassische Firstenstoßbau als Abbauverfahren angewendet. Obwohl sich diese Abbaumethode wegen ihrer guten Anpassungsfähigkeiten an die Eigenarten einer Ganglagerstätte immer wieder bewährt hat, stellt bei dem heutigen Stand der Bohr- und Schießtechnik

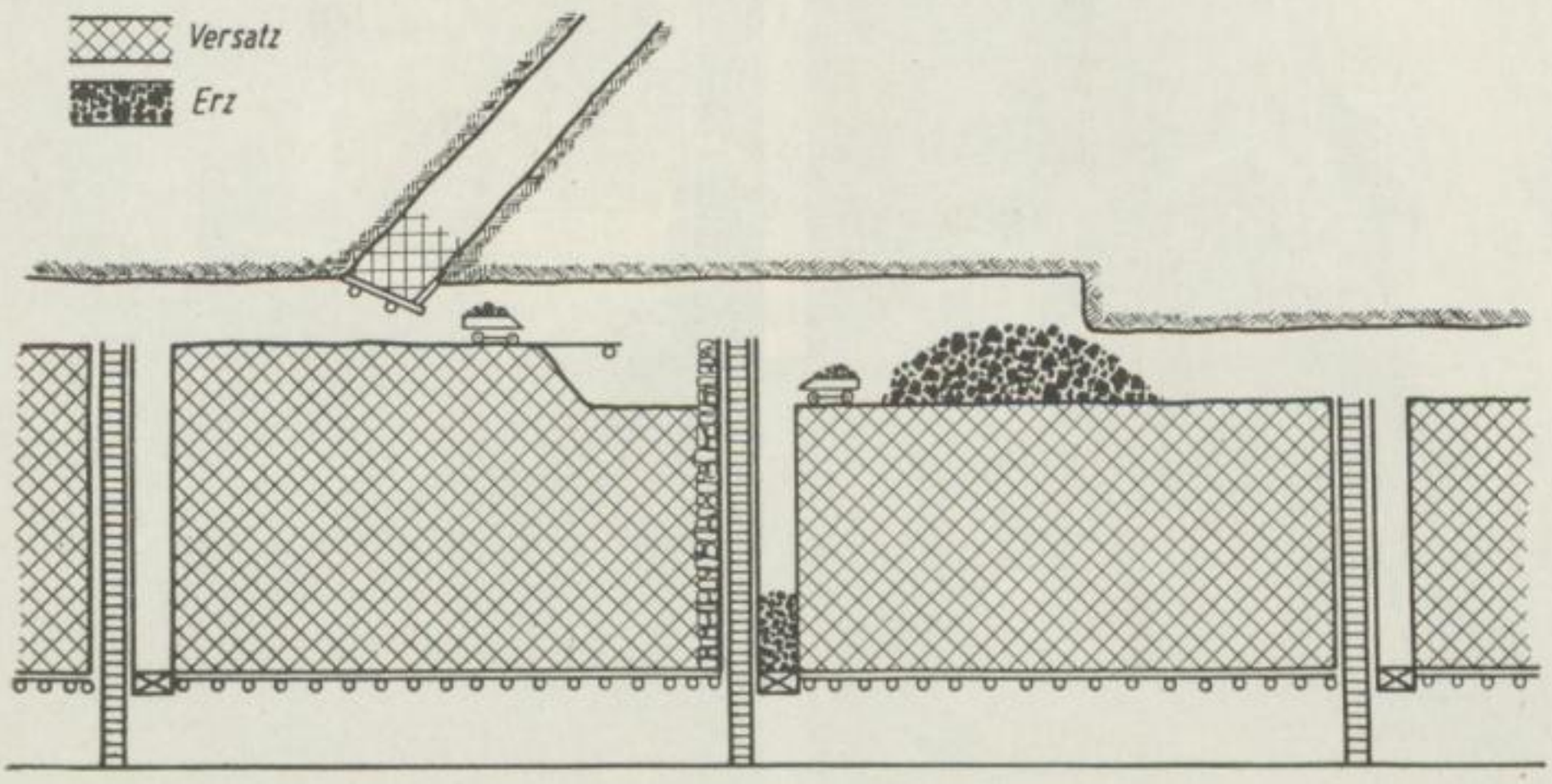


Abb. 3. Firstenstoßbau

insbesondere der große Zeitaufwand für die Lade- und Förderarbeit im Abbau eine der wesentlichsten Nachteile dar.

In der Abb. 3 ist das Schema des üblichen Firstenstoßbaues dargestellt. Der Verhieb erfolgt streichend, die Abbaurichtung ist schwebend, der Rollenabstand beträgt maximal 40 m. Das Gleis für die Erzabförderung wird in die Abbaustrecke bzw. später auf den Fremdversatz verlegt. Nach Anschuß des Getriebes von 2 m wird sofort mit der Ladearbeit begonnen. Die Verladung erfolgt entweder in Abbauwagen mit 0,3 m^3 Inhalt oder in Einschienenförderern mit 0,2 m^3 Inhalt. Nach dem Auserzen des Getriebes werden Fremdberge über Steigorte eingeschleust. Steigorte sind mit 45° diagonal im Gang aufgefahrene Vorrichtungsbaue in einem Abstand von 80 m. Sie dienen außer der Zuführung von Fremdbergen der Bewetterung und der Bemusterung der Lagerstätte. Zur Abförderung des geschossenen Haufwerkes wurden in den letzten Jahren in größerem Umfange Einschienenförderer eingesetzt (Abb 4 und 5). Die einzelnen Schienenstücke der Laufbahn besitzen eine Länge von 1,5 bis 3,0 m; die Verbindung der Schienen erfolgt durch

Zwischenstücke. Die lose auf das Fahrgestell gesetzte Wanne ist auf einem Drehgestell gelagert und läßt sich dadurch in jede gewünschte Richtung kippen. Vorteile gegenüber dem alten Abbauhunt sind geringere Ladehöhe, leichteres Fördern und schnelleres Verlegen des Gestänges.

Die beim Schrägbau gesammelten Erfahrungen – ein 1953 versuchsweise eingeführtes Abbauverfahren, das jedoch durch große Nachteile, wie Wegfall der Klaubemöglichkeit, große Erzverluste, keine besondere Gewinnung tauber Partien,

Abb. 4.
Einschienenförderer im Abbau

Abb. 5.
Einschienenförderer – Wanne mit Unterteil

nicht wirtschaftlich angewendet werden konnte und aus Zeitmangel hier nicht näher betrachtet werden kann – waren der Anlaß zur Einführung des Firstenstoßbaues mit kurzem, schräggestelltem Abbaustoß, der in 2 Varianten gefahren wird:

mit Handförderung unter Einsatz von Ladebühnen,
mit Schüttelrutschen und Ladekästen.

In diesen Ausführungen wird die Variante mit Schüttelrutschenabbau dargelegt.

Der Abbau beginnt an einem Steigort und wird zweiflügelig bis zu den nächsten Rollen betrieben (Abb. 6). Die Abbaurichtung bleibt auch hier schwebend und der Verhieb streichend. Die Abbaustrecke wird nicht horizontal, sondern schräg unter einem Winkel von 8° angelegt, während der Ortsstoß unter einem Winkel von 45° schräg gestellt wird. Über das bereits schon erwähnte Steigort wird der Fremd-

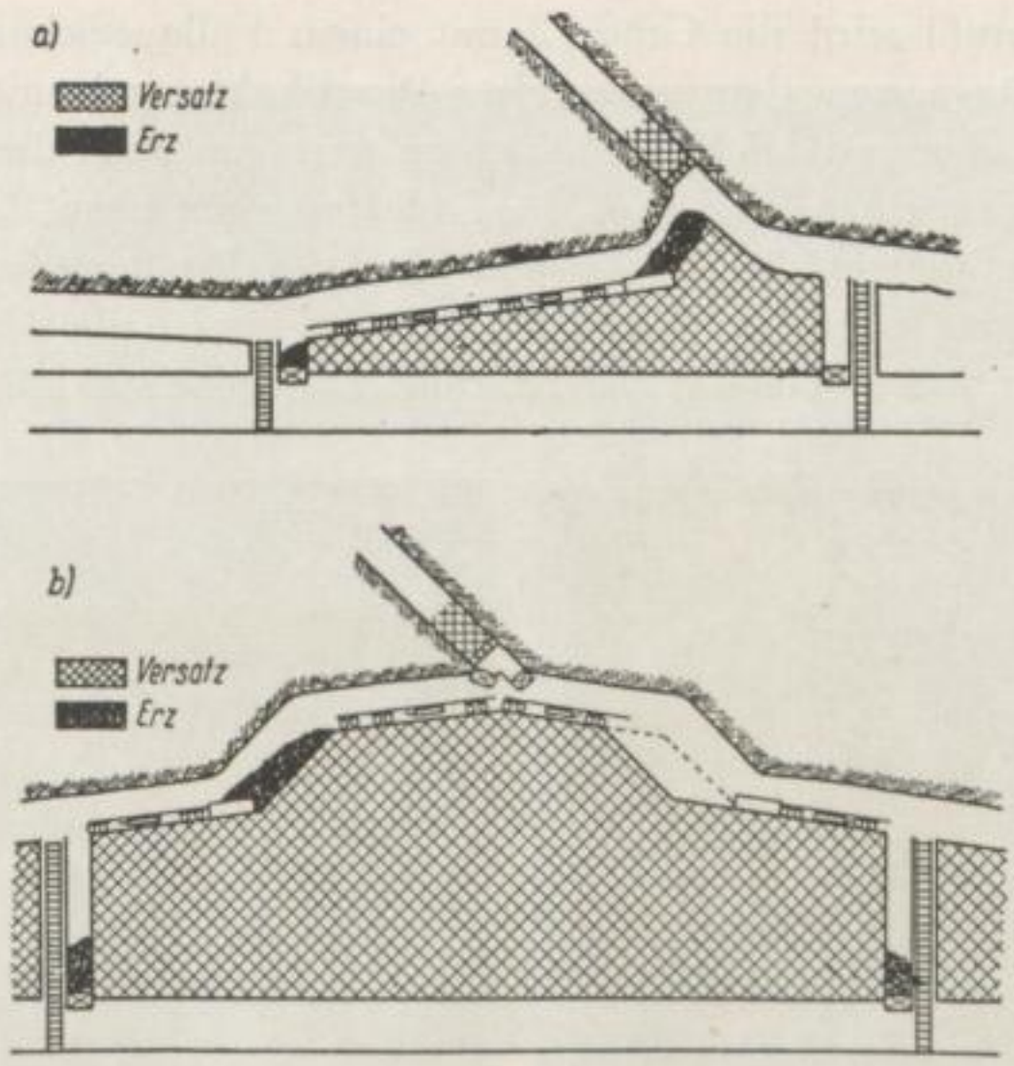


Abb. 6. Firstenstoßbau mit schräggestelltem Abbaustoß und Schüttelrutsche

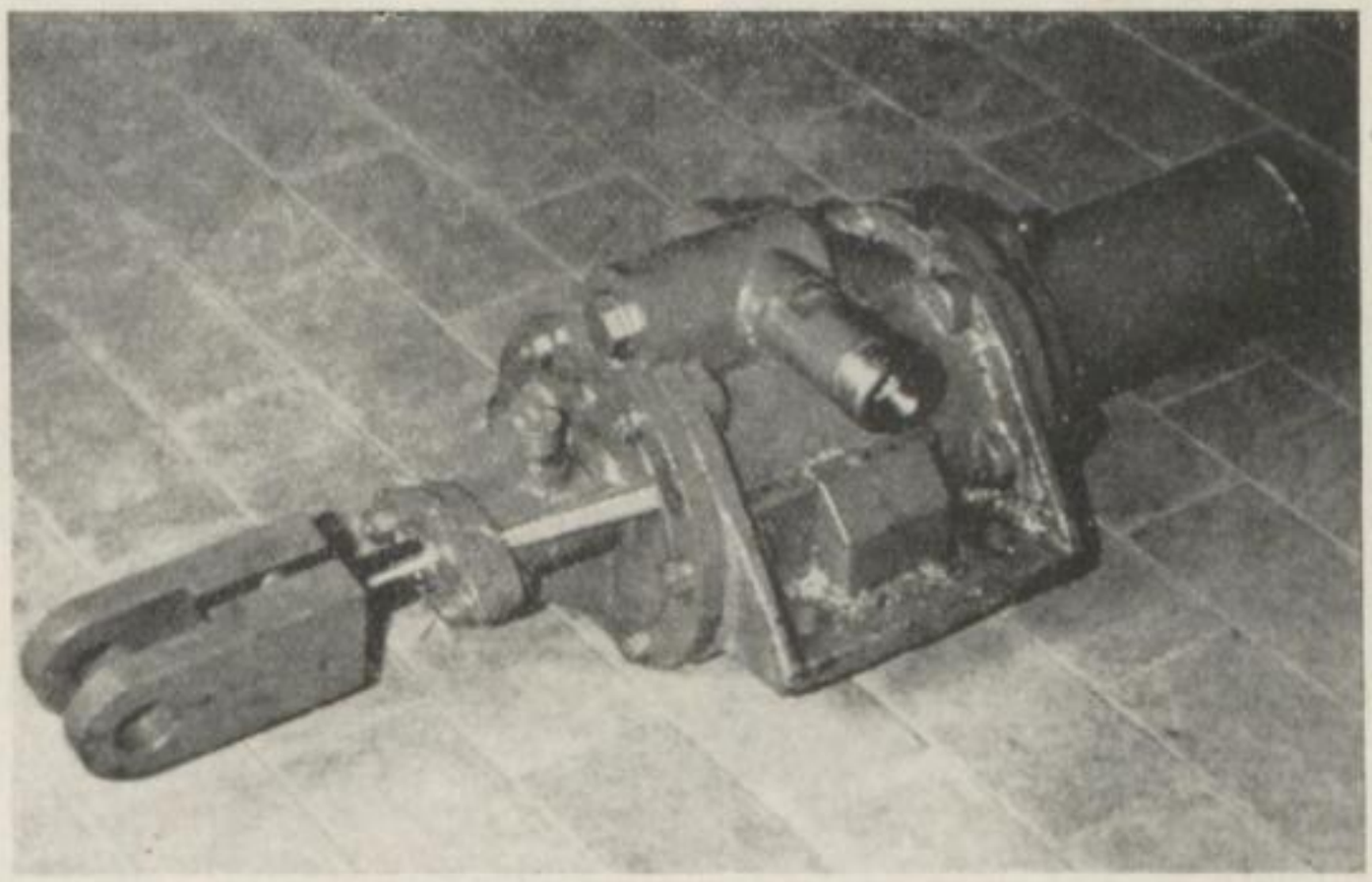


Abb. 7. 3,5-PS-Schüttelrutschenmotor

versatz zugeführt, und zwar soviel, daß stets ein genügend großer Arbeitsraum für die Bohrarbeit vorhanden ist. Der Ortsstoß wird mit horizontalen Bohrlöchern bis 1,8 m Tiefe abgebohrt. Die 3,5-PS-Schüttelrutschenmotoren vom VEB Bergbaumaschinen Seehausen (Abb. 7) sind besonders für den Gangerzbergbau geeignet, da sie wegen ihrer geringen Maße sehr leicht zu transportieren sind. Der Rutschenmotor wird auf einem U-Rahmen befestigt, unter dem Rutschenstrang auf das Haufwerk gesetzt und mittels Spreize zwischen Firste und Lagerbock verspannt (Abb. 8).

Als Rutschenprofil wird die Größe 3 mit einem Füllquerschnitt von 530 cm^3 und einer Stoßlänge von 3 m verwendet. Die Bleche sind mit Hammerkopfschrauben verbunden und auf Kugelstühlen gelagert. Am Kopf der Schüttelrutsche unter dem schräggestellten Stoß wird der Ladekasten aufgebaut (Abb. 9).

Vor dem Schießen wird der Ladekasten mit Schwellen abgedeckt und miteinander verklammert. Nach dem Abtun der Schüsse werden die Querabdeckungen stückweise entfernt, so daß eine genügend große Erzmenge selbsttätig in den Lade-

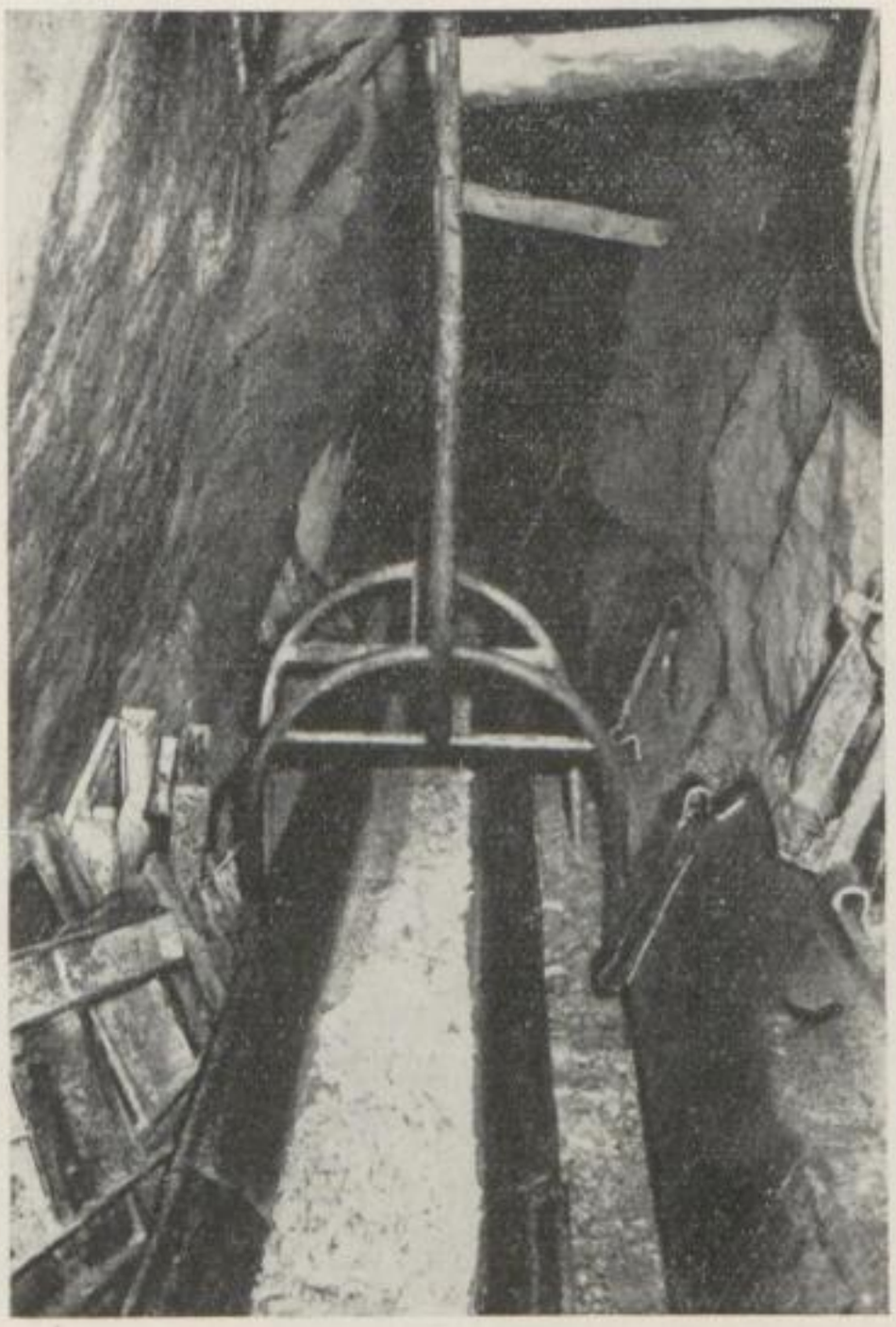


Abb. 8. Im Abbau verlegte Schüttelrutsche

Abb. 9. Schüttelrutsche im Einsatz

kasten rutscht oder mit einer Kratze leicht herangezogen werden kann. Nach Beendigung der Erzförderung wird der Ladetisch geraubt, die Erzrutsche um 1,5 bis 2 m verkürzt und die Versatzrutsche um das gleiche Maß verlängert. Fremdversatz wird über einen Rollenverschluß auf die Schüttelrutsche aufgegeben (Abb. 10).

Neben der Mechanisierung durch Schüttelrutschen wurden gleichzeitig Versuche mit Schrapperförderung angestellt. Bei der Abbaumechanisierung mit Schrapper wird im Firstenstoßbau ein 2 m hoher Stoß hereingewonnen (Abb. 11).

Es galt, ein Abbauverfahren einzuführen bzw. zu entwickeln, bei dem die Ladearbeit gänzlich mechanisiert werden konnte, oder ein Verfahren, bei dem die Ladearbeit gänzlich zu vernachlässigen ist. Die durchgeführten Versuche zeigten nicht den gewünschten Erfolg. Die Untersuchungen ergaben, daß die eingesetzten

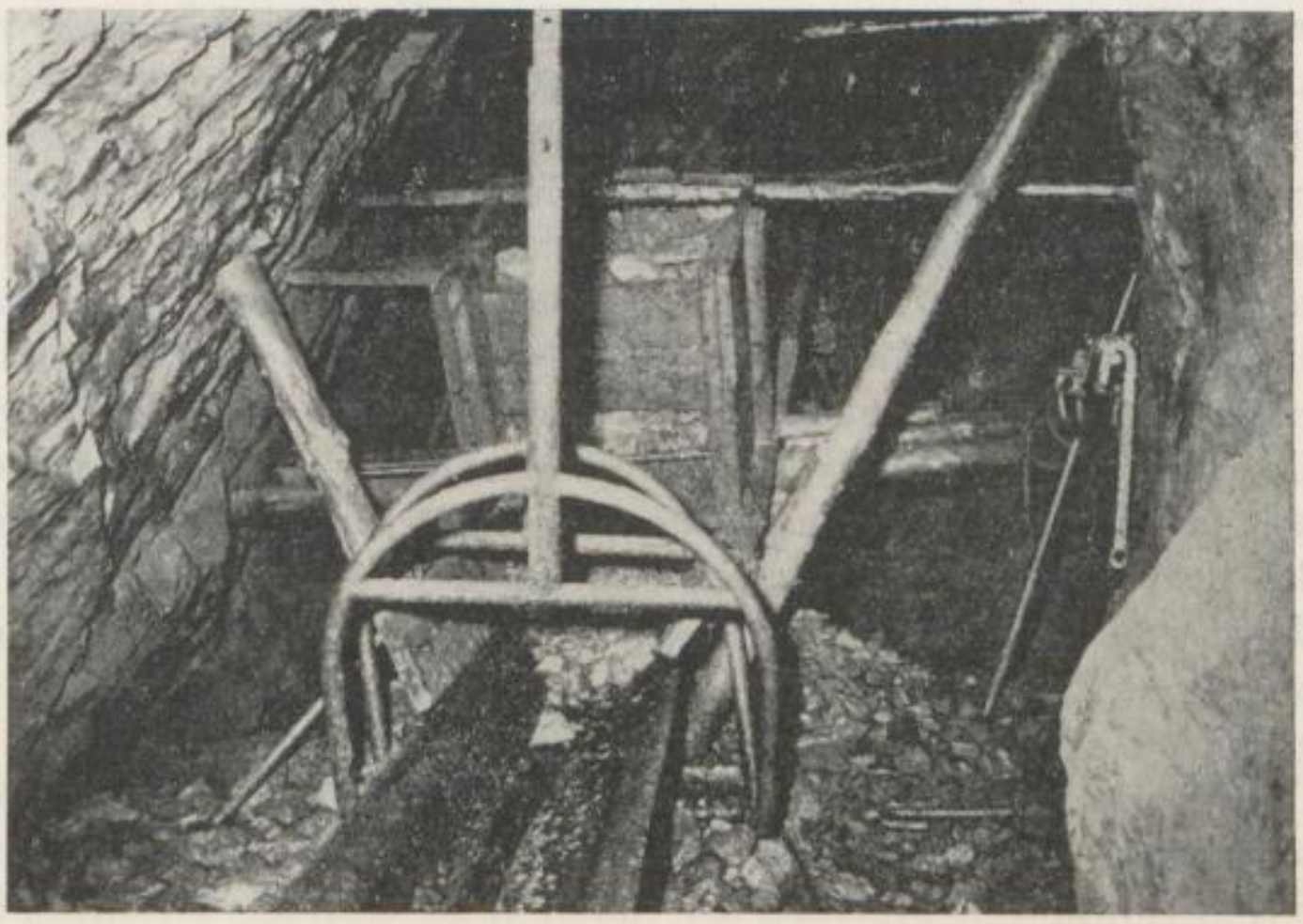


Abb. 10. Versatzzuführung

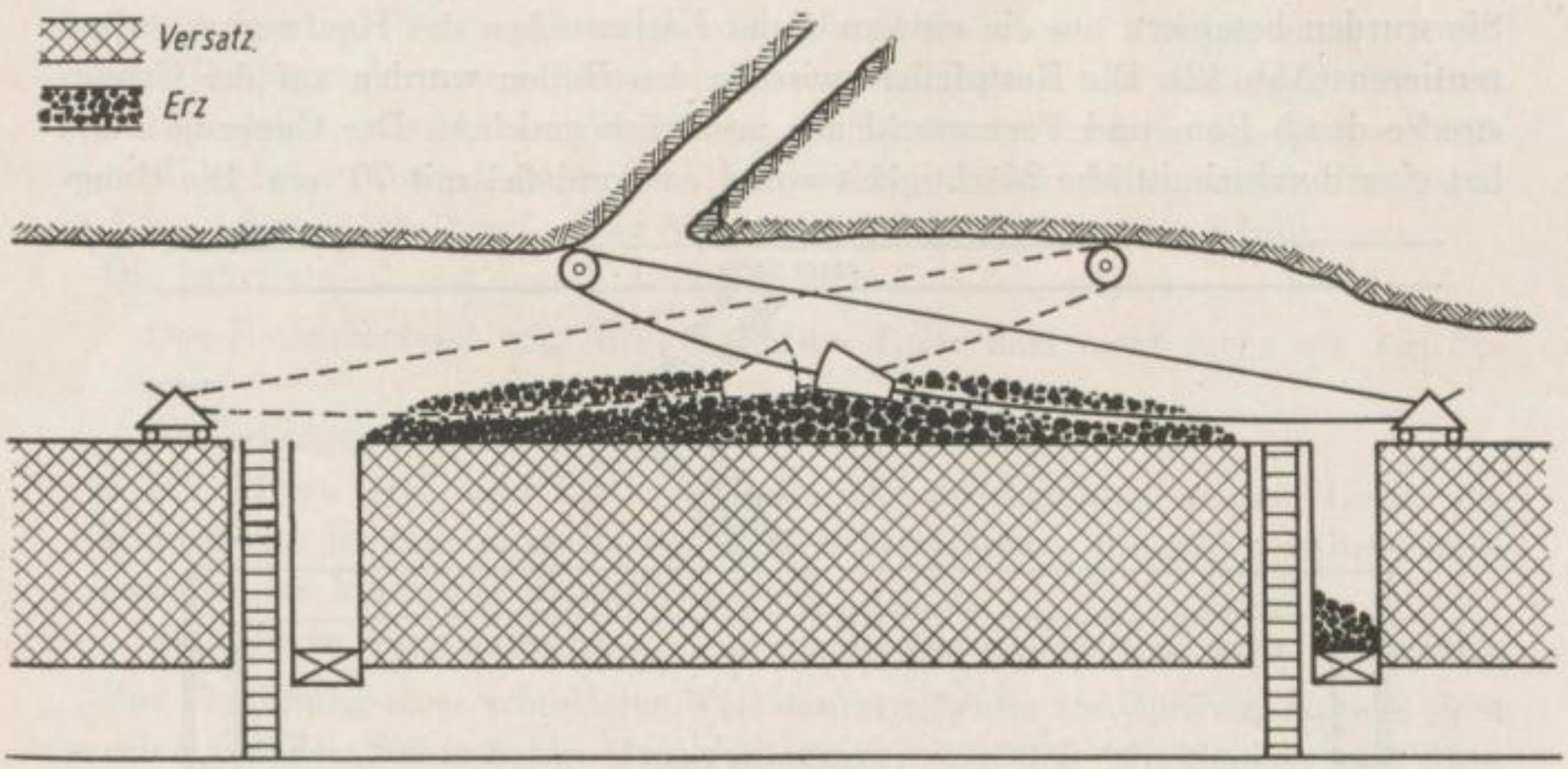


Abb. 11. Firstenstoßbau mit Schrapperförderung

Schrappaggregate in ihrer Leistungsdimensionierung den Anforderungen nicht entsprachen. Schrapphaspeln mit größeren Leistungen und Preßluftantrieb sind in ihrer Ausführung zu schwer. Des weiteren sind die hohen Planverluste sowie der Verdünnungsgrad nicht zu vertreten. Um den Betrieb wirtschaftlicher zu gestalten und die geforderte Steigerung der Plankennziffern im Abbau zu erreichen, war es notwendig, geeignetere Abbauverfahren zu suchen und einzuführen.

Ausgehend von diesen Erwägungen, befaßte sich 1959 ein kleines Kollektiv mit der Möglichkeit, den Magazinbau in den steil stehenden Gängen des Halsbrücker Gangzuges sowie in seinen Nebentrümern zur Anwendung zu bringen.

Ähnliche Versuche wurden bereits in den letzten Kriegsjahren durchgeführt. Sie scheiterten jedoch sämtlich daran, daß größere Ablösungen im Hangenden und Liegenden der Gänge ein weiteres Nachrutschen des geschossenen Massespiegels verhinderten und damit den Magazinbau ständig zum Scheitern verurteilten.

Diese wenigen Erkenntnisse hinderten das Kollektiv nicht, einen Versuchsbau im Diagonaltrum auf der 250-m-Sohle anzulegen.

Auf Grund der bekannten Ergebnisse beim Magazinbau im Halsbrücker Bergbau galt es, besonders der Tatsache eines schnellen Verhiebsfortschrittes bei maximaler streichender Erstreckung der einzelnen Abbaublöcke Rechnung zu tragen. 1959 wurden 2 Blöcke mit je 40 m streichender Länge vorgerichtet. Als Flucht- und Wetterweg sowie der Materialzuführung dienten Steigorte, wie sie bei den bisher geschilderten Abbauverfahren verwendet werden. Der Rollenabstand betrug von Rollenmitte zu Rollenmitte 5 m, während als Rollenbegrenzung jeweils eine Fahrrolle angelegt wurde. Beiderseits der Rollenöffnung wurde das Rolloch trichterförmig nach oben erweitert. Die Trichterschrägen hatten eine Neigung von 55 bis 60°. Sie wurden betoniert, um ein einwandfreies Nachrutschen des Haufwerkes zu garantieren (Abb. 12). Die Restpfeiler zwischen den Rollen wurden auf der Grundstrecke durch Bau- und Verzugsschienen zusätzlich gesichert. Der Gangzug selbst hat eine durchschnittliche Mächtigkeit von 1,7 m und fiel mit 70° ein. Die Gang-

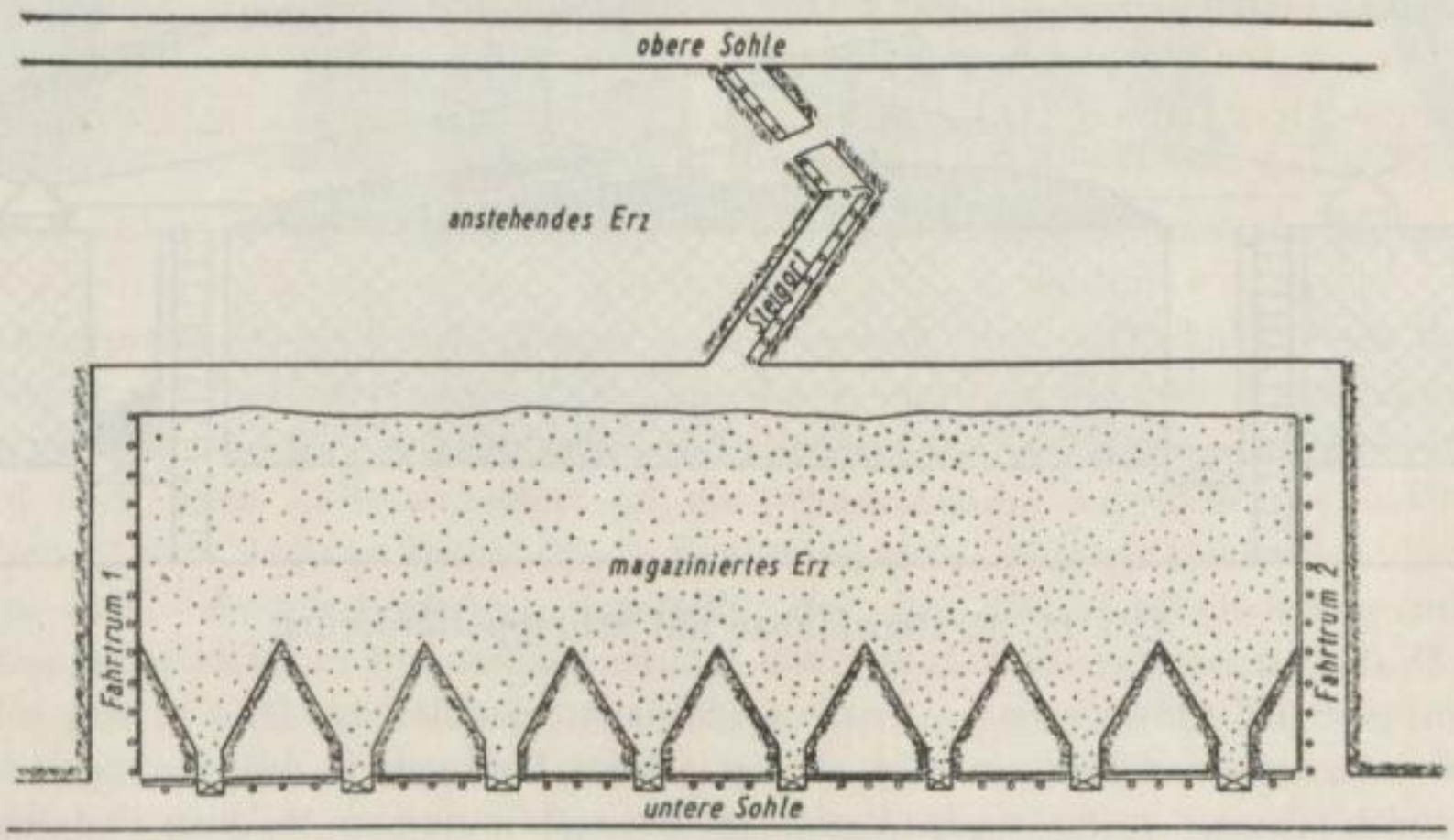


Abb. 12. Magazinbau

füllung bestand aus Quarz, Kalkbaryt und wenig Kalkspat. Das Nebengestein bildete ein grauer Biotitgneis, der in Gangnähe hydrothermal angegriffen war.

Für den Versuchsabbau wurde eine dreischichtige Belegung, bestehend aus je einem Schießhauer, 2 Bohrhauern und 1 Zimmerhauer für ausreichend gehalten. Gleichzeitig wurde der Abbau in seiner streichenden Länge in 3 Abschnitte unterteilt, wobei jedes Ortsdrittel nach einem festgelegten Arbeitszyklus einen bestimmten Bauabschnitt erhalten sollte. Gebohrt wurde mit dem BH 16 und einer einfachen Bohrstütze. Für die gesamte Gangmächtigkeit waren 3 Bohrlochreihen erforderlich. Die Bohrlöcher besaßen ein Ansteigen von 60° zum Steigort und hatten eine durchschnittliche Tiefe von 1,4 m. Die Schießarbeit erfolgte unter Verwendung von Millisekundenzündern und Brückenzeitzündern. Als Sprengstoff kamen Gelatine-Donarit und Donarit I zum Einsatz. Nach den ersten Getrieben (Scheiben) zeigte es sich, daß der vorgesehene Arbeitszyklus mit der Drei-Teilung der streichenden Abbaulänge aus verschiedenen Gründen nicht einzuhalten war. Durch das relativ geringe Einfallen des Ganges blieb der größte Teil des geschossenen Haufwerkes am Liegenden sitzen und mußte mühsam nach den im Hangenden gebildeten Rollentrichtern gezogen werden. Zum anderen trat im Hangenden Schalenbildung bis zu 1 m Stärke auf, die mit großem Arbeitsaufwand geankert bzw. mit 70er Schienen unterfangen werden mußte.

Das Magazin wurde bei einem Sohlenabstand von 50 m in 5 Monaten durchgebaut, wobei eine durchschnittliche Mann- und Schicht-Leistung von 2,38 m^3 erreicht wurde. Während die Ortsbelegung anschließend den in gleicher Weise vorgerichteten 2. Magazinbau fuhr, wurde das 1. Magazin leergezogen. Dabei zeigte sich, daß trotz der aufbetonierten Schrägen Haufwerksäulen von 3 m Stärke zwischen den einzelnen Rollen stehenblieben. Diese Säulen wurden unter schwierigsten Bedingungen mittels Druckwasser von der Kopfstrecke aus angegriffen und zum Einstürzen gebracht. Im Augenblick des Zusammenbrechens der letzten Haufwerksäule brach vom Abbautiefsten bis zur Kopfstrecke das gesamte Hangende in 1 bis 1,5 m Stärke herein. Der Abbau wurde dadurch zu $^3/_4$ verfüllt.

Die Erkenntnisse aus dem 1. Versuchsbau waren folgende:

Der Rollenabstand von Mitte zu Mitte Rolle darf nicht mehr als 3 m betragen.

Die Schrägen an den Rollen werden nicht betoniert.

Der Abbau darf nicht bis zur Kopfstrecke durchgeführt werden. Gegen die Kopfstrecke ist eine Schwebe von 3 m stehenzulassen, die alle 3 m bzw. nach anstehender Vererzung durchörtert wird.

Ablösungen im Hangenden und Liegenden des Ganges sind sofort zu ankern.

Zur Erreichung eines schnelleren Verhiebsfortschrittes im Gangzug Samuel Spat wurden auf der 200-m-Sohle Magazine mit streichenden Blocklängen von 25 m bei einem Sohlenabstand von 50 m vorgerichtet (Abb. 13).

Die Rollenaufbrüche in 3 m Abstand von Mitte zu Mitte Rolle sowie der spätere Ausbau der Firste zwischen 2 Rollen brachten die Schlußfolgerung, bei relativ gut anstehenden Gangpartien den gesamten Firstenkasten herunter zu schießen und nachfolgend mittels Bau- und Verzugsschienen die Rollen einschließlich der Abdeckung einzubringen. Diese Art der Vorrichtung ergab eine Leistungssteigerung

in der Vorrichtung von Magazinabbauen. Als ein derartiger Magazinbau von 25 m Blocklänge zur Hälfte hochgefahren wurde, zeigte es sich aber, daß die streichende Abbaulänge zu gering bemessen war. Die anfallenden Zimmerungsarbeiten beim Nachziehen der beiden Fahrüberhauen wirkten sich trotz Vergrößerung der Abbohrtiefe negativ auf den Verhiebsfortschritt aus.

Mit den folgenden Magazinen mußten weitere Erfahrungen gesammelt werden in bezug auf den optimalen Verhiebsfortschritt bei maximal streichender Er-

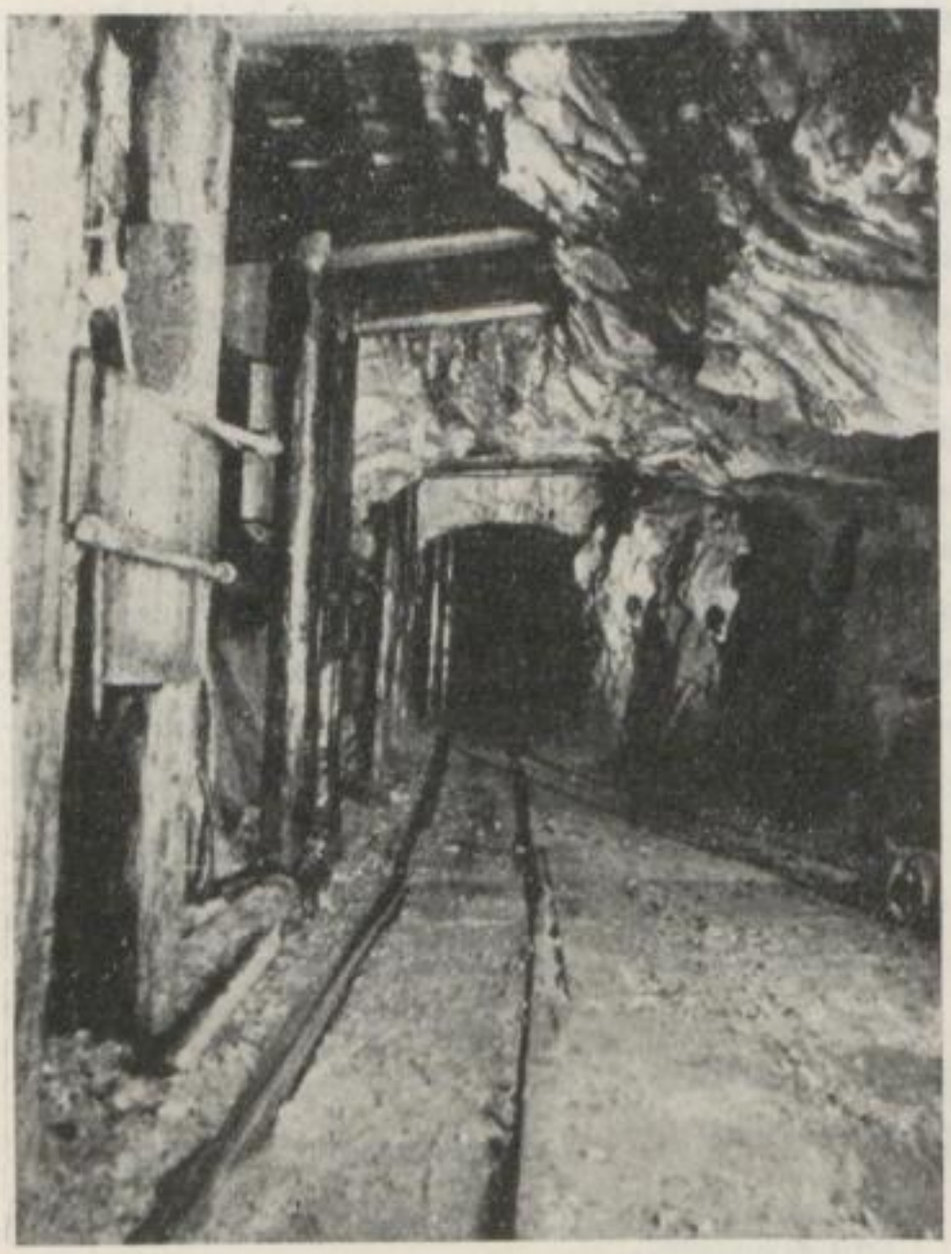


Abb. 13. Anordnung der Magazinrollen

Abb. 14. Magazinrolle mit eingebrachten Firstenkasten

streckung des Abbaublockes. Weiterhin mußte versucht werden, dieses Abbauverfahren auf die übrigen Gänge und Nebentrümer des Halsbrücker Spates zu übertragen, um in Zukunft den größten Teil der Abbauerze aus Magazinen gewinnen zu können.

Die 1960/61 gefahrenen Magazinbaue brachten dem Betrieb klare Erkenntnisse in der weiteren Fortführung und Verbreitung dieses Abbauverfahrens. Während 1962 40% der Abbauerze aus Magazinen gezogen wurden, wird sich dieser Anteil 1963 auf 70% erhöhen, während der Rest zu fast gleichen Teilen aus Schüttelrutschenfirsten mit kurzem, schräggestelltem Stoß sowie aus Firstenstoßbauen gebracht wird.

Magazine werden jetzt in der Grube Halsbrücke grundsätzlich in einer streichenden Länge von 50 bis 60 m angelegt. Nach vorangegangenem Drücken des Firstenkastens (Abb. 14) erfolgt der Rolleneinbau in Abständen von 3 m. An den Blockbegrenzungen werden mit dem normalen Verhieb 2 Fahrüberhauen hochgezogen (Abb. 15). Eine vorangehende vertikale Auffahrung von Überhauen an Stelle der Fahrüberhauen bringt zwar eine Verbesserung der Mann- und Schicht-Leistung und des Verhiebsfortschrittes, kann jedoch aus Gründen des Vorlaufes, der Arbeits-

Abb. 15. Fahrüberhauen

Abb. 16. Halteseil im Magazinbau

kräfte und der mit dieser Auffahrungsart verbundenen Mann- und Schicht-Leistung nicht zur Anwendung kommen. Die intensivste Abbaubelegung wird mit 5 Mann/Schicht erreicht, wobei 3 Personen bohren und 2 Arbeitskräfte für die Bau- und Sicherungsarbeiten angesetzt werden. Zur Sicherung der Belegschaft gegen unvorhergesehenes Nachsinken des Haufwerkes wird im Hangenden ein Halteseil verlegt (Abb. 16). Ein Anseilen der Abbaubelegung wird nicht für erforderlich gehalten. Während des Ziehens der einzelnen Magazinrollen besteht eine ständige Verbindung mit der Abbaubelegung, wobei der zu ziehende Teil der Firste für diese Zeit nicht belegt wird. Vor dem Leerziehen der Magazine werden die Bauschienen durch Hilfsstempel zusätzlich gesichert, die nach dem Verfüllen der Magazine wieder zurückgewonnen werden.

Nach dem erfolgten Leerziehen werden die Verzugsschienen auf das Maß des Abstandes der eingezogenen Bauschienen geschnitten und auf den Fuß der Bauschienen aufgelegt (Abb. 17). Diese Art der Rollenverwahrung hat sich bisher gut bewährt.

In den folgenden Darstellungen soll die Wirtschaftlichkeit des Magazinbaues mit den übrigen Abbauverfahren verglichen werden.

Abb. 17. Rollenverwahrung beim Magazinbau

Die Betriebspunkte unterliegen einer gesonderten Kontierung der Grundkosten, wobei allerdings die Abschreibungen den Anlagegegenständen zugeschlagen und die Energiekosten zu kalkulieren sind, da letztere gleichmäßig auf sämtliche Betriebspunkte umgelegt werden. Bei den geschilderten Anlagen wurden folgende Abschreibungssätze angenommen:

Rutschenmotore, Lagerböcke	20 %
Rutschenbleche, Kugelstühle, Bolzen	50 %
Schrapperausrüstungen	20 %

Für die Regelung der spezifischen Abschreibungen je anstehenden m^3 wurde die Ausrüstung der zu vergleichenden Abbaue angenommen. Die Anlagekosten für Abbaufördermittel sind aus Tabelle 1 zu ersehen. Daraus ist klar ersichtlich, daß

Tabelle 1. Anlagekosten für Abbauförderungsmittel

	Anlagekosten je m Firstenlänge		Monatliche Abschreibungen		Spez. Abschreibungen	
	[DM]	[%]	[DM]	[%]	[DM/m³]	[%]
Handförderung	12,80	7,5	30,60	2,9	0,071	3,9
Schrapperförderung	96,50	57,0	193,00	18,0	0,58	32,0
Schüttelrutschenförderung	170,00	100,0	1070,00	100,0	1,81	100,0
Magazinbau	—	—	—	—	—	—

Tabelle 2. Durchschnittskosten bei verschiedenen Abbaufördermitteln

Vergleichszeitraum	Handförderung 1. 5. 1958 bis 31. 3. 1959		Schrapper 1. 1. 1959 bis 30. 4. 1959		Schüttelrutsche 1. 1. 1959 bis 30. 6. 1959		Magazinbau 1. 1. bis 30. 6. 62	
	[DM/m³]	[%]	[DM/m³]	[%]	[DM/m³]	[%]	[DM/m³]	[%]
Abschreibungen	0,07	0,15	0,58	1,5	1,81	5,1	0,07	0,33
Sprengmittel	2,00	4,2	1,96	4,9	1,40	3,9	2,70	12,79
Sonstiges Hilfsmaterial u. andere Arbeitsmittel	3,00	6,2	4,57	11,5	3,82	10,8	2,64	12,50
Lohnkosten	32,65	68,1	23,45	58,8	19,99	56,2	9,87	46,75
SVK	6,21	12,9	4,47	11,2	3,80	10,8	1,78	8,43
Ind. Grundkosten o. Druckluftkosten	3,92	8,2	3,92	9,8	3,92	11,1	3,92	18,57
Druckluftkosten f. Bohrarbeit	0,13	0,4	0,13	0,4	0,13	0,4	0,13	0,62
Druckluftkosten für Förderung	—	—	0,77	1,9	0,60	1,7	—	—
Sa. Grundkosten	47,98	100	39,85	100	35,47	100	21,11	100

die Schüttelrutschenförderung kostenmäßig am höchsten liegt, während bei der Magazinförderung von der Gewinnung des anstehenden Erzes bis zum Verlassen der Magazinrollen keine Anlagekosten auftreten.

Bei der Betrachtung der Energiekosten ist der Magazinbau wiederum im Vorteil. Während die Schüttelrutschenförderung nach Betriebskennwerten mit 0,60 DM Energiekosten/m³ Verhieb und die Schrapperförderung mit 0,71 DM/m³ belastet werden, kann der Magazinbau unberücksichtigt bleiben.

In Tabelle 2 sehen wir die Durchschnittskosten bei verschiedenen Abbaufördermitteln, bei denen die Handfirsten mit Firstenstoßbau durch den hohen Anteil an Lohnkosten und Kosten für Sprengmittel an der Spitze liegen.

Es ist zu bemerken, daß es am zweckmäßigsten ist, Millisekundenzünder bei der Schießarbeit im Abbau einzusetzen. Bei gleichzeitiger Verminderung des Bohrmeteraufwandes von 3,1 auf 2,4 m/m³ fällt gleichzeitig ein geeigneteres Haufwerk an. Auf Abb. 18 ist die Entwicklung der Mann- und Schicht-Leistung der einzelnen

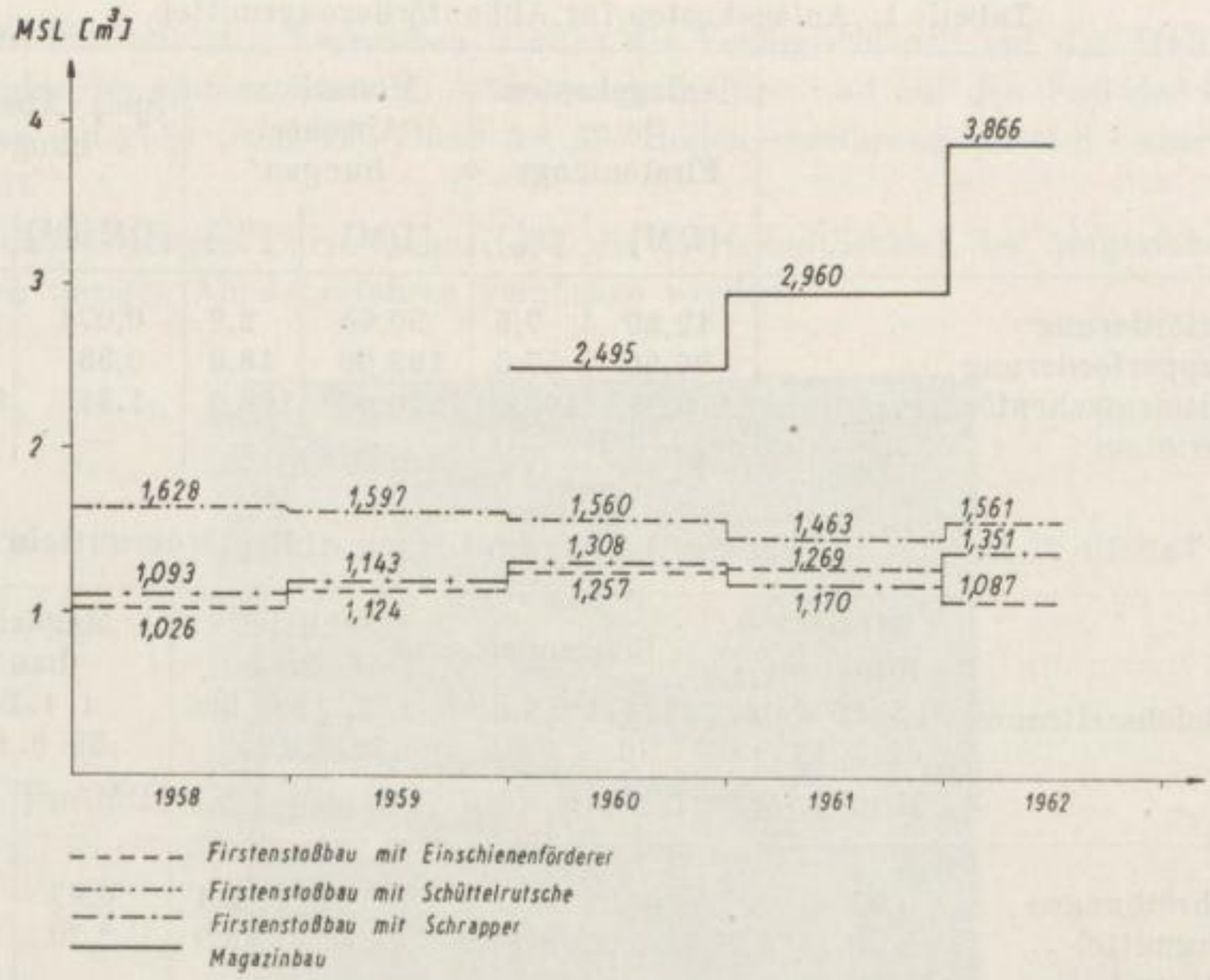


Abb. 18. Mann- und Schicht-Leistungen der verschiedenen Abbaumethoden

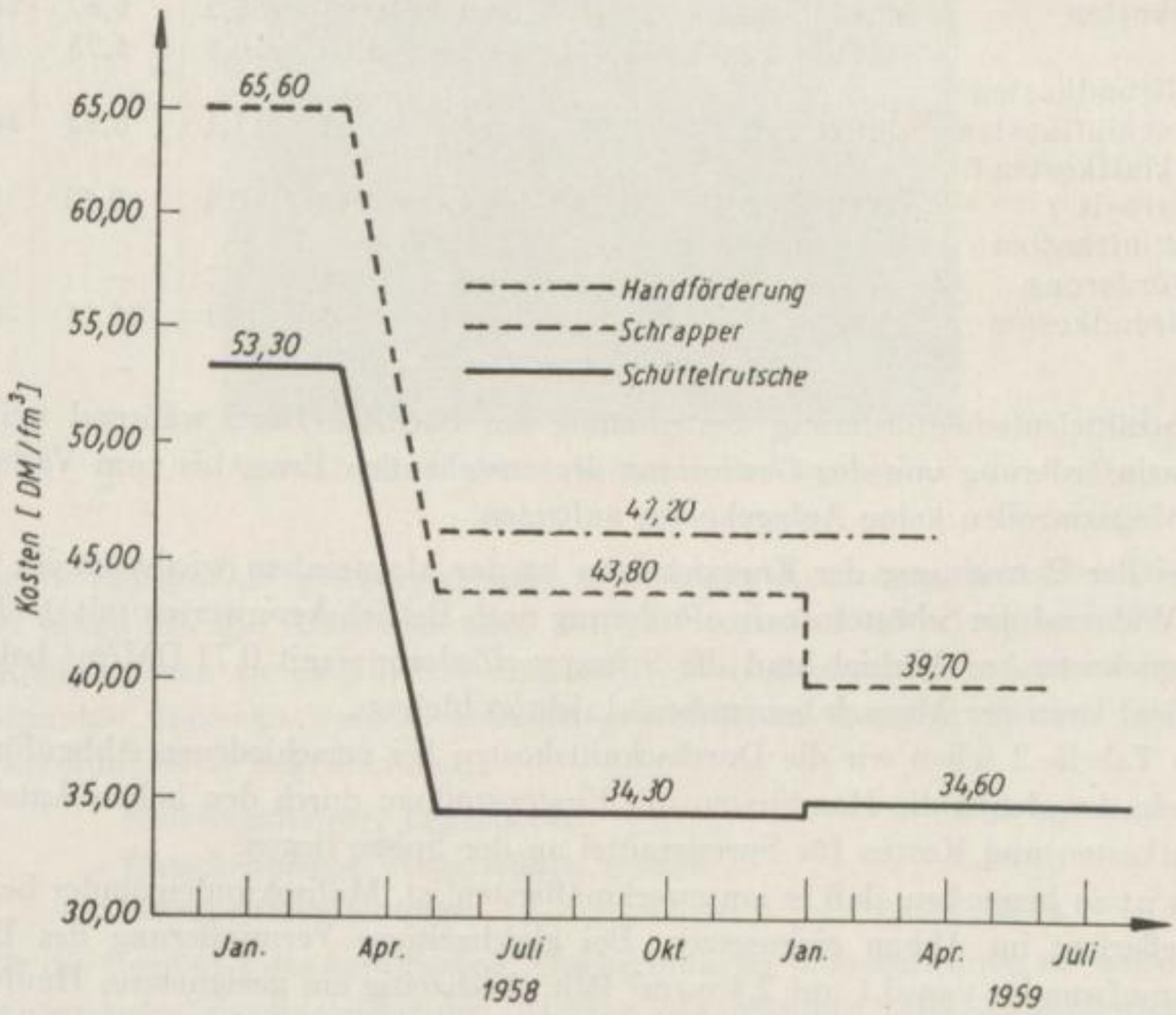


Abb. 19. Kostenvergleich der einzelnen Abbaumethoden

Abbaumethoden dargestellt. Beim Firstenstoßbau ist keine steigende Tendenz zu bemerken. Die Leistungen liegen im Durchschnitt bei 1,1 m^3/M. u. S. Eine ständig steigende Tendenz zeigt dafür der Magazinbau, dessen oberste Grenze noch nicht erreicht ist und nicht unter 7,0 m^3/M u. S. liegen wird. In der Abb. 19 sehen wir den Kostenvergleich der einzelnen Abbaumethoden. Auch hier erkennen wir die ungünstige Tendenz im Firstenstoßbau. Seit 1958 haben wir eine ständige Senkung der Kosten/m^3 erreicht, die mit der Einführung des Magazinbaues 1960 wiederum auf 21,– DM/m^3 gesenkt wurden.

Die bisherigen Untersuchungen und Erfahrungen lassen erkennen, daß eine wesentliche Leistungssteigerung und Kostensenkung mit der Einführung des Magazinbaues möglich ist. Gegenüber den kurz angeführten übrigen Abbauarten entfällt die schwere körperliche Lade- und Förderarbeit, insbesondere bei der Förderung des Roherzes. Während bei den übrigen Abbauverfahren Versatz eingebracht werden muß, entfällt diese Arbeit für die Abbaubelegung und kann zur produktiven Verhiebsarbeit verwendet werden. Die bekannten Erzverluste durch schlecht eingebrachte bzw. abgezogene Planie treten nicht auf, da das gesamte Haufwerk abgezogen wird. Eine Erhöhung der Verdünnung gegenüber den üblichen Abbauverfahren tritt nicht ein, auch wenn bei geringen Gangmächtigkeiten von 0,80 m teilweise Nebengestein mit hereingewonnen wird.

Möglichkeiten in der Leistungssteigerung im Magazinbau liegen einmal in der vollkommenen Ausnützung der Arbeitszeit bei bester Arbeitsorganisation sowie beim Ansetzen der Bohrlöcher mit mindestens 70° Steigung und einer minimalen Abbohrtiefe von 1,70 m. Dabei sind Mann- und Schicht-Leistungen von 7,0 m^3 zu erreichen. In Zukunft sind der Magazinbau mit Ausbau für gebräche bzw. zum Hereinbrechen neigende Gangpartien sowie der versatzlose Magazinbau als Möglichkeit bei der Einführung des Rückbaues zu erproben. In der Zwischenzeit durchzuführende Konvergenzmessungen in Magazinen während des Verhiebes, des Leerziehens und des Versetzens werden weitere Erkenntnisse für die Anwendung des Magazinbaues in der Grube Halsbrücke bringen.

Betriebserfahrungen im Abbau der Zinnerzlagerstätte Ehrenfriedersdorf

Von ROLF MEERSTEIN, Ehrenfriedersdorf

Mitten im Erzgebirge, etwa 25 km südlich von Karl-Marx-Stadt, liegt die Zinnerzlagerstätte Ehrenfriedersdorf.

Bereits 1395 begann hier der Silberbergbau, der allerdings rasch auf die pneumatolytischen Zinnerzgänge überging. Im Laufe der Jahrhunderte wechselten Blütezeit und Krisen einander ab.

Seit 1946 geht der Gangbergbau auf den 11 bisher bekannten, gestaffelten Gangzügen wieder um, deren eigentliche Trümer Mächtigkeiten von 0,5 bis 40 cm und ein Einfallen von 80 bis 90° nach Nord bzw. Süd aufweisen. Die Abbaubreiten sind sehr unterschiedlich und betragen – bedingt durch die Vererzung des Nebengesteins – 1,80 bis 5,00 m. Die Vererzung besteht in der Hauptsache aus Zinnstein, Arsenkies und Wolframit. Darüber hinaus wurden in den verflossenen Jahren zwei Weitungsbaue auf Greisenkörper angelegt, die jedoch nach damaliger Ansicht nur örtliche Bedeutung hatten. Erst in jüngster Zeit konnte durch genauere geologische Untersuchungsauffahrungen und Bohrungen festgestellt werden, daß diese Greisenkörper größere Ausdehnungen besitzen und auf die Lebensdauer des Betriebes größeren Einfluß haben werden.

Das Grubengebäude des Saubergs ist gegenwärtig mit einer Teufe von 250 m und einer Längenerstreckung in den Gangauffahrungen von 1100 m auf vier Hauptsohlen und zwei Zwischensohlen erschlossen.

Jahrhundertelang war der Strossenbau die gebräuchliche Gewinnungsmethode. Noch heute sind des öfteren diese alten Strossenbaue auf den verschiedenen Sohlen anzutreffen und bringen nicht selten Schwierigkeiten für die Vortriebs- und Gewinnungsarbeiten.

Nachdem man dann im 1. Weltkrieg zum Firstenstoßbau überging und erkannte, daß die Vererzung des Nebengesteins Verluste mit sich brachte, wurde die auch heute noch übliche Abbaumethode des Magazinbaues eingeführt (Abb. 1).

Hierbei bilden jeweils zwei Sohlen sowie entsprechende Überhauen die Grenzen des Abbaublockes. Durch Hereingewinnen der Firste in der Grundstrecke und anschließenden Einbau von Stahlschienen S 49 aus Altmaterial der Reichsbahn und Halbschalen zur Abdeckung kann der Abbauverlust gering gehalten werden, da nur in der Kopfstrecke ein Sicherheitspfeiler von etwa 5 Meter erforderlich ist. Diese Kopfstrecke dient in den meisten Fällen noch als Förderstrecke des Erzes der jeweils höheren Sohle sowie zum Einbringen des Versatzes, der durch entsprechende Aufbrüche in die leergezogenen Magazine gestürzt wird. Darüber hin-

aus entsteht noch ein Gewinnungsverlust von 5 bis 8 %, da zwischen den einzelnen Abzugsrollen, die im Abstand von 2,5 m angelegt sind, Haufwerkspfeiler stehen bleiben. 40 % des gewonnenen Haufwerks müssen – bedingt durch den Auflockerungsfaktor – unmittelbar gezogen werden, um den entsprechenden Hohlraum zum Gewinnen der nächsten Scheibe zu erhalten. Die restlichen 60 % des Haufwerks sind bis zur Beendigung der Gewinnungsarbeiten im jeweiligen Abbau blockiert.

Die Bohrarbeiten werden mit dem Bohrhammer Typ Herkules und einer Teleskopbohrstütze durchgeführt. Der Verhieb erfolgt scheibenweise, wobei z. Z. die Bohrlöcher horizontal angesetzt werden. Damit ist allerdings eine bestimmte Grenze, bedingt durch optimale Bohrlochtiefe, Scheibenhöhe und Schießarbeit

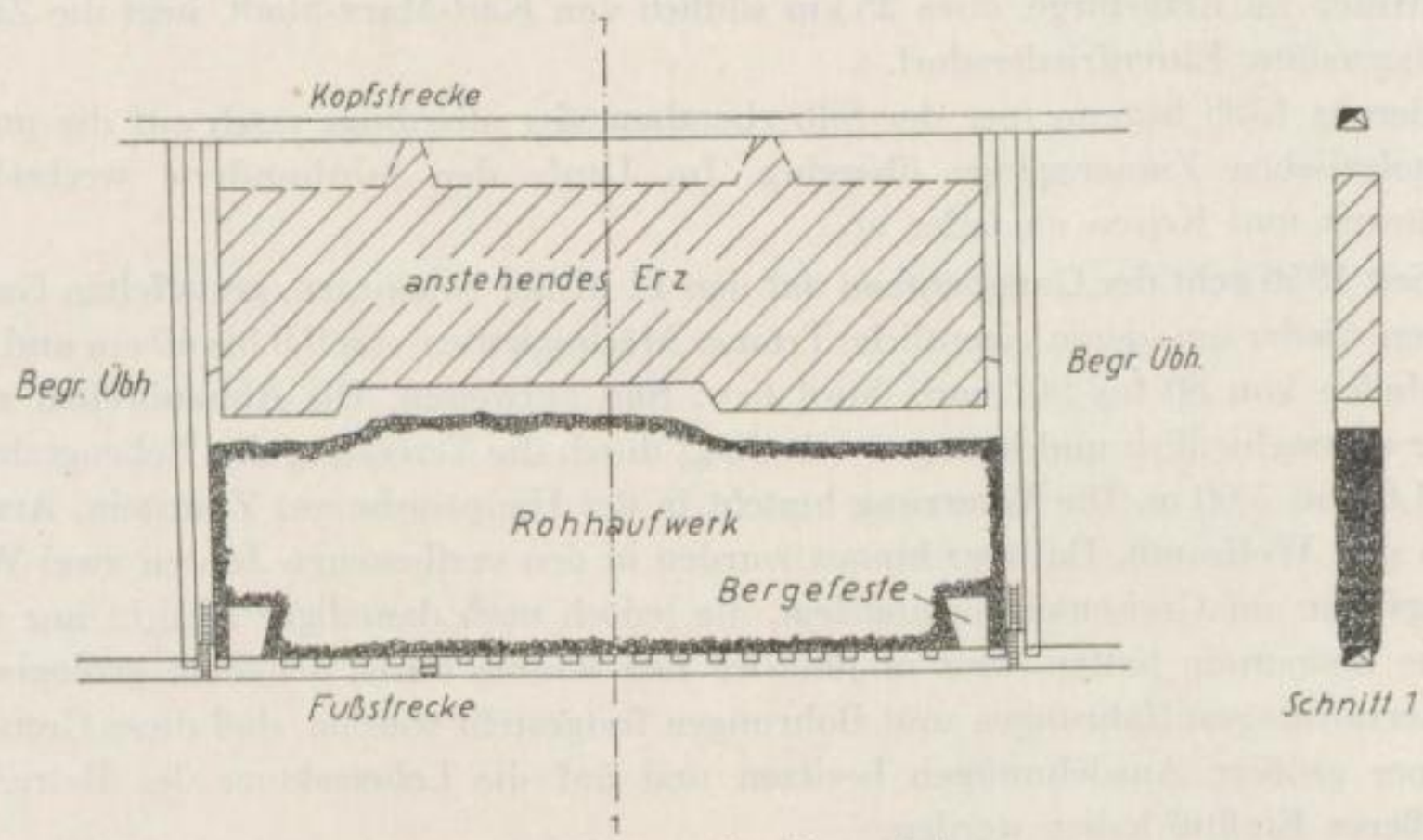


Abb. 1. Schema des Magazinbaus

für die Arbeitsproduktivität gegeben. Gegenwärtig laufen deshalb Versuche, durch Veränderung der Bohrrichtung – Bohrwinkel 60 bis 90° — die Bohrarbeit unabhängig von der Schießarbeit fortlaufend durchzuführen, die Sprengzeiten grundsätzlich an das Schichtende zu verlegen und größere Abschläge zu erzielen. Damit wäre gleichzeitig die Möglichkeit gegeben, eine maximale Belegung der Abbauorte – jetzt 2 bis 3 Hauer pro Schicht – zu erreichen und die Gewinnungszeit für den Abbaublock zu verkürzen.

Die Entwicklung der Mann-Schicht-Leistung der Abbaubelegung zeigt in den letzten Jahren folgendes Bild:

1959	7,4 m^3
1960	8,4 m^3
1961	8,6 m^3
1962	10,2 m^3

Die Grundkosten betrugen dabei:

1959	10,94 DM/m^3
1960	10,62 DM/m^3
1961	11,25 DM/m^3
1962	10,66 DM/m^3

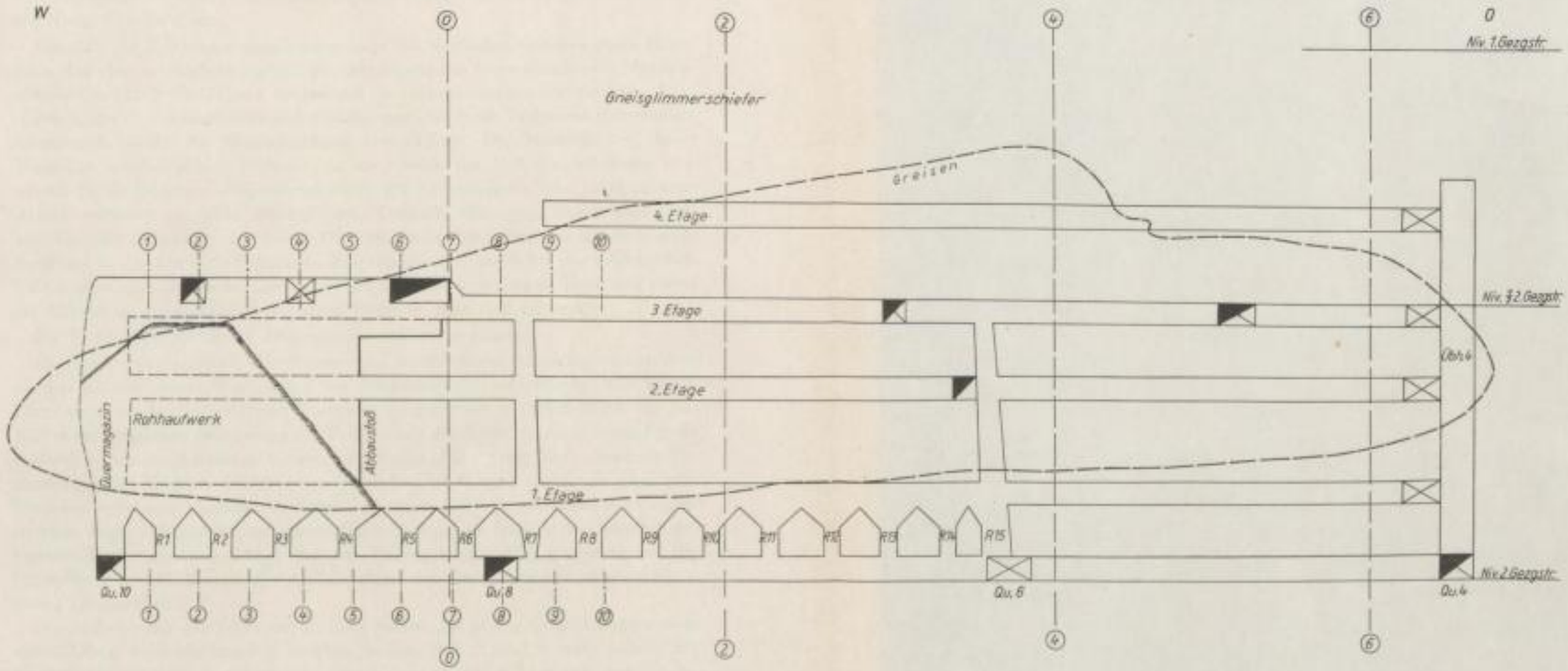


Abb. 2. Längsschnitt durch die Auffahrungen im Greisenkörper

FFB: A 307

Die Steigerung der Arbeitsproduktivität wurde im wesentlichen durch Einsatz von leistungsfähigeren Bohrhämmern sowie Verwendung der Millisekundenzünder erreicht. Vorher wurde ein Abschlag in mehreren Zündgängen geschossen, um dabei durch Auflegerschießen den Anfall großer Brocken zu verhindern.

Schwierigkeiten bei dieser Abbaumethode treten ein durch tektonische Störungen, durch Lösen sowie durch die hydrothermalen Gänge, die häufig ein Nachbrechen des Hangenden bewirken.

Die noch vor 2 Jahren angenommene Lage des westlichen Greisenkörpers führte dazu, daß eine Arbeitsgemeinschaft die Gewinnung des Erzes durch zwei Magazinabbaue vorschlug. Dabei war vorgesehen, je eine Abbaugrundstrecke etwa 15 m oberhalb der 2. Gezeugstrecke aufzufahren und die durch Begrenzungsüberhauen festgelegten Blöcke für Magazinabbaue vorzurichten. Die Mächtigkeiten dieser Magazine wurden jedoch begrenzt, da im Niveau der $^1/_2$2. Gezeugstrecke alte, offenstehende Magazine entsprechend starke Pfeiler verlangten, bzw. einen sicheren Abbau teilweise gar nicht ermöglichten. Deshalb kam von einem Ingenieurkollektiv der Vorschlag, von dieser Abbaumethode abzugehen und durch Anwendung des in der Literatur bekannten Etagenkammerabbaues für die vorliegenden Verhältnisse eine maximale Gewinnung der Greisenerze zu ermöglichen und damit die Abbauverluste gegenüber der alten Methode wesentlich zu senken.

Die Technologie für diesen Etagenkammerabbau ist folgende:

Die bereits vorhandenen Überhauen zum Anschluß der Magazingrundstrecken werden bis zur oberen Begrenzung des Greisenkörpers aufgefahren. Von beiden Überhauen werden in westlicher Richtung Etagenstrecken vorgetrieben, die zunächst zur genaueren Erkundung der Erstreckung des Greisenkörpers sowie für die späteren Gewinnungsarbeiten Verwendung finden. Gleichzeitig kann eine gute Bemusterung des Körpers erfolgen. Am westlichen Ende wird durch ein quer zum Streichen angelegtes Magazin der Abbau begonnen. Bei dem Auffahren der Etagenstrecken zeigte sich jedoch, daß dieser Greisenkörper mit dem weiter westlich gelegenen Körper zusammenhängt und eine Teilung abbaumäßig notwendig ist. Die Darstellung in Abb. 2 zeigt die Auffahrungen des Greisenkörpers anschaulich in einem Längsschnitt.

Die Abförderung des Erzes erfolgt über Rollen, die in der Grundstrecke gemäß der üblichen Methode angelegt werden. In den Abb. 3 und 4 wird jeweils ein Querschnitt der Abb. 2 gezeigt. Die Gewinnung erfolgt z. Z. jedoch nur im geplanten Bereich der 6 bzw. 8 Etagenstrecken. Der Abbau der Randpartien wird einem späteren Zeitpunkt vorbehalten sein.

Die Bohrarbeiten zur Gewinnung erfolgen von den einzelnen Etagenstrecken aus kranz- bzw. spinnenförmig nach allen Richtungen. Zu diesem Zwecke wurde eine Einteilung des Körpers in seiner Längserstreckung in einzelne Schnitte zu je 6 Scheiben mit einem Abstand von jeweils 80 cm vorgenommen. Von der ursprünglichen Darstellung dieser Schnitte (Abb. 5 und Tabelle 1) wurde auf Grund der Unübersichtlichkeit und der verhältnismäßig kleinen Darstellung Abstand genommen, da diese Unterlagen im Unter-Tage-Betrieb ständig Verwendung finden müssen. Die günstigere Darstellung zeigen die folgenden Bilder. Eine Gesamtdarstellung des jeweiligen Bohrschnittes zeigt Abb. 6, die Darstellung einer einzelnen

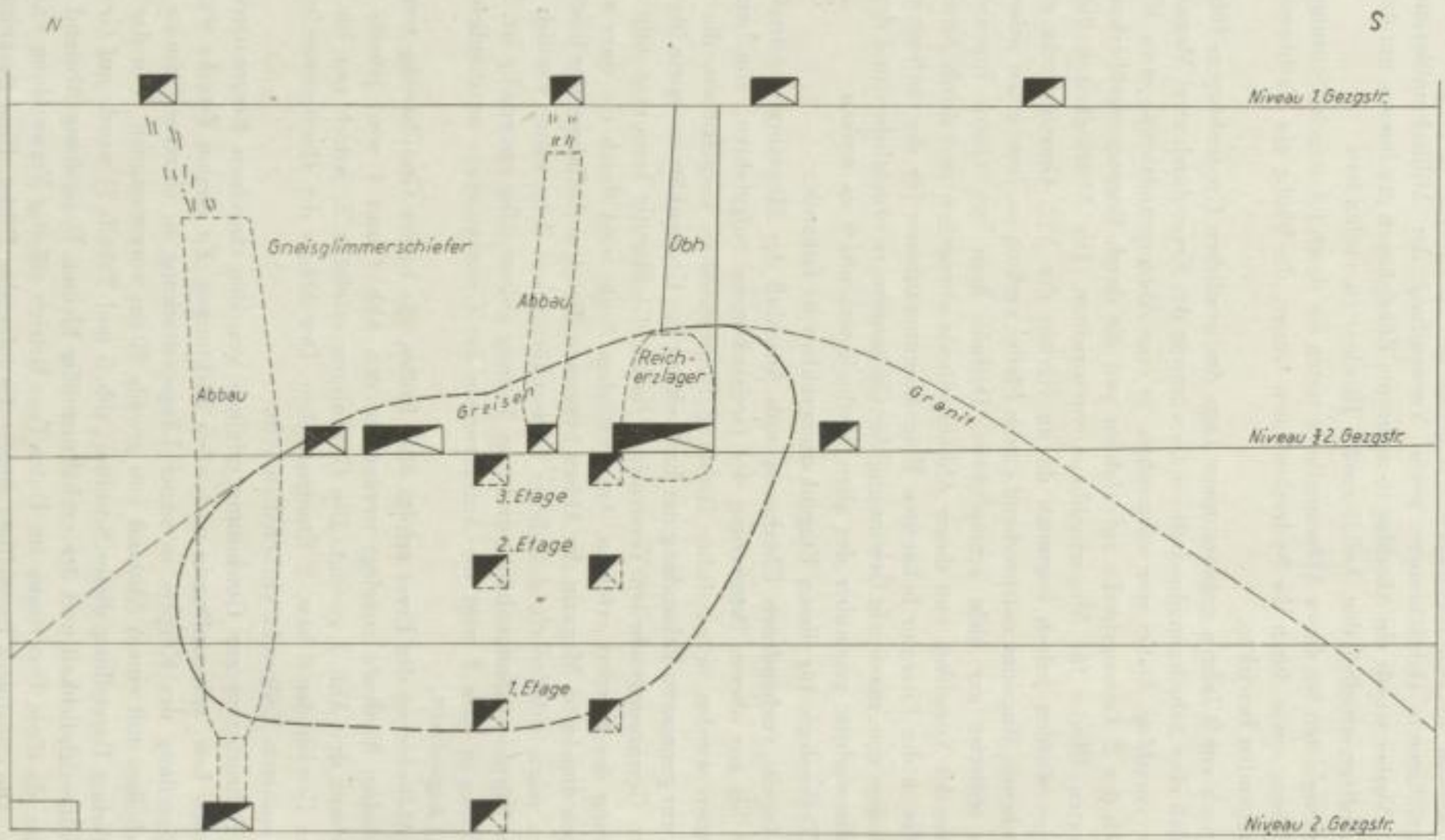


Abb. 3. Querschnitt vom Etagenkammerbau

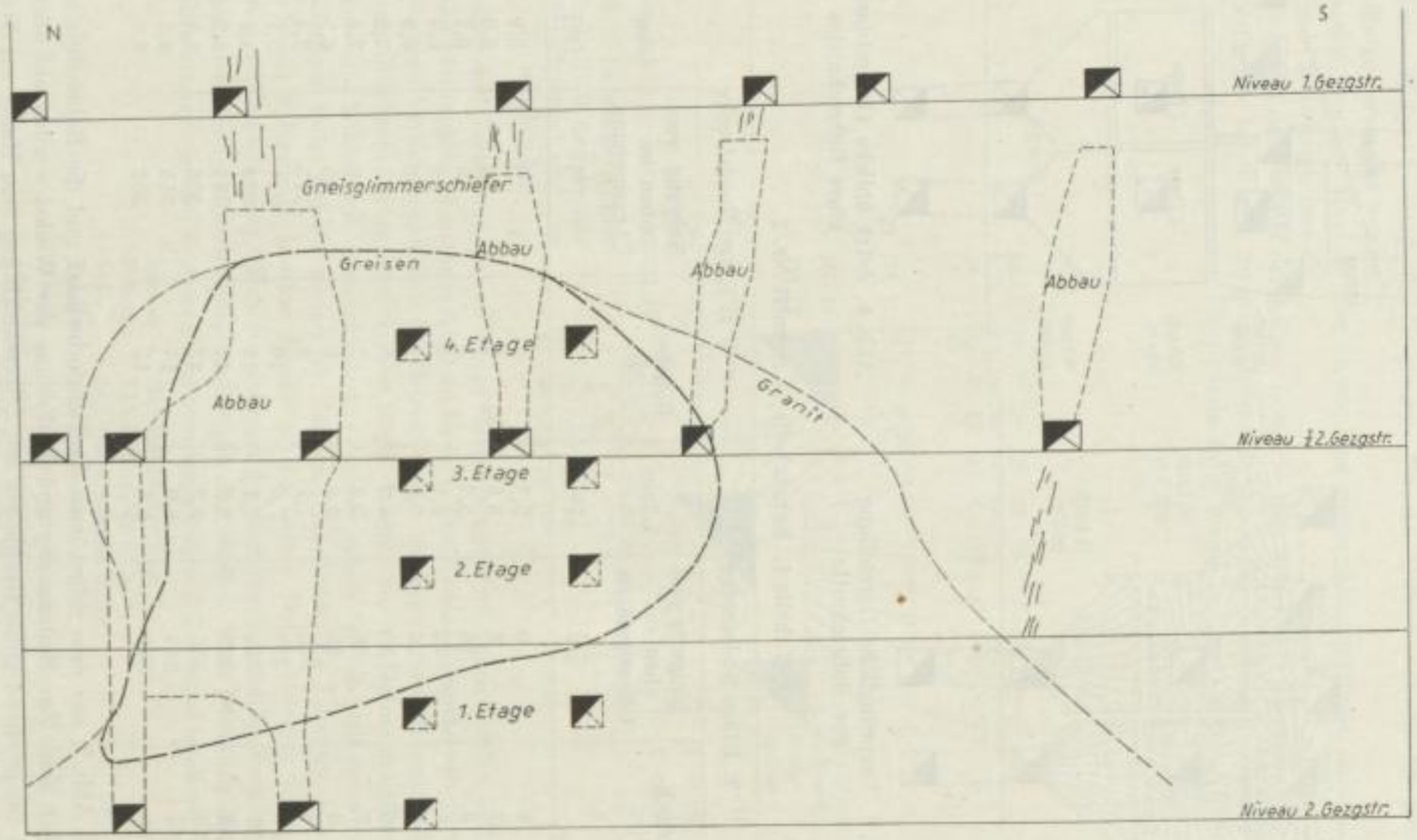


Abb. 4. Querschnitt vom Etagenkammerbau

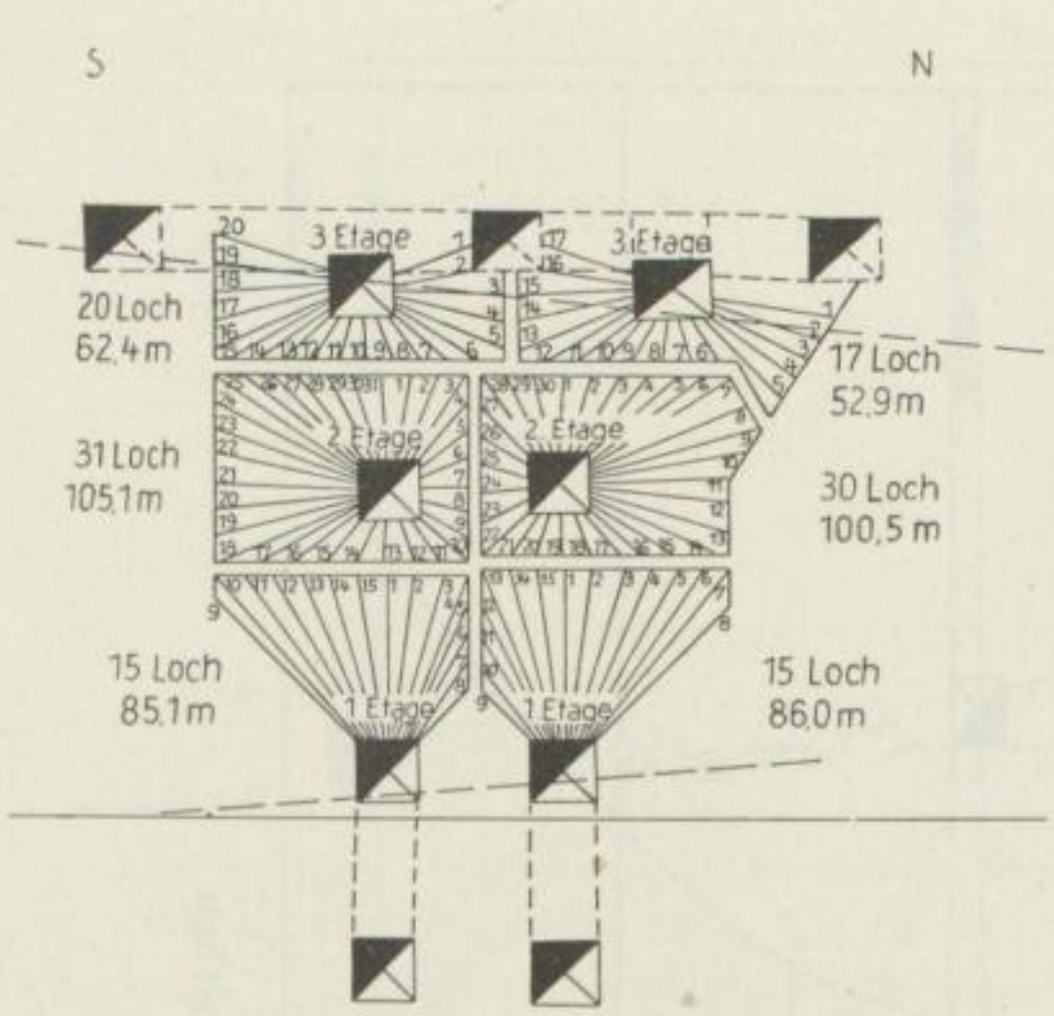


Abb. 5. Ursprüngliche Darstellung der Bohrschnitte

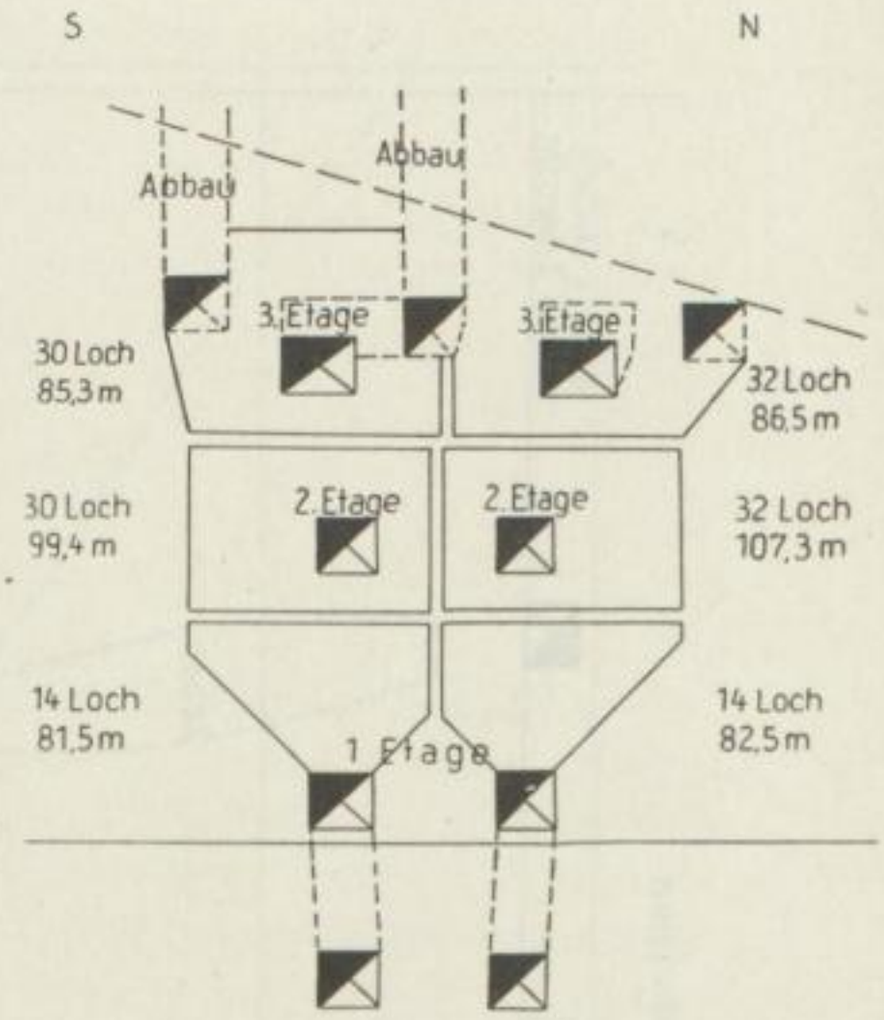


Abb. 6. Jetzt übliche Gesamtdarstellung eines Bohrschnittes

Tabelle 1. Bohrtabelle — Schnitt Nr. 2

1. Etage Südstrecke			1. Etage Nordstrecke		
Bohrloch-Nr.	Neigung von oben im Uhrzeigersinn [°]	Länge [m]	Bohrloch-Nr.	Neigung von oben im Uhrzeigersinn [°]	Länge [m]
1	0	5,7	1	0	5,9
2	8	5,8	2	9	6,0
3	16	5,9	3	16	6,1
4	22	6,1	4	24	6,4
5	26	5,2	5	30	6,8
6	30	4,2	6	35	7,2
7	36	3,3	7	40	7,6
8	45	2,4	8	45	6,7
9	315	7,1	9	315	2,4
10	319	7,6	10	321	3,1
11	324	7,1	11	328	4,1
12	329	6,7	12	333	5,2
13	336	6,2	13	338	6,4
14	343	6,0	14	345	6,1
15	351	5,8	15	352	6,0

Strecke Abb. 7, aus dem sofort auch die Bohrlochwinkel und die Bohrlochtiefen ersichtlich sind. Zur Bestimmung und Einhaltung der Winkel werden auf allen Etagen entsprechend große Gradbögen mit Zeigereinrichtung dem Hauer zur Verfügung gestellt.

Gebohrt wird mit Bohrhammer vom Typ Herkules und Bohrstütze. Die Schießarbeiten erfolgen so, daß für die gesamte Scheibe Millisekundenzünder gleicher Zündfolge verwendet werden.

In den wenigen Monaten der Anwendung dieser Abbaumethode stellten sich folgende Schwierigkeiten ein:

Besonders das Bohren der langen Löcher – maximal 7 m – brachte völlig unbefriedigende Leistungen. So betrug beispielsweise in der Anfangszeit der Aufwand für ein 7-m-Loch 6 Stunden. Die Gründe dafür waren in dem häufigen Gestänge-

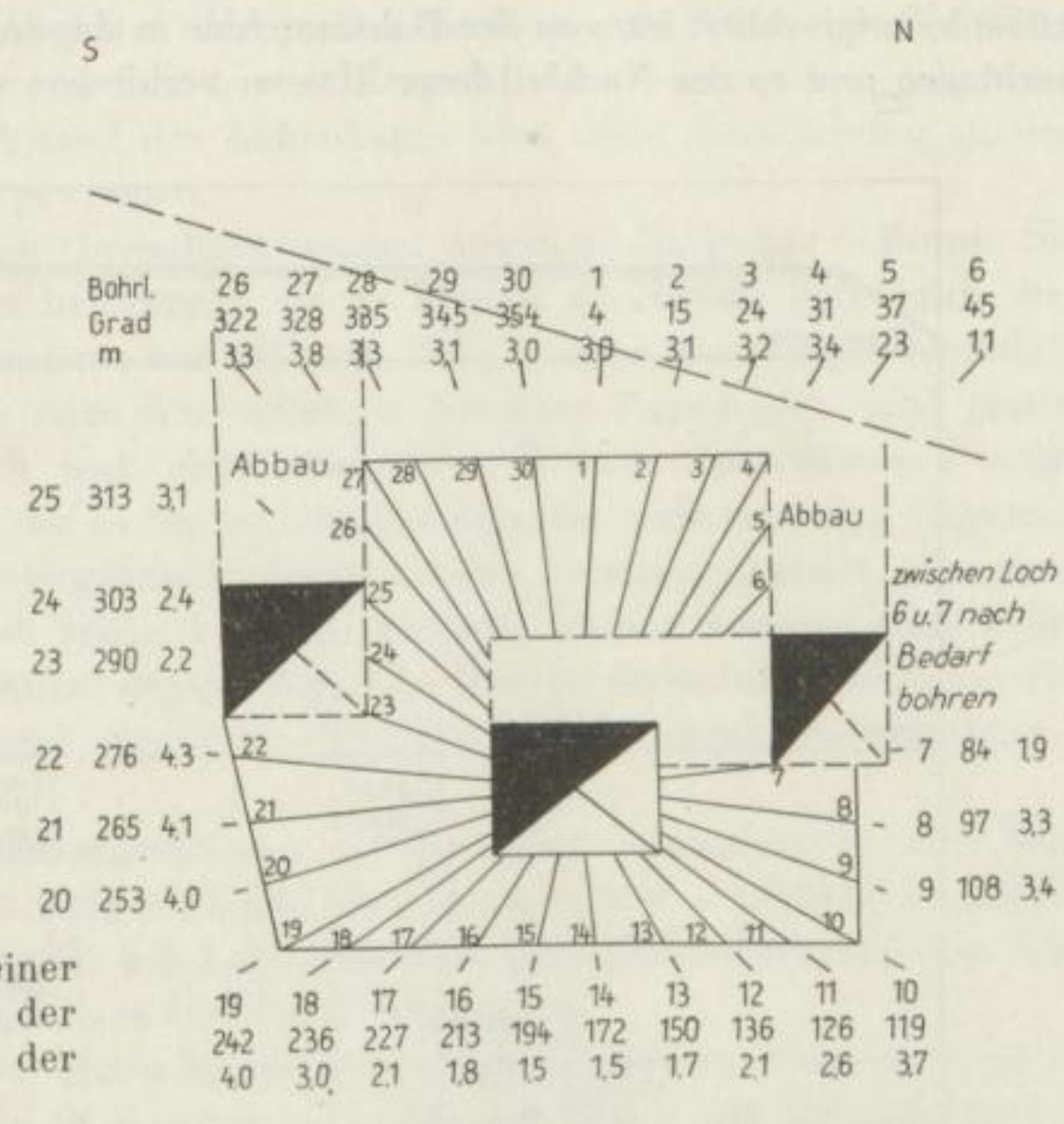


Abb. 7. Bohrschnitt einer Strecke (mit Angabe der Bohrlochwinkel und der Bohrlochtiefen)

wechsel und Verlängern der einzelnen Gestänge mit Verbindungsmuffen und dem damit verbundenen Leistungsabfall zu suchen. Trotz vieler Versuche mit verschiedenartigen Verbindungen kam der Betrieb wieder auf die einfache Konusmuffe aus Chromnickelstahl zurück. Die von der SDAG Wismut zur Verfügung gestellten Gestänge und Muffen mit sägezahnartigem Gewinde haben den Nachteil der schweren Lösbarkeit trotz Einsatz geeigneter Zangen. Das durch die Literatur bekannte Coromant-Seilgewinde brachte zweifellos die besten Bohrleistungen, doch fand sich trotz Unterstützung durch die Kollegen des Bohrversuchsstandes Freiberg kein geeigneter Herstellerbetrieb zum Anfertigen der Muffen. Eine Übersicht über die Bohrleistungen in den einzelnen Monaten zeigt folgende Zusammenstellung:

Januar	10,5 Bohrmeter/M. u. S.
Februar	12,8 Bohrmeter/M. u. S.
März	14,1 Bohrmeter/M. u. S.
April	18,4 Bohrmeter/M. u. S.
Mai	17,2 Bohrmeter/M. u. S.
Juni	19,2 Bohrmeter/M. u. S.
Juli	20,0 Bohrmeter/M. u. S.

Eine Möglichkeit zur Steigerung dieser Leistungen sieht der Betrieb im Einsatz besserer Gestängeverbindungen sowie geeigneter Bohrmaschinen bzw. Bohrwagen, um dabei auf eine Zweimaschinenbedienung übergehen zu können.

Das Bohren der Strossenlöcher konnte in den ersten Monaten nur nach Beräumen der Sohlen erfolgen. Durch folgenden Verbesserungsvorschlag kann jedoch diese Arbeit entfallen:

Über ein kurzes Gestänge wird ein 50 cm langes 2-Zoll-Rohr geschoben und das Loch mit einer 45-mm-Kreuzkrone abgebohrt. Durch eine Eisenplatte wird das Rohr, dessen Ende aufgeschlitzt ist, von der Bohrmaschine in das entsprechende Bohrloch festgeschlagen und so der Nachfall loser Massen verhindert werden. Anschließend

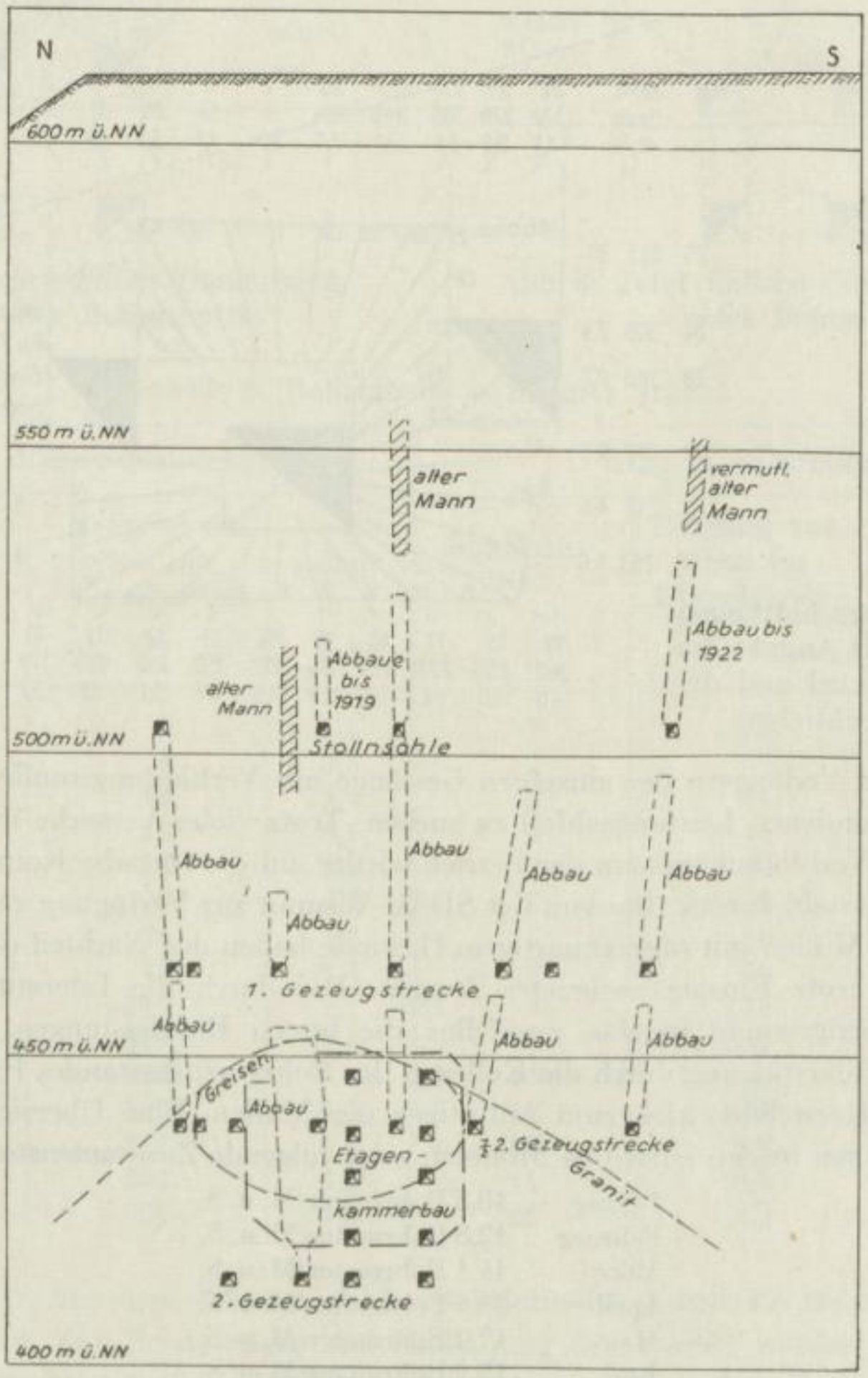


Abb. 8. Querschnitt durch die Abbaue des Greisenkörpers

wird das Loch mit einer 36-mm-Krone weitergebohrt. Die Rohre werden nach dem Laden geraubt und wieder verwendet.

Eine weitere Schwierigkeit trat Mitte des Jahres durch größeren Nachfall aus der Firste des Hohlraumes ein. Der ursprüngliche Plan sah eine sofortige, fast restlose Abförderung des geschossenen Haufwerkes vor. Durch Nachfall aus der Firste, der durch den offenstehenden Magazinbau oberhalb der 3. Etagenstrecke begünstigt wird, war es notwendig, eine Erzböschung liegenzulassen (Abb. 2). Diese Böschung bewirkt, durch entsprechenden Abzug der einzelnen Rollen unterstützt, ein Abrollen bzw. Abgleiten der großen Brocken zum Fuße der Böschung. Dort werden sie aus sicherem Stande – 1. Etagenstrecke – angebohrt und zerschossen. Bei genügendem Abstand der Abbaukante wird diese Erzböschung an der westlichen Seite wieder gewonnen.

In Abb. 8 wird ein Querschnitt gezeigt, aus dem die bisher bekannte Situation bis nach über Tage hervorgeht. Es ist hieraus ersichtlich, daß durch die offenstehenden Magazinabbaue aus früheren Jahren über dem Etagenkammerbau ein größerer Bruch, der seine Auswirkungen bis über Tage haben wird, eintritt. Der Zeitpunkt ist jedoch noch nicht abzusehen. Gewisse Auswirkungen zeigen sich jedoch bereits jetzt, die in der vorhergehenden Beschreibung kurz aufgezeigt wurden. Entsprechende Gegenmaßnahmen wurden bereits eingeleitet, über dessen Ergebnisse jedoch noch keine Aussagen gemacht werden können. Eine Sicherheitsmaßnahme zum Schutze der Arbeitskräfte besteht darin, daß die Bohrarbeiten in einem Mindestabstand von 5 bis 10 m, von der Abbaukante gerechnet, durchgeführt werden.

Ein Vergleich der angefallenen Kosten zeigt folgendes: In den bisherigen Monaten des Jahres 1962 betrugen die Grundkosten pro m^3 20 bis 22 DM. Hierbei trat in allen Positionen, wie Lohn, Material und Hilfsleistungen, eine Verdoppelung gegenüber den Kosten im Magazinabbau ein.

Ein Vergleich der Mann-Schicht-Leistungen in m^3 im Magazin- und Etagenkammerabbau ist nicht möglich, da – bedingt durch die Bohrarbeiten für den Sicherheitsstreifen sowie den höheren Bohrlochaufwand/m^3 – kein unmittelbarer Vergleich gegeben ist. Jedoch muß hier der Hinweis auf die wesentlich bessere Vererzung im Greisenkörper sowie auf die fast restlose Gewinnung des Erzes den Ausschlag für die Anwendung der Etagenkammerabbaumethode geben.

Gebirgsmechanik und Abbauverfahren in der Grube Büchenberg des VEB Harzer Eisenerzgruben

Von HARALD MEYER und EGBERT RICHTER, Freiberg

Vorwort

Bei der unterirdischen Gewinnung der Mineralien ist die zweckmäßige Ausgestaltung des Abbaubetriebes meist von ausschlaggebendem Einfluß auf die Wirtschaftlichkeit der ganzen Grube. In ganz besonderem Maße gilt dies für den Erzbergbau, bei dem es infolge der schwierigen und häufig stark wechselnden Verhältnisse außerordentlich wichtig ist, das für die betreffende Grube jeweils geeignetste Verfahren festzustellen. Diese Ermittlung ist jedoch oft mit Schwierigkeiten verbunden, da sich einwandfreie Vergleiche zwischen den einzelnen Verfahren infolge der Verschiedenartigkeit der Betriebsverhältnisse selbst schon innerhalb einer Grube kaum durchführen lassen.

Im Rahmen der nun folgenden Ausführungen soll daher zunächst einmal, ausgehend von einer Analyse der beobachteten makroskopischen Gebirgsdruckwirkungen sowie einer Gegenüberstellung der Vor- und Nachteile der technischen Ausgestaltung der einzelnen bisher in Anwendung stehenden Abbauverfahren, schlußfolgernd der Versuch unternommen werden, für die Grube Büchenberg das geeignetste Abbauverfahren auszuwählen.

Geologische Übersicht

Der z. Z. bebaute Teil der Eisenerzlagerstätte am Büchenberg (nördlich von Elbingerode) befindet sich an der Nordflanke des Büchenberg-Sattels, des kleinsten von vier Sätteln, die den Elbingeröder Komplex des Unterharzes bilden, und stellt somit die nordwestlichste Begrenzung dar (Abb. 1). Seine streichende Länge beträgt 3,5 km bei einer Breite von 1,5 km. Die Streichrichtung ist erzgebirgisch. Der Sattelkern wird von obermitteldevonischem Schalstein und Keratophyr gebildet und ist von sehr mächtigen Massenkalken mit Stringocephalus burtini sowie den örtlich entwickelten oberdevonischen Deckschichten und dem hangenden Kulm (Kulmkieselschiefer, Kulmtonschiefer, Kulmgrauwacke) mantelförmig umgeben. Die Stringocephalenkalke sind an den Flanken teilweise vererzt.

Das Eisenerzlager der im Abbau stehenden Nordflanke weist bei EW-Streichen eine durchschnittliche Mächtigkeit von 15 bis 20 m (örtlich von 4 m bis auf 50 m schwankend) auf und fällt mit 70 bis 90° nach Norden, lokal nach Süden ein (überkippte Lagerung).

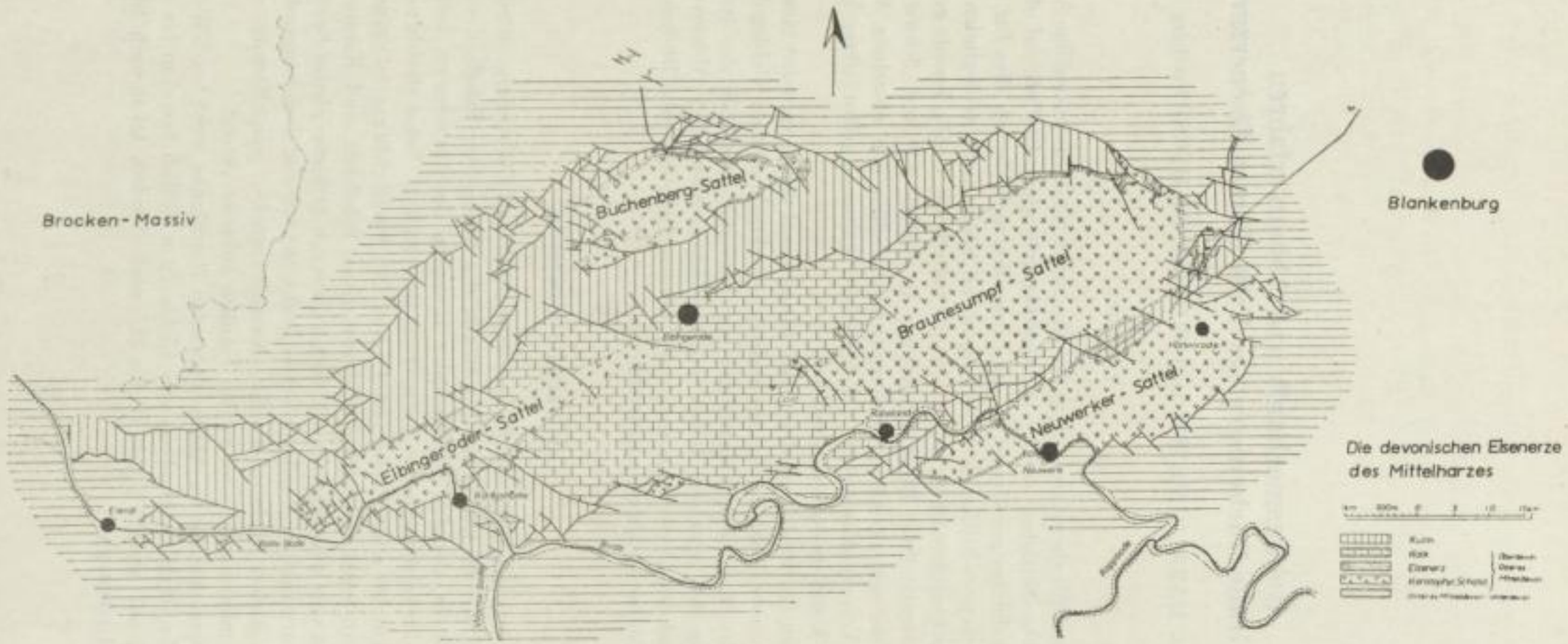


Abb. 1. Die devonischen Eisenerze des Mittelharzes

Entsprechend seiner submarin-exhalativ-sedimentären Entstehung (Lahn-Dill-Typus) zeigt das Erzlager eine sehr unterschiedliche Zusammensetzung. Verschiedene Erztypen treten in oft dichter Wechsellagerung auf. Nach *Knauer* [1] sind dies:

Reines Hämatiterz als Hauptmineral
Calcit-Oxyd-Erz (Calcit mit Hämatit)
Quarz-Oxyd-Erz (Roter Quarztyp)
Quarz-Magnetit-Siderit-Erz (Grauer Quarztyp)
Calcit-Quarz-Oxyd-Erz

Der durchschnittliche Eisengehalt des Fördererzes liegt bei 21 bis 22 %.

In das Erzlager eingeschaltet finden sich weiter sehr häufig Kristalltuffe (feldspatreich, 5 bis 30 cm mächtig) und kalkige Sedimente wechselnder Zusammensetzung in zum Teil sehr ausgeprägter Schichtung und unterschiedlicher petrographischer Ausbildung und Mächtigkeit.

In seiner streichenden Erstreckung wird das Erzlager durch Porphyrgänge wechselnder Mächtigkeit in 5 Erzkörper zerlegt.

Das Bild der Lagerungsverhältnisse wird stark kompliziert durch den wesentlichen Einfluß der Bruchtektonik bei der Verfaltung des starren Massivs der Elbingeröder Schichten. So treten an der Nordflanke des Büchenberg-Sattels große Überschiebungen auf, deren größte die Rotenberg-Bestegstörung ist. Derartige Überschiebungen brachten auch die Lagerverdoppelung im Mittelteil des Erzlagers im Bereich des Gräfenhagensberges mit sich. Nach *Trümper* [2] wird das nach der varistischen Gebirgsbildung schon komplizierte Bild durch spätere Störungen noch verworrener.

„Waren bisher hauptsächlich leistenförmige Schollen in erzgebirgischer Richtung gegeneinander verstellt worden, so zerschneiden in zumindest nachpermischer Zeit herzynische Störungen diese Leisten in Rhomboeder."

Derartige Störungen bilden nicht nur ein großmaschiges Netz, sondern setzen sich bis in kleinste Maße fort. Dadurch gewinnen Störungen und Klüfte unmittelbar für den Abbau und auch für Auffahrungen jeder Art eine große Bedeutung. Beim Abbau des Erzlagers wirken sich besonders unangenehm die sehr flach einfallenden Störungen und Klüfte aus, da sie an Firstfällen kleinsten und größten Ausmaßes wesentlich beteiligt sind.

Für den Abbau ist weiterhin die Standfestigkeit des Nebengesteins maßgebend. Bei dem bereits erwähnten liegenden Schalstein handelt es sich um ein sehr standfestes Gestein, während im Gegensatz dazu der hangende Kulmtonschiefer (lokal Kieselschiefer der Büchenberg-Facies) stark zum „Nachfallen" neigt, so daß eine Erzbank von 1 bis 2 m Stärke gegen ihn angebaut werden muß.

Weiterhin sind für den Abbau die hydrologischen Verhältnisse von Bedeutung. Sie spielen auf der Grube Büchenberg eine untergeordnete Rolle, sind aber dennoch zu beachten.

Die Wasserzuflüsse betragen je nach den jahreszeitlichen Verhältnissen (Niederschlägen) 500 l/min auf der 1. bis 3. Sohle und 600 bis 800 l/min auf der 6. Sohle. Wasserbringer sind die Pingen, vor allem aber die zahlreichen tiefreichenden

Klüfte und Spalten, die mitunter das Wasser unmittelbar bis auf die tiefsten Sohlen bringen (Abb. 2).

Größere Beachtung verdienen demgegenüber die auf der oberen Sohle (50-m-Sohle) zusitzenden Wässer im Winter, da hier das Wasser gefriert (Abb. 3). Durch Spaltenfrostwirkung können dadurch Lagerstättenteile wesentlich aufgelockert und zermürbt werden, wie das z. B. im Abbau 136 geschehen ist. Die Folge davon war ein Firstfall (ca. 300 t Erz) am 7. 2. 1962. Die ausgebrochenen Massen waren durch zwei keilförmig aufeinander zulaufende lehmgefüllte Lösen begrenzt.

Abb. 2. Wasserführende Kluft (4. Sohle Ost)

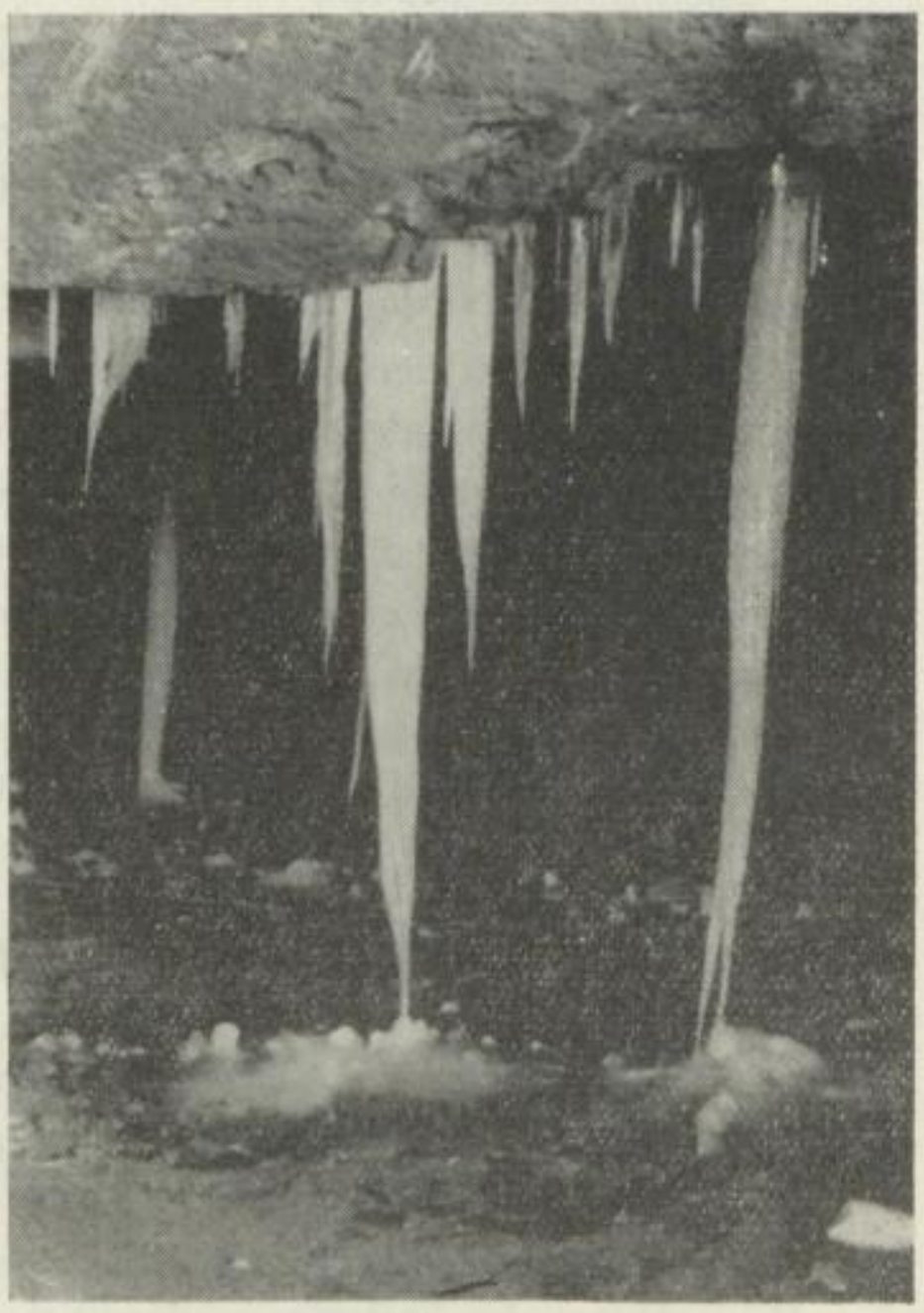
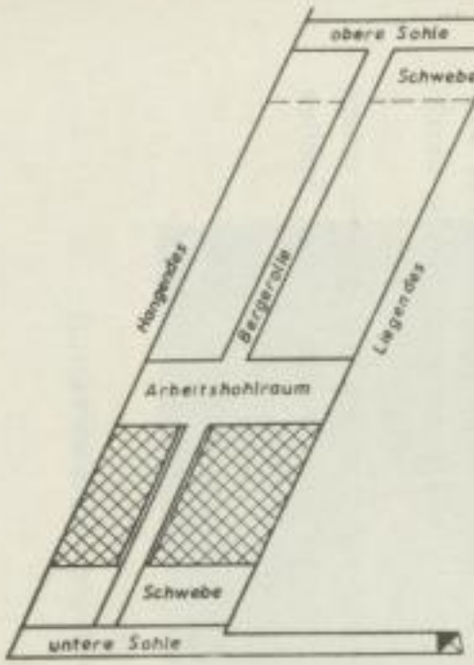


Abb. 3. Eisbildung entlang einer Kluft (50-m-Sohle Mittelfeld)

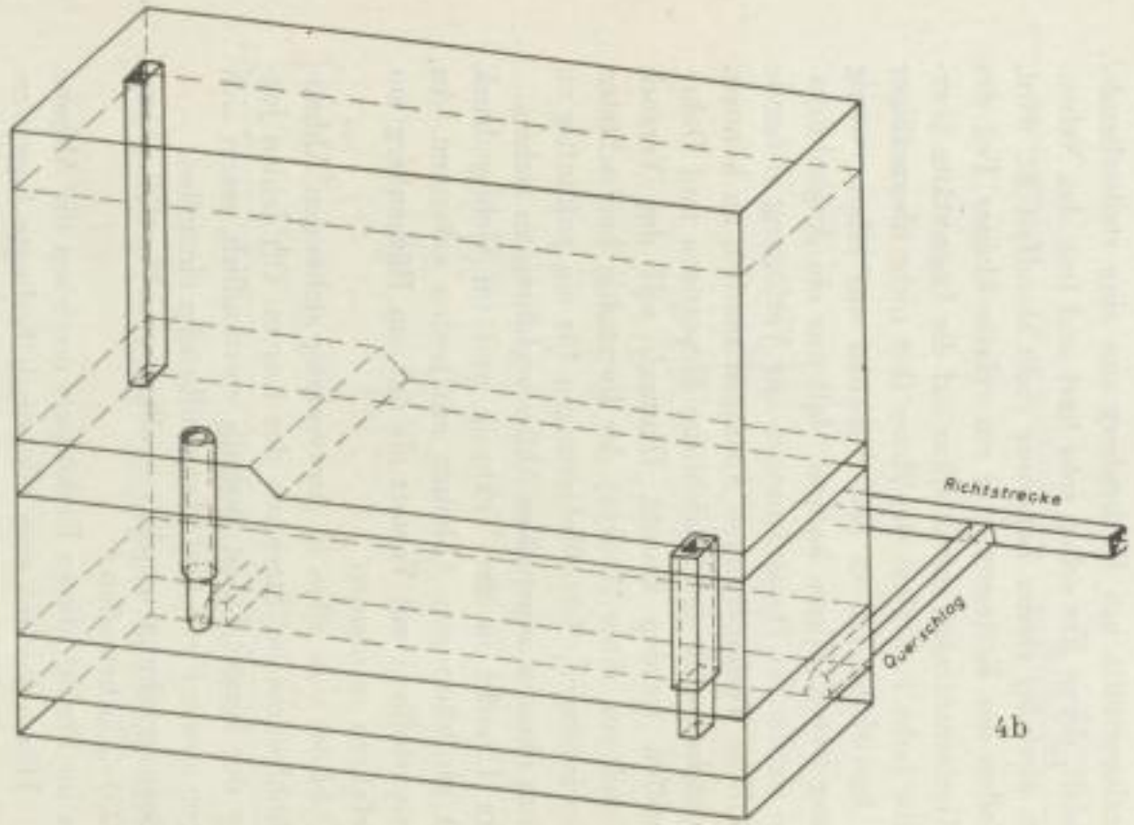
Analyse und Deutung der beobachteten makroskopischen Gebirgsdruckwirkungen

Die makroskopischen Gebirgsdruckwirkungen, die beobachtet werden konnten, äußern sich im wesentlichen durch feine bis grobe Rißbildungen im Gestein und durch First- und Hangendbrüche. Bei den meisten der beobachteten Riß- und Ablösenbildungen macht die Tektonik ihren Einfluß geltend oder spielt sogar die entscheidende Rolle.

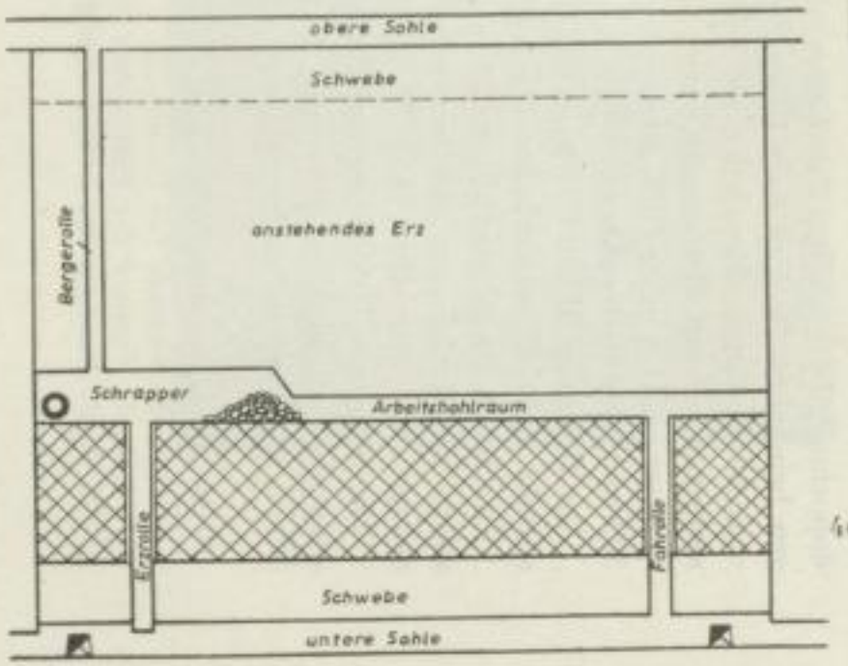
Die folgenden Beispiele sind daher den Gebirgsdruckwirkungen im Zusammenhang mit der Tektonik gewidmet:



4a



4b



4c

Abb. 4. Firstenstoßbau (schematische Darstellung)

Da es sich bei der Eisenerzlagerstätte am Büchenberg um eine steilstehende, sehr mächtige Lagerstätte handelt, deren Erz selbst sehr hart und fest, das Nebengestein mäßig fest bis brüchig, aber bei steiler Lagerung recht standfest ist, wird, bedingt durch das steile Einfallen des Erzlagers, nur ein relativ kleiner Teil des Gewichtes der überlagernden Gesteinsmassen unmittelbar auf die Lagerstätte übertragen. Dieser Umstand und die hohe Festigkeit des Erzes (bei nicht übermäßiger tektonischer Beanspruchung!) bewirken, daß in den Abbauen nur relativ wenig Druckwirkungen in Erscheinung treten. Hinzu kommt, daß nur ein Augenblickszustand erfaßt werden konnte, da die für Beobachtungen zur Verfügung stehende Zeit zu kurz war, um über zeitliche Veränderungen Aussagen machen zu können. Als ebenfalls nachteilig ist anzusehen, daß auf betriebliche Messungen und Dokumentationen nicht zurückgegriffen werden konnte. Dennoch soll der Versuch unternommen werden, ausgehend von einer Analyse der kurzzeitig beobachteten makroskopischen Gebirgsdruckwirkungen, Schlußfolgerungen für ein zukünftig zu wählendes, den Verhältnissen am ehesten angepaßtes Abbauverfahren zu ziehen.

Die Erscheinungen, die ihre Ursache in der Tektonik und im Gebirgsdruck haben, lassen sich in den oft großräumigen Abbauen am besten erkennen. An erster Stelle ist daher der Firstenstoßbau mit Versatz als das am Büchenberg am meisten angewandte Abbauverfahren zu nennen.

Der Firstenstoßbau (Abb. 4) bildet von allen in Anwendung stehenden Abbauverfahren die größten Abbauhohlräume im Streichen des Lagers. Oft fehlen jegliche Pfeiler zur Unterstützung der Firste. Es ist deshalb verständlich, wenn sich hier besonders Ablösenbildungen sowie First- und Hangendbrüche einstellen.

Bedingt durch tektonische Beanspruchung wurde vor allem von Firstfällen großen Ausmaßes der Abbauzug 231–235 betroffen.[1]

Durch Faltung des Erzlagers im Bereich dieses Erzkörpers erreichen die Abbaue eine Breite von 40 m (Abb. 5). Hinzu kommt eine tektonisch bedingte Lagerverdoppelung, die vor allem eine Reihe sehr flach nach NW bis SW fallender Störungen beinhaltet. Da hier kein fester Zusammenhalt mit dem Erzlager vorhanden war, stürzten große Erzschalen ab. Die Störungen sind bisweilen auf Flächen von mehreren m^2 mit Drusenmineralen (Calcit) bedeckt. Es fielen im Zeitraum von Februar bis Dezember 1961 drei größere Brüche, wobei die Bruchmassen zwischen 500 und 5000 t schwankten.

Der Bruch im Abbau 231 wird von drei Seiten von Störungen begrenzt, die sich parallel mehrfach wiederholen. Die Ablöseflächen zeigen Ruschelharnische (Abb 6).

Der Bruch im Abbau 234 reicht bis in das Hangende des Erzlagers. Der hangende Tonschiefer zeigt sich hier sehr stark tektonisch beansprucht, er ist durchgeknetet und verruschelt (Abb. 7).

Die intensive Zerklüftung des Gesteins setzt sich auch nach Westen in einem schlauchförmigen Abbauhohlraum fort, wobei sich die Klüfte oft zu Spalten öffnen, die dann gut auskristallisierten Pyrit und Calcit führen.

[1] Die Abbaunummern bedeuten:

1. Zahl: Nummer der Grundsohle.
2. Zahl: Nummer des Erzkörpers.
3. Zahl: Nummer des Abbaues im Abbauzug des Erzkörpers.

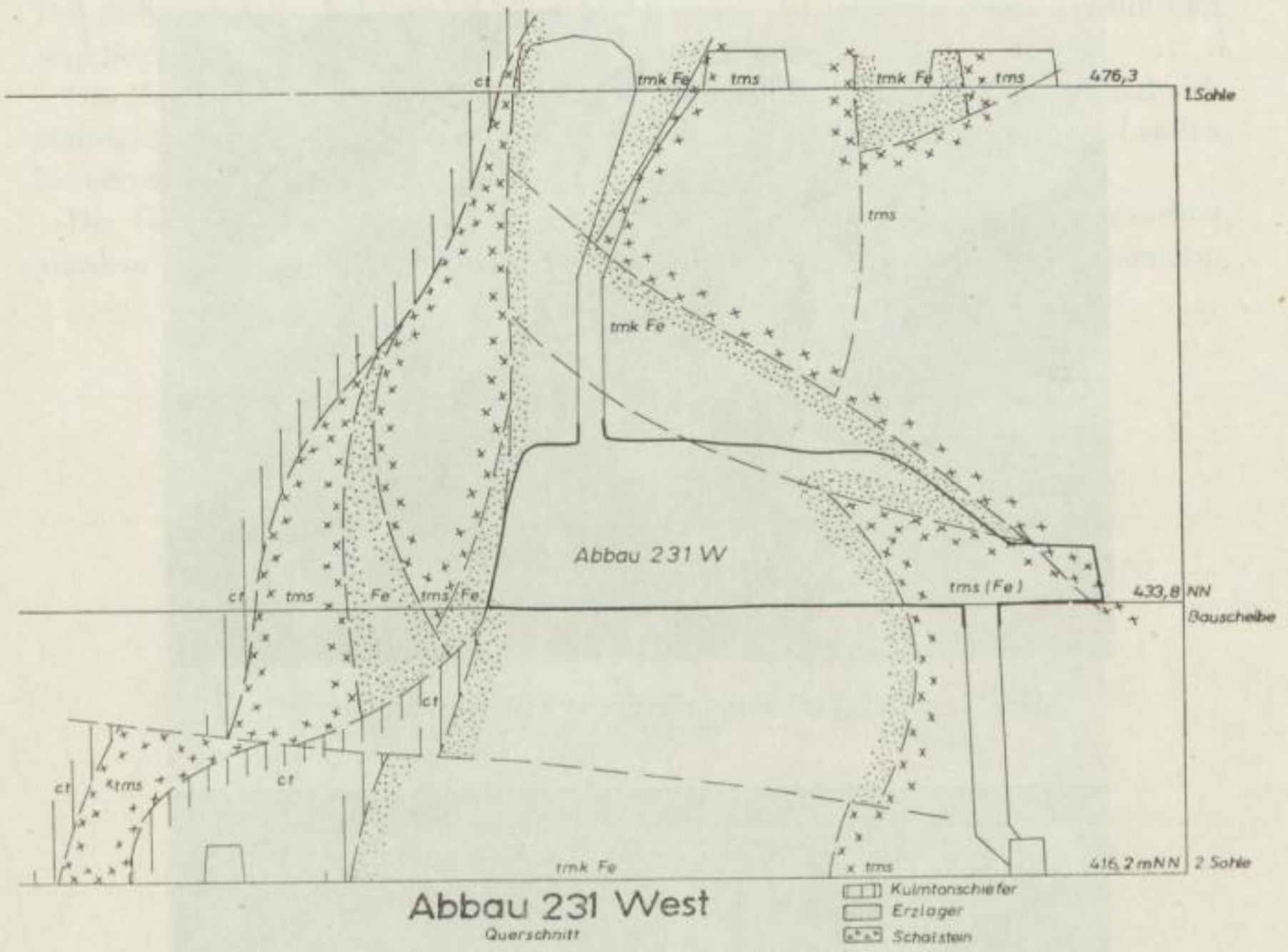


Abb. 5. Querschnitt durch den Abbau 231 West

Abb. 6. Bruch im Abbau 231;
Ruschelharnisch und Fiederklüfte an der Bruchkante

Abb. 7. Flach einfallende Störung mit Ruschelharnischen

Abb. 8. Rißbildung an der Brücke zu den Abbauen 231 und 232 entlang einer mineralisierten Kluft

Da bei fortlaufenden Abbaufortschritt durch das Auftreten mehrerer paralleler, flach einfallender Klüfte mit weiteren großen Firstfällen zu rechnen war, wurden zur Einschränkung der Gefahr zwischen den einzelnen Abbauen Brücken stehengelassen. Die Brücken sind pfeilerartige Erzkörper mit einer streichenden Erstreckung von 8 bis 15 m, die vom Liegenden bis zum Hangenden des Erzlagers reichen. Trotz Einschaltung dieser Brücken betrug die Bearbeitungsfläche eines Abbaues immerhin noch 1000 bis 4000 m², und es zeigte sich gar bald, daß diese Brücken zu neuen Gefahrenherden wurden (Abb. 8). An ihnen setzte eine zum

Teil recht intensive Riß- und Ablösenbildung ein, die teilweise durch Zerklüftung und Schichtung des Erzlagers begünstigt wurde (Abb. 9 und 10).

Die Risse verlaufen vorwiegend parallel zum schwebenden Erzstoß, so daß sich plattenförmige Körper bilden, die sich sogar in dem am Liegenden anstehenden Erzkörper fortsetzen (Abb. 11).

Die Erzbrücken können somit als Zonen stärkerer Druckwirkungen betrachtet werden, da sich in ihnen infolge ihrer Aufgabe als Stütze derartig hohe Spannun-

Abb. 9. Rißbildung und Ausbruch an der Brücke zwischen den Abbauen 231 und 232

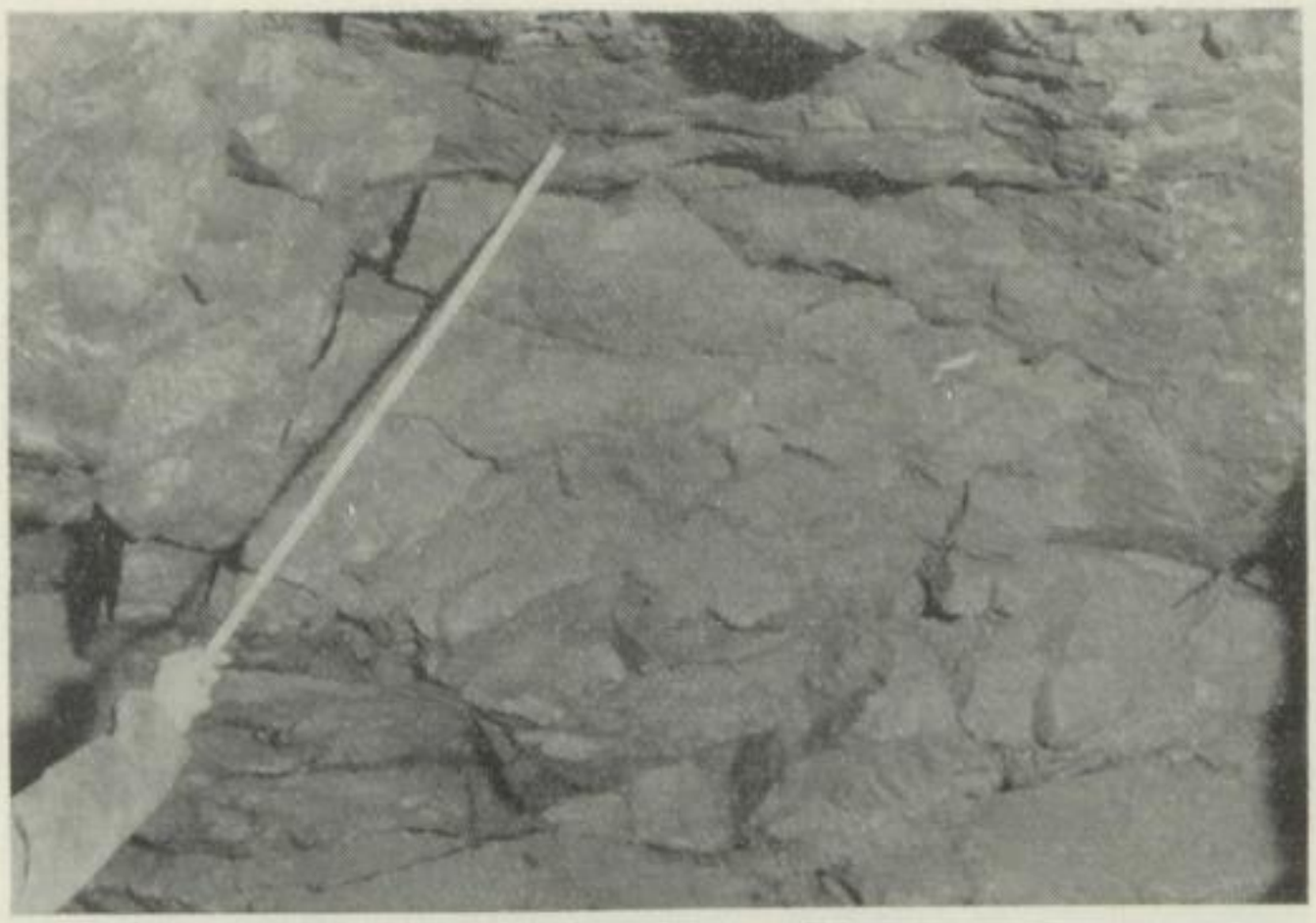


Abb. 10. Starke Ablösenbildung an der Brücke zwischen den Abbauen 232 und 233

Abb. 11. Erneute Rißbildung im Erz am Liegenden des Abbaues 232

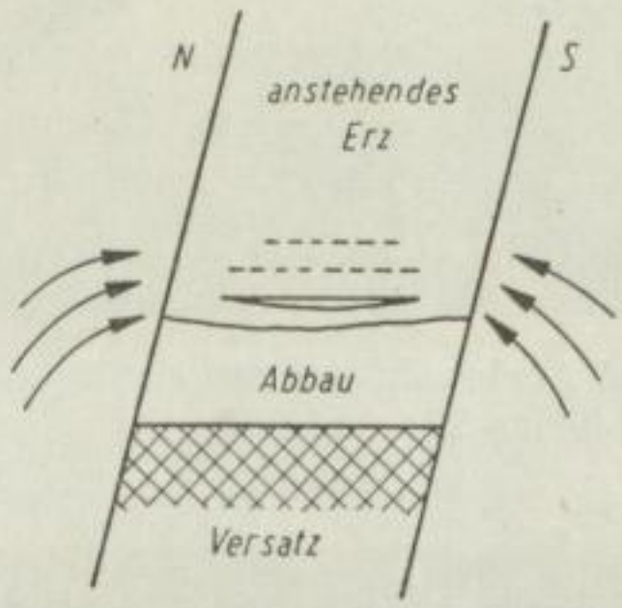


Abb. 12. Rißbildungen durch Abbaukantendruck

Abb. 13. Ablösenbildung an der Unterseite der Schwebe im Abbau 232

gen anhäufen, was letztlich zu den erwähnten Rißbildungen führen muß. Einen fördernden Einfluß übt dabei zweifellos die tektonische Beanspruchung des Erzes aus, da Störungen und Klüfte eine Vielzahl von Schwächeflächen bilden. Auf Grund dessen dürften schon geringere Kräfte zur Riß- und Ablösenbildung ausreichen, als es der Festigkeit des Erzes entspricht. Unter Umständen kann sich darüber hinaus bei den Rißbildungen parallel zur Firste in den Abbauen allgemein der Abbaukantendruck auswirken (Abb. 12 bis 14).

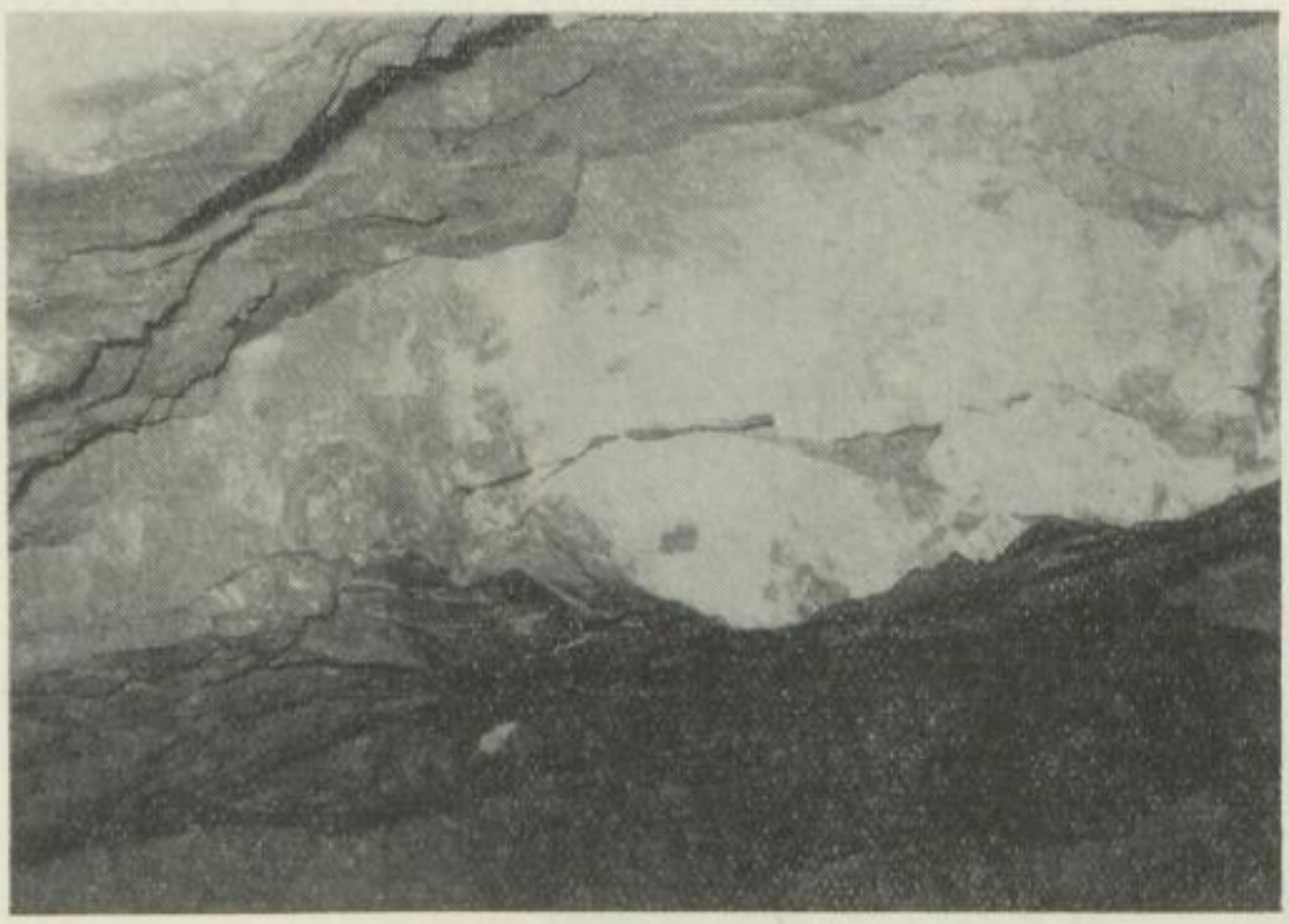


Abb. 14. Ablösenbildung parallel der Firste im Abbau 323

Abb. 15. Typische doppelkegelförmige Zerstörungsform im Abbau 333

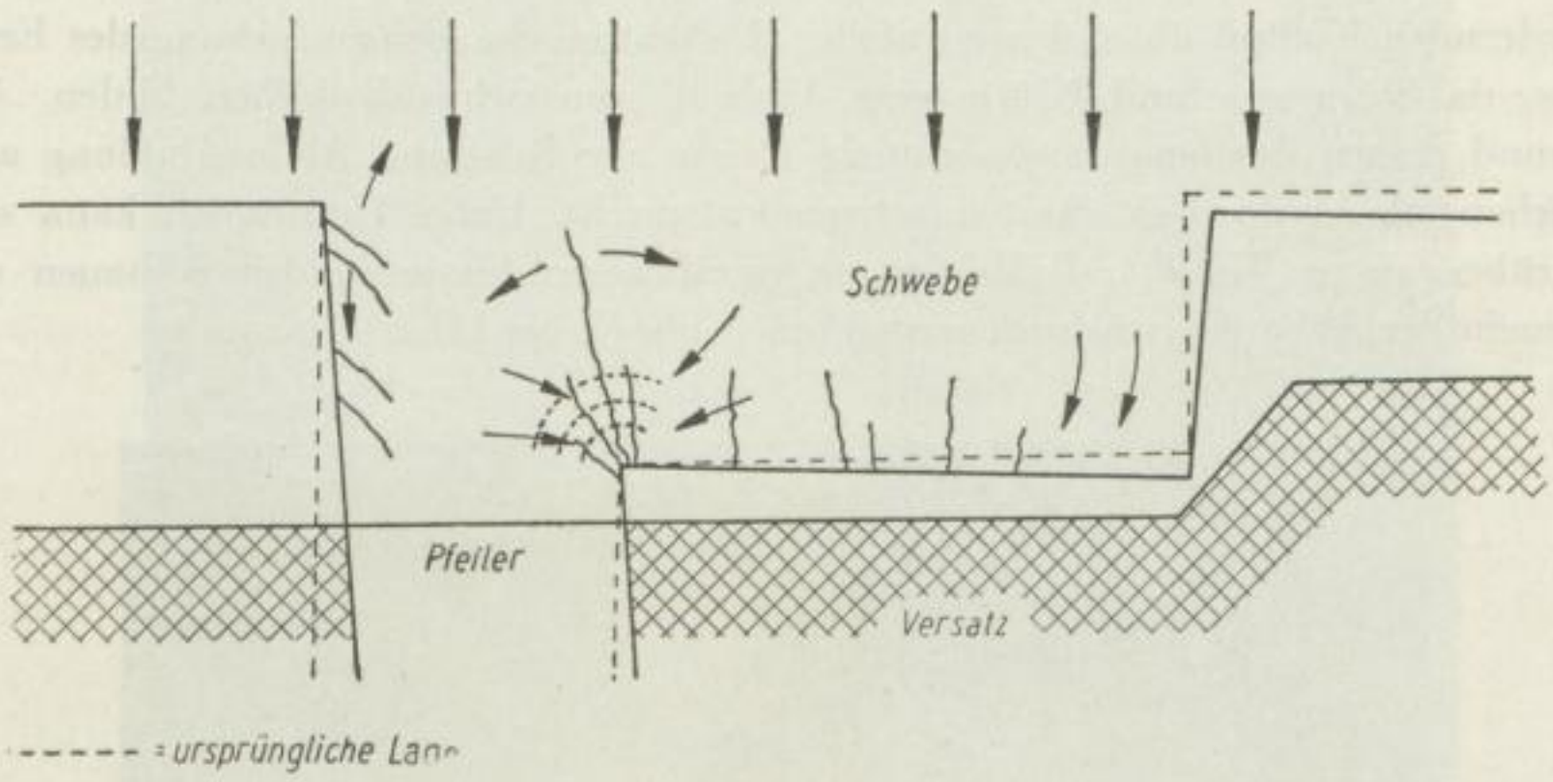


Abb. 16. Spannungsverhältnisse und Kräftewirkungen im Pfeiler des Abbaues 232 (gerissen: ursprüngliche Lage)

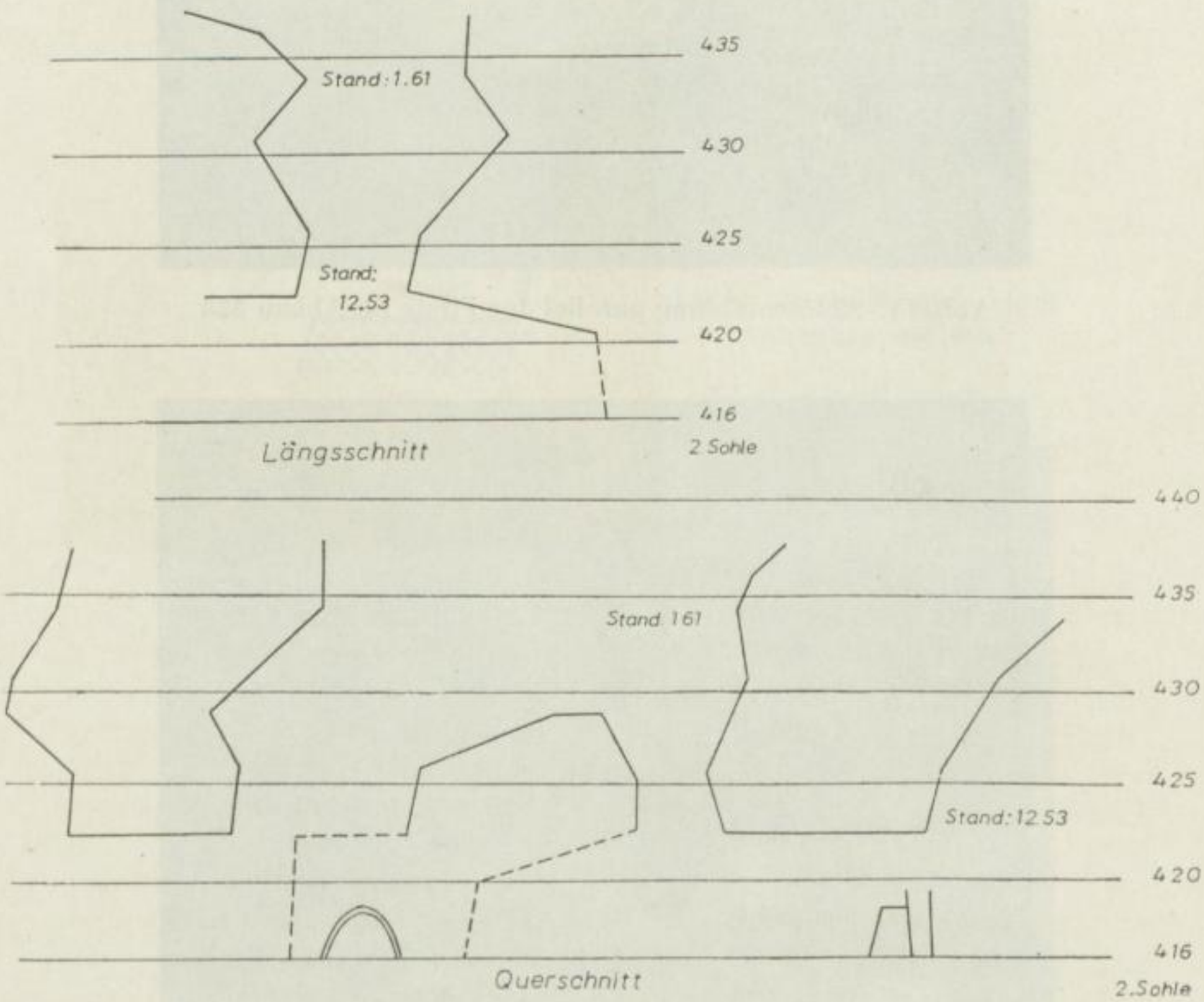


Abb. 17. Pfeilerschnitte im Abbau 232

Ob der Abbaukantendruck auch im Fallen der Firstbrüche im Abbau 231 und 232 mitgewirkt hat oder ob die Brüche, verursacht durch flache Störungen, nur durch das Eigengewicht gefallen sind, kann nicht entschieden werden.

Bei der Betrachtung der Pfeiler fällt ihre unterschiedliche Beanspruchung auf (Abb 15). Während z. B. der Pfeiler im Abbau 333 normalen Belastungen ausgesetzt ist — er zeigt an einer Seite die typischen doppelkegelförmigen Zerstörungsformen —, herrschen demgegenüber sehr komplizierte Spannungsverhältnisse in dem Stützpfeiler des Abbaues 232 (Abb. 16).

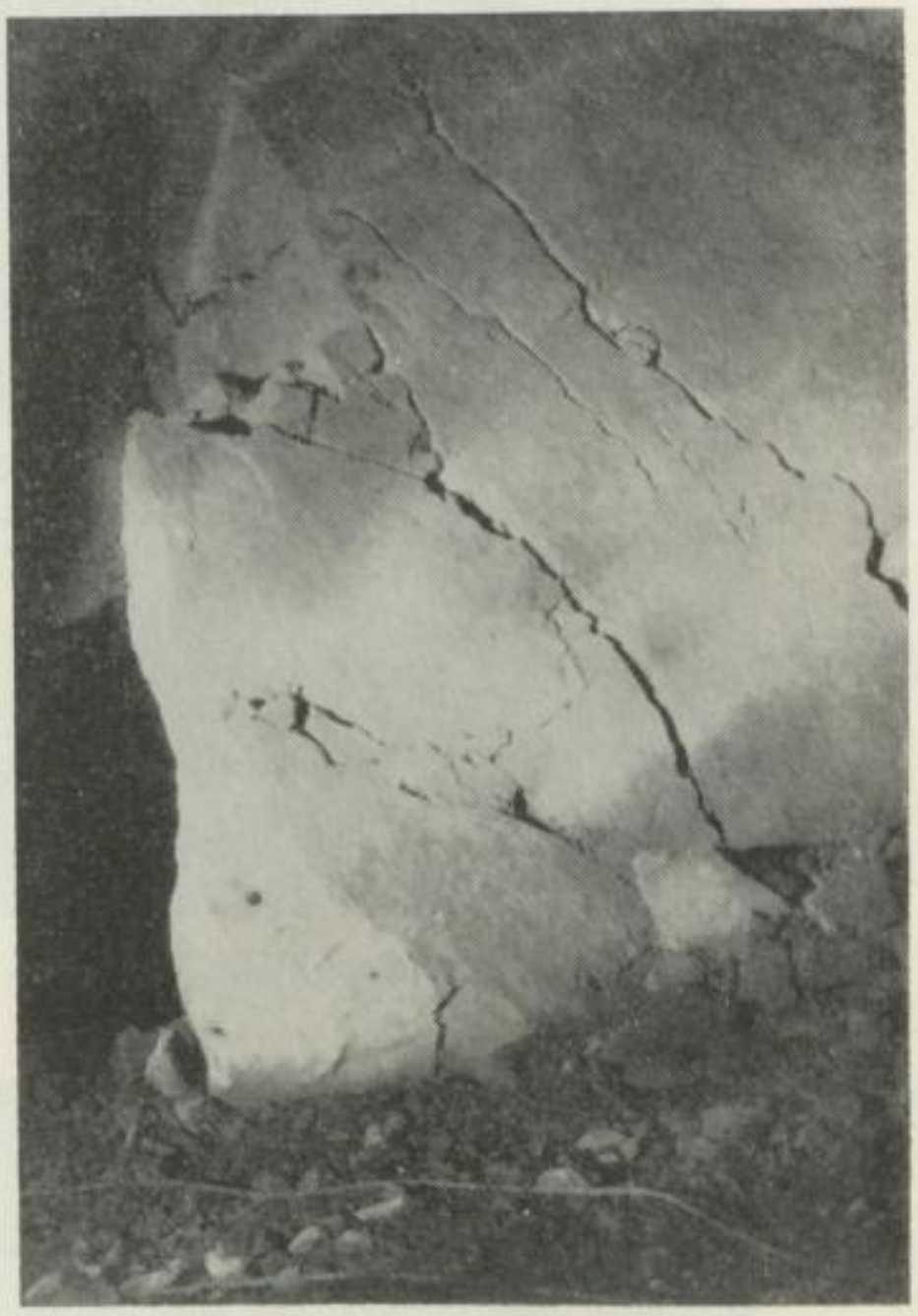


Abb. 18. Rißbildung in der NO-Ecke des Pfeilers im Abbau 232

Auf Grund der unzweckmäßigen Pfeilerform muß angenommen werden, daß er Knickbeanspruchungen ausgesetzt ist. Seine Tragfähigkeit ist stark anzuzweifeln, da nur relativ geringe Belastungen ausreichen dürften, um die Druckwirkungen hervorzurufen, die der Pfeiler in seinem jetzigen Stadium zeigt (Abb. 17). Besonders ausgeprägt sind sowohl Risse in der NO-Ecke des Pfeilers als auch Ablösen in der Firste südlich des Pfeilers, ausgehend von der Grenze Pfeiler-Firste (Abb. 18 und 19).

Es ist wahrscheinlich, daß geringe seitliche Bewegungen des Pfeilers die Zerstörungen begünstigten. Die Riß- und Ablösenbildungen sind auf Biegebeanspruchung des Erzes zwischen Pfeiler und angebauter Schwebe zurückzuführen.

Ebenso komplizierte Spannungsverhältnisse herrschen in den Pfeilern und im Nebengestein des älteren Schrägbaues oberhalb des Abbaues 353. Während hier die schwachen Pfeiler keine Rißbildungen erkennen lassen, sind solche bei den

Abb. 19. Rißbildung in der Firste südlich des Pfeilers im Abbau 232

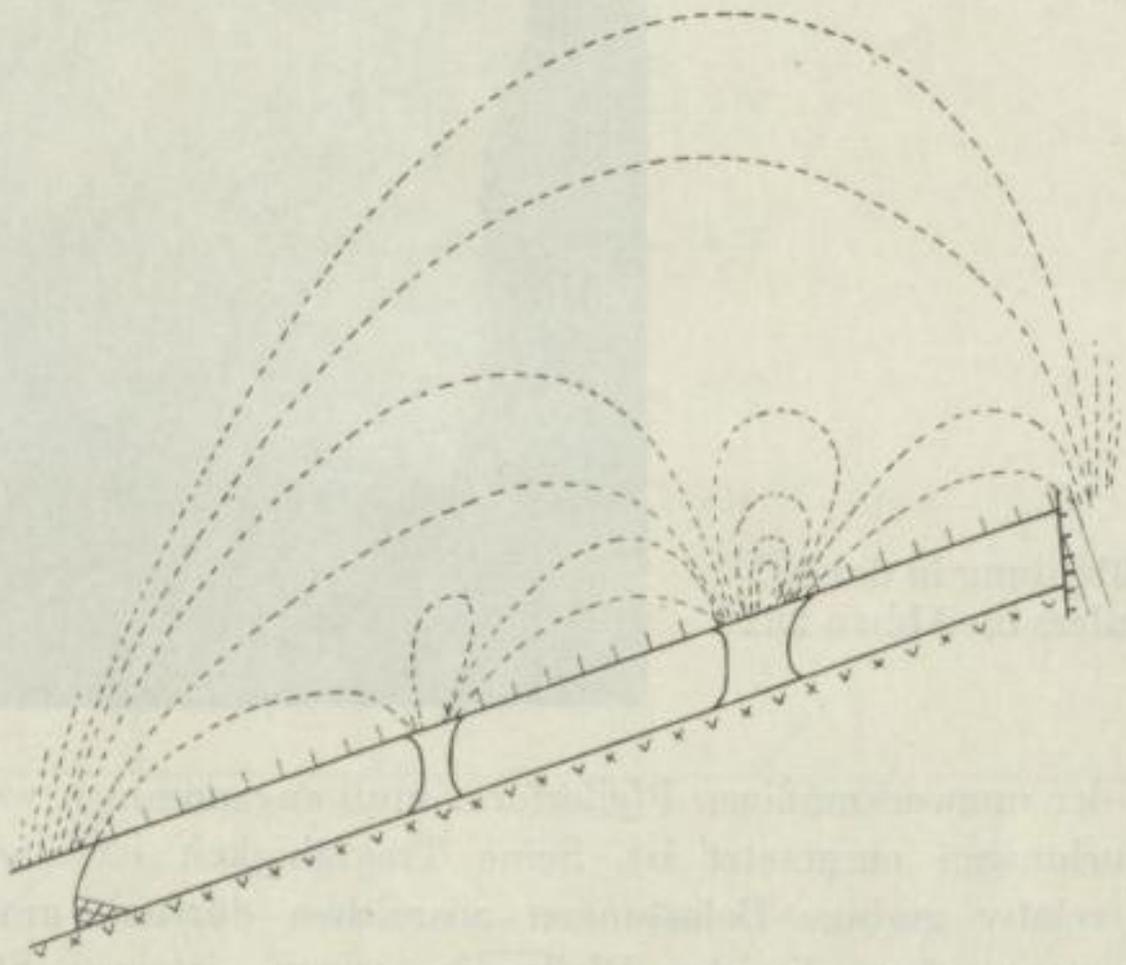


Abb. 20. Prinzip der Spannungsverteilung über unregelmäßigen Pfeilern

stärkeren Pfeilern vorhanden, ein Zeichen dafür, daß sie überlastet sind. Sie stützen also eine viel größere Hangendfläche als die Pfeiler mit kleinem Durchmesser (Abb. 20).

Interessant sind ebenfalls die verschiedenen auftretenden Riß- und Ablösenbildungen bei den angebauten befristeten Erzschweben. So zeigten sich an einer den großen Bruch vom Dezember 1961 nördlich begrenzenden Erzschwebe im Abbau 232 an der Nordflanke der Grenze Pfeiler-Schwebe Druckrißbildungen, in

deren Gefolge westlich davon größere Erzmassen ausbrachen (Abb. 21). Auch hier wird das Aussehen der Firste von zum Teil parallelen Klüften und Schichtfugen bestimmt, die ebenso wie die Vielzahl engvermaschter, calcitverheilter Fiederklüfte an der Schwebenunterseite die starke tektonische Beanspruchung dieses Teiles des Erzlagers widerspiegeln, was selbstverständlich das Ausbrechen größerer und kleinerer Schalen begünstigt (Abb 22).

Überhaupt macht sich der Einfluß der Schichtung des Erzlagers auf die Rißbildungen bemerkbar. Besonders die 5 bis 30 cm mächtigen Kristalltufflagen im

Abb. 21. Ausbruch aus der Schwebe im Abbau 232

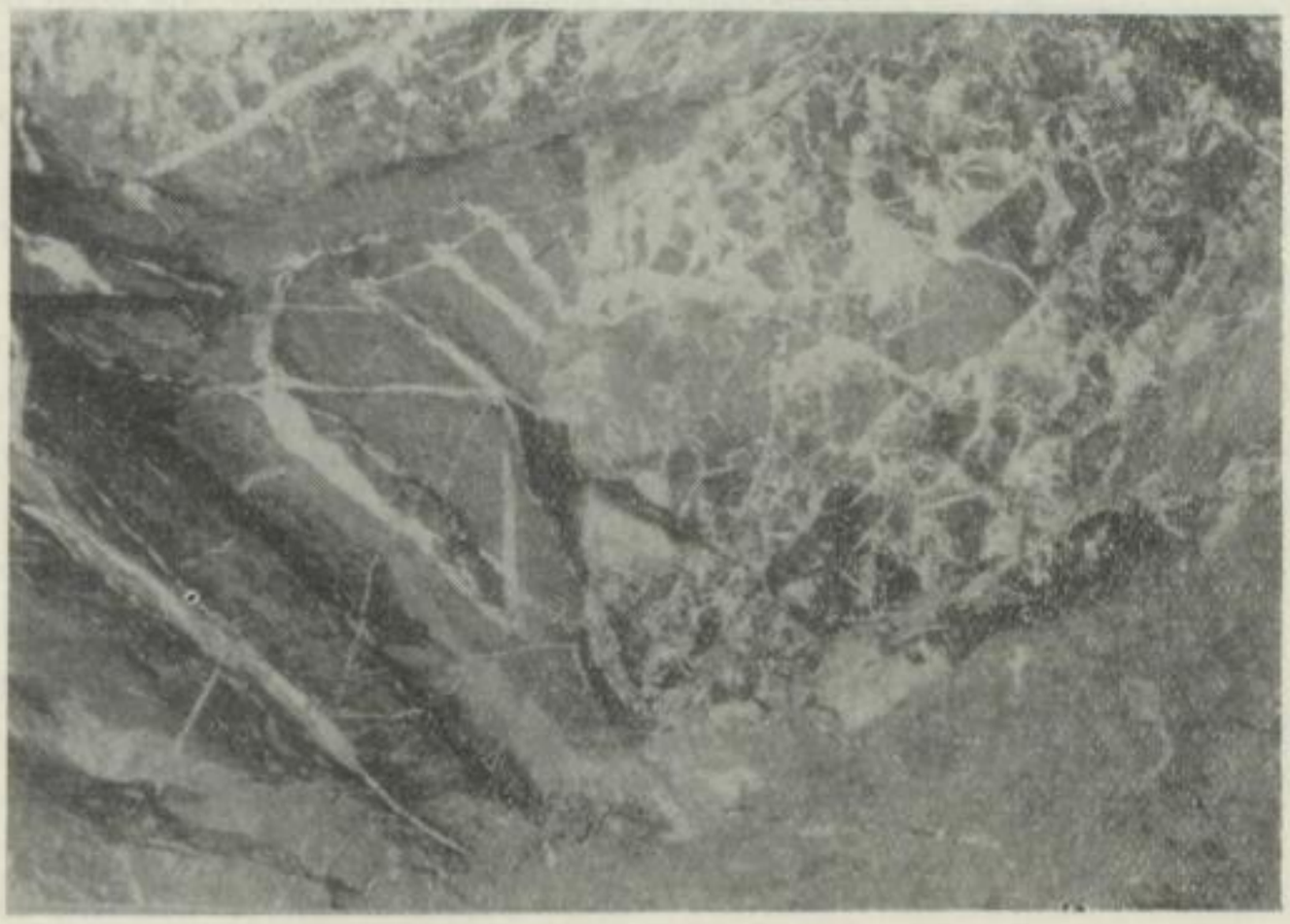


Abb. 22. Engvermaschte, calcitverheilte Fiederklüfte an der Schwebenunterseite im Abbau 232 (mit Rißbildung)

Erzlager neigen zur Bildung natürlicher Schwächeflächen, die den beanspruchenden Kräften eher nachgeben als das härtere und festere Erz. So zeigen sich auf einer tektonisch bedingten Abrißfläche quer zum Streichen des Erzlagers im Abbau 353 kammförmige Rißbildungen, die durch Kristalltuffbänke verursacht wurden (Abb. 23). Auch ein größerer Bruch im gleichen Abbau zeigt einen deutlichen Einfluß der Schichtung (Abb. 24 und 25).

Zusammenfassend ist zum Firstenstoßbau auf Grund der beobachteten makroskopischen Gebirgsdruckwirkungen zu sagen, daß als unmittelbar drohende Gefahr

Abb. 23. Kammförmige Rißbildungen durch Schichtung (Kristalltuffbänke)

Abb. 24. Bruch im Abbau 353; deutlicher Einfluß der Schichtung

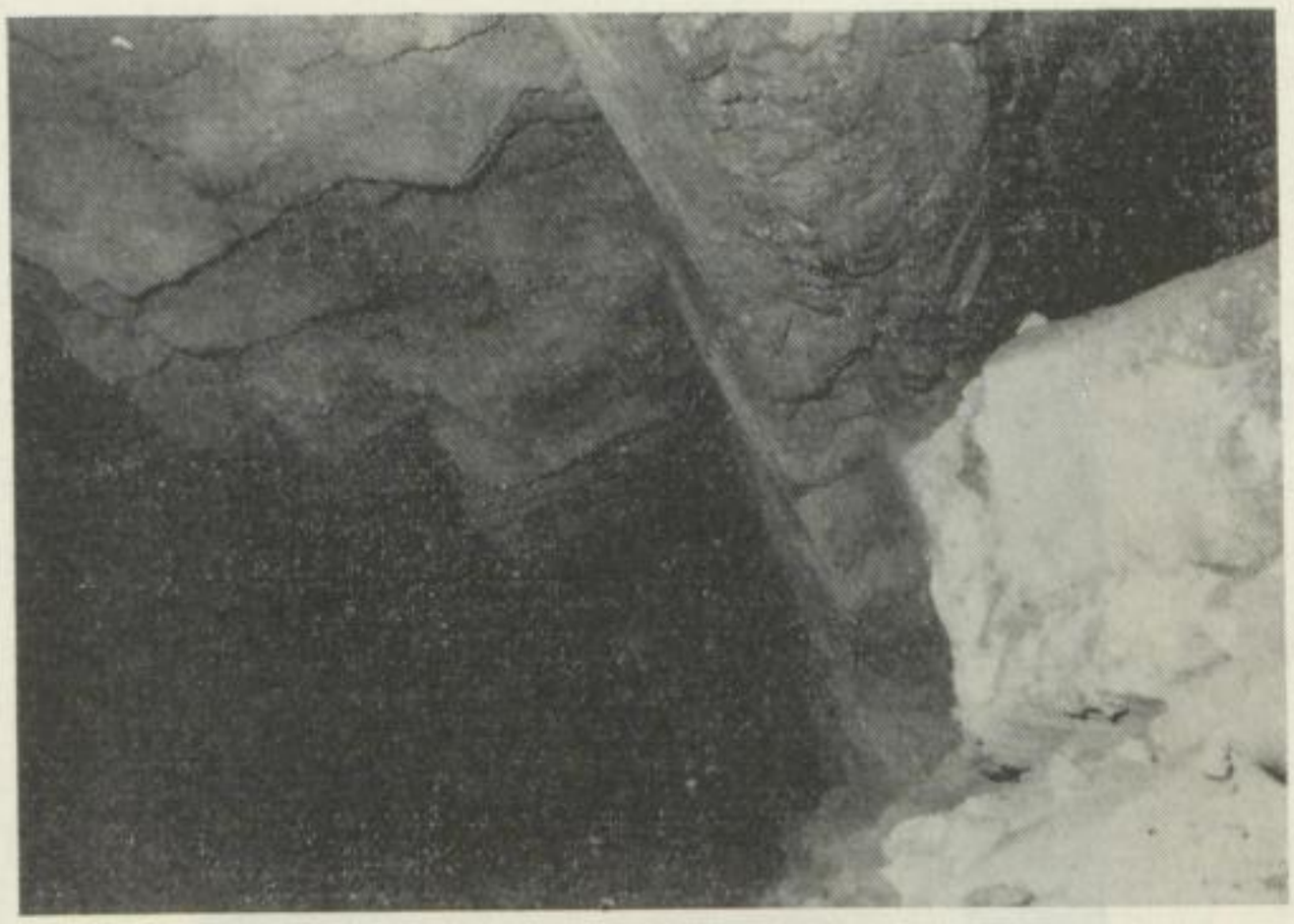


Abb. 25. Gleicher Bruch wie Bild 24;
deutlich erkennbare glatte Schichtflächen

für die Abbaubelegschaft vor allem die meistens an tektonischen Schwächeflächen abgerissenen Erzschalen anzusprechen sind. Begünstigt wird dieser Vorgang zweifellos durch den geringen Abbaufortschritt, wodurch sich sehr lange Standzeiten der immerhin als sehr groß zu bezeichnenden Abbauhohlräume ergeben, die letztlich den Entspannungsvorgang im Gebirge fördern und somit den Firstfall begünstigen.

Einen ebenso fördernden Einfluß üben die Erschütterungen bei der Schießarbeit aus, wie die hierdurch ausgelösten Firstfälle in den Abbauen 352 am 27. 4. 1962 (Ursache: flach einfallende Kluft am Ruschelharnisch.) 224 am 17. 4. 1962 (glattes Lösen mit Ruschelharnisch) und 263 am 5. 4. 1962 (flache Kluft mit Quarz und Anthraxolit) bestätigen (Abb. 26 und 27).

Diese Beispiele ließen sich im einzelnen beliebig fortsetzen. Zur Analyse der gebirgsmechanischen Vorgänge in Magazinbauen (Abb. 28) kann im wesentlichen nur der Abbau 223 herangezogen werden, da dieser der einzige, schon längere Zeit leerstehende Abbau ist. Er wurde in der Zeit von 1957 bis 1959 zwischen der 50-m- und 100-m-Sohle aufgefahren. Zu Ende des Jahres 1959 wurde die untere Schwebe über der Grundsohle im Rückbau gewonnen. Während des Rückbaues des letzten Teiles erfolgte, ausgelöst durch das Schießen, ein Bruch der an das Hangende angebauten Erzmassen von 3000 bis 4000 t Erz. Der Bruch trat in ungefähr 15 m Höhe über der Schwebe in Abbaumitte ein.

In den folgenden Monaten brachen im westlichen Teil des Abbaues größere Schiefermassen (bis zu 700 m^3) aus dem Hangenden heraus. Das Gebirge war dort gestört, die gesamte Schichtenfolge wird von zwei geringmächtigen Porphyrgängen querschlägig durchsetzt.

In der zweiten Hälfte des Jahres 1961 wurde im Bereich des Abbaues 228 auf der 50-m-Sohle eine überhöhte Firste aufgefahren. Wiederum brachen im Magazin Massen unbekannter Größe herein (der Abbau war mittlerweile aus

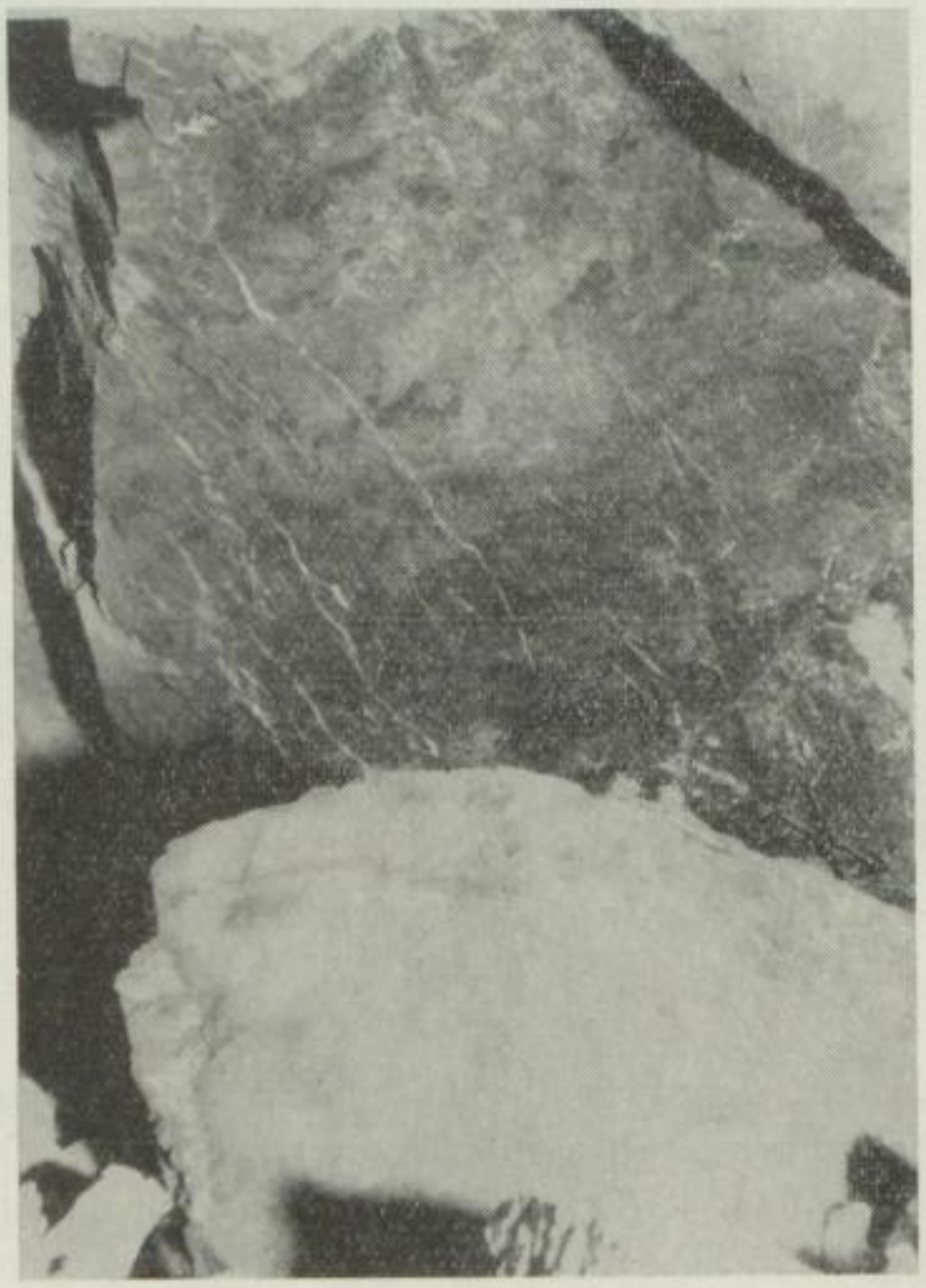


Abb. 26. Firstfall durch Schießen im Abbau 233

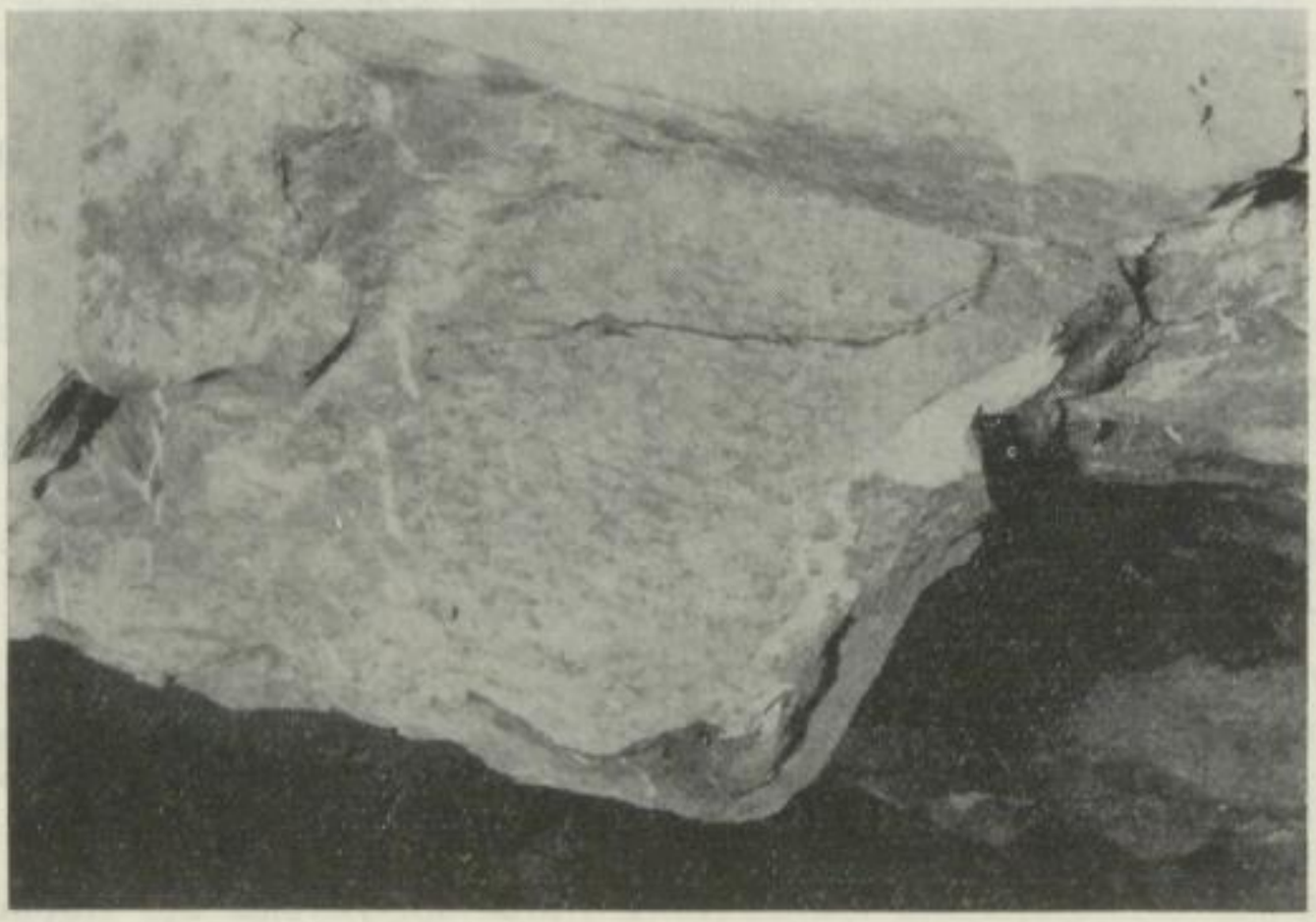
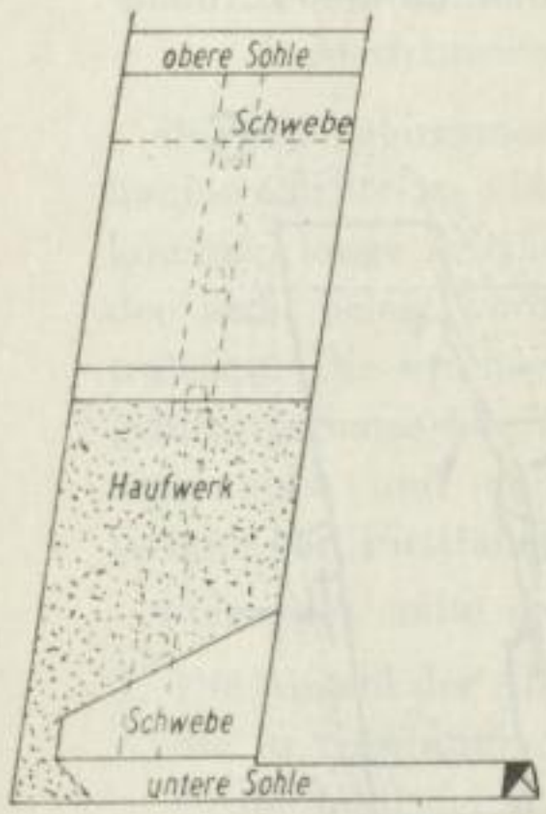
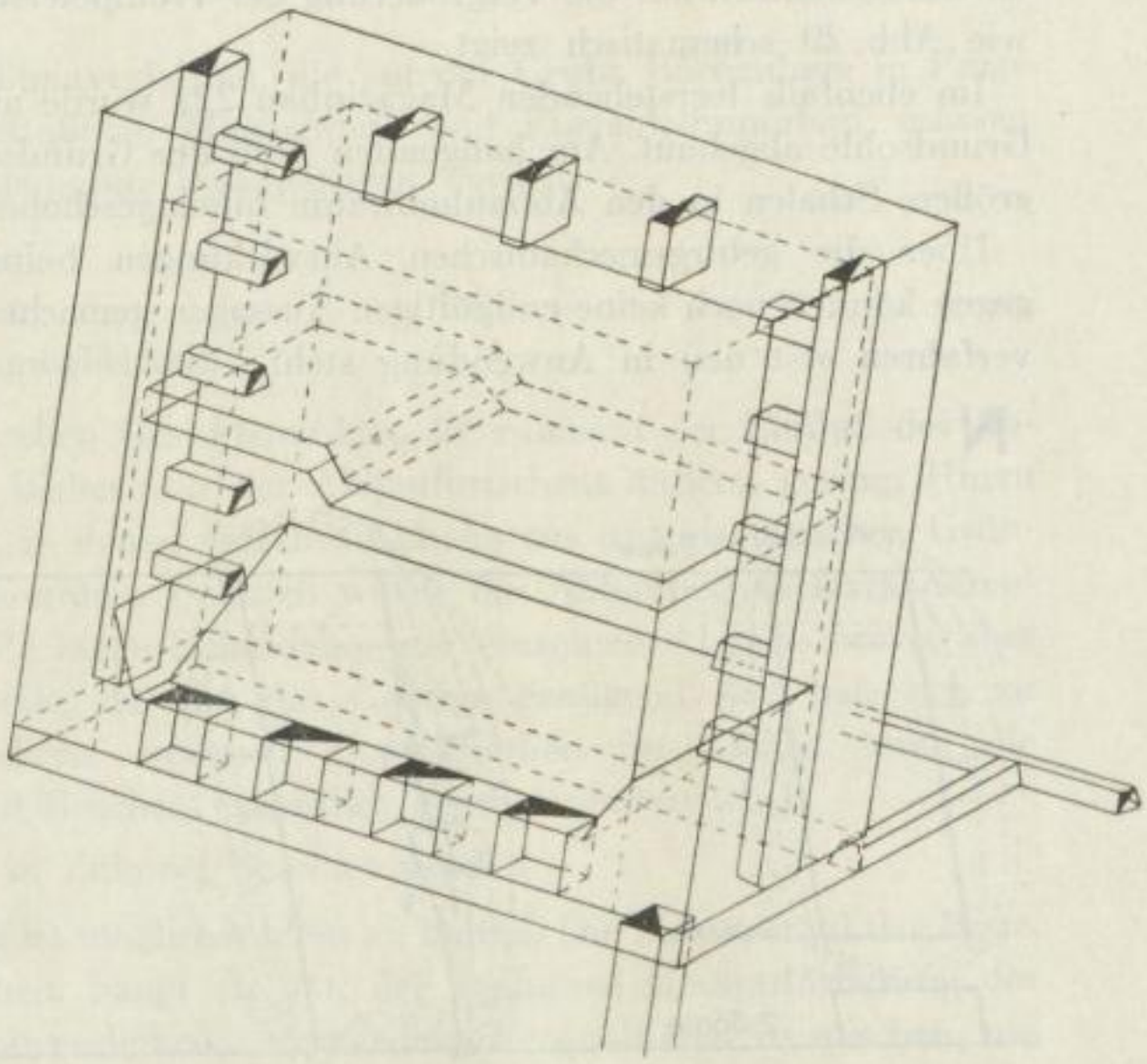


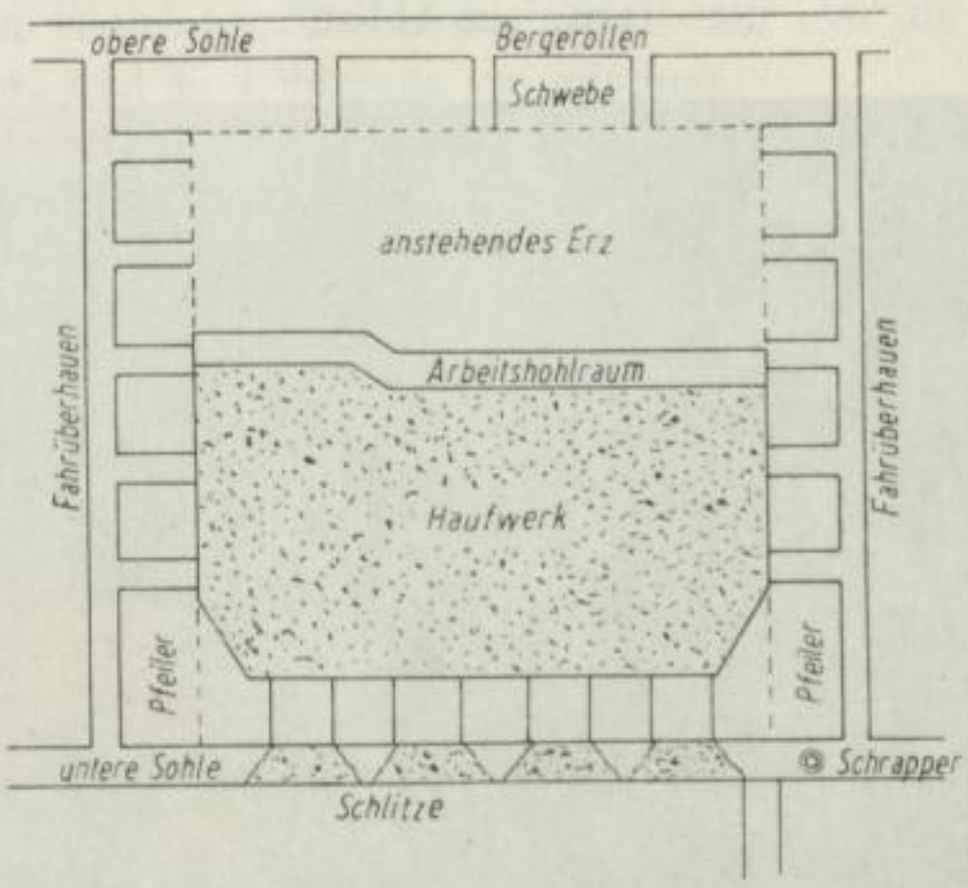
Abb. 27. Wie Bild 26; Riß setzt sich im anstehenden Erz fort



28a



28b



28c

Abb. 28. Magazin (schematische Darstellung)

sicherheitlichen Gründen nicht mehr befahrbar). Dieses Verhalten des Gebirges ist wahrscheinlich auf die Vergrößerung der Trompeterschen Zone zurückzuführen, wie Abb. 29 schematisch zeigt.

Im ebenfalls leerstehenden Magazinbau 221 wurde auch die Schwebe über der Grundsohle abgebaut. Am hangenden Stoß der Grundsohle wurden kleinere und größere Schalen in den Abbauhohlraum hineingeschoben (Abb. 30).

Über die gebirgsmechanischen Auswirkungen beim Etagenkammerbau dagegen können noch keine endgültigen Aussagen gemacht werden, da dieses Abbauverfahren erst neu in Anwendung steht.

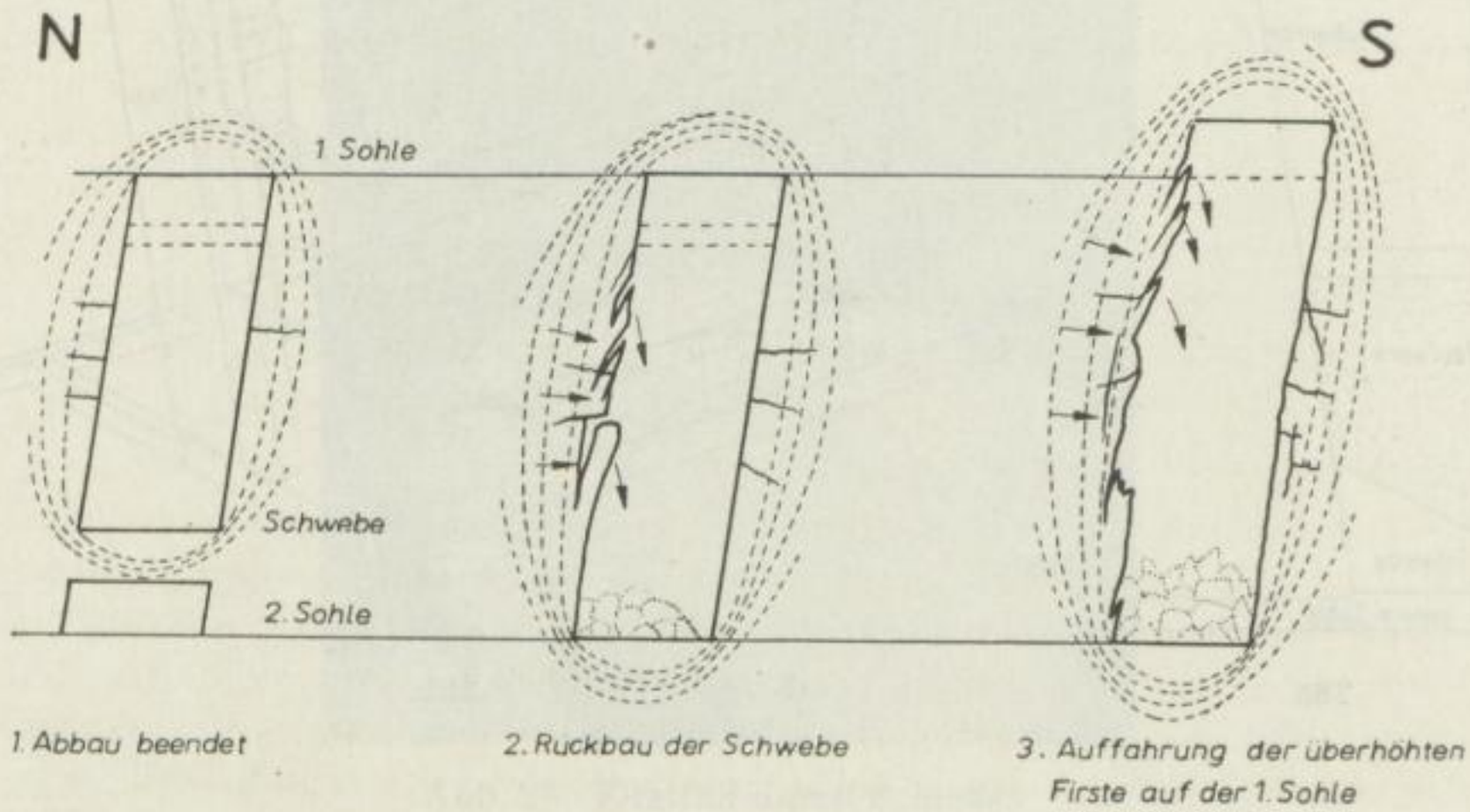


Abb. 29. Zerstörung des Hangenden durch Vergrößerung der Trompeterschen Zone um einen Abbau

Abb. 30. Ablösen von Schalen über der Grundsohle aus dem Hangenden des Abbaues 221

Gesichtspunkte bei der Auswahl der Abbauverfahren

Für die Auswahl der Abbauverfahren, die auf der Grube Büchenberg in Frage kommen, nämlich Firstenstoßbau, Magazinbau und Etagenkammerbau, müssen vor allem folgende Gesichtspunkte herangezogen werden:

1. Gebirgsmechanik,
2. Wirtschaftlichkeit,
3. Mechanisierungsmöglichkeit.

Bei den gebirgsmechanischen Gesichtspunkten ist zunächst der Einfluß des Abbaufortschritts zu klären. Bisher war der Abbaufortschritt äußerst gering. Hinzu kommen lange Zeiträume, in denen einzelne Abbaue aus organisatorischen Gründen nicht belegt werden konnten. Dadurch wurde der Abbaubetrieb stark dezentralisiert. Die somit erzielte lange Standdauer der einzelnen Abbaue bringt aber gebirgsmechanische Nachteile, da hier das Gebirge genügend Zeit hat, sich zu entspannen und aufzulockern, wodurch die Sicherheit im Abbau durch die Gefahr von Firstfällen und Brüchen wesentlich herabgemindert wird.

Folgendes sollte daher in Zukunft beachtet werden:

1. Die Anzahl der Abbaue ist möglichst klein zu halten. Die Mindestzahl der Baue, die in Gewinnung stehen, hängt ab von der geplanten Gesamtförderung der Grube und von der Notwendigkeit, verschiedene Erzqualitäten zu mischen, um den geforderten Fe-Gehalt des Fördererzes einzuhalten.
2. Der Abbau des Erzlagers ist nach Möglichkeit auf eine Sohle zu beschränken, so daß diese nach beendetem Abbau insgesamt abgeworfen werden kann.
3. Der Abbaufortschritt ist wesentlich zu erhöhen. Längere Stillstandszeiten der Abbaue sind zu vermeiden. Gleichzeitig damit läßt sich die Betriebskonzentration verbessern und die Förderung vereinfachen.
4. Die Aus- und Vorrichtung ist mit genügend weitem Vorlauf voranzubringen, um genaue Unterlagen über Lagerung, Menge und Qualität der Vorräte zu erlangen. Solche Unterlagen sind für die Beschränkung der Zahl der Abbaue auf ein Mindestmaß unbedingt erforderlich.

Über die Wirtschaftlichkeit der einzelnen Abbauverfahren gibt Tabelle 1 Auskunft. In ihr sind die wichtigsten interessierenden Kennziffern zusammengestellt.

Beachtenswert ist hierbei besonders die Aufgliederung der Versatzkosten. Von insgesamt 7,28 DM/t entfallen allein auf die teilweise sehr umständliche Zwischenförderung des Versatzmaterials 5,29 DM/t. Hier liegt eine wesentliche Möglichkeit zur Einsparung von Mitteln durch andere Abbau- und Versatzverfahren.

Die Mechanisierung der Förderung wurde für alle Abbauverfahren durch den Einsatz von Schrappern gelöst. Sie dienen sowohl der Ausförderung des Erzes als auch der Versatzeinbringung im Firstenstoßbau. Die Leistung der Bohrarbeit wurde im Firstenstoßbau und im Etagenkammerbau durch den Einsatz von Steilbohrgeräten um 20 % gegenüber dem herkömmlichen Flachbohren gesteigert. Als wesentliche Vorteile des Steilbohrverfahrens sind folgende Möglichkeiten zu nennen:

Tabelle 1. Leistungs- und Abbaukennziffern

	Firstenstoßbau	Magazinbau	Etagenkammerbau
Abbauleistung [t/M. u. S.]	27	54 { Verhieb: 34,5; Abziehen: 82,5; Schwebenrückbau: 33	38 { Scheibenauff.: 30; Schwebenrückgewinn 54
Abbauleistung einschl. Vorrichtung [t/M. u. S.]	18	30	32
Gewinnungskosten [DM/t]	4,99	4,57	4,13
Kosten f. Abbau u. Vorrichtung [DM/t]	5,78	5,98	6,36
Kosten f. Abbau u. Vorrichtung u. Versatz [DM/t]	9,26	8,39	7,56
Sprengstoffverbrauch [g/t]	325	580 (Stücke schießen!)	275
Sprengstoffkosten [DM/t]	0,6—0,7	1,34	0,58
Hilfsmaterial [DM/t]	0,36	0,36	0,36
Hilfsleistungen [DM/t]	1,12	0,80	1,12
Abbauverluste (bis obere Sohle durchgebaut) [%]	25	33	28

Versatzkosten [DM/t]: Bergegewinnung: 1,40
Bergeversatz: 0,59
Zwischenförderung 5,29

1. Der Einsatz mehrerer Bohrmaschinen, wobei 2 Maschinen von einem Mann bedient werden können.
2. Das Abbohren einer beliebigen Anzahl von Bohrlöchern auf Vorrat.

Darüber hinaus ist der Etagenkammerbau durch den Einsatz von Großbohrlöchern noch wesentlich entwicklungsfähig.

Auswahl geeigneter Abbauverfahren

Als einziges Abbauverfahren mit laufendem Versatz kommt nur der Firstenstoßbau zur Anwendung. Dabei übernimmt der Versatz die Aufgabe, eine Arbeitsebene für die Abbaubelegschaft zu schaffen. Gebirgsmechanisch spielt er im allgemeinen keine Rolle, allenfalls verhindert der Versatz das Abgleiten und Abbrechen losgelöster Schalen vom Hangenden. (Bei einer Kompressibilität des Versatzmaterials von 35 % kann dieses bei einer Abbaubreite von 15 m nach einer Konvergenz des Hangenden und Liegenden von 3 m, bei einer Abbaubreite von 30 m nach einer Konvergenz von 6 m zum Tragen kommen. Derartige Bewegungen sind nie beobachtet worden.)

Mit Vorteil wird sich der Firstenstoßbau weiterhin dort anwenden lassen, wo das Gebirge sehr starken tektonischen Beanspruchungen unterworfen war, wo eine enge Verfaltung des Erzlagers vorliegt oder wo Lagerverdoppelungen dicht am Hauptlager auftreten. Der Firstenstoßbau ist derartigen Verhältnissen am besten angleichbar, wenn der Abbau so bergmännisch geführt wird, daß er sich den Störungselementen anpaßt. (So kann man z. B. bei flach einfallenden Störungen, wie sie im Abbau 232–231 auftreten, die Firste schräg und damit steil oder senkrecht auf die Störung stellen, oder man gewinnt die durch Störungen freihängenden flachkeiligen Erzpartien von Anfang an herein, ehe sie zu Brüchen führen!)

Die beobachteten makroskopischen Gebirgsdruckerscheinungen lassen erkennen, daß ein Offenhalten der Abbaue ohne Versatz während der Gewinnungsperiode einschließlich der Schwebenrückgewinnung möglich ist. In den beschriebenen Beispielen des Abbaues mit offenbleibendem Abbauhohlraum traten erst in der letzten Phase der Schwebenrückgewinnung und in einem Fall gar keine merklichen Gebirgsdruckerscheinungen auf, welche die Weiterführung des Abbaues in Frage gestellt hätten. Es ist also sowohl der Magazinbau als auch der Etagenkammerbau anwendbar. Die Brüche im Magazinabbau 233, die im Gefolge des Schwebenrückbaues auftraten, sind auf das Zusammenwirken von Gebirgsdruck und Tektonik zurückzuführen. Von der weiteren Anwendung des Magazinabbaues ist aber dennoch abzusehen, da sich die geringe Verhiebsgeschwindigkeit und damit der geringe Abbaufortschritt gebirgsmechanisch ungünstig auswirken können, weil die lange Standdauer die Entspannungsbewegung im Gebirge begünstigt. Als betrieblicher Nachteil ist die langfristige Bindung von Umlaufmitteln zu nennen, die mit der Magazinierung des Haufwerkes verbunden ist.

Diese Nachteile werden vom Etagenkammerbau (Abb. 31) vermieden. Der streichende Etagenkammerbau (für normale Mächtigkeiten) bietet mehrere Angriffspunkte in einem Abbau, die gleichzeitig belegt werden können. Damit kann die Abbaugeschwindigkeit dem Firstenstoßbau und Magazinbau gegenüber erheblich

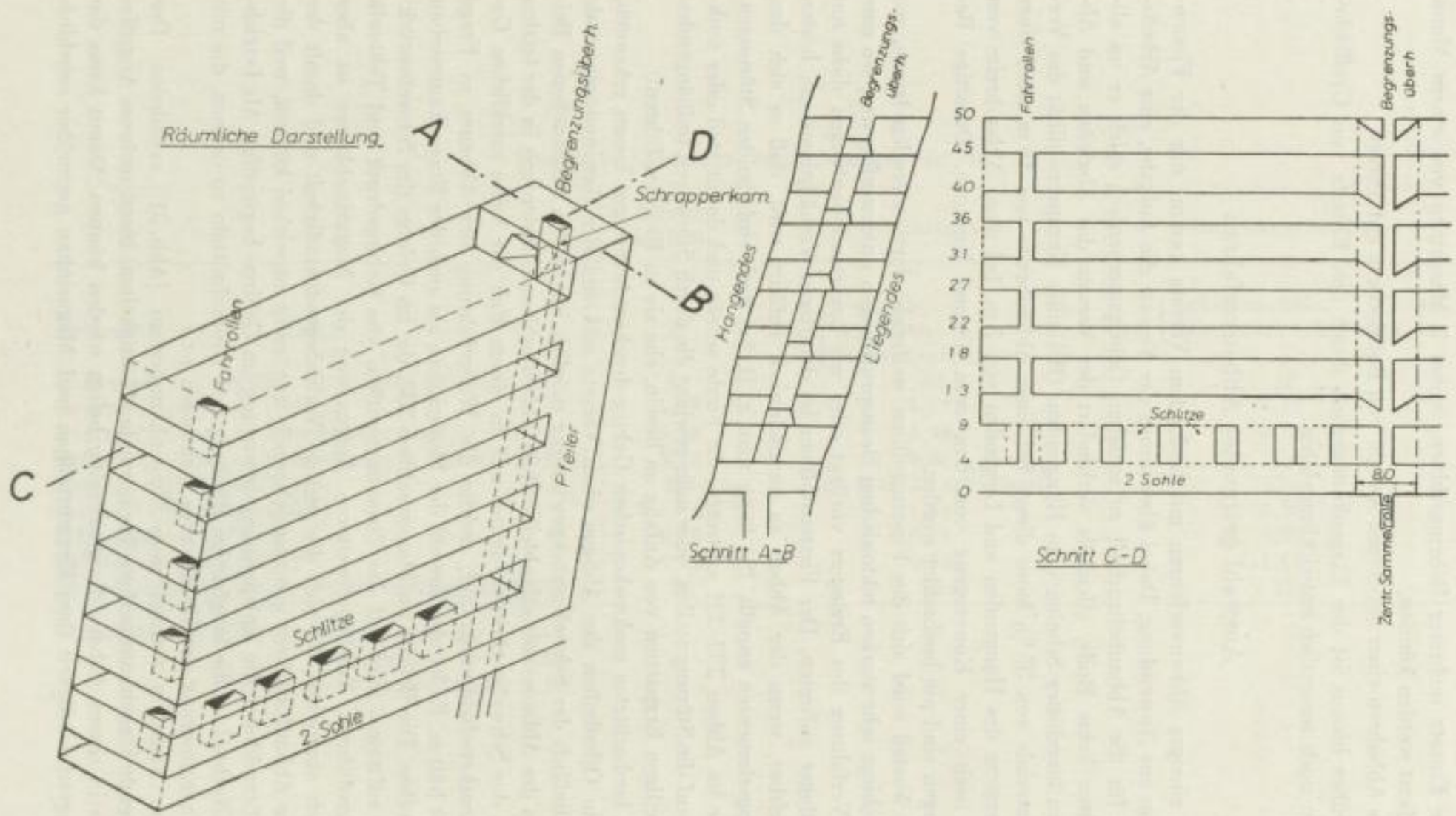


Abb. 31. Etagenkammerbau (schematische Darstellung)

gesteigert werden (der derzeitige Abbaufortschritt im Firstenstoßbau liegt bei 6 bis 8 m/Jahr!). Außerdem erreicht der Abbauhohlraum seine engültige Größe erst mit Beendigung des Schweberückbaues, d. h., in der Phase der Scheibenauffahrung (= Etagen) sind die Hohlräume bedeutend kleiner, so daß gefährliche Entspannungsbewegungen nicht zu erwarten sind. Liegen stärker gestörte Lagerstättenteile vor, kann die Etagenscheibe je nach Mächtigkeit des Lagers durch 1 bis 2 Etagenstrecken ersetzt werden. Dadurch gehen jedoch die Vorteile, die die Scheibenauffahrung mit sich bringt, d. h. erstens das genaue Einhalten der Lagergrenzen und zweitens die Möglichkeit zur genauen Bemusterung des Lagers, verloren. Der Etagenkammerbau läßt sich auch mit Vorteil bei einem Sohlenabstand von 100 m anwenden.

In großen Mächtigkeiten kann querschlägiger Etagenkammerbau betrieben werden. Für die flacher einfallenden Lagerstättenteile im Bereich der 6. Sohle, die durch Faltung bedingt sind, läßt sich auch der Etagenkammerbau mit einigen geringen Änderungen anwenden. Auf Grund des geringeren Einfallens muß mit stärkerem Hangenddruck gerechnet werden. Die streichende Länge der Abbaue muß deshalb geringer gewählt werden als bei steilem Einfallen. Die Förderung des Erzes muß dort, wo das Haufwerk nicht mehr von allein rutscht, durch Schrapper, die in schwebender Richtung arbeiten, unterstützt werden. Durch den Rückbau der Schwebe über der Grundsohle können auch beim Etagenkammerbau die Abbauverluste gesenkt werden. Da das Abbauverfahren im allgemeinen in steiler Lagerung (über 60° Einfallen) zur Anwendung kommt, dürften sich durch den Schwebenrückbau keine Schwierigkeiten ergeben. Die Gefahr des Ausbruches von Hangendschiefern wird durch die angebaute 2 m mächtige Erzbank wesentlich herabgemindert. Die Steinfallgefahr wird in Lagerstättenteilen mit überkippter Lagerung noch geringer, da hierbei das bergmännische Hangende vom festeren Schalstein gebildet wird (Abb. 32).

Als Versatzverfahren soll der Wanderversatz aus älteren versetzten Abbauen angewandt werden. Dabei ist die Erzschwebe des ausgeerzten Abbaues gegen den versetzten Abbau der höheren Sohle zu Bruch zu schießen, um das Versatzmaterial nachzuziehen (Abb. 33). Dabei wird am Liegenden in der Schwebe eine Strecke gefahren, von der aus die Schwebe mittels Langbohrlöcher abgebohrt und zerschossen wird. Dieses Verfahren wird dann von Sohle zu Sohle weitergeführt. Diese Art des nachträglichen Versatzes gestaltet sich wesentlich billiger als die bisherige Versatzwirtschaft. Es entfällt zumindest die sehr teure Zwischenförderung des Versatzes und die Gewinnungskosten des Versatzmaterials selbst. Als zusätzliche Kosten fallen die der Streckenauffahrung in der Schwebe und die Bohr- und Sprengstoffkosten beim Zerschießen der Schwebe an. Es ist für den weiteren Abbau belanglos, ob die nunmehr offenen Abbauräume über dem Versatz offenbleiben oder bis über Tage durchbrechen. Die Tagesoberfläche ist nur wenig bebaut und nur forstwirtschaftlich genutzt, so daß der Absperrung als bergbauliches Bruchgebiet keine großen Schwierigkeiten gegenüberstehen.

Eine andere Möglichkeit zur Gewinnung des Versatzmaterials, das als Wanderversatz verwendet werden soll, ist das Zubruchwerfen der Hangendschichten (Abb. 34). Zu diesem Zweck werden im Hangenden Strecken mit einem seigeren

Abstand von 15 bis 30 m aufgefahren. (Der Abstand kann durch Verbesserung des Großlochbohrens noch erhöht werden.)

Die Entfernung der Strecken vom hangenden Salband des leeren Abbaues soll etwa der Mächtigkeit des Lagers entsprechen. Von den Strecken aus wird das hangende Gestein radial abgebohrt und in den leerstehenden Abbau hineingeschossen. Die Vorgabe der Bohrlöcher kann entsprechend den Erfahrungen beim Einsatz der Großlochbohrmaschine „GB 80" in den übertägigen Bergemühlen mit 2 m angenommen werden. Da man auf die Kleinstückigkeit des zerschossenen

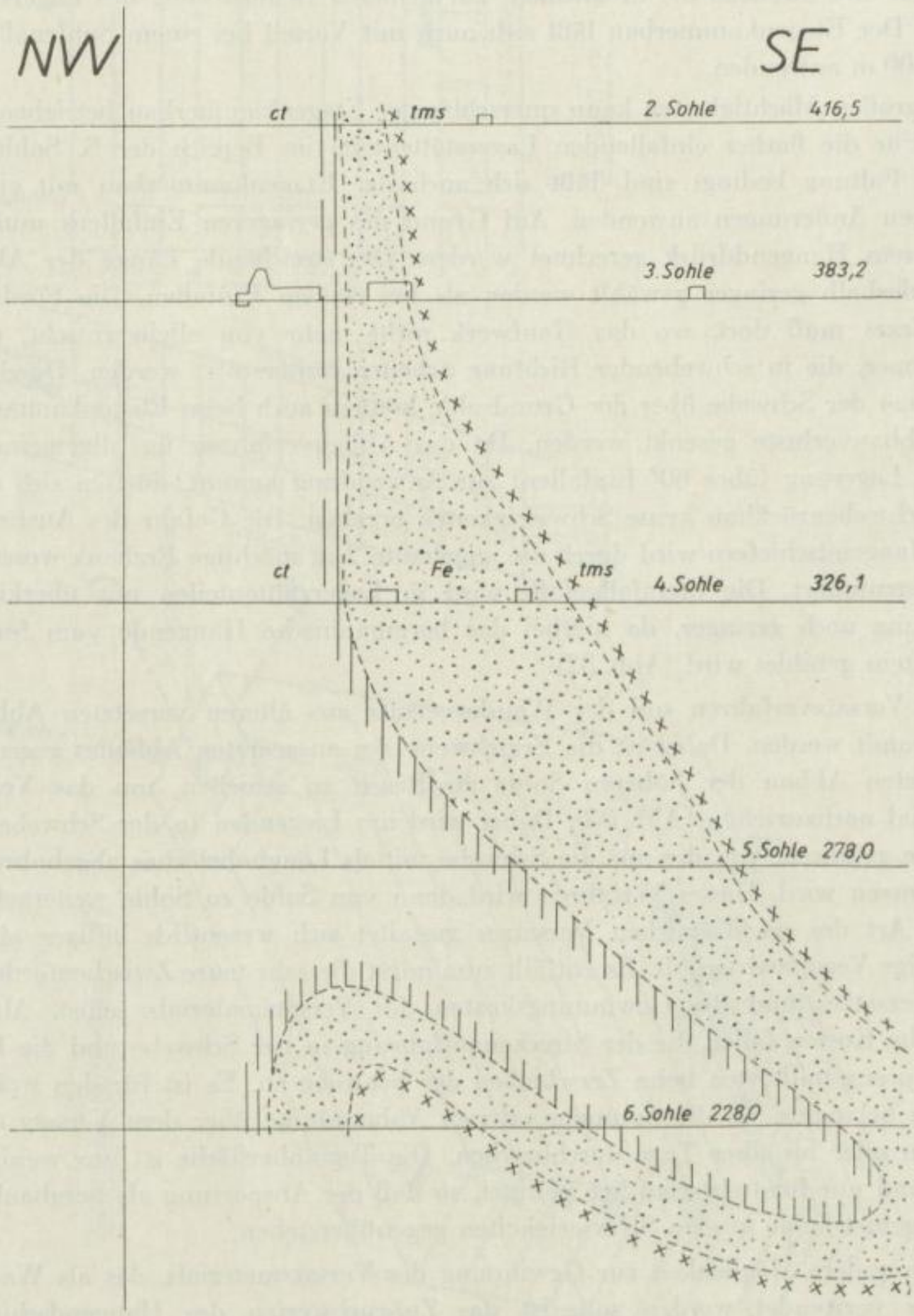


Abb. 32. Überkippte Lagerung im Erzkörper 2

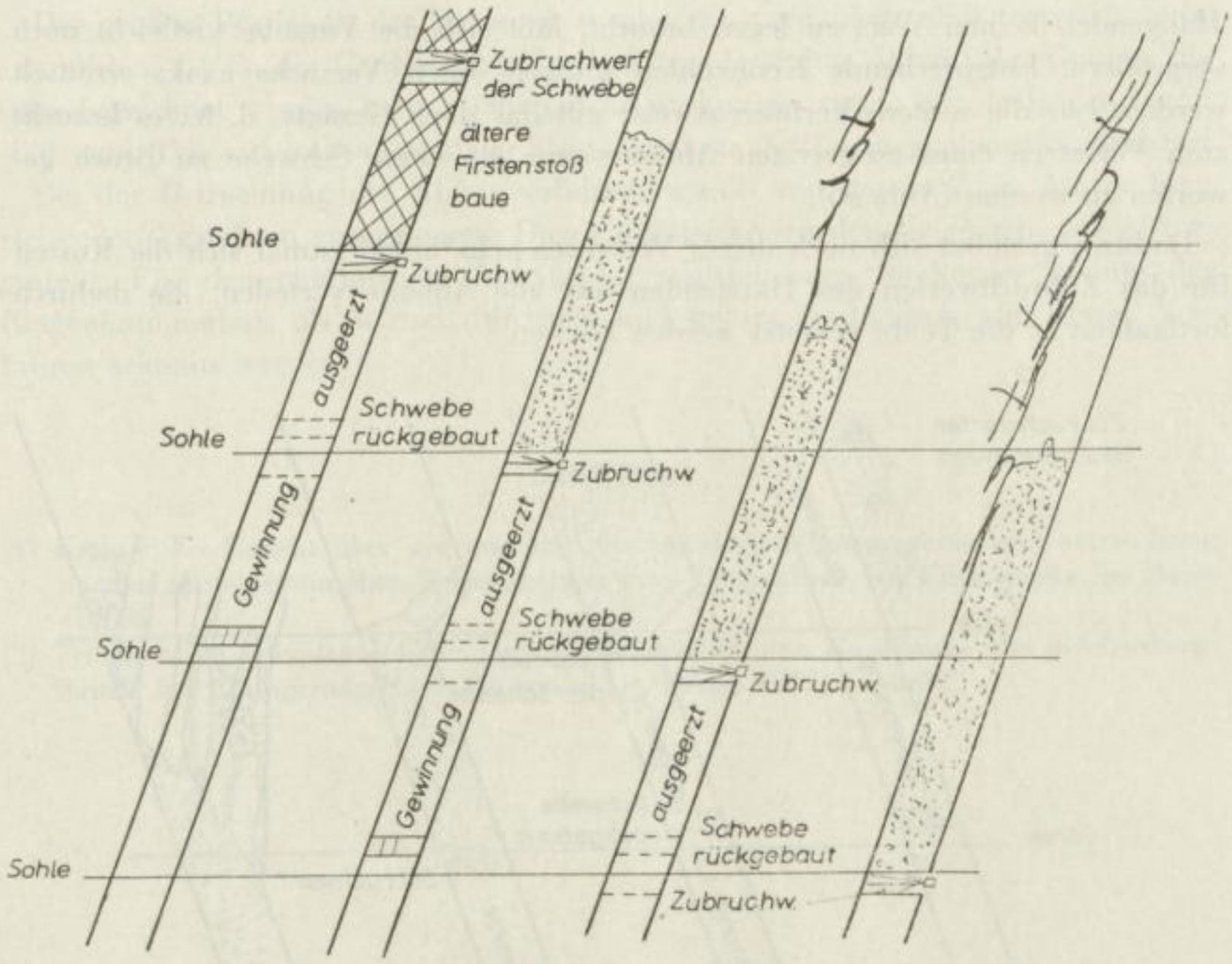


Abb. 33. Prinzip des Wanderversatzes aus alten Abbauen

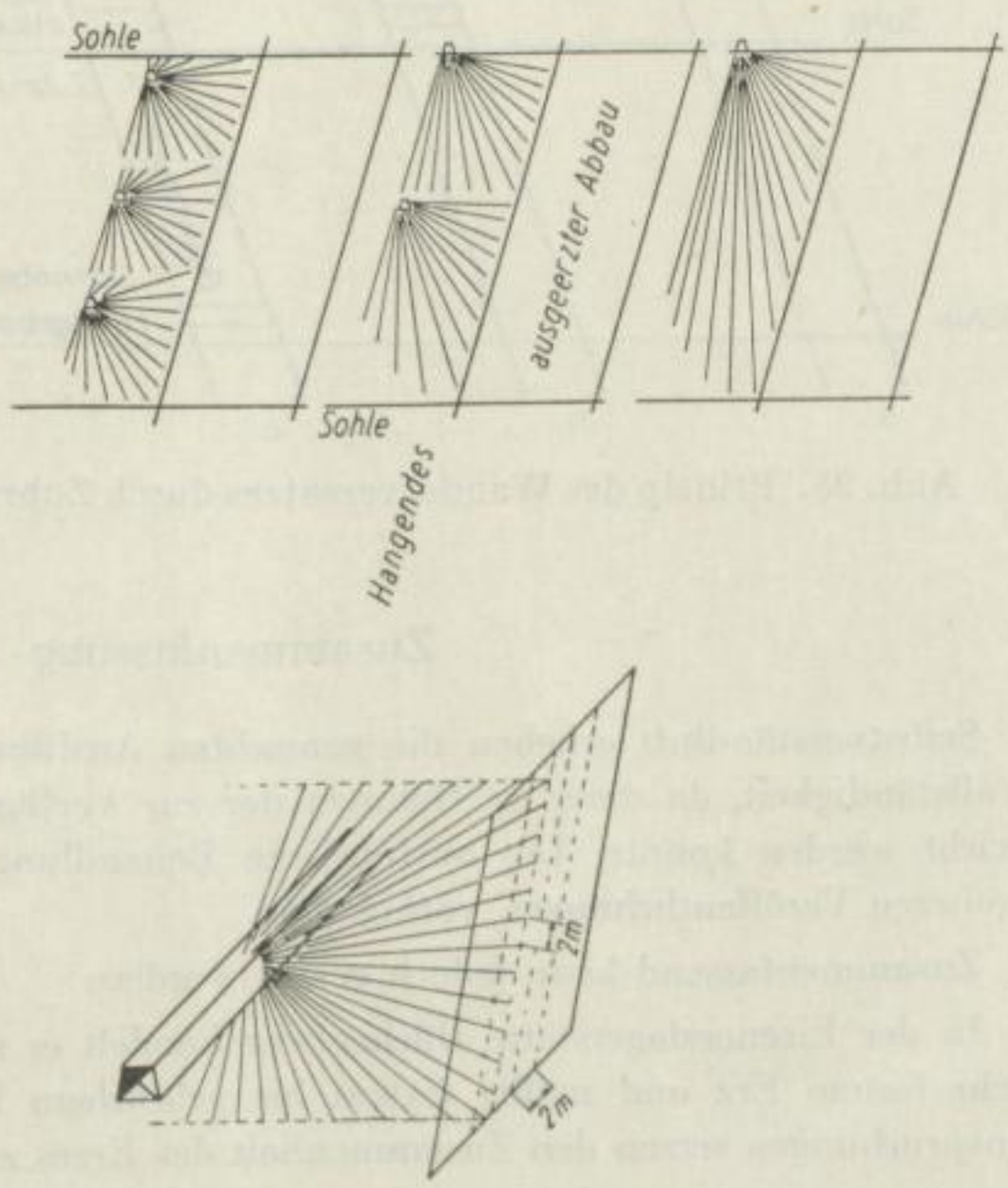


Abb. 34. Schema des Bohrlochversatzes beim Zubruchwerfen des Hangenden

Hangenden keinen Wert zu legen braucht, läßt sich die Vorgabe vielleicht noch vergrößern. Entsprechende Kennzahlen müssen durch Versuche exakt ermittelt werden. Für die weitere Verfahrensweise gilt das oben Gesagte, d. h., es braucht zum Versetzen eines ausgeerzten Abbaues nur die obere Schwebe zu Bruch geworfen zu werden (Abb. 35).

Dadurch gestaltet sich auch dieses Verfahren sehr billig, zumal sich die Kosten für das Zubruchwerfen des Hangenden auf alle Abbaue verteilen, die dadurch fortlaufend in die Teufe versetzt werden können.

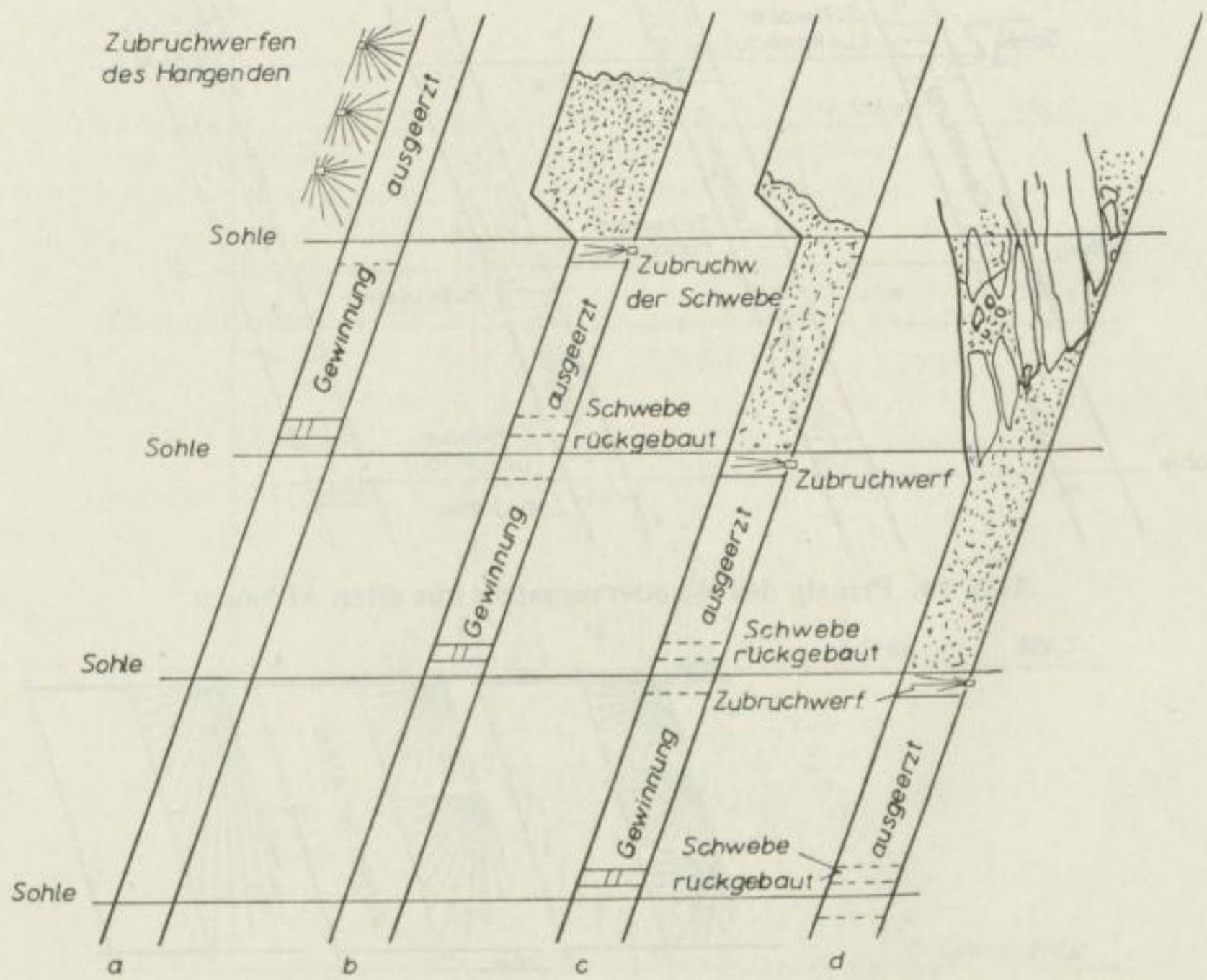


Abb. 35. Prinzip des Wanderversatzes durch Zubruchwerfen des Hangenden

Zusammenfassung

Selbstverständlich erheben die gemachten Ausführungen keinen Anspruch auf Vollständigkeit, da diese im Rahmen der zur Verfügung stehenden Zeit nicht erreicht werden konnte. Die ausführliche Behandlung der o. a. Probleme bleibt weiteren Veröffentlichungen vorbehalten.

Zusammenfassend kann jedoch gesagt werden:

In der Eisenerzlagerstätte Büchenberg handelt es sich um eine Lagerstätte mit sehr festem Erz und mäßig festem bis gebrächem Hangenden. Tektonische Beanspruchungen setzen den Zusammenhalt des Erzes zum Teil stark herab.

Der großen Festigkeit des Erzes ist es aber zu verdanken, daß trotz der recht erheblichen Größe des Grubengebäudes (jahrhundertealter Abbau) das Gebirge als starr bezeichnet werden kann. Gebirgsdruckwirkungen treten nur örtlich auf und sind zum Teil auf unzweckmäßige bergmännische Auffahrungen zurückzuführen.

Bei der Betrachtung der Abbauverfahren wurde von den z. Z. in Anwendung stehenden Verfahren ausgegangen. Durch Vergleiche wurden sie einzeln gegenübergestellt. Für den zukünftigen Abbau der steilstehenden Erzkörper konnte der Etagenkammerbau als wirtschaftlichstes und gebirgsmechanisch günstigstes Verfahren erkannt werden.

Literatur

[1] *Knauer, E.:* Bericht über die quantitativ-mineralogisch-petrographische Untersuchung an den mitteldevonischen Roteisenerzen vom Büchenberg bei Elbingerode im Harz. (1958).

[2] *Trümper, E.:* Kleintektonische Untersuchungen an der Nordflanke des Büchenberg-Sattels bei Elbingerode/Harz. Diplomarbeit, Berlin 1958, unveröff.

Entwicklung der Abbauverfahren im Flußspatbergbau der DDR

Von MANFRED WOLF, Freiberg

Der Flußspatbergbau der DDR steht hinsichtlich der Menge des geförderten Minerals hinter den Bergbauzweigen, über deren Abbauverfahren bisher berichtet wurde. Wie jedoch einer vor einiger Zeit veröffentlichten Statistik entnommen werden kann [1] hat sich die Flußspatproduktion im Verlauf der letzten 15 Jahre zu beachtlicher Höhe entwickelt (Abb. 1), woraus auf die zunehmende Bedeutung dieses Bergbauzweiges geschlossen werden kann.

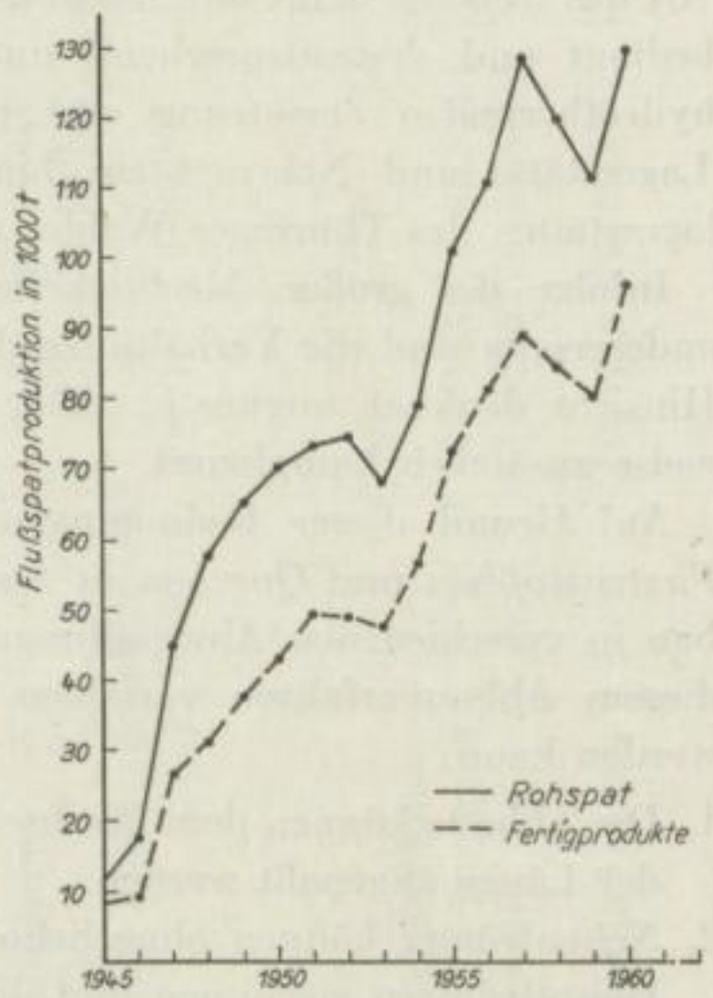


Abb. 1. Flußspatproduktion nach 1945 im Gebiet der Deutschen Demokratischen Republik

An der Flußspaterzeugung der DDR sind

1. der VEB Harzer Spatgruben Rottleberode	43,9%
2. der VEB Flußspatgruben Ilmenau-Gehren	25,0%
3. der VEB Wolfram-Zinnerz Pechtelsgrün, BA Schönbrunn	18,2%
4. der VEB Eisen Mangan Erzbergwerke Schmalkalden, BA Fortschritt	12,0%

beteiligt. Etwa 0,9 % entfallen auf Betriebe der örtlichen Industrie.

Alle diese Betriebe bauen auf Ganglagerstätten, die an langgestreckte Störungszonen gebunden sind. Mit Ausnahme der Lagerstätten des Thüringer Waldes er-

streckt sich der Flußspatbergbau jeweils nur auf einen kurzen Abschnitt der kilometerlangen Störungen. Dabei handelt es sich auch innerhalb dieser vom Bergbau erfaßten Abschnitte nicht um durchgehende Mineralisationen, sondern um einzelne Spatschläuche bzw. Spatmittel mit mehr oder weniger deutlichem linsenförmigem Grundriß. Die Größe dieser Spatfälle ist unterschiedlich, maximal wurden bisher die in Tabelle 1 angegebenen Ausmaße bekannt. Hierzu kommt, daß bei einem Teil der Gruben im Hangenden oder Liegenden der großen Mittel bauwürdige Begleittrümer auftreten. Das Einfallen der Mineralkörper ist bei allen Flußspatlagerstätten steil bis seiger.

Der Mineralinhalt besteht bei Bilanzvorräten mindestens zu 50 % aus Flußspat, zu dem sich Quarz, Calcit, Baryt und in geringen Mengen Sulfide sowie primäre und sekundäre oxidische Fe- und Mn-Erze hinzugesellen. Der Anteil dieser Mineralkomponenten schwankt sowohl von einer Lagerstätte zur anderen als auch innerhalb einer Lagerstätte in weiten Grenzen. Hangendes und Liegendes der Mineralkörper wie auch der Bergezwischenmittel und Nebengesteinsschollen im Gang sind stets hydrothermal zersetzt. Der Grad dieser Zersetzung ist durch die Art des Nebengesteins und durch den Chemismus der Mineral bildenden Lösungen bedingt und dementsprechend unterschiedlich. In allen Fällen kommt zu der hydrothermalen Zersetzung eine mehr oder weniger intensive Zerstörung von Lagerstätte und Nebengestein hinzu. Davon wurden besonders die Flußspatlagerstätten des Thüringer Waldes und des Vogtlandes betroffen.

Infolge der großen Mächtigkeiten einerseits, von Zersetzung und Zerstörung andererseits sind die Verhältnisse der Flußspatlagerstätten in gebirgsmechanischer Hinsicht denkbar ungünstig. Alter selektiver Abbau hat diese Verhältnisse teilweise zusätzlich kompliziert.

Auf Grund dieser Bedingungen waren im Flußspatbergbau seit eh und je *Firstenstoßbau* und *Querbau* in Anwendung und auch heute gibt der Firstenstoßbau in verschiedenen Abwandlungen dem Flußspatbergbau sein Gepräge, da mit diesem Abbauverfahren variablen Verhältnissen am besten Rechnung getragen werden kann:

1. Die Abbaue können dem Wechsel von Gangeinfallen, Mächtigkeit und streichender Länge angepaßt werden.
2. Nebentrümer können ohne Schwierigkeiten vor, zusammen mit oder nach den Haupttrümern gewonnen und die Verluste an Lagerstättensubstanz niedrig gehalten werden.
3. Unter Einbringen eines entsprechenden Ausbaus lassen sich selbst schwierigste Gebirgsverhältnisse beherrschen.
4. Schließlich haben diese Abbauverfahren einen Vorteil, der im Hinblick auf die Aufbereitungstechnologie größte Bedeutung besitzt: Der Lagerstätteninhalt kann selektiv gewonnen werden, indem entweder die Gewinnung i. e. S. darauf abgestimmt oder während des Abförderns der Spat vom unhaltigen Haufwerk geschieden wird.

Diesen Vorteilen stehen, da der größere Teil des Haufwerkes von Hand geladen und abgefördert und der leere Abbauraum versetzt werden muß, als Nachteil ein hoher spezifischer Schichtenaufwand und dementsprechend hohe Lohnkosten

Tabelle 1

Betrieb, Betriebsleitung bzw. Grube	Lagerstätte				Ausmaße des Grubengebäudes		Ausmaße der größten Teillagerstätte		Bemerkungen
	Bezeichnung	Strich. Länge [km]	Streichen [°]	Einfallen [°]	Länge [m]	max. Teufe [m]	Länge [m]	max. Mächtigkeit [m]	
VEB Harzer Spatgruben Rottleberode									
BA Straßberg	Biwender Gangzug	7	110-120	50-80 S	1200	430	165	13	
	Straßberg Neudorfer Gangzug	15	110-120	50-60 N	1050	180			nicht bebaut
BA Rottleberode	Flußschächter Gangzug	10	115-120	70-80 NE	1500	460	250	26	
	Backöfner Gangzug	1	140	70			125		
VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren									
BA Ilmenau	Ilmenauer Floßberggang	8	130-165	55-80 SW	3500	260	100	13	
	Edelspatgänge	2	140	60-90 SW	620	175	100	2	
			115	50-70 NE	250	175			
BA Gehren	Ilmenauer Floßberggang	siehe BA Ilmenau	100-150	70-80 SW	2000	240	125	8 + 6	Doppelte Mineralisation
VEB Eisen-Mangan-Erzbergwerke Schmalkalden									
BA Fortschritt	Steinbacher Floßberggang	2	110-135	70-85 NE	1400	270	190	12	
	Nebentrum		110-135	70-85 SW				3	
BA Einheit Grube Hühn	Gang Hühn I—V	1	100-110	70-80 SW	1500	240	90	13	
VEB Wolfram-Zinnerz Pechtelsgrün									
BA Schönbrunn	Schönbrunner Spalte	3	125-150	75-80 NE	1400	200	60	11	

gegenüber. Naturgemäß weist die niedrigste Abbauleistung der Querbau mit 1,5 bis 2,0 t/ M. u. S. auf.

In einigen Flußspatgruben zielte daher die Entwicklung zunächst darauf hin, den Firstenstoßbau so zu modifizieren, daß er auch unter ungünstigen Verhältnissen für Abbaumächtigkeiten angewendet werden kann, die erfahrungsgemäß nur mittels Querbau sicher zu gewinnen sind. In Rottleberode war für diesen Zweck bereits ein Firstenstoßbau auf vertikalen Scheiben entwickelt worden (Abb. 2). Dabei

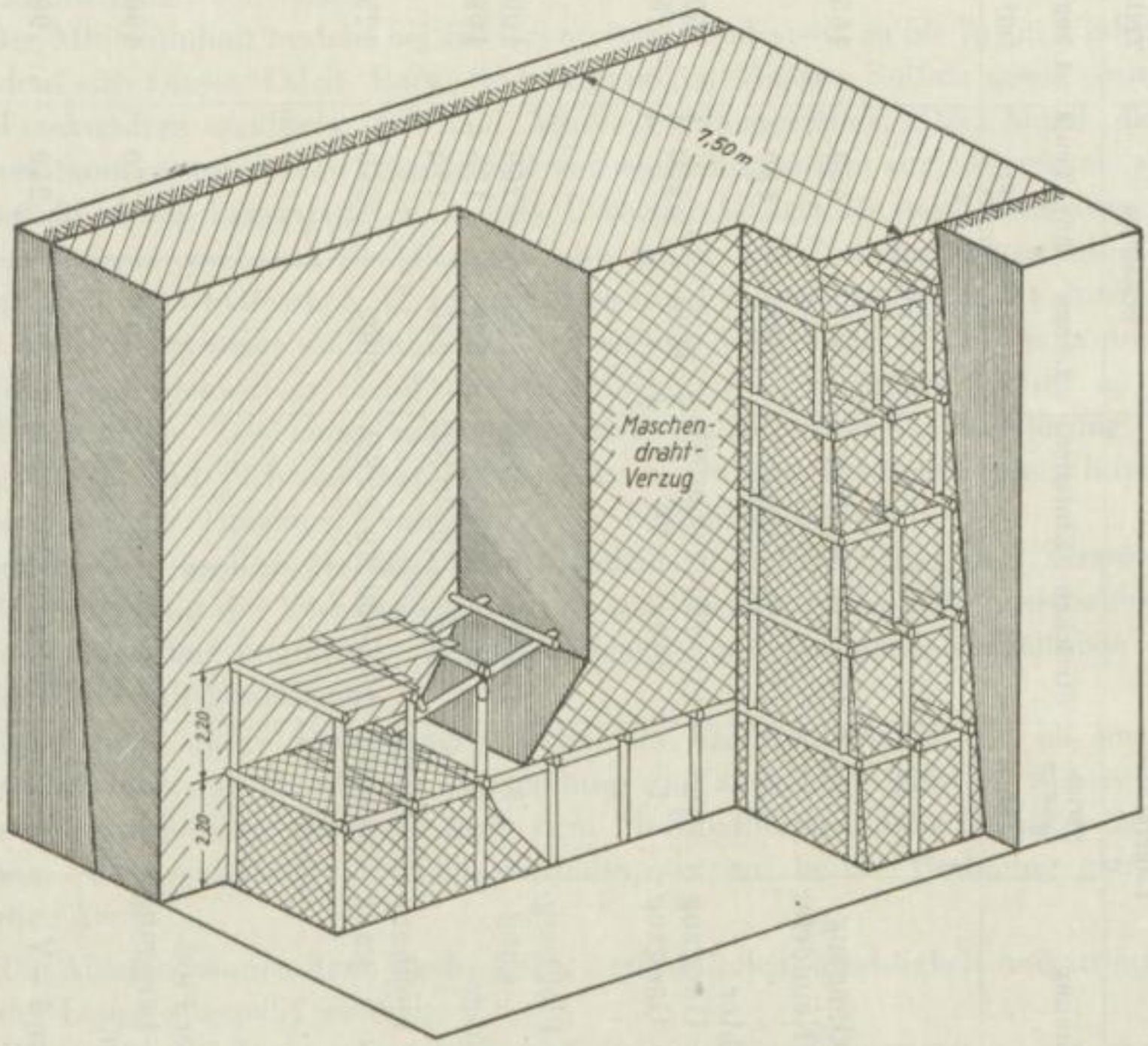


Abb. 2. VEB Harzer Spatgruben Rotleberode
BA. Rotleberode Firstenstoßbau auf vertikalen Scheiben

wurden mächtige Gangteile vertikal in mehrere, jeweils 2,0 bis 2,5 m breite Scheiben geteilt, die nacheinander vom Hangenden her im Firstenstoßbau in Verhieb genommen wurden. Abgesehen davon, daß jede Scheibe ihre eigene Vorrichtung erforderte, bestand ein wesentlicher Nachteil dieses Verfahrens darin, daß bereits während des Verhiebs der ersten Scheibe die restliche Gangfüllung kaputt gebaut wurde. Der Abbau der folgenden Scheiben mußte dementsprechend mit Firstengetriebe und kanadischer Vorpfändung sowie unter Verwendung überdimensionaler Stempel, Kappen und Holme erfolgen. Der spezifische Holzverbrauch lag im Gesamtgrubendurchschnitt bei 4,0 fm/100 t. Die Ortsleistung war

niedrig, und zwar wurden in den letzten Abbauen dieser Art Ortsleistungen von

1,34 t/M. u. S.	1957
1,44 t/M. u. S.	1958
2,19 t/M. u. S.	1959
2,43 t/M. u. S.	1960

erzielt.

In Ilmenau und Gehren wurde daher ein anderer Weg beschritten, indem bis 6 m mächtige Gangteile, gelegentlich auch örtliche Ausbauchungen bis 8 m, in voller Breite unter Einbringen von Ausbau hereingewonnen werden (Abb. 3). Da

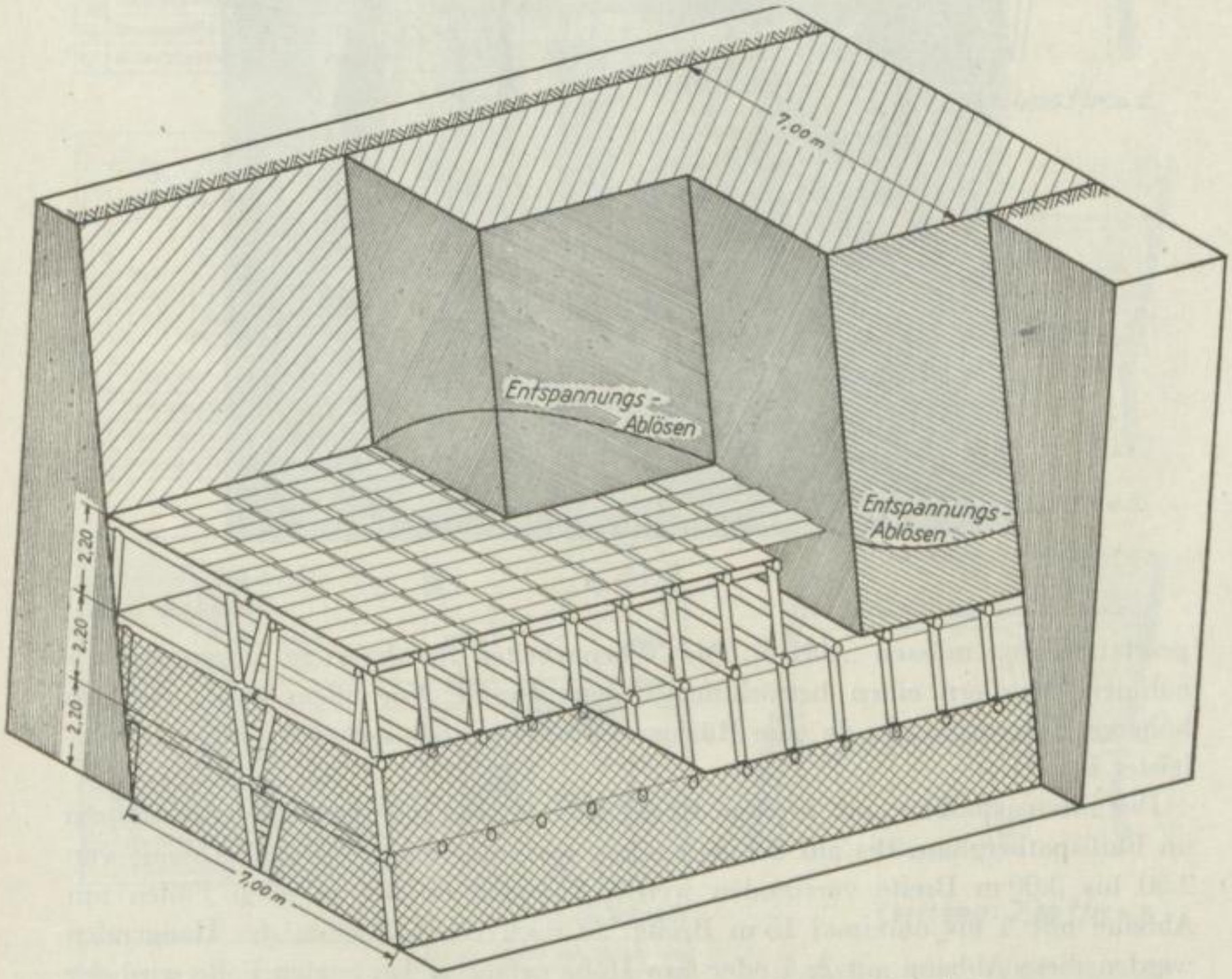


Abb. 3. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren BA Gehren
Firstenstoßbau mit breitem Stoß

in den Gruben der Transport langer Grubenhölzer (Kappen) nicht möglich ist, wird mit zwei Reihen deutscher Türstöcke gebaut. Bei dieser Ausbaumethode reicht das Verspreizen der Türstöcke als Sicherung gegen Schubbeanspruchung nicht mehr aus, so daß jeweils vier Türstöcke am Hangenden und in der Abbaumitte zusätzlich mit Unterzügen (sog. Rüstkappen) zu unterfangen sind (Abb. 4). Im übrigen wird je nach Bedarf mit Firsten- und Seitengetriebe gearbeitet. Der spezifische Holzverbrauch im Jahr 1961 und im 1. Halbjahr 1962 schwankte zwischen 2,25 und 5,7 fm/100 t. Der Arbeitszyklus auf einem derartigen Abbau

ist kompliziert und erstreckt sich zum Teil über Wochen (Abb. 5a und 5b). Die Leistungen, die unter diesen Bedingungen zu erzielen sind, bewegten sich von 1957 bis 1961 zwischen 2,0 und 4,0 t/M. u. S.

Bei größeren Gangmächtigkeiten sind selbstverständlich auch diesem Verfahren Grenzen gesetzt. Als Grenzwert ist eine Abbaubreite von 8 m zu nennen, da über diese Breite hinaus mit drei Reihen Türstöcken zu bauen ist und – wie ein Experiment in Ilmenau lehrte – Klotzschränke in der Mitte des Abbauraumes

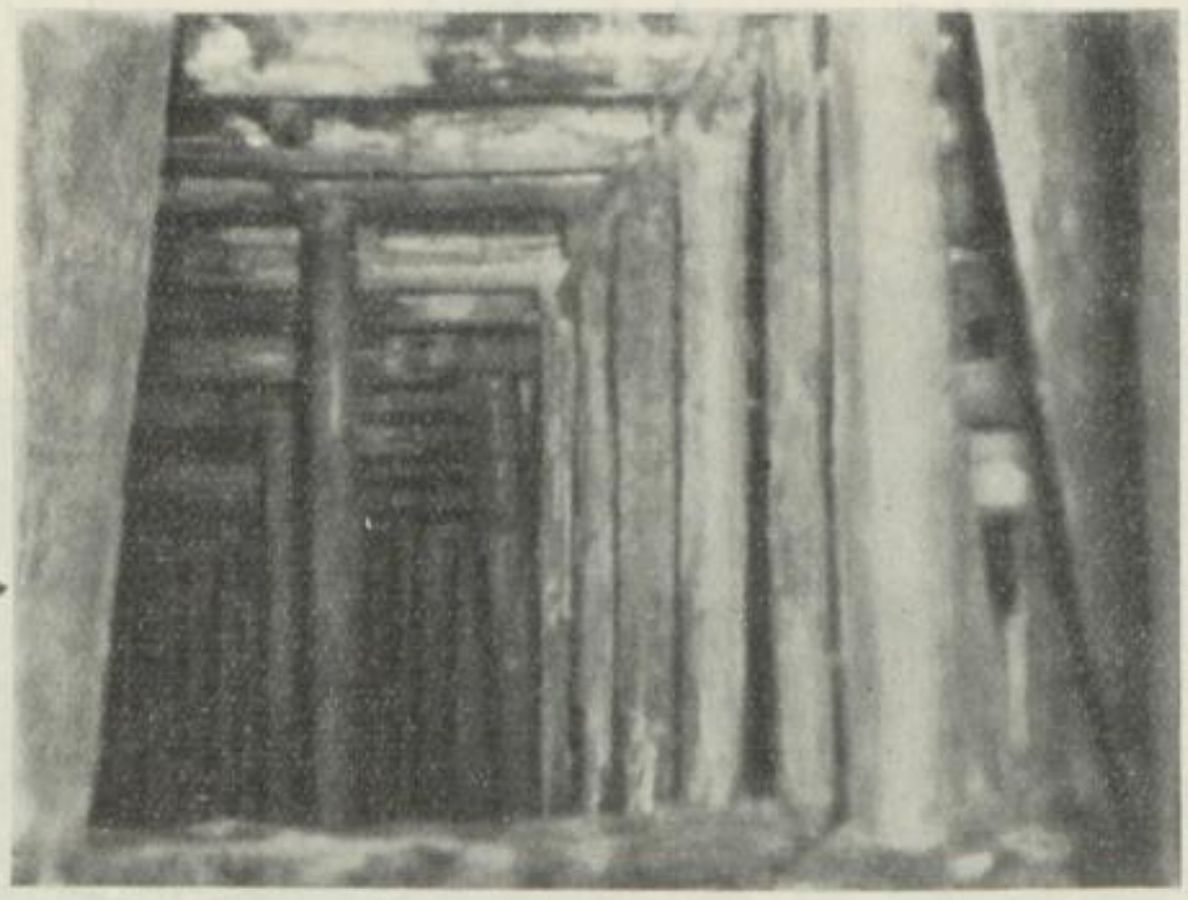


Abb. 4

gesetzt werden müssen (Abb. 6). Die Nebenarbeiten für derartige Sicherungsmaßnahmen erfordern einen beträchtlichen Zeitaufwand. Vor allem ergibt sich ein höherer Holzverbrauch, da eine Rückgewinnung der Klotzschränke nicht gewährleistet ist.

Der Firstenstoßbau „mit breitem Blick" ist z. Z. das geläufigste Abbauverfahren im Flußspatbergbau. Bis auf Schmalkalden, wo unter diesem Begriff Abbaue von 2,50 bis 3,00 m Breite verstanden werden, handelt es sich in allen Fällen um Abbaue mit 4 bis maximal 15 m Breite. Je nach Beschaffenheit des Hangenden werden diese Abbaue mit 2, 4 oder 6 m Höhe gefahren. Im letzten Falle wird der Stoß schräggestellt. Der Ausbau beschränkt sich auf einzelne Abschnitte im Abbauraum, auf denen einzelne Stempel geschlagen, Spreizen eingezogen oder Hängekappen eingebracht werden. Unter solchen Bedingungen sind bei Gewinnung durch Bohr- und Schießarbeit sowie beim Laden und Abfördern von Hand Abbauleistungen von 3,30 bis 4,00 t/M. u. S. möglich.

Durch Teil- bzw. Vollmechanisierung der Lade- und Förderarbeit sowie des Vorsatzeinbringens ergibt sich eine wesentliche Senkung des spezifischen Schichtaufwandes, wobei durch die großen Fördermengen, die beim Firstenstoßbau „mit breitem Blick" je Abschlag zu bewegen sind, eine gute, zumindest vertretbare Auslastung der eingesetzten Mechanisierungsmittel zu erzielen ist. Erste Versuche wurden 1956 mit zwei *Schüttelrutschen* auf einem 35 m langen und maximal 8 m

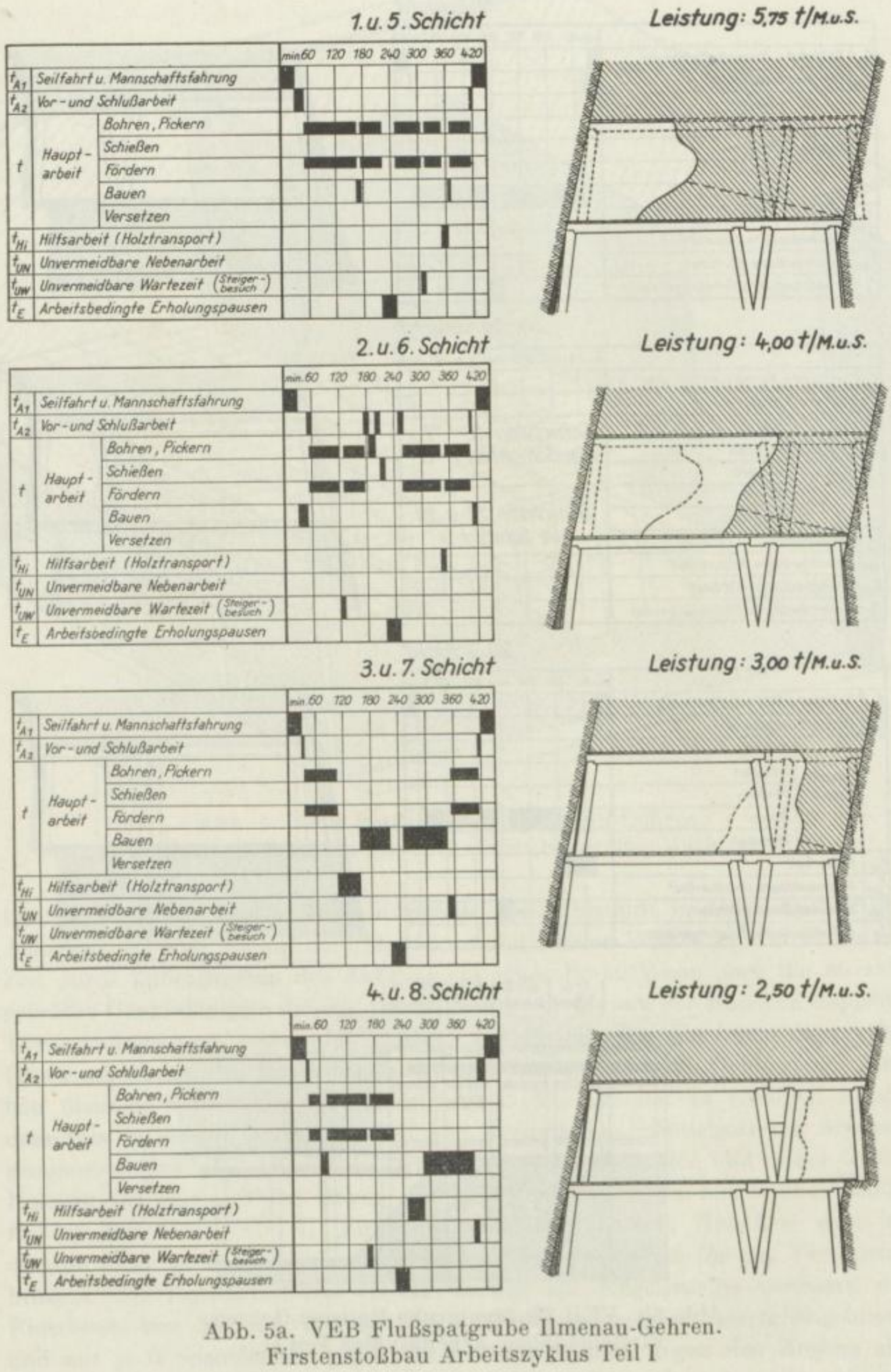
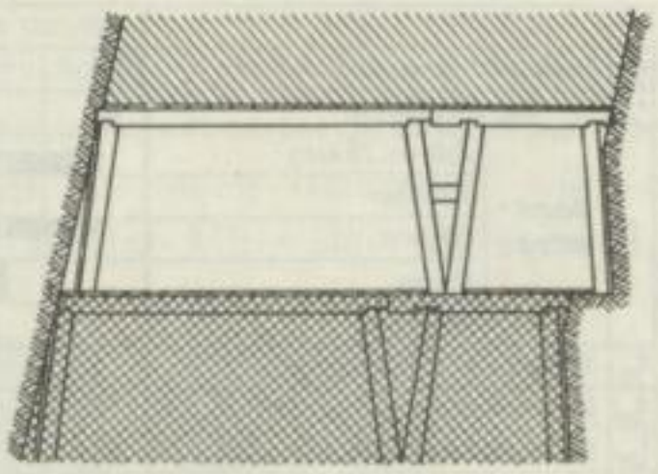


Abb. 5a. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren.
Firstenstoßbau Arbeitszyklus Teil I

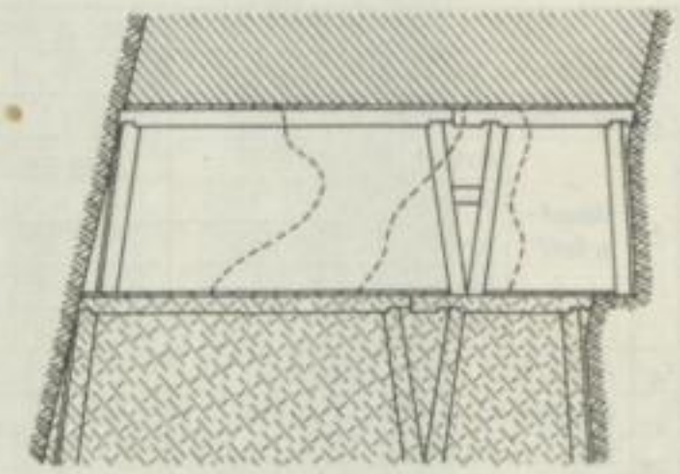
9. Schicht

			min 60	120	180	240	300	360	420
t_{A1}	Seilfahrt u. Mannschaftsfahrung								
t_{A2}	Vor- und Schlußarbeit								
	Haupt-arbeit	Bohren							
		Schießen							
		Fördern							
		Bauen							
		Versetzen							
t_{Hi}	Hilfsarbeit								
t_{UN}	Unvermeidbare Nebenarbeit								
t_{UW}	Unvermeidbare Wartezeit								
t_E	Arbeitsbedingte Erholungspausen								



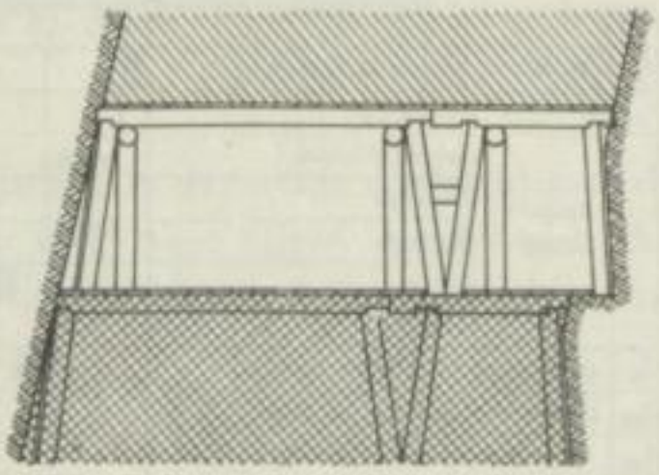
10.-19. Schicht

			min 60	120	180	240	300	360	420
t_{A1}	Seilfahrt u. Mannschaftsfahrung								
t_{A2}	Vor- und Schlußarbeit								
	Haupt-arbeit	Bohren	Schichten 10 - 17 wie Schichten 1 - 8						
		Schießen							
		Fördern							
		Bauen	Schichten 18 u. 19 wie Schicht 9						
		Versetzen							
t_{Hi}	Hilfsarbeit								
t_{UN}	Unvermeidbare Nebenarbeit								
t_{UW}	Unvermeidbare Wartezeit								
t_E	Arbeitsbedingte Erholungspausen								



20. Schicht

			min 60	120	180	240	300	360	420
t_{A1}	Seilfahrt u. Mannschaftsfahrung								
t_{A2}	Vor- und Schlußarbeit								
	Haupt-arbeit	Bohren							
		Schießen							
		Fördern							
		Bauen							
		Versetzen							
t_{Hi}	Hilfsarbeit								
t_{UN}	Unvermeidbare Nebenarbeit								
t_{UW}	Unvermeidbare Wartezeit								
t_E	Arbeitsbedingte Erholungspausen								



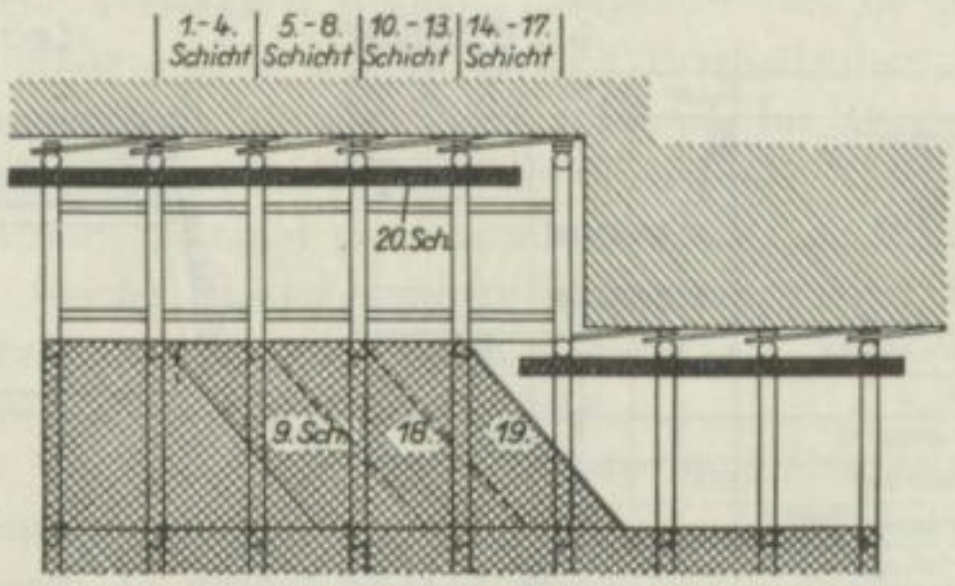


Abb. 5b. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren.
Firstenstoßbau Arbeitszyklus Teil II

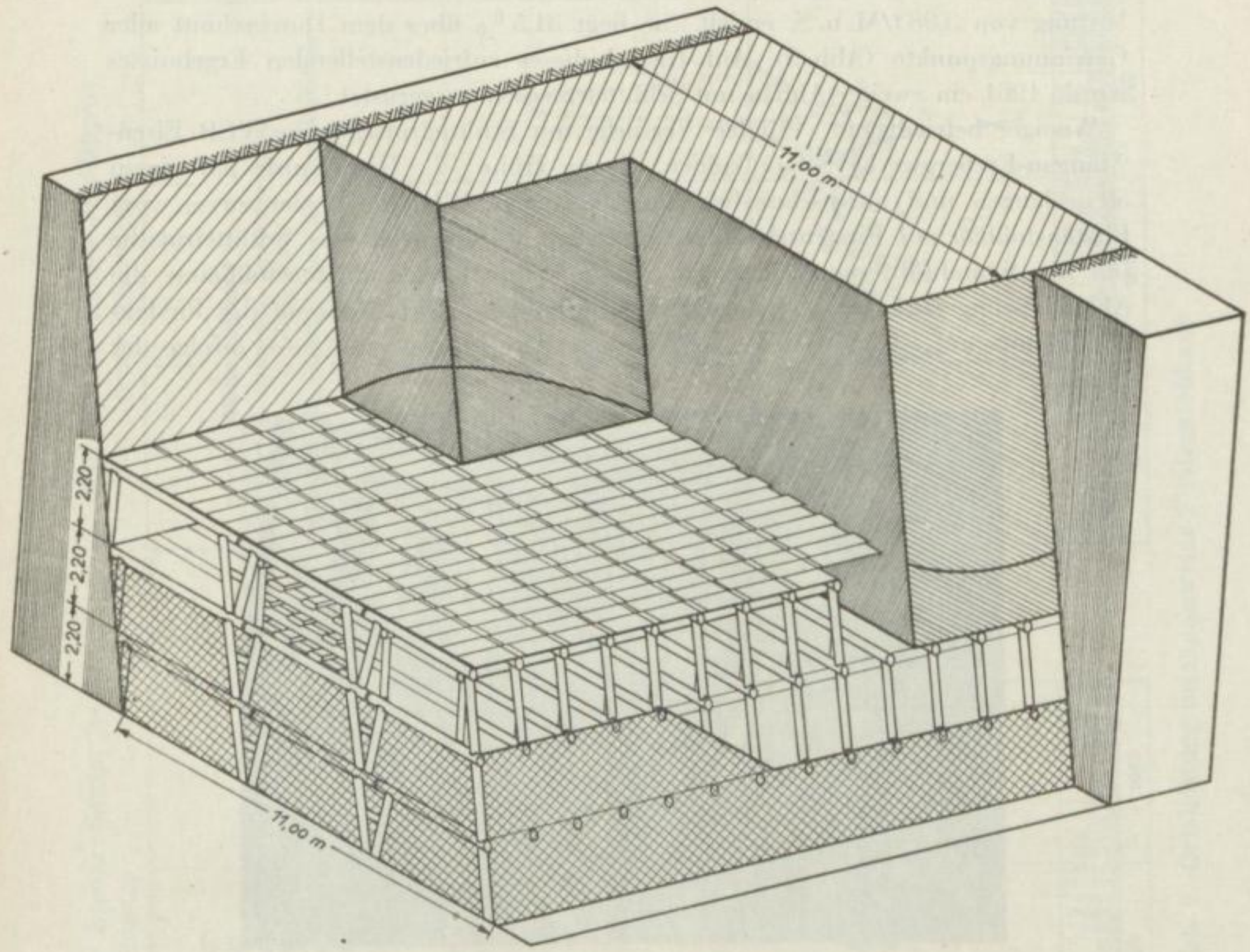


Abb. 6. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren.
BA Ilmenau Versuchs-Firstenstoßbau bei großer Mächtigkeit

breiten Abbau der Grube Gehren angestellt. Dieser Versuch, in dessen Verlauf die Abbauleistung von 2,8 auf 3,5 t/M. u. S. erhöht werden konnte, fand nach kurzer Zeit durch Zubruchgehen des Abbaues ein jähes Ende. Wenn auch die an sich gebräche Gangfüllung in diesem Abbau bereits vor Einsatz der Rutschen doppelte Türstockzimmerung notwendig machte, so dürften die Erschütterungen des Rutschenbetriebes den Bruch begünstigt und Warngeräusche in Gebirge und Ausbau übertönt haben. Um die Warnfähigkeit des Abbaues zu erhalten, wurde daraufhin in einigen anderen Fällen vom Einsatz der Schüttelrutschen Abstand genommen. Erst 1959 wurden die Versuche wieder aufgegriffen und in der Grube Ilmenau auf einem 400 m langen, bis 7,5 m breiten Abbau mit festerer Gangfüllung fortgesetzt (Abb. 7). Zum Einsatz gelangten zwei Rutschen, eine im unteren Stoß für Spatförderung, die andere im oberen Stoß für das Versatzeinbringen. Die Rutschenschüsse Gr. III wurden auf Kugelstühlen verlagert, die Rutschenmotore, Typ ZW 250, mit ihrem Montagerahmen im Versatz eingelassen und mit je 6 Spannsäulen gegen die Abbaufirste bzw. gegen den Ausbau abgestützt (Abb. 8). Durchschnittlich wurde 1961 mit Schüttelrutschen eine Abbau-

leistung von 3,98 t/M. u. S. erzielt. Sie liegt 31,5 % über dem Durchschnitt aller Gewinnungspunkte (Abb. 9). Auf Grund dieses zufriedenstellenden Ergebnisses wurde 1961 ein zweiter Abbau mit Schüttelrutschen ausgerüstet.

Weniger befriedigend verliefen Versuche mit Schüttelrutschen im VEB Eisen-Mangan-Erzbergwerke Schmalkalden, Grube Hühn [2]. Hier wurde auf einem 50 m langen und durchschnittlich 3 m mächtigen Abbaublock, der zuvor vom Firstenstoßbau auf Firstenschrägbau umgestellt worden war, eine Schüttelrutsche für die Spatabförderung eingesetzt. Hatte während des Firstenstoßbaues die Abbauleistung 5,44 t/M. u. S. betragen, so erhöhte sie sich während des Firstenschrägbaues auf 5.64 t/M. u. S. Nach Einsatz der Rutsche sank sie – infolge der

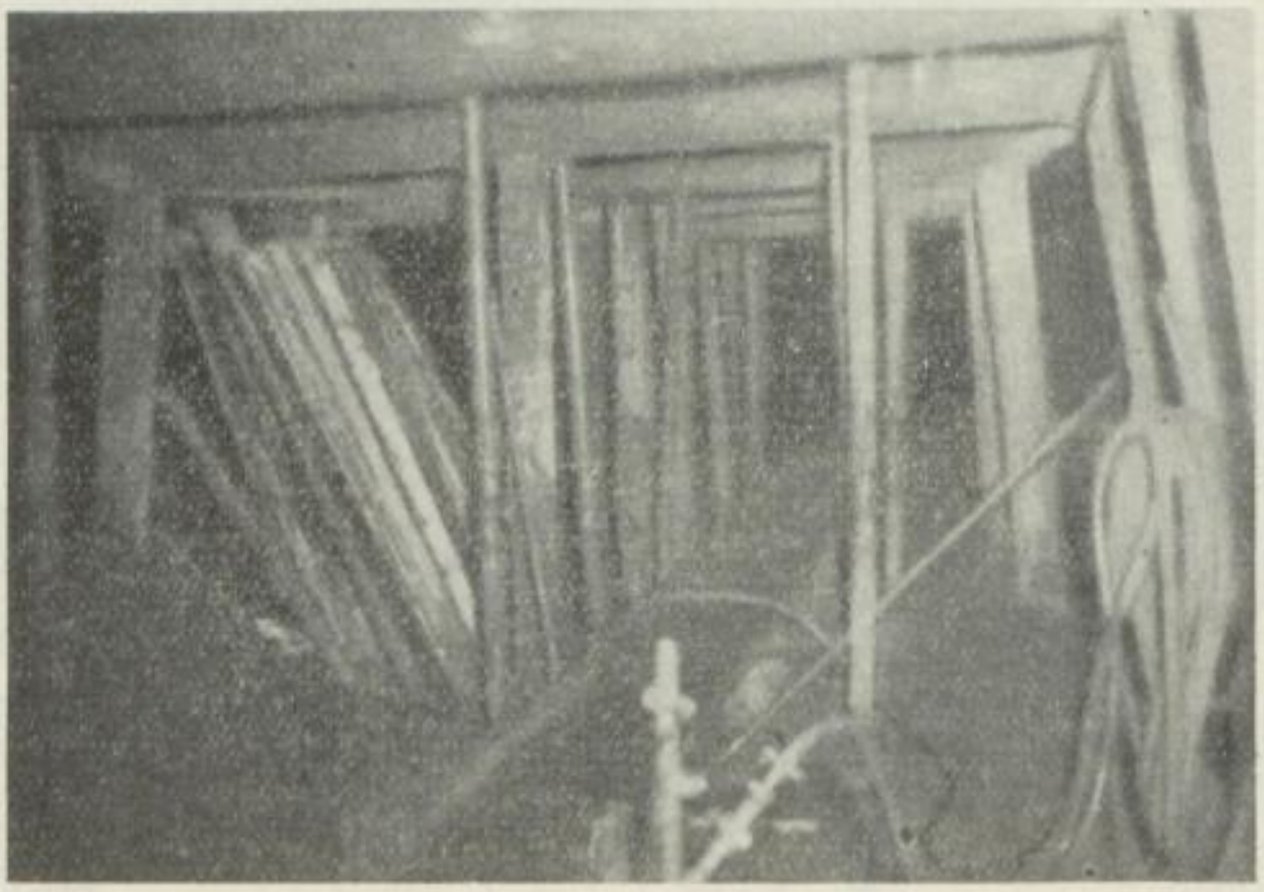


Abb. 7

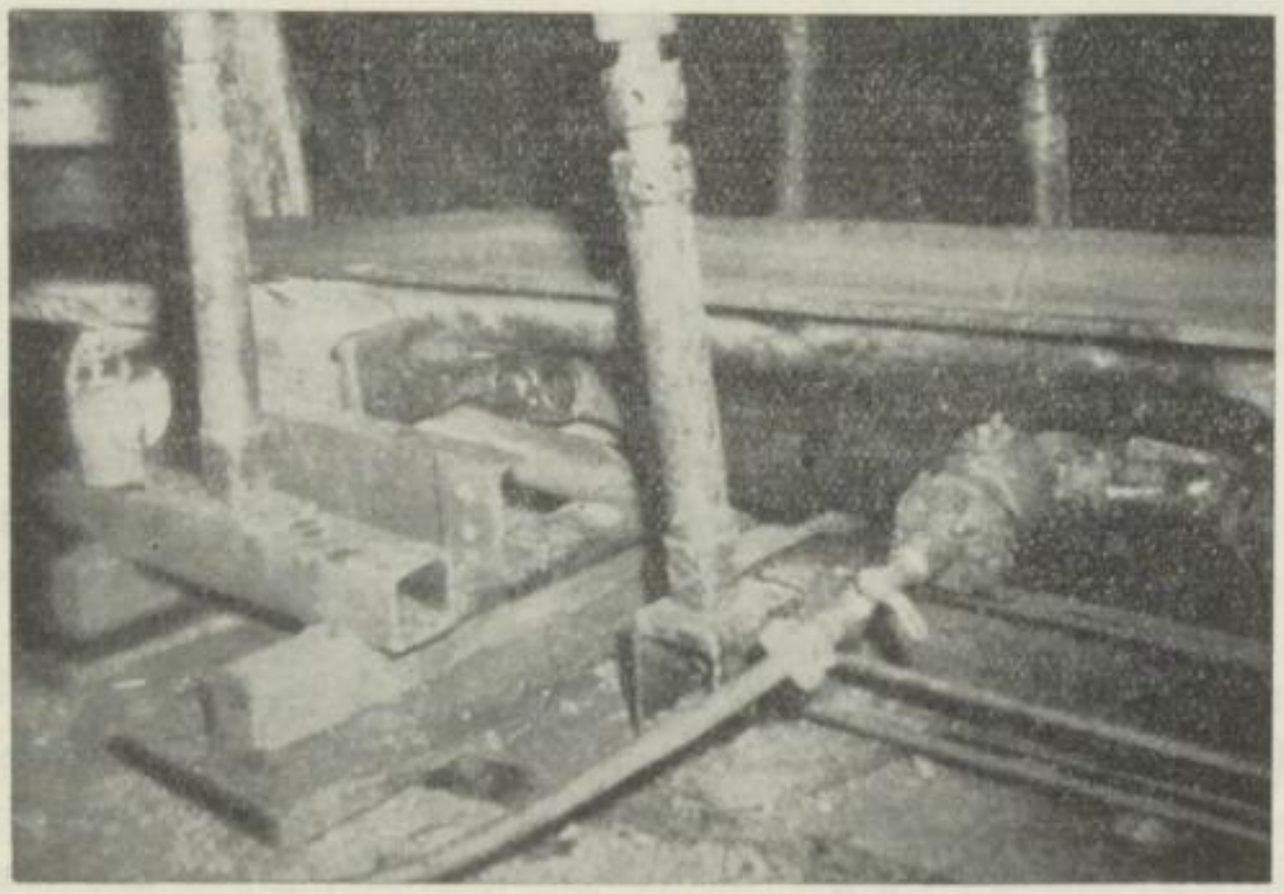


Abb. 8

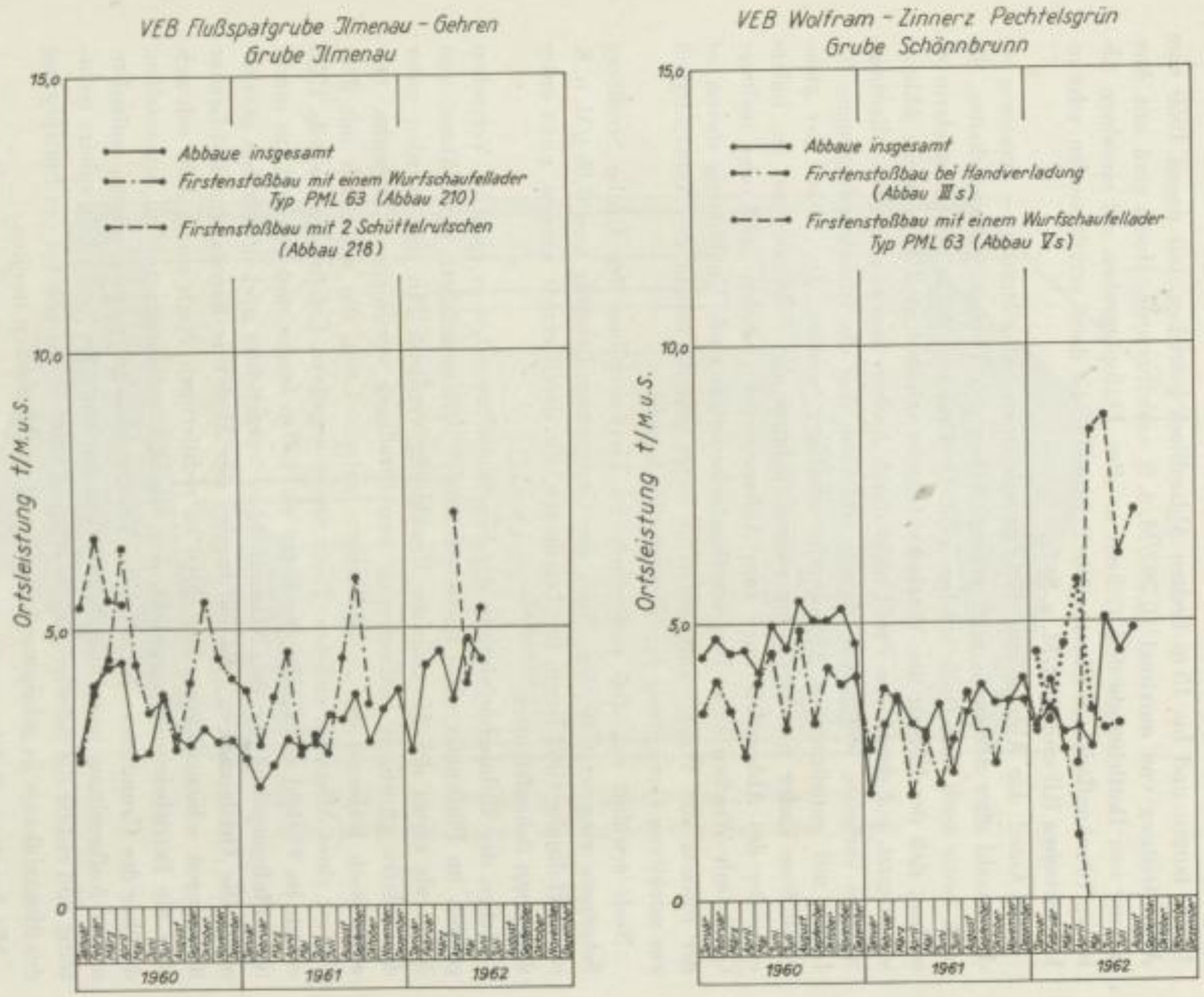


Abb. 9. Ortsleistung mechanisierter Firstenstoßbaue

umfangreichen Nebenarbeiten – auf 5,52 t/M. u. S. ab, so daß nach viermonatiger Dauer die Versuche eingestellt wurden.

Bedeutend höhere Abbauleistungen wurden im Firstenstoßbau durch Einsatz von *Wurfschaufelladern* erzielt (Abb. 9). Die Leistungsfähigkeit des PML 63 ist aus Streckenvortrieben hinreichend bekannt. Trotzdem gab es Gründe, die in den Spatbetrieben von einem Einsatz dieses Gerätes auf dem Abbau abhielten. Die ersten 2 Überkopflader wurden 1958 im Ostfeld der Grube Straßberg auf einem

110 m langen und bis 15 m breiten Abbaublock betrieben, mit denen 1959 eine Abbauleistung von maximal 10,76 t/M. u. S. erzielt wurde. Heute sind mit Ausnahme von Rottleberode und Gehren in allen Flußspatgruben auf einzelnen Abbauen Überkopflader im Einsatz. Die Leistungen, die dabei erzielt werden, schwanken zwischen 6,0 und 9,0 t/M. u. S.

Der Anteil der Abbaue mit Wurfschaufelladern ist allerdings – gemessen an der Anzahl aller Abbaue – noch gering. Neben den Transportschwierigkeiten, die auch heute noch eine Rolle spielen, sind die Ursachen dafür vor allem darin zu suchen, daß der Einsatz der Wurfschaufellader mindestens 2,20 m breite Abbaue voraussetzt, auf denen das Profil nicht durch Ausbau beengt sein darf. Allerdings wäre es verkehrt, wollte man daraus schließen, daß die Einsatzbedingungen für Lader mit zunehmender Abbaubreite günstiger werden. Da leider nur gleisgebundene Lader zur Verfügung stehen, nehmen die Nebenarbeiten zu, indem entweder das Abbaugleis quer zum Abbau gerückt werden muß oder mehrere Gleise mit Weichen bzw. Drehscheiben erforderlich sind. Unabhängig davon ist der Einsatz von Wurfschaufelladern in Frage gestellt, sobald die Notwendigkeit zur selektiven Gewinnung des Ganginhaltes besteht.

Noch erwähnt sei, daß neuerdings im Firstenstoßbau der Grube Straßberg *Schrapper* eingesetzt werden. Nach der Gewinnungs-Leistung von 7,69 t/M. u. S. im 1. Halbjahr 1962 liegen die Leistungen, die damit erzielt werden, nicht unter denen mit Schaufelladern.

Neben der Teilmechanisierung des Firstenstoßbaues hat es nicht an Versuchen gefehlt, im Flußspatbergbau leistungsintensive Abbauverfahren einzuführen, von denen als erstes der *Magazinbau* Erwähnung verdient. Mit ihm wurden unter den relativ günstigen Bedingungen von Straßberg verschiedene Versuche, teilweise noch während des 2. Weltkrieges unternommen, die schließlich mit dem Verlust eines Magazins endeten. Trotz dieser negativen Erfahrungen wurde 1956 erneut im Ostfeld der Grube Straßberg ein 130 m langes und bis zu 15 m mächtiges Flußspatmittel für den Magazinabbau vorgerichtet und in Verhieb genommen. Die Ortsleistungen, die zu Beginn des Magazins bereits die 10-t-Grenze überstiegen, schienen dieses Verfahren zu rechtfertigen. Nach einem Jahr sah sich aber die Betriebsleitung veranlaßt, das Magazin auf Firstenstoßbau umzustellen, da über der Grundstecke beträchtliche Vorräte blockiert worden wären, außerdem in der Aufbereitung ungeahnte Schwierigkeiten eintraten und nicht zuletzt rechtzeitig und richtig die Schwierigkeiten erkannt wurden, die sich bei der Fortführung des Magazinbaues in gebirgsmechanischer Hinsicht ergeben mußten.

Mit besserem Erfolg wurde in den letzten Jahren der Magazinbau im VEB Eisen-Mangan-Erzbergwerke Schmalkalden, u. a. in der Grube Hühn, angewendet. Hier wurden bei Gangmächtigkeiten zwischen 1 und 2 m einschließlich der Nebenarbeiten Leistungen von 12 bis 14 t/M. u. S. erreicht. Etwa halb so hohe Leistungen, und zwar 6 bis 8 t/M. u. S., wurden im gleichen Betrieb mit einer als *„Magazinbau mit kurzen streichenden Längen“* bezeichneten Variante erzielt (Abb. 10) [2]. Diese Variante wird bei Gangmächtigkeiten von 2 m auf Gängen angewendet, auf denen infolge des flachen Einfallens der Strossenschrägbau nicht mehr anwendbar ist. Die streichende Länge eines Magazins – oder besser eines schwebend

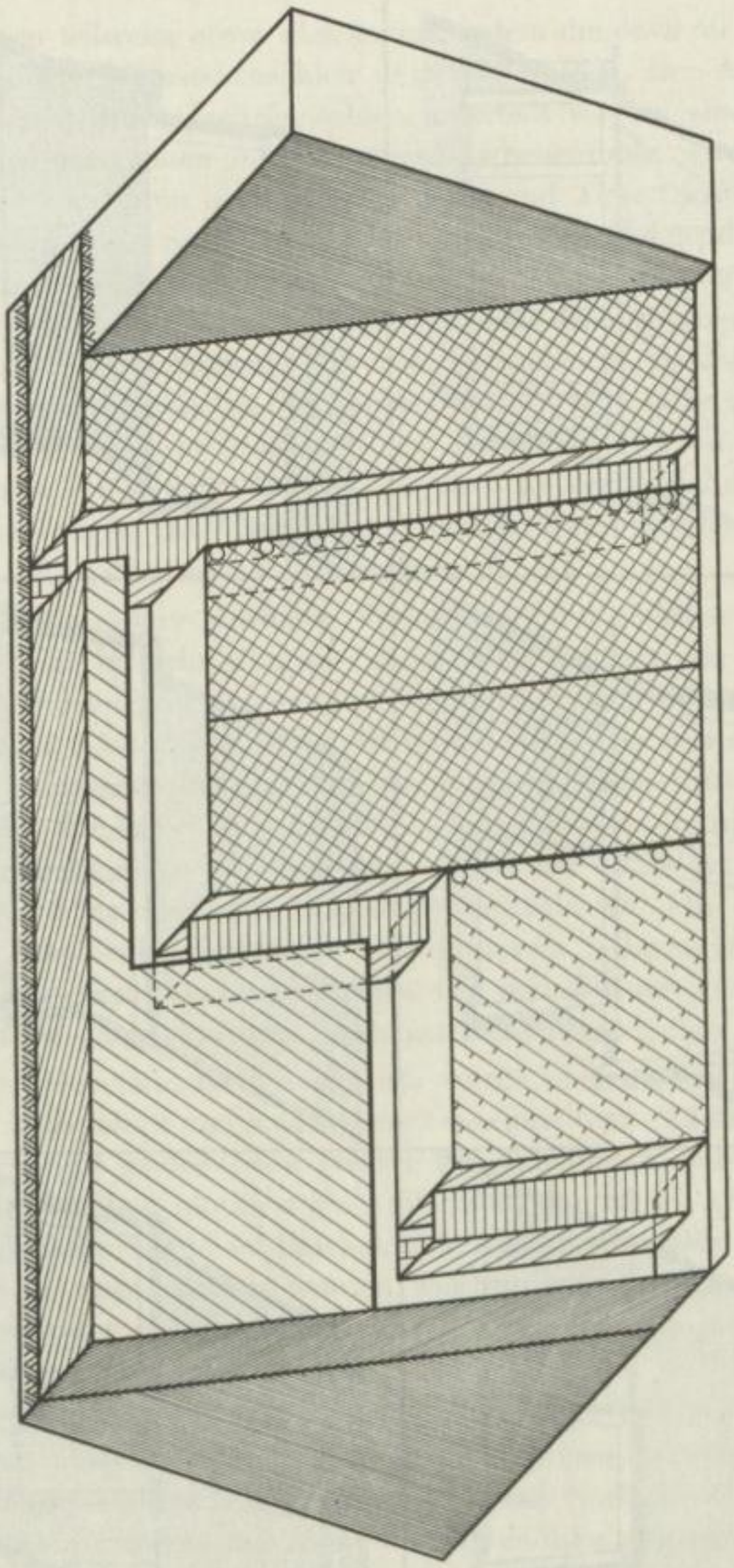


Abb. 10. VEB Eisenmanganerzbergwerke Schmalkalden. BA Einheit Magazinbau mit kurzen streichenden Längen

gefahrenen Abbaustreifens – beträgt je nach Hangendbeschaffenheit etwa 2 bis 6 m. Die Entleerung dieser Streifen erfolgt über Rollkästen, die dicht nebeneinander gesetzt sind. Sobald ein solches Kleinmagazin leergezogen ist, wird es, bevor das folgende angesetzt wird, von der Kopfstrecke mit Bergen verfüllt.

Der *Strossenschrägbau* wurde 1959 erstmalig auf einigen Gängen der Grube Hühn angewendet, die durch unregelmäßige Ausbildung und Absätzigkeit, bei Mächtigkeiten von 0,7 bis 1,4 m gekennzeichnet waren. In der Zwischenzeit wurde

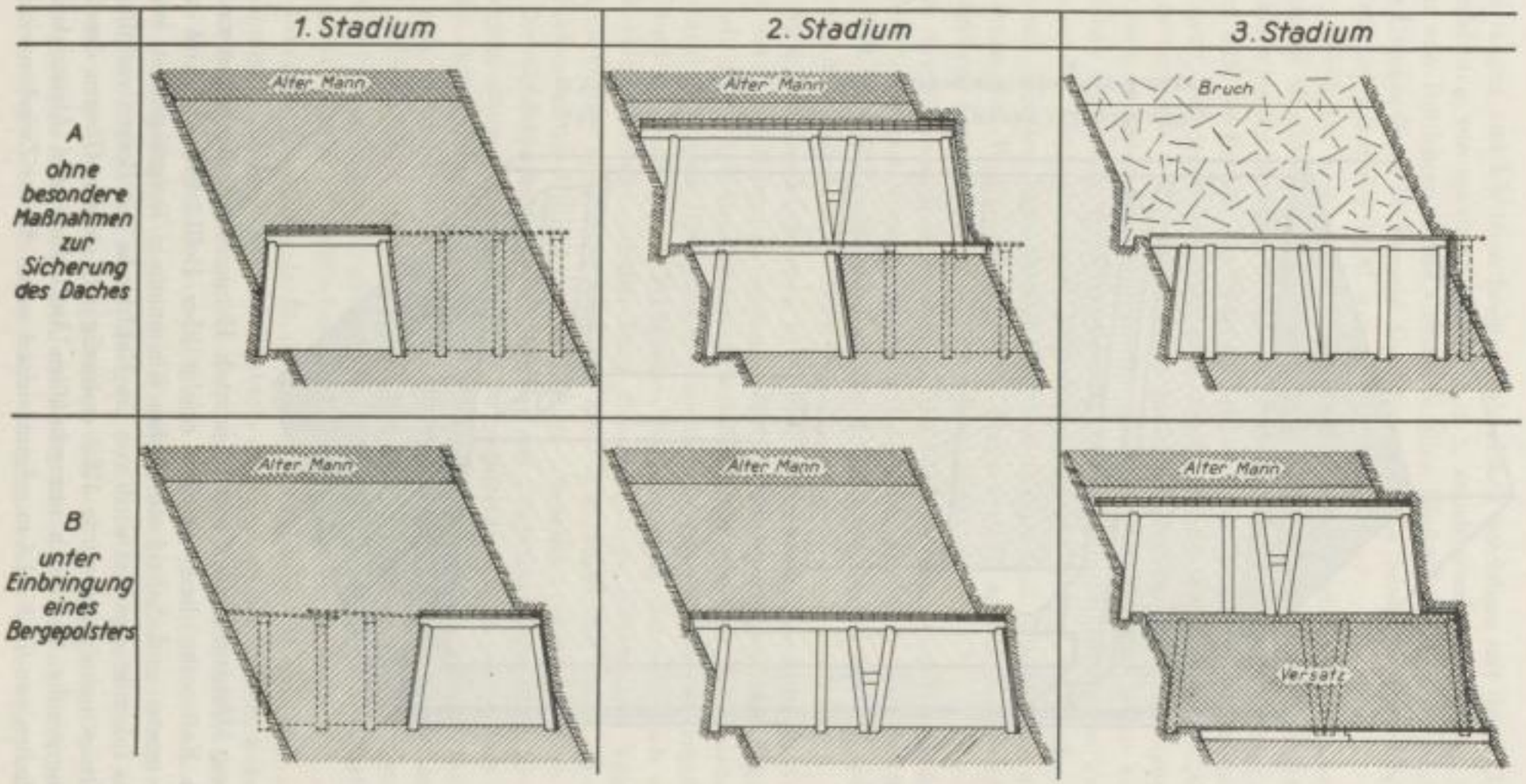


Abb. 11. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren. Scheibenbruchbau Vorrichtung im Kopf des Abbaublockes

dieses Verfahren teilweise etwas abgeändert, indem die etwa 40 bis 42,5 m hohen Abbaublöcke durch 2 Zwischensohlen unterteilt werden. Der Abbau beginnt bei Blöcken, die nicht durch Zwischensohlen unterteilt worden sind, im Niveau der Kopfstrecke, bei unterteilten auf der unteren Zwischensohle, jeweils an der Förderrolle, und weitet sich von dort nach der Seite und Tiefe trichterförmig aus. Der Abbauraum wird durch Spreizen und Halbschalen am Hangenden und Liegenden gesichert. Versatz wird nachträglich in die leeren Abbauräume nur dann eingebracht, wenn auf die Tagesoberfläche oder das Grubengebäude Rücksicht genommen werden muß. Waren unter den angegebenen Bedingungen bisher im Firstenstoßbau durchschnittlich Leistungen von 3,0 t/M. u. S. zu verzeichnen, so wurde mit dem Strossenschrägbau über den Zeitraum von 8 Monaten eine Leistung von 3,73 t/M. u. S. bzw., wenn eine Reihe zusätzlicher Erschwernisse eliminiert wird, sogar von 4,41 t/M. u. S. erzielt. Das entspricht einer Leistungssteigerung von 47 % gegenüber Firststoßbau [2].

Leider sind die relativ günstigen Verhältnisse, unter denen Magazinbau oder Strossenschrägbau in Schmalkalden angewendet werden, im allgemeinen eine Seltenheit. So war auch in Ilmenau und Gehren bei der Wahl eines neuen Abbauverfahrens zu berücksichtigen, daß Verhältnisse mit wenig oder mäßig fester Gangfüllung und gebrächem Nebengestein überwiegen. Theoretisch werden derartige Verhältnisse für die Anwendung des *Scheibenbruchbaues* vorausgesetzt. Auf Grund theoretischer Erwägungen wurde daher in Ilmenau 1956 der Entschluß gefaßt, einen Versuchsabbau nach dieser Methode einzurichten. Mit diesem sollten die Eignung des Scheibenbruchbaues für die Ilmenauer Gebirgsverhältnisse praktisch geprüft und günstigere Voraussetzungen für den Einsatz von Schrappern und eventuell von wiedergewinnbaren Ausbauelementen geschaffen werden.

Mit aller zu Gebote stehenden Vorsicht wurde über der obersten Sohle ein ca. 40 m langer Abbaublock von wechselnder (maximal 6 m) Mächtigkeit vorgerichtet. Etwas später wurde in der Grube Gehren ein Abbaublock, der durch einen Bruch für den Firstenstoßbau blockiert war, gleichfalls für dieses Abbauverfahren vorgesehen. Schließlich wurde in Ilmenau der Abbaublock 204, dessen Erkundung auf der 2. TBS. abgeschlossen worden war und der infolge seiner Mächtigkeit für eine Gewinnung im Firstenstoßbau zahllose Probleme mit sich brachte, auf Scheibenbruchbau umgestellt.

Die Vorrichtung im Kopf der Abbaublöcke erfolgte bei den ersten beiden Beispielen, indem unter einer 2,50 bis 3,50 m mächtigen Schwebe gegen den Alten Mann am Hangenden bzw. Liegenden eine Strecke von 2,50 × 2,00 m aufgefahren wurde (Abb. 11). Nachdem mit dieser die Verbindung zwischen den Begrenzungsüberbauen hergestellt worden war, wurde der Spat streichend auf die gesamte Mächtigkeit herausgenommen und die Abbausohle abgedeckt. Danach wurde hochgebrochen, die Schwebe in der vom Firstenstoßbau her bekannten Weise abgebaut und der untere Abbauzug versetzt. Dadurch wurde über der Sohlenabdeckung ein Bergepolster geschaffen, das die Matte vor Zerstörung bzw. vor dynamischer Beanspruchung beim Zubruchwerfen sichern sollte. Diese Vorsichtsmaßnahme erwies sich aber bald als überflüssig, so daß bei Vorrichtung des Abbaublockes 204 darauf verzichtet wurde.

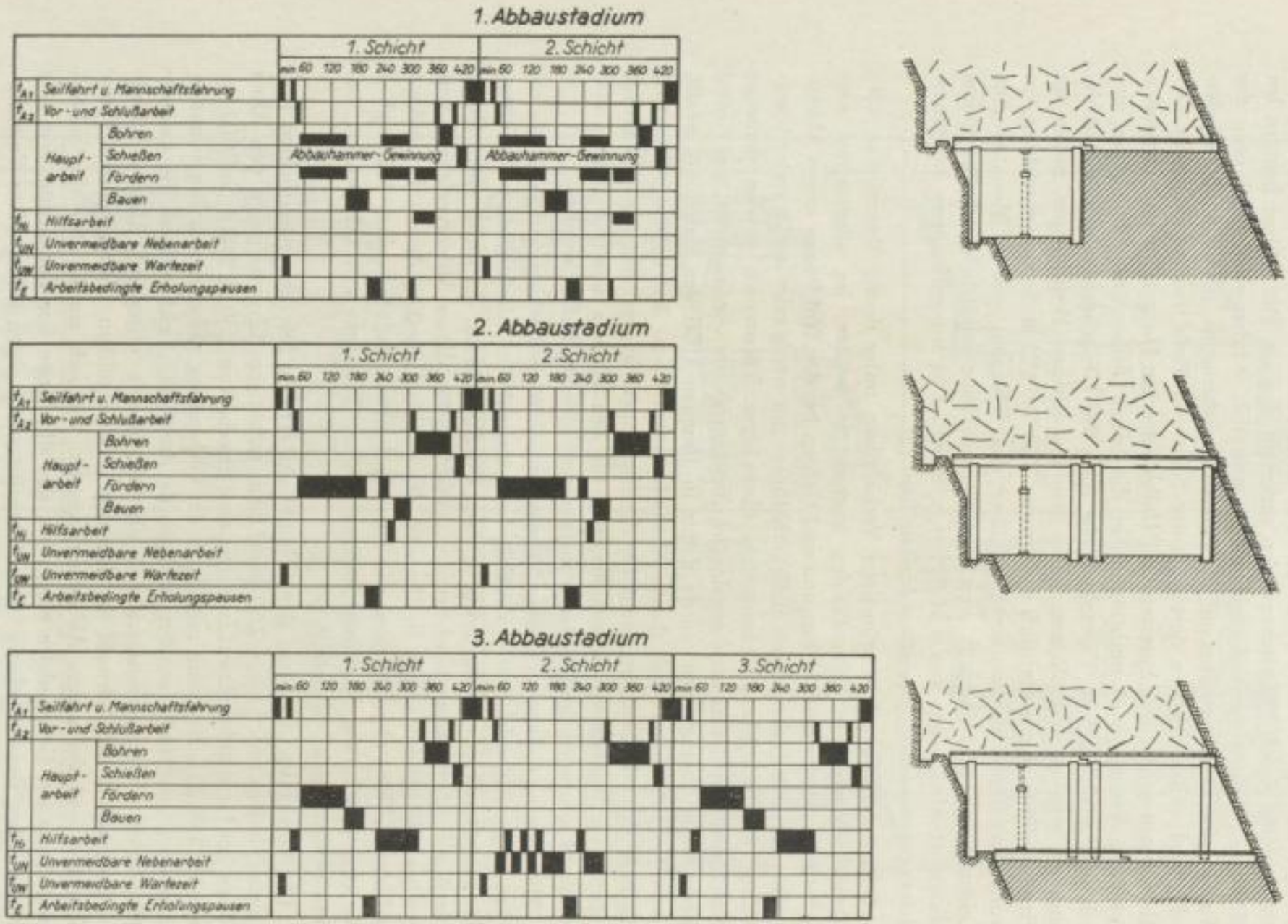


Abb. 12. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren. Scheibenbruchbau

Abb. 13a

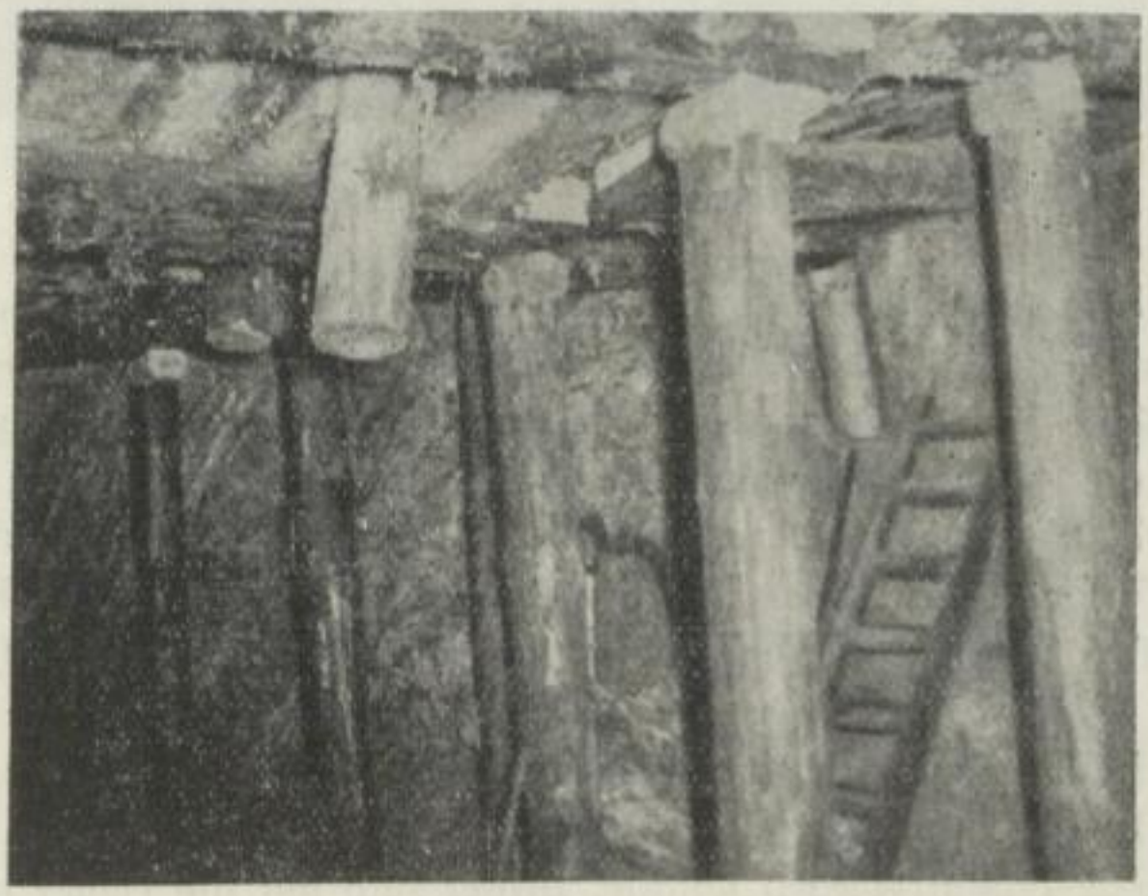


Abb. 13b

Des weiteren wird so verfahren, daß nach Abschluß der Vorrichtung bzw. nach Abdeckung der Sohle der Abbau an der Förderrolle um Stoßhöhe tiefer gesetzt und eine kleine Abbaukammer geschaffen wird, in der Gezähe, Gestänge, Abbaufördermittel u. dgl. m. untergebracht werden. Danach wird der Ausbau des oberen Abbauzuges zusammengeschossen und die Matte mit dem darüberliegenden Versatz bzw. den Bruchmassen gesenkt (Abb. 12). Der Verhieb der neuen Abbauscheibe beginnt wieder, indem zunächst eine Strecke zum anderen Begrenzungsüberhaun durchgefahren, daraufhin im streichenden Verhieb Streifen um Streifen herausgenommen und schließlich die Sohle abgedeckt wird (Abb. 13a und 13b).

1960 wurde auf dem ersten Versuchsabbau eine Abbauleistung von 4,08 t/M. u. S. erzielt. In der Zwischenzeit liegen gewisse Arbeitserfahrungen vor, und eine Reihe von Verbesserungen wurden eingeführt: Beispielsweise wurde die Abbauhöhe auf

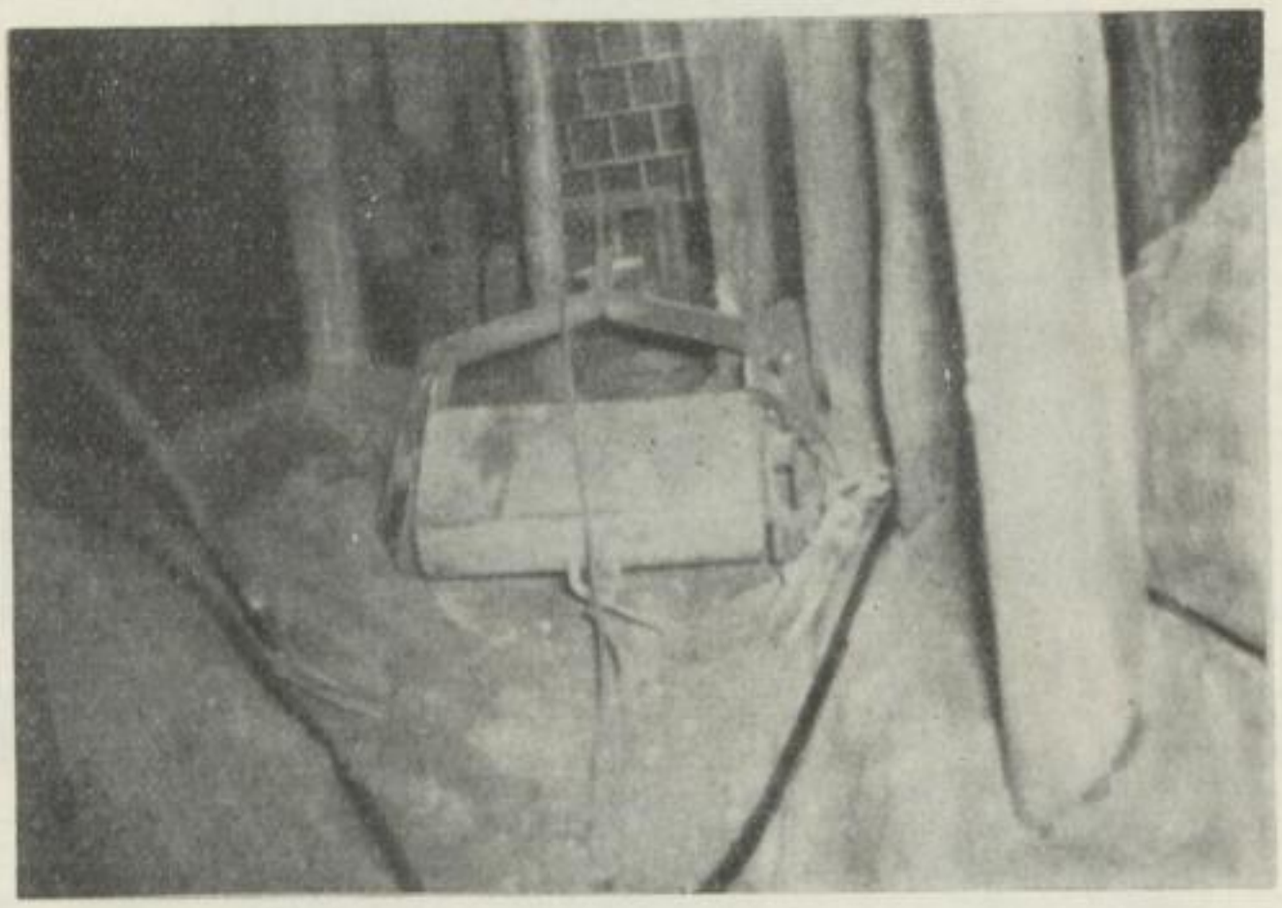
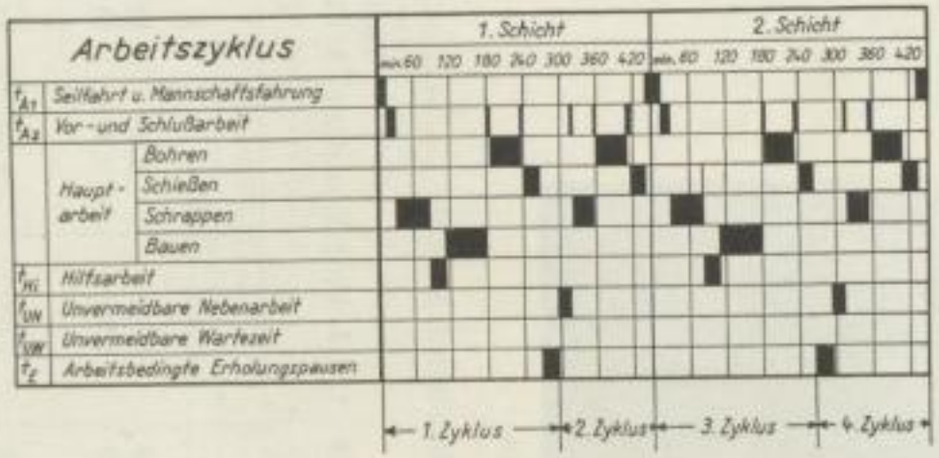


Abb. 14

2,50 bzw. auf 3 m heraufgesetzt. Grundschwellen wurden genau nach Plan und in Abständen von 1,70 bis 2,00 m gelegt, und zwischen den Stempeln werden größere Abstände als beim Firstenstoßbau gewählt. Dadurch stieg beispielsweise im 1. Halbjahr 1962 die Abbauleistung auf dem Versuchsabbau der Grube Gehren auf 4,7 t/m. u. S. Nahezu doppelt so hoch liegt die Abbauleistung, die im gleichen Zeitraum auf Abbau 204 der Grube Ilmenau durch den Einsatz eines Schrappers, Typ Ks 700, in Verbindung mit einer Schüttelrutsche (Abb. 14) als Querförderer erzielt wurde. Gemeinschaftlich mit einem Kollektiv der SDAG Wismut wurde ein neuer Arbeitszyklus erarbeitet (Abb. 15 und 16), auf dessen Basis unter Berücksichtigung weiterer Verbesserungsvorschläge die Abbauleistung auf 8,8 t/M. u. S. erhöht werden konnte. Bisher sind auf die Dauer eines Monats maximal 13,8 t/M. u. S. erzielt worden.

Der spezifische Holzverbrauch lag 1961 und im 1. Halbjahr 1962 zwischen 3,15 und 3,6 fm/100 t.



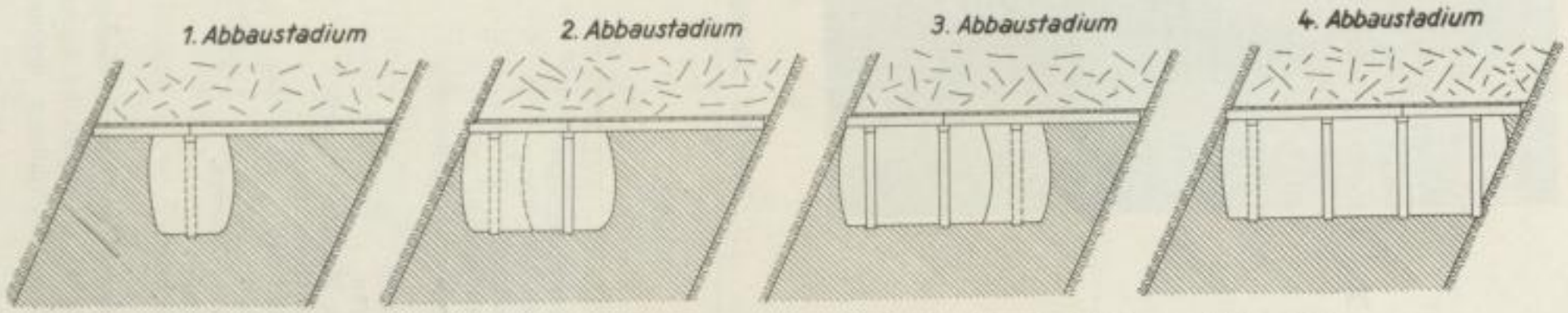


Abb. 15. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren. Scheibenbruchbau bei Schrapperförderung

Abb. 16

Tabelle 2. Abbauleistungen in t/M. u. S.

Betrieb	1958	1. HJ. 1962	Zunahme	Verhältnis 1962:1958 [%]
VEB Harzer Spatgruben Rottleberode:				
BA Straßberg	5,63	6,43	+0,80	114,3
BA Rottleberode	1,66	1,98	+0,32	119,2
VEB Flußspatgruben Ilmenau-Gehren:				
BA Ilmenau	2,96	4,02	+1,06	150,0
BA Gehren	2,68	3,42	+0,74	127,5
VEB Eisen-Mangan-Erzbergwerke Schmalkalden:				
BA Fortschritt	4,00	4,76	+0,76	119,0
BA Einheit	3,80			
VEB Wolfram-Zinnerz Pechtelsgrün:				
BA Schönbrunn	5,56	3,34	−2,22	60,0

Obgleich der Abbaublock inzwischen zur Hälfte abgebaut worden ist und der Scheibenbruchbau auf Grund der derzeitigen Leistungen über das Versuchsstadium hinausgewachsen ist, müssen dennoch weitere wichtige Erfahrungen gewon-

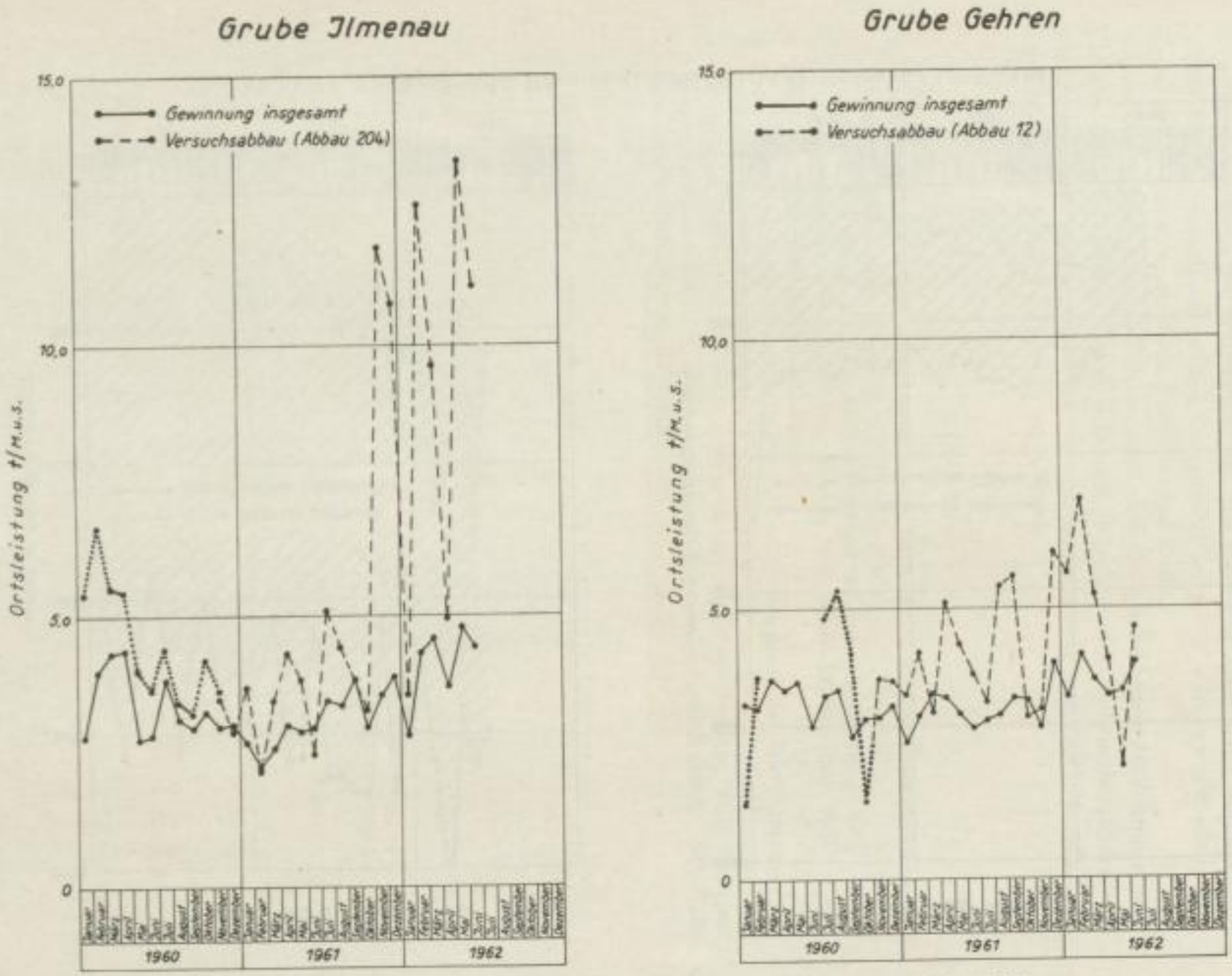


Abb. 17. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren. Ortsleistungen 1960—1962

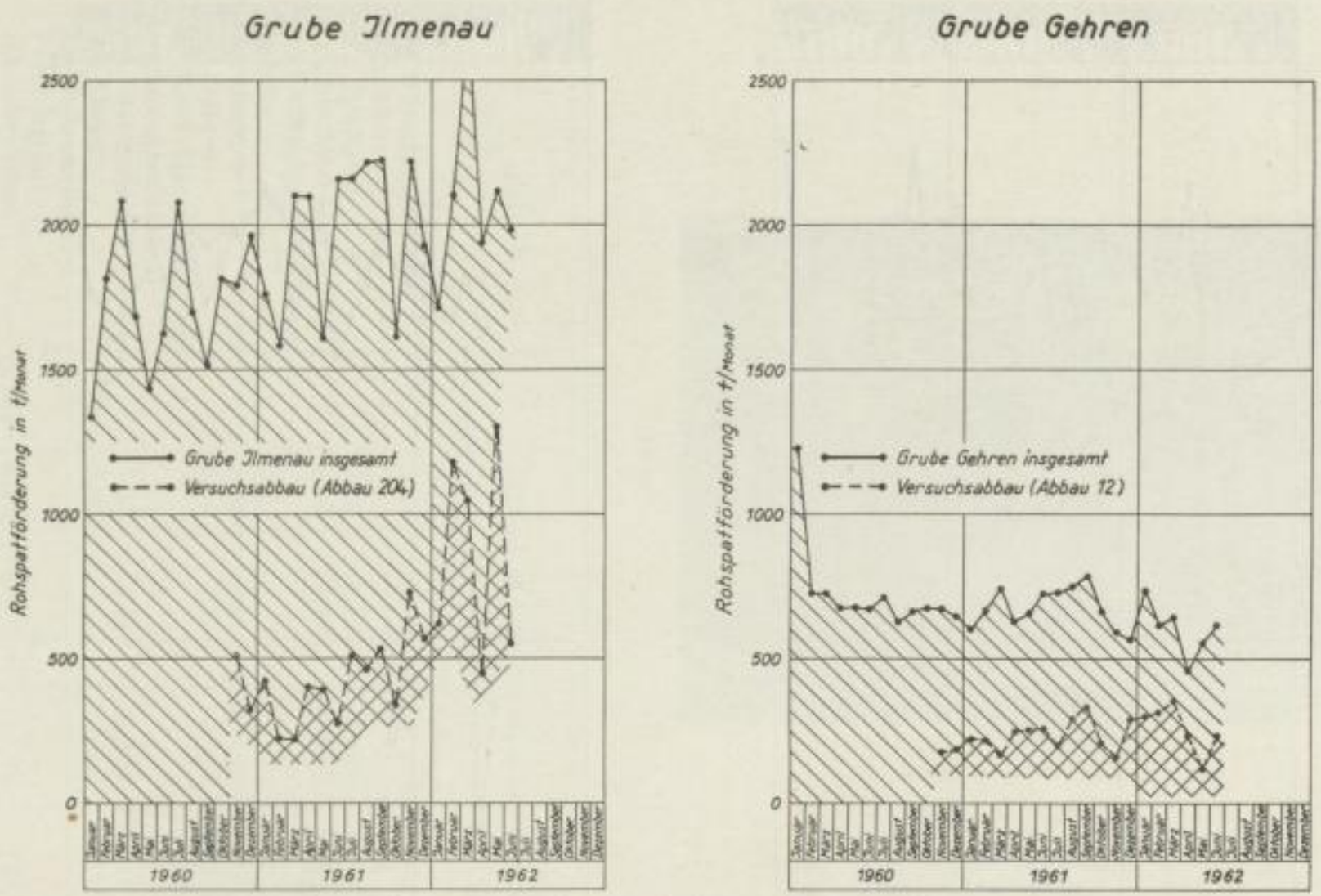


Abb. 18. VEB Flußspatgrube Ilmenau-Gehren. Rohspatförderung 1960—1962

nen und eine Reihe von Problemen gelöst werden. Trotzdem kann aber festgestellt werden, daß der Scheibenbruchbau aus den Grubenbetrieben des VEB Flußspatgruben Ilmenau-Gehren nicht mehr wegzudenken ist (Abb. 17 und 18).

In der Perspektive ist vorgesehen, daß die Gehrener Lagerstätte oberhalb der 1. TBS für den Scheibenbruchbau vorgerichtet wird. Es wäre zu wünschen, daß dieses Beispiel auch anderwärts Nachahmung fände.

Abschließend kann festgestellt werden, daß die geschilderten Maßnahmen und Verfahren – wie Tabelle 2 zeigt – in den Betrieben des Flußspatbergbaues entscheidend dazu beigetragen haben, die Abbauleistungen von 1958 bis 1962 auf durchschnittlich 114,3 bis 150,0 % zu steigern.

Literatur

[1] *Hake, H.*, u. a.: Der Flußspatbergbau in der DDR und seine volkswirtschaftliche Bedeutung. Freib. Forsch.-H. A 136 (1960) S. 65–118.

[2] *Schottstedt, G.:* Wege der Produktivitätssteigerung im Abbau beim VEB Eisenmanganerzbergwerke Schmalkalden. Vortrag zur Fachsektionstagung KdT (1961), Manuskr. VEB Eisenmanganerzbergwerke.

[3] *Wolf, M.*, u. a.: Industriezweig-Ökonomik des Spatbergbaus der DDR. Interne Ausgabe der VVB NE-Metallindustrie, Eisleben, 1960.

[4] Betriebliche Unterlagen des VEB Harzer Spatgruben Rottleberrode, VEB Flußspatgruben Ilmenau-Gehren, VEB Eisenmanganerzbergwerke Schmalkalden, VEB Wolfram-Zinnerz Pechtelsgrün, BA Schönbrunn.

Massensprengung mit Millisekundenzündern in der Grube Borieva (VR Bulgarien)

Von D. DERLIPANSKI

Die Produktion von Buntmetallen, vor allem Blei, Zink und Kupfer, ist sehr wichtig für die wirtschaftliche Entwicklung der Volksrepublik Bulgarien. Unter der Führung und mit Unterstützung der Regierung und der Bulgarischen Kommunistischen Partei hat dieser Industriezweig einen großen Aufschwung erlebt und ist in der Lage, den gesamten Bedarf des Landes an Buntmetallen voll zu decken und einen wesentlichen Teil davon in die sozialistischen Länder zu exportieren.

Auf Grund der in der Zeit von 1948 bis 1960 durchgeführten umfangreichen geologischen Erkundungsarbeiten wurden insgesamt 114 Blei–Zink- und 56 Kupfer-Vorkommen erbohrt und erkundet. Die Blei–Zink–Kupfer-Lagerstätten sind hauptsächlich in den Erzgebieten von Madan, Kardjali, Madjarevo, Osogovo, Burgas, Panagjurište, Vraca u. a. konzentriert.

Im oben genannten Zeitraum entstanden 12 staatliche Bergwerksbetriebe zur Gewinnung und Aufbereitung von Blei-, Zink- und Kupfererzen (Gorubso, Burgaski mini, G. Dimitrov, Panajurski mini, Medet u. a.), 5 Hüttenwerke (davon 3 zur Verhüttung von Blei- und Zinkerzen in Plovdiv, Kardjali und Kurilo) und 2 Kupferhütten (Pirdop und Elisseina).

Die Blei-, Zink- und Kupferproduktion hat sich in kurzer Zeit stark erhöht. Von 1956 bis 1961 stieg die Gewinnung von Blei- und Zinkerzen von 1 653 000 auf 3 450 000 t, d. h. auf das Doppelte. In derselben Zeit vervierfachte sich die Kupfererzförderung, und zwar von 348 000 auf 1 505 000 t.

Als Folge dieser enormen Entwicklung der Blei-, Zink- und Kupferproduktion steht Bulgarien bei der Förderung von Buntmetallerzen in Europa an erster und in der Welt (nach Australien, USA, Kanada und Mexiko) an fünfter Stelle. In der Produktion an Zinkmetall nimmt Bulgarien den vierten Platz in Europa (nach Italien, Westdeutschland, Spanien) und den zehnten Platz in der Welt ein.

Die nachgewiesenen Vorräte der Volksrepublik Bulgarien an Blei-, Zink- und Kupfererzen bringen dem Land einen großen Vorteil bei der Entwicklung der Volkswirtschaft. Auf Grund der Produktionskapazität des Buntmetallbergbaues und der Buntmetallhüttenindustrie ist im vierten Fünfjahrplan von 1961 bis 1965 eine Steigerung der jährlichen Produktion an Blei- und Zinkerzen auf 5 Mill. t, an Bleimetall auf 110 000 t, an Zinkmetall auf 65 000 t, an Kupfererzen auf 8 Mill. t und an Kupfermetall auf 40 000 t vorgesehen.

Die Voraussetzungen für die Weiterentwicklung der Blei-, Zink- und Kupfererzförderung in der Zeit bis 1965 sind:

1. Inbetriebnahme von Gruben mit neuen Produktionsanlagen.
2. Weitgehender Einsatz neuer leistungsfähiger Ausrüstungen in den bestehenden Betrieben.
3. Zusammenschluß und Vergrößerung der Gruben auch nach der Tiefe zu.
4. Mechanisierung und Automatisierung der Arbeitsvorgänge.
5. Stetige Verbesserung der Arbeitsorganisation und der Abbaumethoden sowie der Technologie.
6. Erhöhung der technisch-ökonomischen Betriebsergebnisse in den Bergbau- und Hüttenbetrieben.

Die Erfüllung dieser Maßnahmen ist eine wichtige Aufgabe für die bulgarischen Ingenieure und Techniker, die auch in Zukunft mit ihrer Kraft und ihren Kenntnissen Erfolge für die Buntmetallindustrie erringen wollen und zur Erhöhung ihrer Rentabilität im Rahmen der Volkswirtschaft beitragen werden.

Die wichtigsten Blei- und Zinkerzvorkommen befinden sich vor allem im südöstlichen Teil des Landes, im Rhodope-Gebirge, im Gebiet von Madan. Im Rhodope-Erzgebiet sind mehr als 50 Blei–Zink-Erzvorkommen erkundet, davon werden 40 Vorkommen vom staatlichen Bergwerksunternehmen Gorubso, mit Sitz in der Stadt Madan, abgebaut.

Gorubso, mit Hilfe der Sowjetunion errichtet, verfügt heute über große Produktionskapazitäten in den Gruben und in den Aufbereitungsanlagen, die mit modernen Ausrüstungen versehen sind und nach den neuesten Arbeitsverfahren und Technologien der Erzgewinnung und Erzeugung von Buntmetall arbeiten.

In Madan sind 6 reiche Erzgänge erschlossen, die in einer Entfernung von 1 bis 1,5 km voneinander liegen und eine streichende Länge von 12 bis 15 km aufweisen. Die Erzgänge sind hydrothermaler Entstehung. Das Nebengestein ist meist metamorph.

Neben den Erzgängen wurden auch metasomatische Lagerstätten entdeckt. Zum Abbau dieser Lagerstätten sind leistungsfähige Abbaumethoden zur Anwendung gekommen, wie z. B. Magazinbau, Kammerbau, Weitungsbau und Etagenbau mit Millisekundenschießen.

In den letzten 3 Jahren gewann in den Gruben des staatlichen Bergbauunternehmens „Gorubso", das mit einer jährlichen Blei–Zink-Erzförderung von 3 Mill. t das größte bulgarische Erzkombinat darstellt, die Massensprengung mit Millisekundenzündern immer größere Verbreitung. In dem vorliegenden Bericht werden die Erfahrungen über die Massensprengungn in der Gube Borieva geschildert.

Die Grube Borieva gehört zu den Gruben von Gorubso, die die größten Vorräte an wertvollen Blei- und Zinkerzen haben. Die Lagerstätte liegt im südöstlichen Teil des Erzgebirges von Madan. Die wichtigsten Nebengesteine der Lagerstätte Borieva sind sedimentär-metamorphe Gesteine, vor allem Biotitgneise und Pegmatite, daneben gibt es auch Amphibolit und Marmor. Die Haupterzzone wird von diesen Nebengesteinen eingefaßt und von einigen parallelen Trümmererzgängen begleitet. Der Erzkörper ist durch Bohrungen und Streckenauffahrungen auf einer streichenden Länge von 1600 m und bis zu einer Teufe von 450 m erkundet. Die

Erzzone hat ein Streichen von 315 bis 330° und fällt vorwiegend nach West und seltener nach Nordwest mit 75 bis 90° ein.

Die erzführende Zone ist als ein steiler Erzgang ausgebildet, an den metasomatische Lager angeschlossen sind. Die metasomatischen Erzkörper sind von Erzlösungen, welche die Marmorschichten durchsetzt und verdrängt haben, gebildet worden. Bis jetzt sind 7 metasomatische Erzkörper mit flözartiger Ausbildung aufgeschlossen, von denen nur 2 Flöze wirtschaftliche Bedeutung haben. Diese zwei flözartigen Erzkörper vereinigen sich teilweise und bilden dann eine einzige metasomatische Lagerstätte. Diese metasomatische Hauptlagerstätte ist durch Bohrungen und Streckenauffahrungen gründlich erkundet. Sie besteht aus zwei Flügeln (Ost- und Westflügel), die auf den beiden Seiten des Erzganges liegen (Abb. 1).

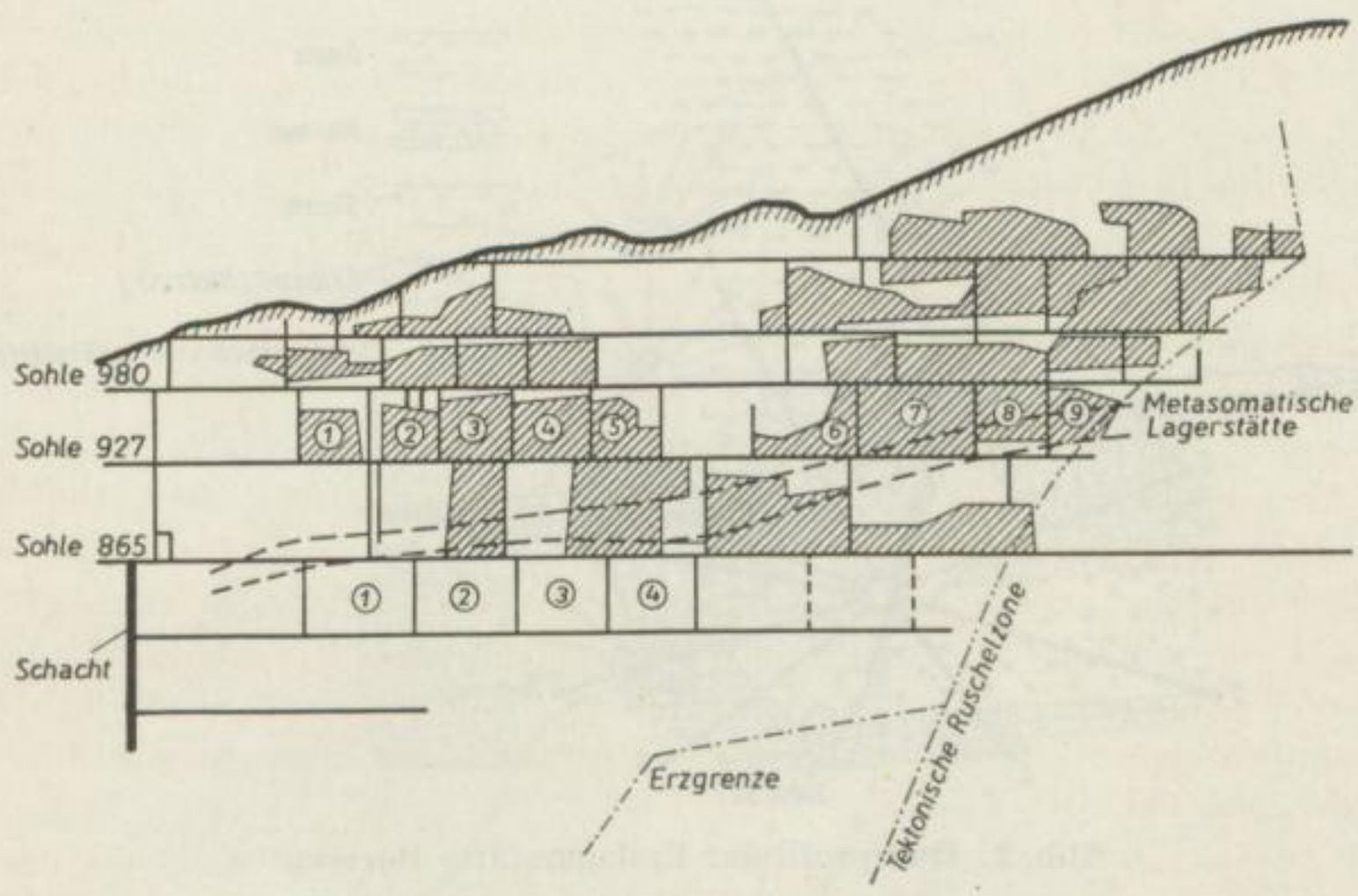


Abb. 1. Längsprofil der Erzlagerstätte Borieva

Die metasomatische Lagerstätte ist nicht überall gleichmäßig ausgebildet, vielfach löst sie sich in linsenförmige Körper auf, die in den graphitisierten Marmorschichten liegen. Sie hat ein Einfallen von 12 bis 18°, ihre Mächtigkeit schwankt bei einer mittleren Mächtigkeit von 12 bis 15 m in ziemlich großen Grenzen von 1 bis 30 m. Quer zum Streichen zersplittert sich die Lagerstätte und bildet in den Randzonen zungenartige Ausläufer, die in Marmor und Gneis eingebettet sind und Schwierigkeiten beim Abbau des Erzes verursachen (Abb. 2).

Diese Lagerstätte ist hydrothermalen Ursprungs. Die wichtigsten Erzminerale sind Bleiglanz und Zinkblende, untergeordnet Schwefelkies und Kupferkies. Die Gangarten sind vorwiegend Quarz und Kalkspat, weniger Rodochrosit. In der Lagerstätte wurden rund 700 000 t Blei- und Zinkerzvorräte nachgewiesen. Der Bleigehalt beträgt 6 bis 9% und der Zinkgehalt 8 bis 12%. Außerdem sind kleine Mengen von Kupfer mit 0,2 bis 0,5% Metallgehalt, Cadmium mit 0,08%, ferner einige Edelmetalle und Spurenelemente vorhanden.

Die Blei- und Zinkvorräte in Borieva sind nicht nur mengenmäßig von außerordentlicher Wichtigkeit, sondern ihre günstigen geologischen und Betriebsverhältnisse ermöglichen die Anwendung von leistungsfähigen Abbaumethoden und damit eine jährliche Erzförderung von 200 000 t.

Das Nebengestein der metasomatischen Lagerstätte besteht aus harten Granit-Gneisen und Marmorarten, welche die Härteklasse 16 bis 18 nach *Protodjakonoff* aufweisen. Das Erz selbst gehört zur Härteklasse 12 bis 14. Das Erz ist dicht und massig und hat mittlere bis grobe Struktur. Die unterirdischen Wasserzuflüsse sind gering. Das Wasser fließt aus den das Lager durchsetzenden Spalten, die vor und nach der Erzbildung entstanden sind, zu.

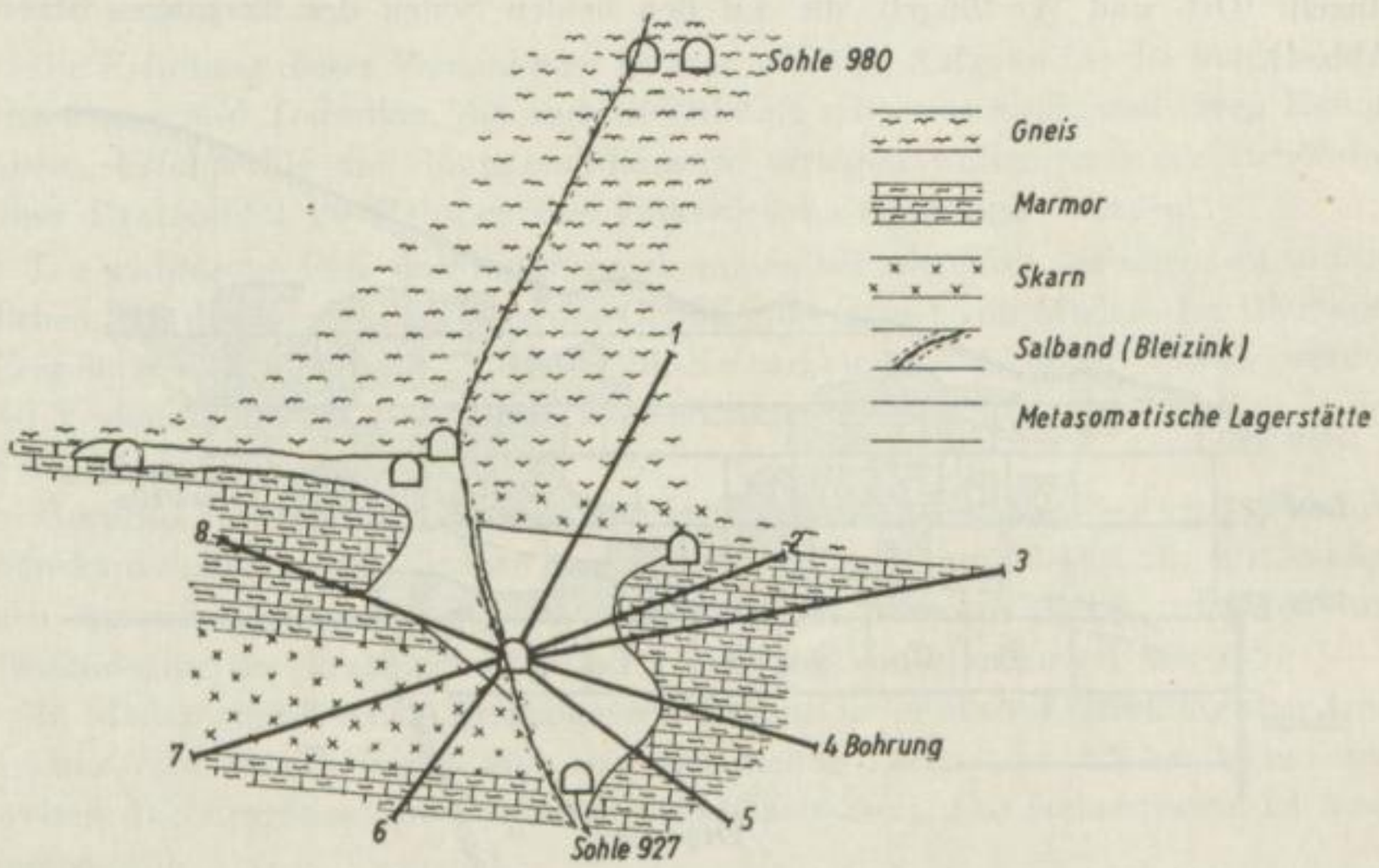


Abb. 2. Querprofil der Erzlagerstätte Borieva

Die beim Abbau der Lagerstätte angewandten Methoden richten sich nach den örtlichen Verhältnissen. Zur Anwendung kommen:

1. Kammerbau mit Pfeilern,
2. Weitungsbau,
3. Magazinbau,
4. Etagenkammerbau.

Wenn es die Gebirgsverhältnisse zulassen, werden in einzelnen Fällen auch kombinierte Abbaumethoden angewendet. Die Wahl der geeignetsten Abbaumethode wird erst dann getroffen, wenn die durchgeführten Bohrungen und die aufgefahrenen Strecken ein klares Bild über die Ausbildung der Lagerstätte und der einzelnen Abbaublöcke geben. Auch andere Forderungen müssen dabei berücksichtigt werden, z. B. hohe Arbeitsleistung, geringe Verdünnung der gewonnenen Erze, kleine Erzverluste, volle Sicherheit der Arbeiter und des Betriebes.

Mit Erfolg wurde eine kombinierte Abbaumethode (Magazinbau und Etagenkammerbau) mit Hilfe von Massensprengung mit Millisekundenzündern eingesetzt.

Diese Methode ist beim Abbau der Abbaublöcke 2, 3 und 5 auf der Sohle 865 und der Abbaublöcke 8 und 9 auf Sohle 927 zur Anwendung gekommen.

In diesem Vortrag werde ich auf den Abbau der Erzvorräte im Abbaublock 8, Sohle 927, näher eingehen. Dieser Abbaublock der metasomatischen Lagerstätte hat eine fast rechteckige Form, eine Abbaulänge von 50 m und eine Höhe von 30 m bei durchschnittlicher Mächtigkeit von 25 m. Die Erzvorräte belaufen sich auf rd. 60 000 t, der Bleigehalt beträgt 8 %, der Zinkgehalt 12 %.

Zuerst wurde der Erzkörper in 2 Abbauteile, in einen linken und einen rechten Flügel mit je 8 m Mächtigkeit zerlegt. Diese Abbauflügel 8^a und 8^b mit 35 000 t Erzvorrat wurden im Magazinbau abgebaut. Der Abbau des zwischen den beiden Flügeln liegenden Mittelpfeilers mit 25 000 t Erzvorrat erfolgte im Etagenkammerbau (Abb. 3).

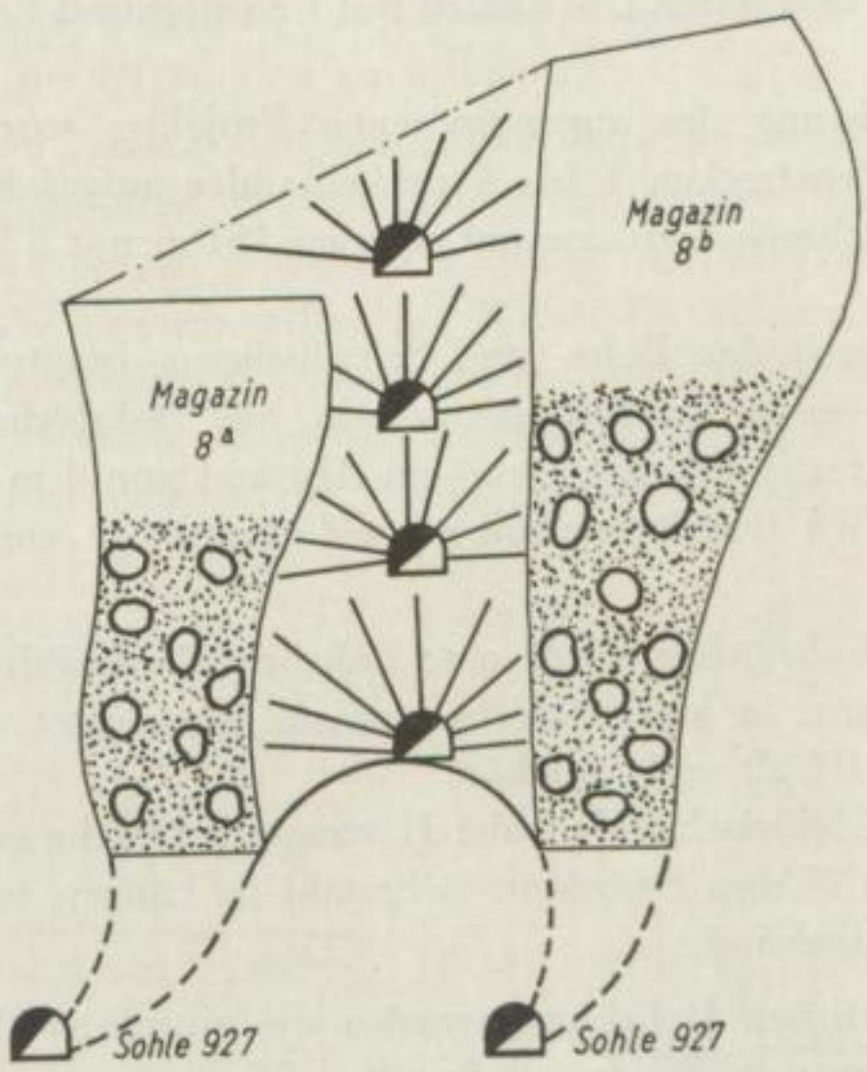


Abb. 3. Querschnitt des Abbaublockes 8

Die Erzvorräte in den beiden seitlichen Magazinen wurden von zwei Hauerbrigaden mit je 9 Mann gewonnen. Jede Brigade erzielte durchschnittlich 6000 bis 8000 t Abbauleistung im Monat, so daß die beiden Magazine 8^a und 8^b in der Zeit von 2 Monaten abgebaut wurden.

Zum Abbau des Erzpfeilers zwischen den beiden Magazinen, der vorübergehend verblieben war, wurden 2 Varianten ausgearbeitet und besprochen

a) Etagenkammerbau mit Großbohrlöchern
b) Etagenkammerbau mit Sprengkammern.

Bei beiden Varianten war Massensprengung mit Millisekundenzündern der Firma Schaffler vorgesehen.

Das Fertigstellen der in der ersten Variante vorgesehenen Bohrlöcher würde längere Zeit beanspruchen, aber eine Gewinnung des Erzes in kleinen Stücken,

eine gleichmäßigere Haufwerksbeschaffenheit und ein einwandfreies Abziehen aus den Erzrollen ermöglichen.

Bei der zweiten Variante könnten die nötigen Sprengkammern in verhältnismäßig kurzer Zeit fertiggestellt sein, und zwar mit niedrigeren Kosten, es bestand aber keine Garantie für die einwandfreie Berechnung der erforderlichen Sprengstoffmenge und der Abstände zwischen den einzelnen Sprengkammern. Es ist außerdem bekannt, daß bei diesem Schießverfahren ein unerwünscht grobstückiges Haufwerk anfällt, das ein zusätzliches Zerkleinern erfordert.

Nach der Beurteilung der Vorzüge und der Nachteile der beiden Varianten wurde beschlossen, die Sprengung mit Großbohrlöchern und mit Millisekundenzündern durchzuführen. Zur Vorrichtung des Mittelpfeilers wurden 4 Teilsohlenstrecken mit einem Querschnitt von 4,8 m² aufgefahren, die in Abständen von 8 m übereinander liegen und durch Überhauen mit Fahrung und Erzrollen miteinander verbunden werden.

Bei der Durchführung des angenommenen Projektes wurden binnen zweier Monate die Teilsohlenstrecken 1 bis 4 nacheinander aufgefahren und die Überhauen 1 und 2 aufgebrochen. Insgesamt wurden 181 m mit 930 m³ Ausbruch vorgetrieben.

Inzwischen war auch das Bohr- und Schießschema besprochen und bewilligt worden. Es sollten von jeder Teilsohlenstrecke aus Bohrlöcher mit einer Länge von 5 bis 7 m fächerartig angesetzt und im Abstand von 1 m abgebohrt werden. Im ganzen waren 1374 Bohrlöcher mit einer Gesamtlänge von 5880 Bohrmetern vorgesehen.

Zum Bohren der Bohrlöcher wurde eine Bohrbrigade gebildet, die aus 21 Bohrhauern mit je 7 Mann in jeder Schicht bestand. Gearbeitet wurde mit Schnellschlagbohrhämmern PT 29 und Zubehör:

a) Bohrkronen mit Meißelschneiden aus Hartmetall, Durchmesser 55 bis 65 mm.
b) Bohrgestänge aus 25 mm Sechskant-Bohrstahl in Längen von 0,5 bis 1 m mit Links- und Rechtsgewinde.

Je nach der erforderlichen Bohrlänge wurden die einzelnen Bohrstangen mittels Gestängeverbindungen miteinander verbunden. Die technischen Daten des Bohrhammers PT 29 sind in Tabelle 1 angeführt.

Tabelle 1.
Technische Daten des Bohrhammers PT 29

Gewicht	32 kg
Länge bei eingezogener Lage	1305 mm
Schlagzahl	2500 min
Luftverbrauch	3,2 m³/min
Bohrstahl	25 mm
Bohrlochlänge	8 m
Luftdruck	5 at
Bohrkronendurchmesser	40 bis 65 mm

Herstellerwerk Kommunist — Kriwojrog, UdSSR

Jeder Bohrhauer erzielte eine Bohrleistung von 7 bis 8 m in der Schicht. Die Bohrlöcher wurden so angesetzt, daß sie den ganzen Erzkörper erfassen konnten. Alle Bohrlöcher wurden innerhalb von 2 Monaten abgebohrt.

Zum erfolgreichen Schießen und Hereingewinnen des Erzes wurde ein Schießschema mit Hintereinanderschaltung der Millisekundenzünder von der Fa. Schaffler mit 3 Zeitstufen (0, 1, 2) und einer Verzögerungszeit zwischen den Zeitstufen von 40 Millisekunden gewählt. Um eine bessere Detonation zu erreichen, wurde beschlossen, die Bohrlöcher nach dem Einbringen der Sprengladung untereinander mit Sprengschnur zu verbinden.

Die aus den Bohrlöchern herausragenden Enden der Sprengschnur werden an eine Hauptsprengschnur angeschlossen. Außerdem müssen an bestimmten Stellen der Hauptsprengschnur Millisekundenzünder angebracht werden, welche die Aufgabe haben, die Hauptsprengschnur zu imitiieren und dadurch die Sprengladungen in den Bohrlöchern zur Detonation zu bringen.

Es war vorgesehen, zuerst die Bohrlöcher in den oberen Teilsohlenstrecken mittels Millisekundenzündern der Zeitstufe 0 zu zünden. Das hereingewonnene Haufwerk sollte in die beiden Magazine 8ᵃ und 8ᵇ, die als Kompensationskammer dienten, hineinstürzen. Danach sollten die Bohrlöcher in den Teilsohlenstrecken 1 und 2 nacheinander mittels Millisekundenzündern der Zeitstufen 1 und 2 zur Detonation gebracht werden, damit die Massensprengung den beabsichtigten Erfolg erzielen und das anstehende Erz restlos hereingewonnen werden konnte.

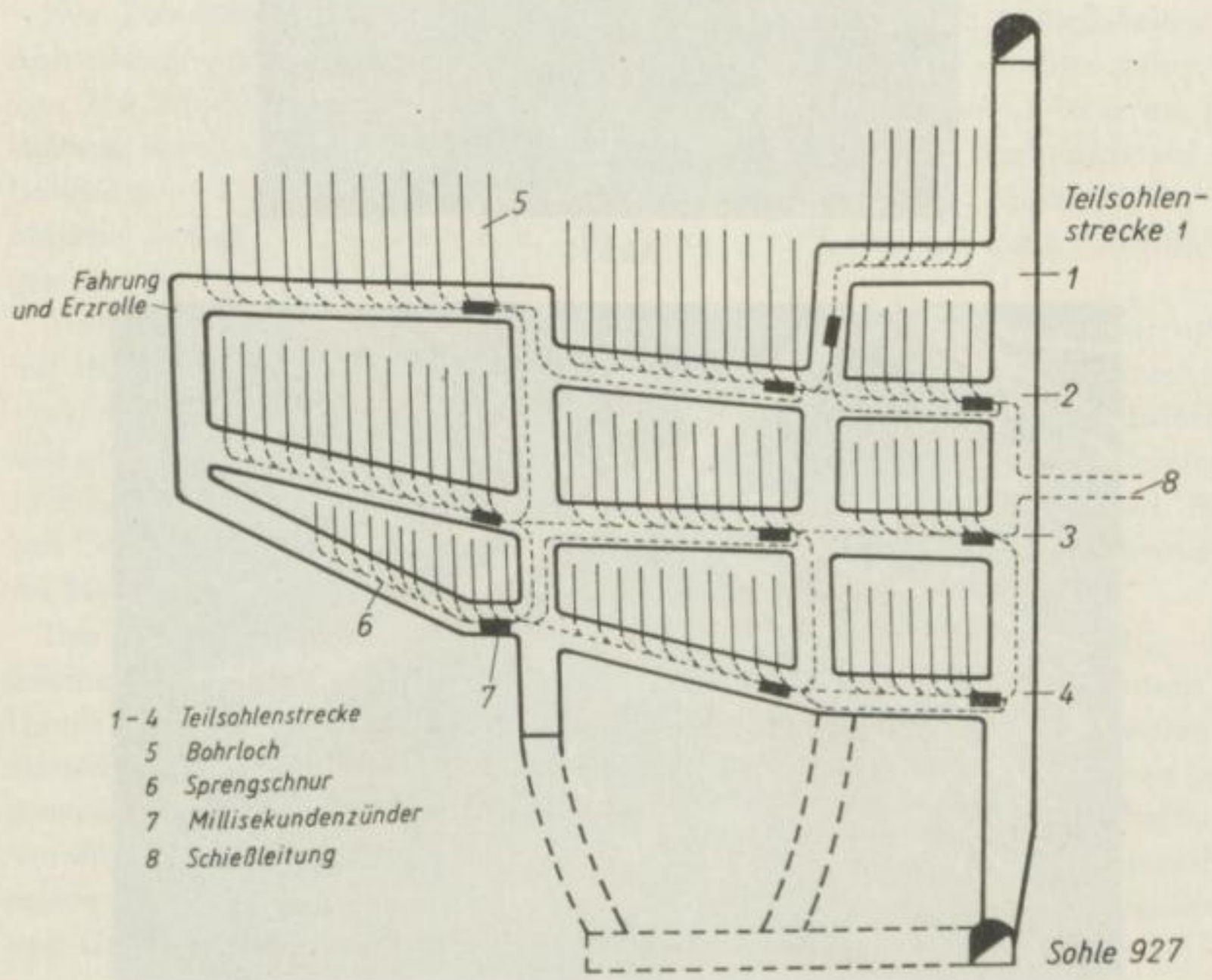


Abb. 4. Längsschnitt des Abbaublockes 8 mit Anordnung der Sprengschnüre

Die Bohrlöcher wurden von einer Schießbrigade aus 6 Schießmeistern unter der Leitung eines erfahrenen Schießsteigers mit Sprengstoff Ammonit 6 in Patronen von 50 cm Länge mit einem Gewicht von 0,5 kg und dem Durchmesser von 50 mm geladen und mit Lehm besetzt. Die aus den Bohrlöchern herausragenden Enden der Sprengschnur wurden an die Hauptsprengschnur angeschlossen (Abb. 4). An diese hatte die Brigade an bestimmten Stellen Millisekundenzünder angebracht, wobei die Zünder mit einer elektrischen Leitung verbunden waren.

Zum Tragen der Sprengmittel vom Sprengstofflager bis zum Bestimmungsort war eine Arbeitergruppe aus 18 Mann in jeder Schicht beschäftigt. In ununterbrochener Arbeit von drei Tagen haben diese Arbeiter in 9 Arbeitsschichten alle Bohrlöcher mit größter Sorgfalt mit Sprengladungen versehen und besetzt (Abb. 5).

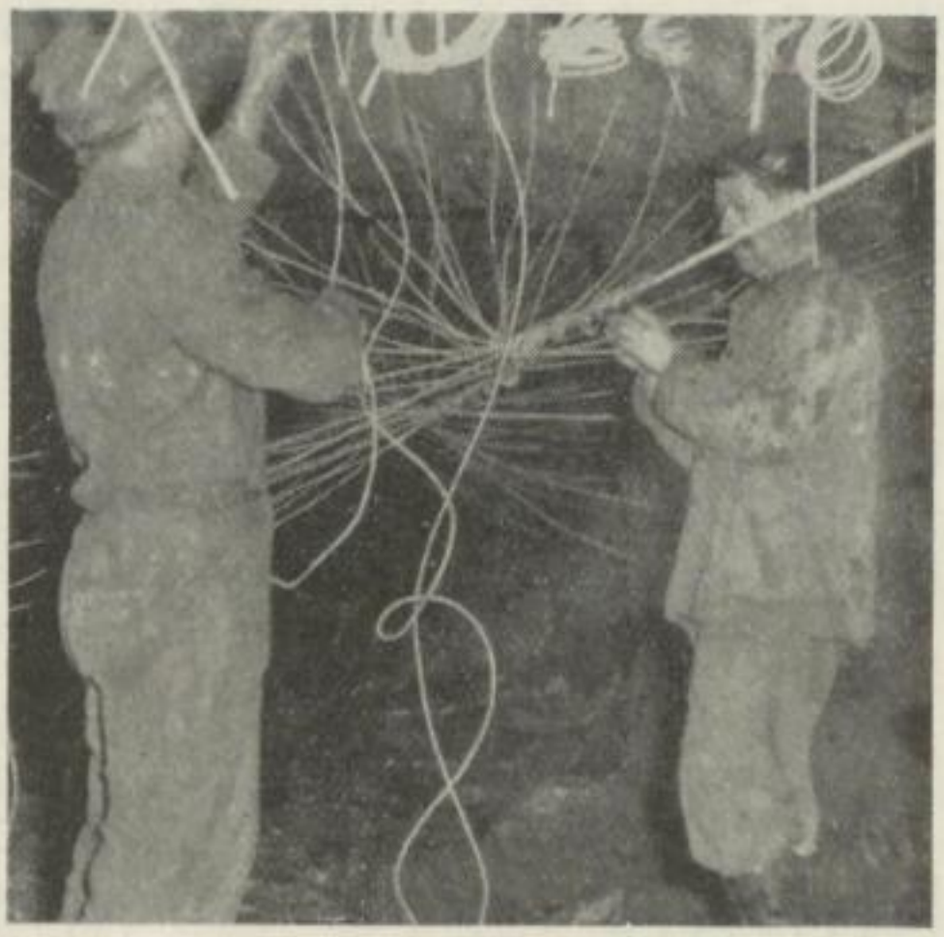


Abb. 5

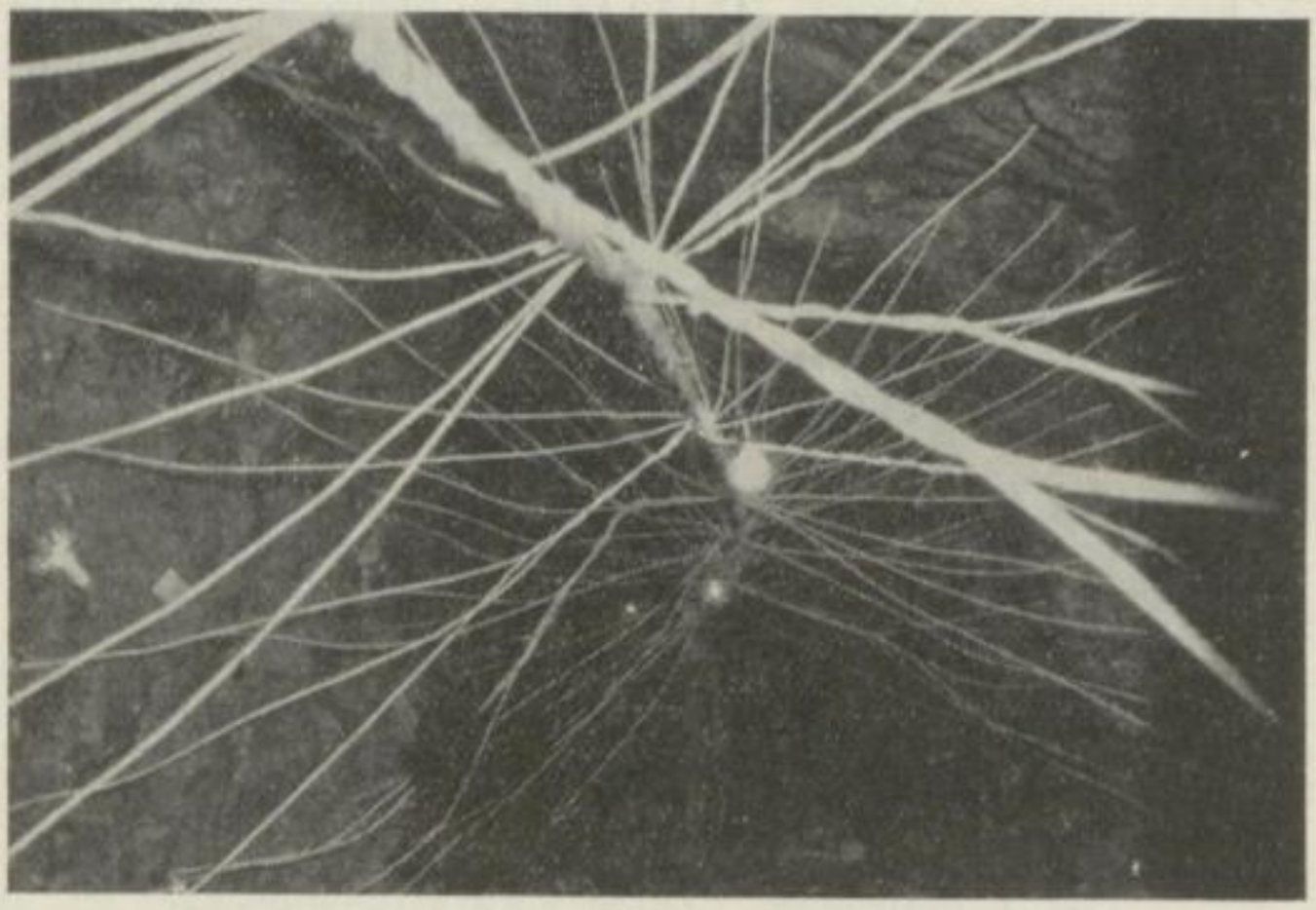


Abb. 6

Zur Durchführung der Massensprengung von insgesamt 1374 Bohrlöchern waren folgende Sprengmittel nötig:

Sprengstoff Ammonit 6	8067 kg
Sprengstoff Dynamit	474 kg
Sprengschnur	8020 m
Millisekundenzünder „Schaffler"	90 Stück

Während der Lade- und Besetzarbeit wurde im Abbaublock selbst und in den benachbarten Arbeitsorten jegliche andere Arbeit untersagt.

Nachdem das Laden und Besetzen der Bohrlöcher beendet war und die ganze Belegschaft die Grube verlassen hatte, überprüfte der verantwortliche Leiter der Sprengung noch einmal die ganze Zündanlage. Er maß dabei die Widerstände der Leitung der Millisekundenzünder und der elektrischen Leitung, mit der die Zündanlage mit der Zündstromquelle verbunden war, und verließ dann die Grube. Erst nach erfolgter letzter Prüfung wurde vom Leiter der Sprengung von über Tage aus in einer Entfernung von 1 km der Zündstrom von 380 Volt eingeschaltet und die ganze Sprengstoffmenge zur Detonation gebracht (Abb. 6).

Das Ergebnis dieser Massensprengung war ausgezeichnet. Das ganze anstehende Erz von rd. 25 000 t war hereingewonnen und das Haufwerk gut zerkleinert, so daß das Erz reibungslos durch die beiden Magazine, wo es nach der Detonation teilweise aufgespeichert war, abgezogen werden konnte.

Für die Fachleute von Gorubso war diese von ihnen zum ersten Mal angewandte Massensprengung sehr lehrreich und ein großer Erfolg.

Zur Durchführung der Auffahrungen und der Bohr- und Schießabeiten im Abbaublock waren insgesamt 1340 Hauer- und Hilfsarbeiter-Schichten nötig, davon 214 Schichten für das Laden und Besetzen der Bohrlöcher und für die Herstellung der Zündanlage. Bei der Bohrarbeit belief sich der Verbrauch auf 350 Bohrkronen und 1300 kg Bohrstahl. Der Gesamtaufwand an Arbeitslöhnen und Material betrug 24 758 Lewa, d. h. 1,68 Lewa[1] pro Tonne Erz ohne Abschreibungen und sonstige Ausgaben.

Wenn die betrieblichen und wirtschaftlichen Kennzahlen der Massensprengung mit denen der früher bei denselben Verhältnissen angewandten Abbaumethoden verglichen werden, so zeigt sich, daß der Etagenkammerbau mit Großbohrlöchern viel günstiger und billiger ist als der Magazinbau, der Kammerbau mit Bergfesten und andere vergleichbare Verfahren. Der Spengstoffverbrauch beträgt rd. 300 g pro Tonne Erz und ist damit um 80 g niedriger als der Verbrauch an Sprengstoff im Magazinbau in Borieva.

Der Etagenkammerbau ermöglicht eine schnelle, sichere und billige Erzgewinnung. Bei dieser Abbaumethode steigt die monatliche Arbeitsleistung der Hauer um 80 % und die der gesamten Grubenbelegschaft um 20 %, wobei die Hauerleistung 18,5 t Erz/Schicht beträgt und die Selbstkosten um 1,5 Lewa pro t gewonnenen Erzes sinken. Auf Grund der betrieblichen und der wirtschaftlichen Vorteile wird der Etagenkammerbau bei ähnlichen Betriebs- und Gebirgsverhältnissen immer größere Verbreiterung zum Abbau von mächtigen metasomatischen und Ganglagerstätten erlangen.

[1] 1 DM = 0,229 Lewa.

Entwicklungstendenzen der Bohrtechnik im Erzbergbau

Von DIETMAR HARZT und REINHOLD BERNDT, Freiberg

Das Herstellen bergmännischer Hohlräume und die Gewinnung erfolgen im Erzbergbau fast ausschließlich durch Schießarbeit. Die dazu notwendigen Sprengbohrlöcher haben bei den im Erzbergbau der DDR überwiegenden kleinen bis mittleren Strecken- und Abbauquerschnitten Durchmesser von 30 bis 40 mm und Längen von 2 bis 3 m. In der Hauptsache soll im folgenden auf Technik, Organi-

Abb. 1. Bohren von der Bohrstütze aus

sation und Ausrüstungen zur Herstellung von Sprengbohrlöchern dieser Ausmaße eingegangen werden. Das Großlochbohren für die Durchführung der Schießarbeit im Tagebau und hauptsächlich für Sonderzwecke im Tiefbau wird nur am Rande behandelt. Es werden im ersten Teil allgemeine Ausführungen zum angeführten Problem gemacht und in einem zweiten Teil einige konkrete Untersuchungsergebnisse des Freiberger Bohrversuchsstandes mitgeteilt.

Das im europäischen Erzbergbau vorherrschende Bohrverfahren ist auf Grund der anzutreffenden harten bis sehr harten Gesteine nach wie vor das *schlagende Bohren* mit mittelschweren Bohrhämmern in Verbindung mit *Preßluftbohrstützen* (Abb. 1). Die großen Variationsmöglichkeiten hinsichtlich Belegung eines Arbeitsortes und Austausch defekter Ausrüstungen waren auch der Grund dafür, daß fast sämtliche Vortriebsrekorde mit der Ausrüstung mittelschwerer Bohrhämmer auf Bohrstützen aufgestellt wurden. Die Entwicklung der Schlagbohrhämmer kann heute im allgemeinen als abgeschlossen betrachtet werden. Die Leistungsgrenze für mittelschwere Bohrhämmer liegt fast übereinstimmend bei allen Bohrhammer-

typen unter optimalen Betriebsbedingungen bei Bohrgeschwindigkeiten von ca. 45 cm/min bei 6 at Preßluftdruck im Granit. Um die Bohrhämmer rückschlagärmer zu gestalten, ist als allgemeine neue Linie die Erhöhung der Hammermasse um 2 bis 3 kg und die Senkung der Schlagzahl auf 2100 bis 2300 min^{-1} festzustellen; um die Bohrhammerleistung nicht zu verändern, wird bei dieser Maßnahme der Kolbenweg vergrößert und dadurch die Einzelschlagenergie erhöht.

Die begrenzte Bohrleistung, die sich ständig ändernden Kräfteverhältnisse, die ein Bohren im optimalen Bereich nur beschränkt zulassen, und die körperlichen Anstrengungen beim Bohren von der Bohrstütze aus waren der Grund für die Konstruktion von *Bohrwagen*. Diese Bohrwagen, zum Teil mit schwereren Schlagbohrhämmern bestückt, konnten sich jedoch auch bei Mehrmaschinenbedienung auf Grund relativ geringer Bohrleistungen, großer Investitionskosten, hoher Rüstzeiten und auftretender Ausfallzeiten infolge Defektes im europäischen Erzbergbau nicht durchsetzen. Den wesentlichsten Nachteil bei der Anwendung von Bohrwagen bildet die Tatsache, daß bei Ausfall eines wichtigen Teils am Bohrwagen die unmittelbare Fortsetzung der Vortriebsarbeiten bis zur Behebung des Schadens meist in Frage gestellt ist. Weiterhin kommt dazu, daß ein Bohrwagen bei kleinen und kleinsten Profilen wegen seiner geringen Beweglichkeit sehr schlecht einzusetzen ist.

Durch die Einführung des *Drehschlagbohrens* konnten die Bohrleistungen um etwa 60 % bis auf 70 cm/min im Granit gesteigert werden. Drehschlagbohrmaschinen können jedoch, vom Schachtabteufen abgesehen, ebenfalls nur in Verbindung mit Bohrwagen verwendet werden (Abb. 2). Ferner ließ die relativ hohe Bohrgeschwindigkeit nur die Einmaschinenbedienung zu. Aus den oben angeführten Gründen konnten sich auch die Bohrwagen mit Drehschlagbohrmaschinen nicht generell im Untertagebergbau durchsetzen.

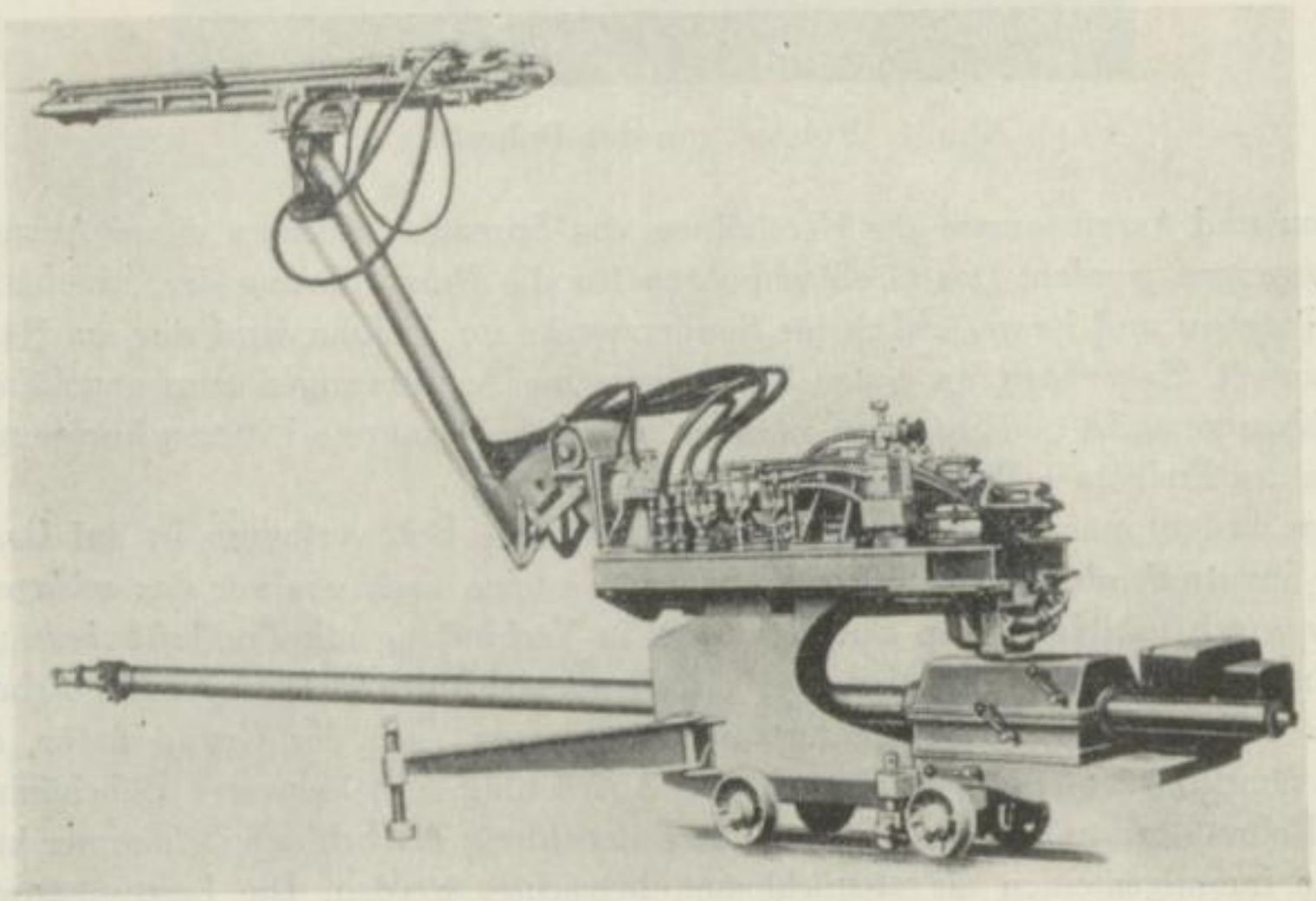


Abb. 2. Drehschlagbohrwagen

Gewisse Fortschritte werden sich in nächster Zeit durch die Anwendung des *drehenden Bohrens* in mittelharten Gesteinen, z. B. Kalkstein, Sandstein und Schiefer, in denen heute noch schlagend gebohrt wird, erreichen lassen. Durch die Einführung des drehenden Bohrens konnten größere Bohrgeschwindigkeiten erzielt sowie die Energiekosten durch den elektrischen Antrieb wesentlich gesenkt werden. Voraussetzungen sind jedoch die Entwicklung leistungsfähiger Drehbohrmaschinen, die nicht zu schwer werden, damit sie noch von Spannsäulen oder dergleichen aus eingesetzt werden können, und besserer Hartmetallsorten, um den Verschleiß der Bohrmeißel in Grenzen zu halten.

Der Einsatz des Bohrhammers von der Bohrstütze aus ohne zusätzliche Hilfsmittel ist auf kleine bis mittlere Streckenquerschnitte beschränkt. Bei größeren Streckenquerschnitten ist das Bohren der oberen Löcher von einer erhöhten

Abb. 3. Bohrbühne

Plattform aus notwendig. Diese kann auch notwendig werden, wenn die Bohrlöcher nach unten geneigt angesetzt werden müssen (Sohlenlöseeinbruch), ohne daß der Ansatzpunkt der Bohrlöcher sehr hoch über der Sohle des Grubenbaues liegt, weil sonst auf Grund des spitzen Winkels zwischen Bohrstange und Bohrstütze die notwendige Vorschubkraft nicht aufgebracht werden kann. Bei mittleren Streckenquerschnitten sind diese *Bohrbühnen* aus leichten Bohlen zusammengesetzt und werden nach dem Bohren abgerissen und in die Einzelteile zerlegt oder zusammengeklappt (Abb. 3). Widerlager für diese relativ einfachen Bühnen bilden entweder Böcke oder Ausbauelemente oder in Bohrlöcher eingeführte Rundeisen an den Stößen des Grubenbaues. Für größere Streckenquerschnitte haben sich massivere Bohrbühnen bewährt, die auf Schienen auf der Sohle oder an den Stößen der Grubenbaue verfahrbar und meist zusammenklappbar angeordnet sind. Für sehr große Tunnelprofile wurden mehretagige Bohrbühnen konstruiert.

Unter dem Namen *„Leiterbohrverfahren“* ist in den letzten Jahren, aus Schweden kommend, ein Bohrverfahren bekannt geworden, das bei Verwendung von Bohrstütze und Bohrhammer einmal die Zweimaschinenbedienung zuläßt und zum anderen das Bohren bei ständig optimaler Vorschubkraft gewährleistet (Abb. 4). Der Grundgedanke dieses Verfahrens besteht in der Anordnung des Systems Bohrstange – Bohrhammer – Bohrstütze hintereinander in gerader Linie auf einem leiterartigen Schlitten. Diese sog. Bohrleiter kann auf Bohrgerüste, Bohrbühnen oder bei mittleren Streckenquerschnitten einzeln montiert werden und wird jeweils mit Bohrstütze und Bohrhammer in die gewünschte Bohrrichtung geschwenkt und dann festgelegt. Den Vorschub des Bohrhammers übernimmt eine selbsteinziehende Bohrstütze, die sich auf den Sprossen der Bohrleiter abstützt.

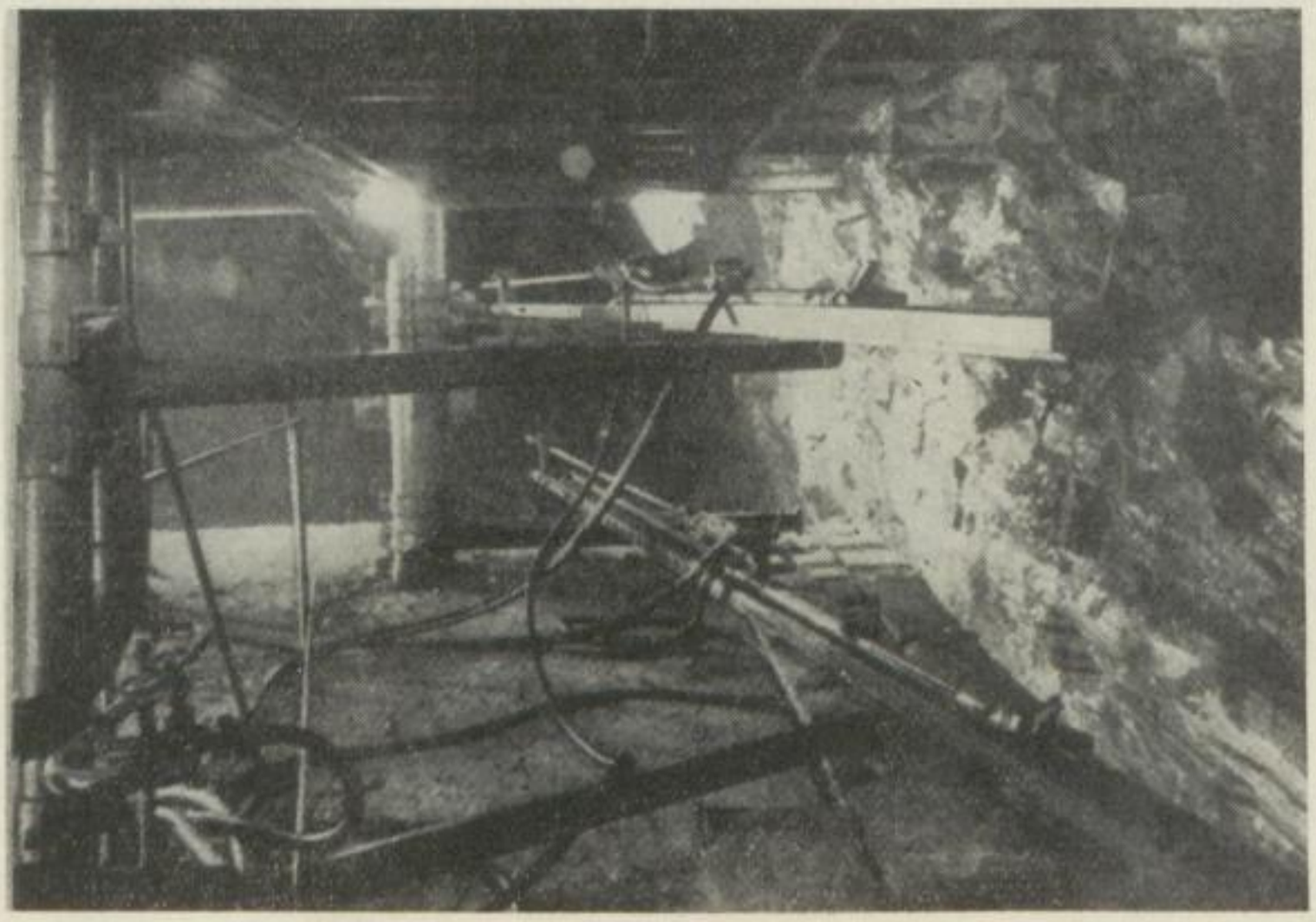


Abb. 4. Leiterbohrverfahren

Da der Winkel zwischen Bohrstange und Bohrstütze 180° beträgt, läßt sich eine konstant bleibende, optimale Vorschubkraft einstellen. Die zusätzliche Führung der Bohrstange vor der Ortsbrust erlaubt das Anbohren mit langen Bohrstangen. Der Bedienungsmann erhält die Möglichkeit, 2 Bohrhämmer zu bedienen, wobei ihm gleichzeitig die körperlichen Anstrengungen abgenommen werden. Gegenüber Bohrwagen hat das Verfahren den Vorteil der schnelleren Auswechselbarkeit defekter Bohrhämmer und geringerer Anschaffungskosten, da die herkömmlichen Bohreinrichtungen benutzt werden können. Die Anwendbarkeit dieses Verfahrens dürfte jedoch auf große und mittlere Streckenquerschnitte begrenzt bleiben.

Für Sonderarbeiten sind in den letzten Jahren eine Reihe von *Spezialdruckluftwerkzeugen* für Über- und Untertagearbeiten entwickelt worden. Das Einbringen von Ankerausbau wird durch den Teleskopbohrhammer „Falcon“ der Fa. Atlas Copco wesentlich erleichtert (Abb. 5). Durch eine sinnvolle Konstruktion von

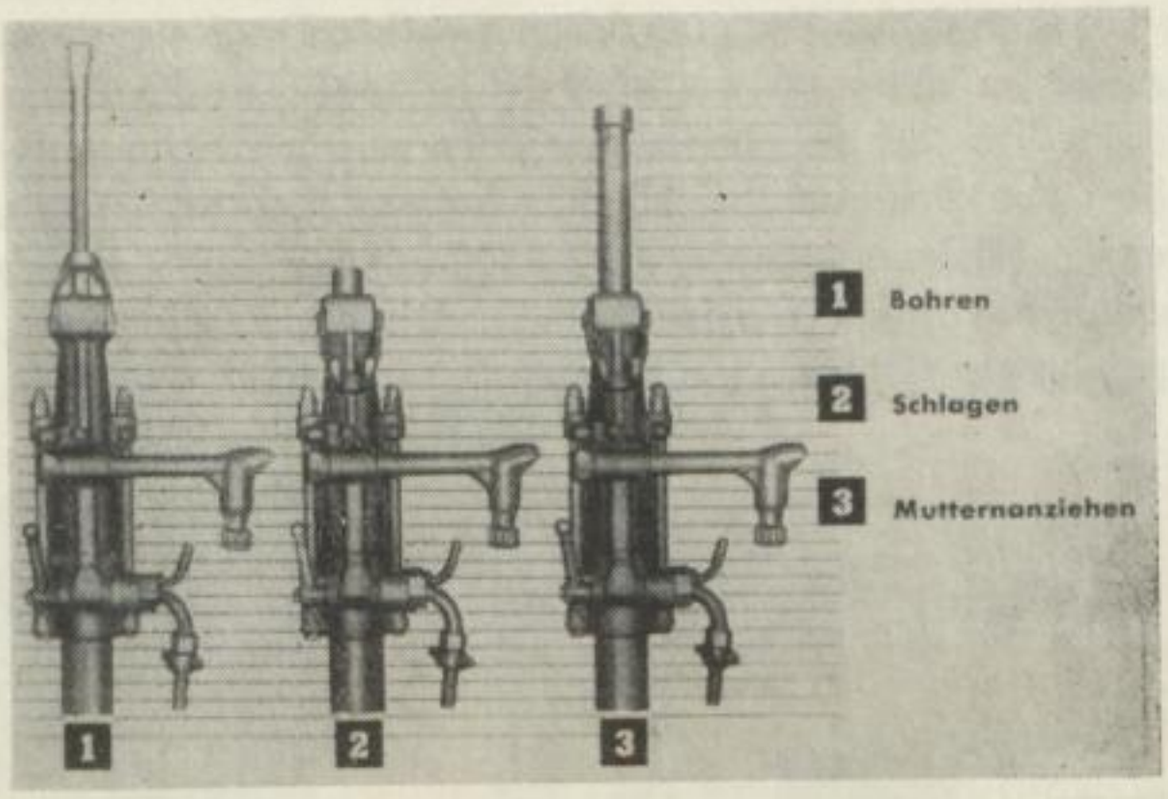


Abb. 5. Mehrzweckbohrhammer „Falcon“

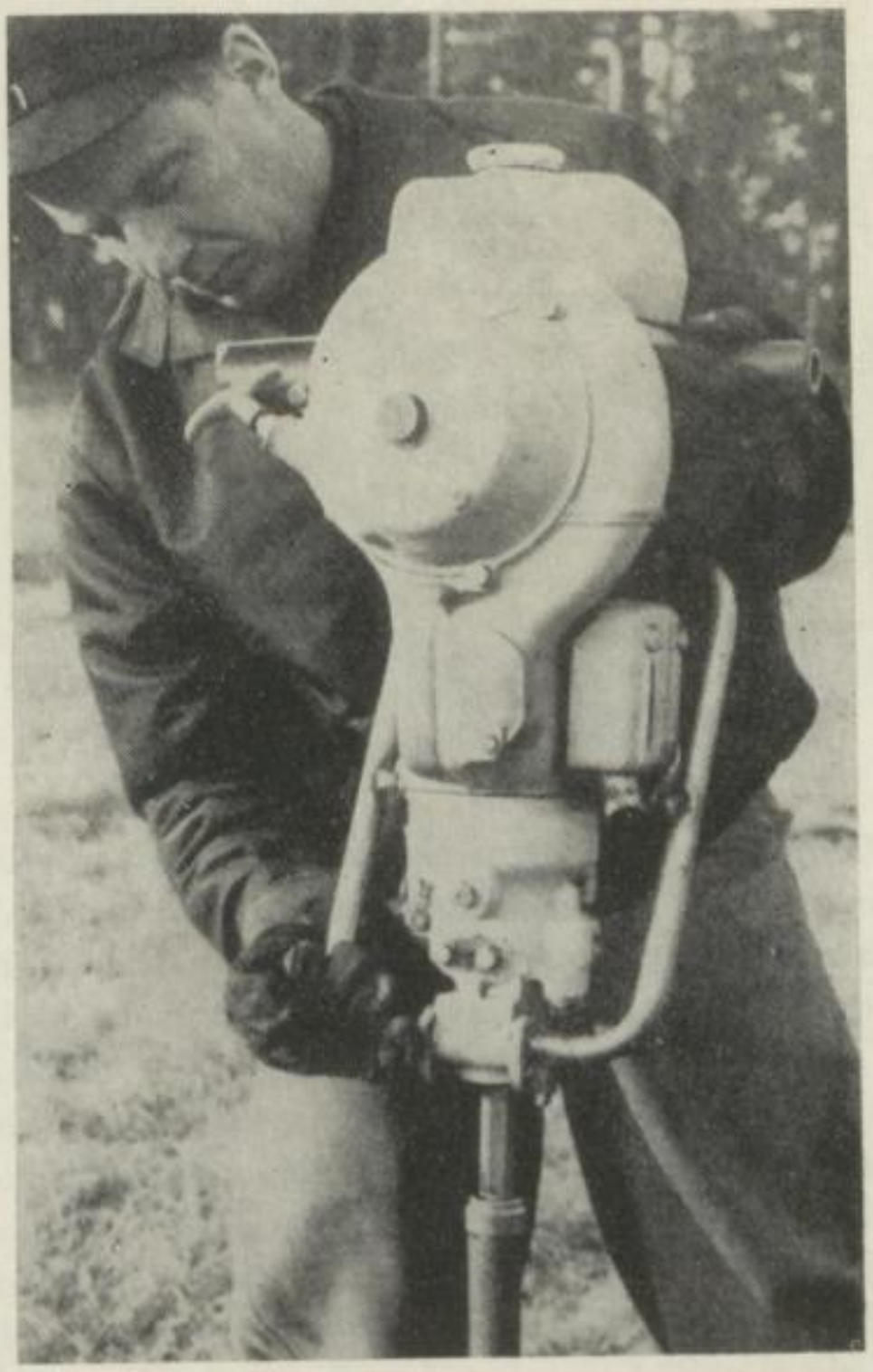


Abb. 6. Schlagbohrhammer „Copra“

Werkzeugen ist mit diesem Hammer das Bohren von Ankerbohrlöchern, das Einschlagen der Anker und das Mutteranziehen möglich. Die Entwicklung eines ähnlichen Werkzeuges erfolgt z. Z. im VEB ETW Suhl. Die Fa. Atlas Copco entwickelte außerdem den Schlagbohrhammer „Copra" mit Benzinmotor als Antrieb, der beim Fehlen von Druckluft bei Übertagebohrarbeiten eingesetzt werden kann (Abb. 6). Auch das Bohrerziehgerät der Fa. Flottmann sollte an zentraler Stelle im Untertagebetrieb vorhanden sein (Abb. 7). Mit diesem Gerät ist das Herausschlagen festgefahrener Bohrer ohne körperliche Anstrengungen leicht möglich.

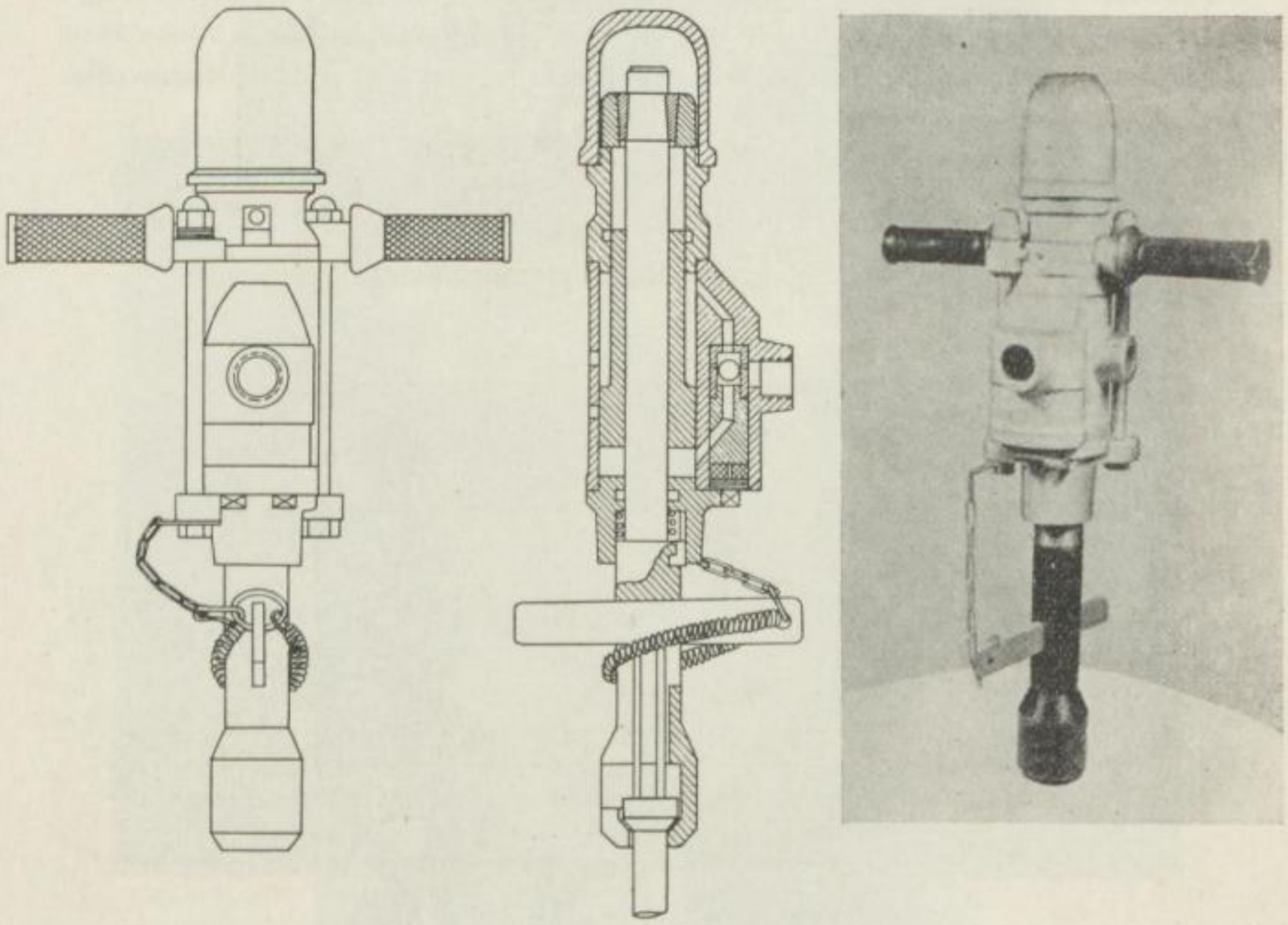


Abb. 7. Bohrerziehgerät

Die praktische Beurteilung derartiger Neuentwicklungen war in der Vergangenheit mehr oder weniger den Betrieben selbst überlassen. Durch die Uneinheitlichkeit der Versuchsdurchführung und subjektive Einflüsse kamen dabei nicht immer überstimmende Resultate zustande. Nach der Schaffung des Bohrversuchsstandes Freiberg ist es nun möglich, zentral derartige Fragen im Interesse aller zu lösen. Im folgenden soll auf einige der durchgeführten Arbeiten eingegangen werden. Diese sind je nach Aufgabenstellung als Kollektivarbeiten mit dem Institut für Bergbaumaschinenkunde/Tiefbau der Bergakademie, dem VEB ETW Suhl und den dafür zuständigen Mitarbeitern der SDAG Wismut zu betrachten.

Die begrenzte Einsatzmöglichkeit des *Bohrhammers* 9/097 (Herkules) infolge der geringen Drehleistung, die geringe Lebensdauer der Umsetzvorrichtung (etwa 250 Bohrmeter) und die 3 nebeneinander angeordneten Kugelsteuerungen, die

einen Gleichlauf des Hammers nicht zulassen, machten eine umfangreiche Untersuchung aller bekannten Hammertypen gleicher Gewichtsklasse auf günstigere konstruktive Lösungen notwendig. Im Verlauf einer größeren Versuchsserie wurden die modernsten Bohrhammertypen der mittelschweren Klasse aus der UdSSR, aus Schweden, Westdeutschland und unserer Produktion leistungsmäßig verglichen. Dabei wurden die Pv (Vorschubkraft-Bohrgeschwindigkeit)- und Pt (Druck-Zeit)-Diagramme aufgenommen sowie Studien über den Bewegungsablauf von Bohrhammer – Spülkopf – Bohrstange mit einer Zeitlupenkamera (3000 Bilder pro sec) angestellt (Abb. 8 und 9).

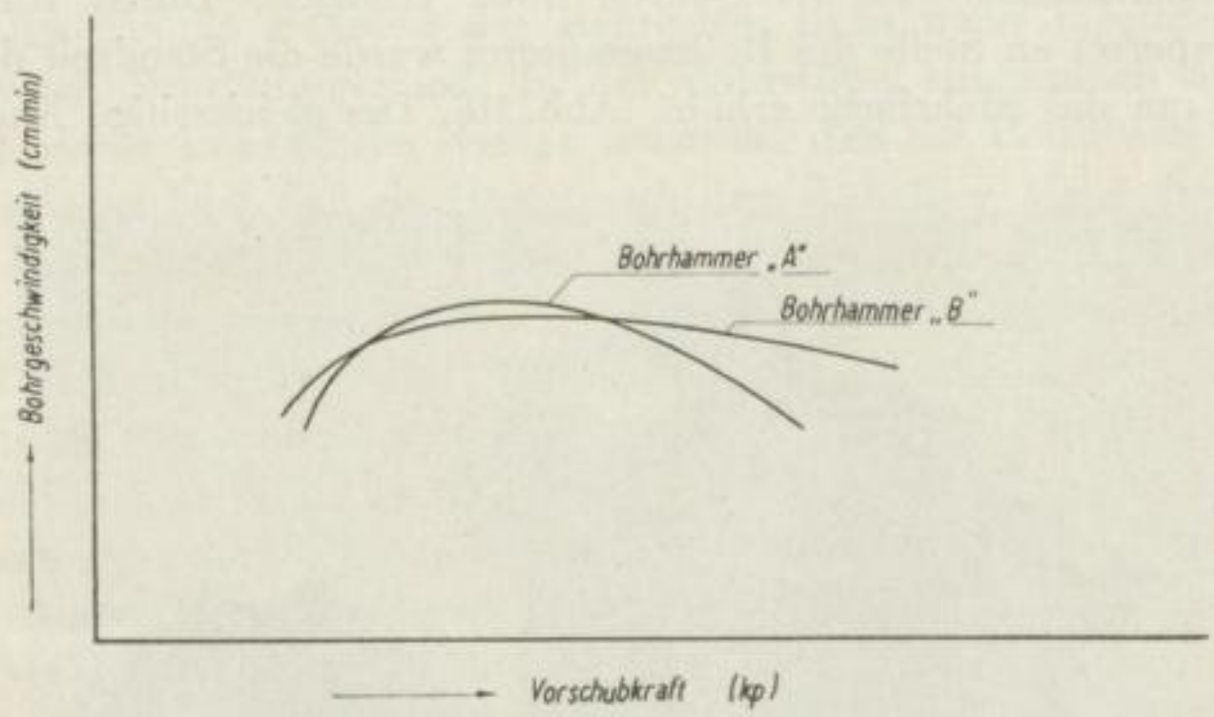


Abb. 8. Pv-Diagramm

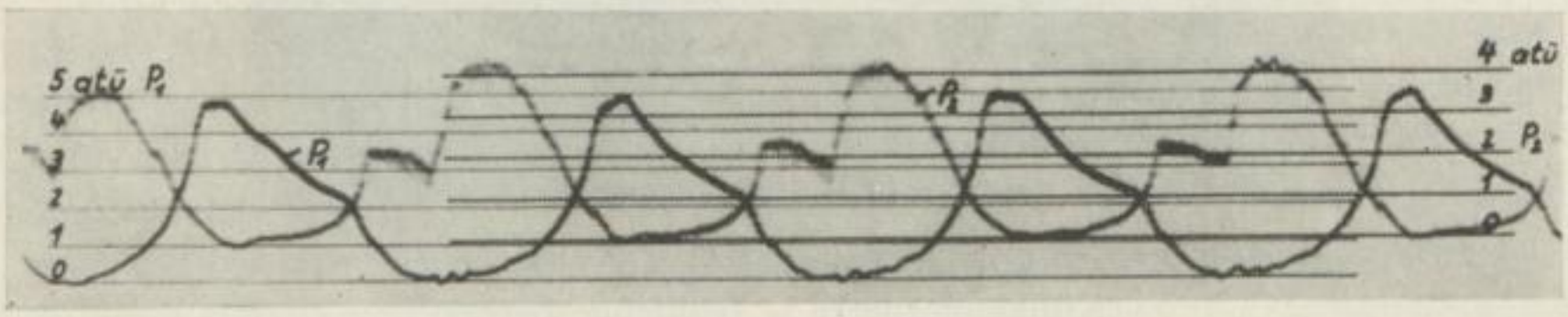


Abb. 9. Pt-Diagramm

Als Ergebnis dieser Untersuchungen ist festzustellen, daß der Bohrhammer Suprham der Fa. Krupp eindeutig Spitzenklasse darstellt und von keinem anderen ausländischen Bohrhammer in seinen Leistungsdaten übertroffen wird. In Einschätzung der in der DDR gefertigten Bohrhämmer (9/097, VEB ETW Suhl, und BH 59, SDAG Wismut) ist zu erkennen, daß dem Bohrhammer 9/097, noch viele Merkmale eines Spitzenhammers fehlen. Von Interesse war, daß der Bohrhammer BH 59 mit seinem geringen spezifischen Luftverbrauch absolute Spitzenklasse darstellt. Jedoch sind auch an diesem Bohrhammer noch Veränderungen erforderlich.

Um den Bergbaubetrieben der DDR schnellstens leistungsmäßig bessere Bohrwerkzeuge zur Verfügung stellen zu können, wurde für die Festlegung der weiteren Entwicklungsarbeit an Bohrhämmern eine Arbeitsgemeinschaft, bestehend

aus Vertretern der genannten Institutionen, gegründet. Die Zielstellung umfaßte 2 Hauptaufgaben:

1. Verbesserung des Bohrhammers 9/097, so daß ein wirtschaftlicherer Betrieb bis zum Auslauf dieses Hammertyps in den nächsten 2 Jahren gewährleistet ist.
2. Entwicklung eines neuen mittelschweren Bohrhammers mit dem Ziel, die Kennlinien des Spitzenhammers Suprham zu überbieten. Da hierfür der Bohrhammer BH 59 die besten Voraussetzungen bietet, sind viele Konstruktionsmerkmale dieses Bohrhammers beizubehalten.

Die erste Aufgabe wurde mit Aufnahme der Produktion des Bohrhammers 9/097 SP (Sperrklinken) ab III. Quartal 1962 realisiert. Durch Einbau eines 4-Klinkengesperres an Stelle des Rollengesperres wurde die Standzeit der Umsetzvorrichtung um das Mehrfache erhöht (Abb. 10). Die gleichzeitige Änderung der

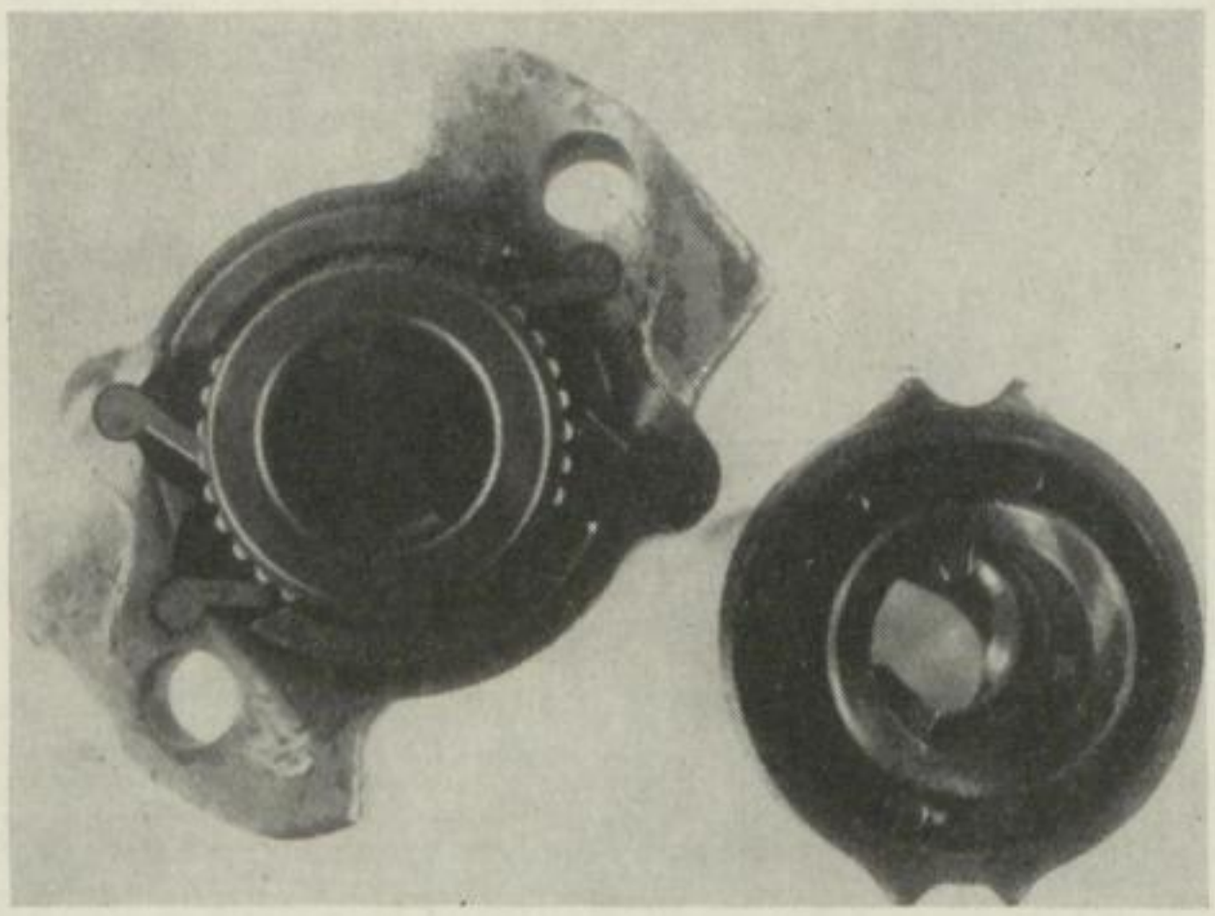


Bild 10. Umsetzvorrichtung
(Klinkengesperre — (Rollengesperre)

Drallsteigung im Kolben von 780 auf 480 mm erhöht den theoretischen Umsetzwinkel von 14,8 auf 24° und ermöglicht es, durch eine höhere Drehleistung den Einsatzbereich des Bohrhammers 9/097 u. a. auch auf klüftige Gesteine auszudehnen.

Parallel zu den erwähnten Arbeiten wird die Entwicklung eines neuen mittelschweren Bohrhammers betrieben, die in dem Einsatz einer O-Serie im IV. Quartal 1963 ihren planmäßigen Abschluß findet, so daß 1964 die Produktion dieses neuen Hammers aufgenommen werden kann.

Um das Bohren im optimalen Vorschubkraftbereich über die gesamte Bohrlochtiefe zu ermöglichen, wurden *Bohrstützen* in selbsteinziehender Ausführung erprobt. Durch ein Steuerventil kann der Kolben der Bohrstütze beiderseitig mit Druckluft beaufschlagt werden. Das selbsttätige Einfahren der Bohrstütze erlaubt ein schnelles Nachsetzen und gibt damit die Voraussetzung für die Verringerung

der Schrittlänge. Die durchgeführten Untersuchungen lassen erkennen, daß bei einer Schrittlänge von 300 mm eine um 10 % höhere Bohrgeschwindigkeit zu erwarten ist. Da jedoch die kurzen Schrittlängen ein mehrmaliges Nachsetzen bei einer bestimmten Bohrstrecke notwendig machen, ist unter Berücksichtigung dieser Rüstzeiten nur mit 5 % höherer Bohrleistung zu rechnen. Es dürfte verständlich sein, daß dieser geringe Wert einen wirtschaftlichen Vorteil im Betriebsgeschehen nicht erwarten läßt.

Gleichzeitig mit dem Einsatz der selbsteinziehenden einfachwirkenden Bohrstütze kam ein neuartiges Bohrstützenventil mit Rastengesperre und innerer Druckregulierung zur Erprobung. Durch dieses Rastengesperre ist ein selbsttätiges Verstellen des Ventils während der Bohrarbeit nicht mehr möglich. Weiterhin werden geringe Druckunterschiede in der Bohrstütze automatisch ausgeglichen. Bei Einsatz dieser Bohrstützen war zu erwarten, daß ein Bohrhauer zwei Bohrhämmer bedienen bzw. daß ein Hauer nach dem Anbohren kleine Nebenarbeiten verrichten kann, da das Bohrwerkzeug allein weiterarbeitet. Durch umfangreiche Betriebserprobungen wurde dieser erwartete Vorteil bestätigt und dadurch eine beachtliche Zeiteinsparung beim Bohren eines Abschlages erreicht. Der wesentlichste Vorteil der erprobten selbsteinziehenden einfachwirkenden Bohrstütze dürfte daher im neuartigen Ventil zu suchen sein. Unter Berücksichtigung der Tatsache, daß z. Z. umfangreiche Bestände an Teleskopbohrstützen mit Ersatzteilen in den Betrieben vorhanden sind und erst aufgebraucht werden müssen, wurde als folgerichtigste Maßnahme allen Grubenbetrieben aus technisch-ökonomischen Überlegungen heraus empfohlen, dieses neue Bohrstützenventil an die vorhandenen Teleskopbohrstützen Typ 9/088 anzubauen.

Etwa im Jahre 1965 sollte den Betrieben eine neue Bohrstütze zur Verfügung gestellt werden, die alle bis zu diesem Zeitpunkt bekannt gewordenen Neuerungen aufweist. Dabei ist besonders der Verlagerung des Schwerpunktes der Bohrstütze nach dem Bohrhammer zu Beachtung zu schenken (Zylinder der Bohrstütze am Bohrhammer und Ausfahren des Kolbens nach hinten). Die neuentwickelte Bohrstütze P 120 aus der ČSSR dürfte den heute bestehenden Anforderungen annähernd gerecht werden.

Die allgemeine Notwendigkeit des Einbringens von Langlochbohrlöchern bis 40 mm ∅ und 6 m Tiefe in Abbauen machte die Untersuchung der bisher bekannten *Bohrstangenverbindungen* und die Auswahl der zweckmäßigsten Verbindung notwendig. In diese Untersuchungen wurde auch der aus Schweden kommende flexible Bohrstahl für das Bohren von Langlochbohrlöchern einbezogen. Ohne die 8 verschiedenen untersuchten Bohrstangenverbindungen näher zu beschreiben, sei auf Abb. 11, in dem die Bohrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von der Bohrlochtiefe für die verschiedenen Gestängeverbindungsarten dargestellt ist, verwiesen. Hervorstechend ist der ansteigende Kurvenverlauf bei Anwendung des flexiblen Bohrstahls. Erklärt wird dieser Verlauf durch die abnehmenden Bohrschneidendurchmesser der einzelnen Bohrerlängen. Der hohe Bohrfortschritt am Anfang der Bohrung ist durch den verwendeten schweren Bohrhammer PT 45 bedingt. Die rechteckige Form und das ovale Spülloch dieses flexiblen Stahles lassen ein Anschmieden von Einsteckenden nicht zu und erfordern auf Grund

dessen einen Hammer mit Zwischenkolben. Damit wird ein Nachteil dieses Stahles charakterisiert. Weiterhin läßt der hohe Anschaffungspreis von 3,80 DM/kg einen wirtschaftlichen Einsatz nicht zu. Diese Erkenntnisse finden in Ergebnissen anderer Länder ihre Bestätigung und lassen die Fertigung des rechteckigen flexiblen Bohrstahles auslaufen.

Für den Bergbau der DDR sind als Ergebnis dieser Arbeiten zwei Empfehlungen zu betrachten. Die günstigsten Ergebnisse zeigt ein flachgängiges Rundgewinde, welches in Schweden unter der Bezeichnung Coromant-Seilgewinde verwendet wird. Der Vorteil dieses Gewindes liegt in seiner Betriebssicherheit, leichten Lösbarkeit und guten Schlagübertragung. Als Nachteil sei erwähnt, daß die Anfertigung in Spezialwerkstätten notwendig ist. Seitens der in der DDR für die Fertigung zuständigen

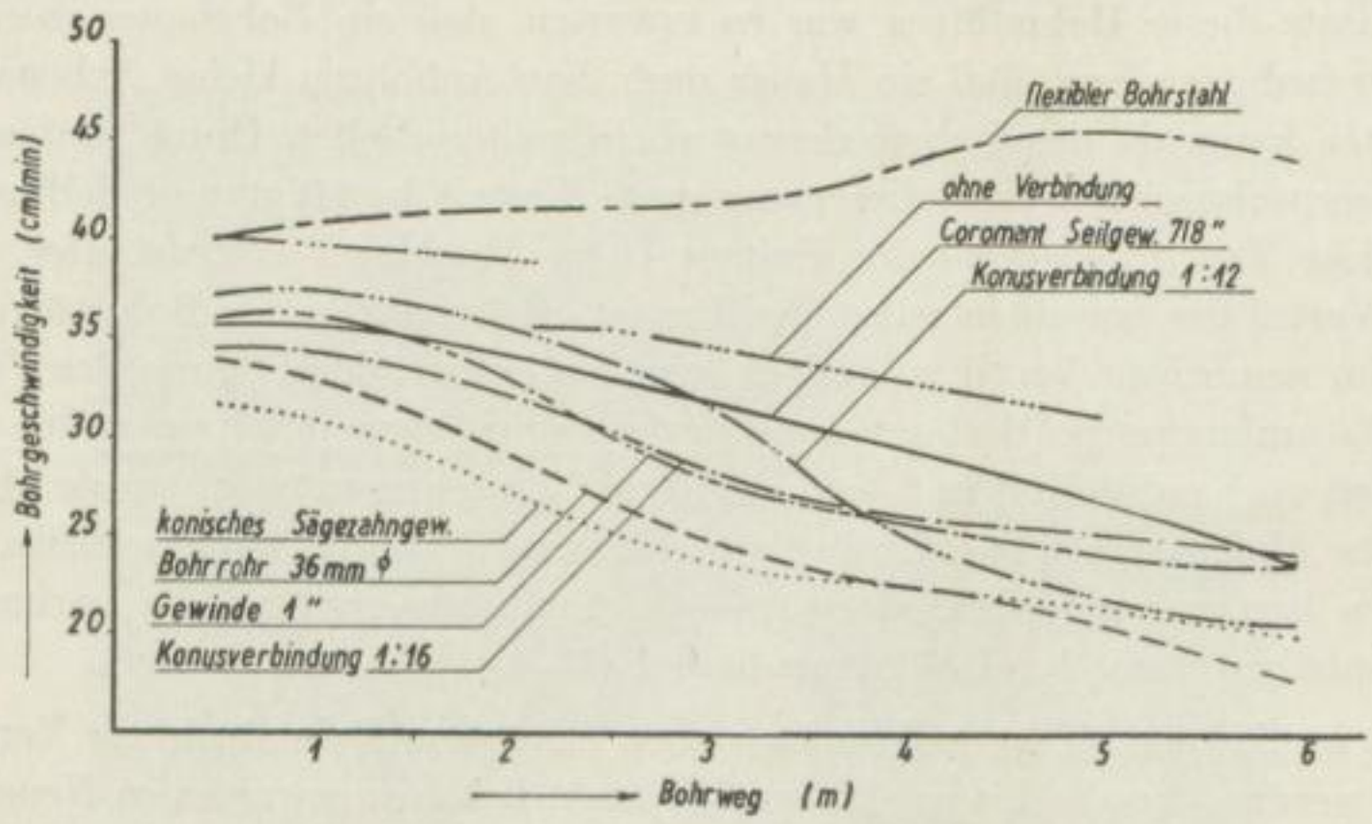


Bild 11. Abhängigkeit der Bohrgeschwindigkeit von der Art der Gestängeverbindung

Hersteller wurde die Aufnahme der Produktion dieser Gestängeverbindung deshalb abgelehnt. Bei Bohrarbeiten im Bereich der SDAG Wismut setzt sich diese Gewindeverbindung aber mehr und mehr durch, da diese gegenüber dem z. Z. verwendeten konischen Sägezahngewinde beachtliche Vorteile bringt. Die Anfertigung dieser Verbindung erfolgt in den Werkstätten der SDAG Wismut.

Als zweite Gestängeverbindungsart wird die Verbindung mit glattem Konus mit der Steigung 1:16 und einer tragenden Konuslänge von 45 mm empfohlen, da diese allen Anforderungen beim Einbringen von Langlochbohrlöchern entspricht. Die Anfertigung ist in jeder Grubenwerkstatt möglich. Die Lösbarkeit dieser Verbindung kann wesentlich erleichtert werden, wenn vor dem Zusammensetzen die Flächen der Konen mit einem Graphitölgemisch eingeschmiert werden. Als Muffenmaterial wird Stahl der Güte 50GrV4 mit einer Zugfestigkeit von 90 bis 100 kp/mm^2 verwendet. Die Erprobung dieser Verbindung in der Zinnerzgrube Ehrenfriedersdorf bestätigte die beschriebenen Vorteile.

Für das *Großlochbohren* in leicht bohrbaren Gesteinen kommen ausschließlich normale Drehbohrmaschinen mit elektrischem Antrieb zum Einsatz. Da diese

Maschinen wie auch schlagend arbeitende Großlochbohrgeräte größere Abmessungen und Gewichte besitzen, werden diese in Verbindung mit Bohrwagen oder Bohrgerüsten verwendet. Seit einigen Jahren sind als eine Abart der schlagend arbeitenden Bohrgeräte sog. Tauchhammerbohrgeräte entwickelt worden (Abb. 12). Um die Schlagverluste möglichst gering zu halten, ist bei diesen Geräten der Schlaghammer direkt hinter der Bohrkrone angeordnet und wandert mit ins

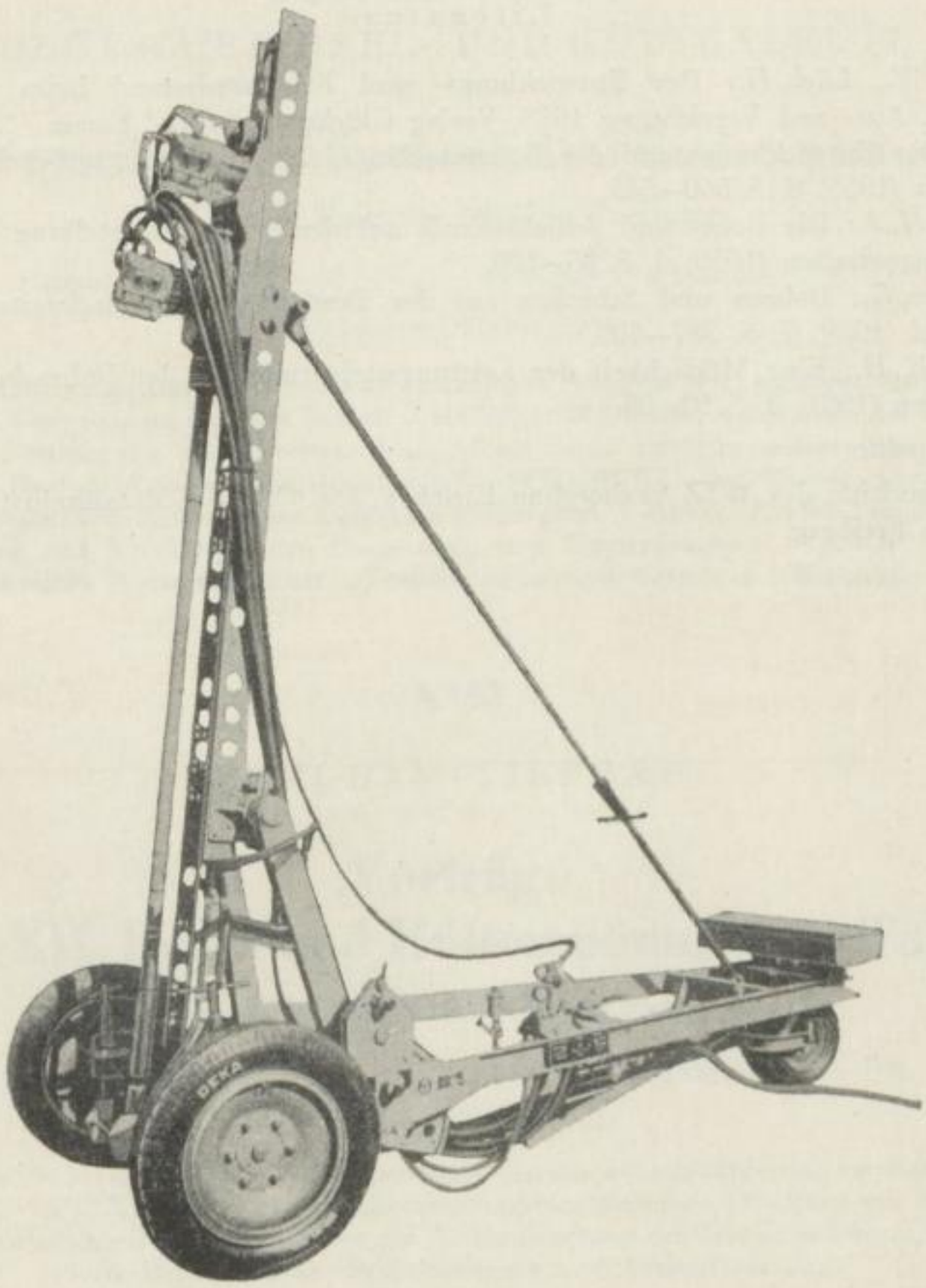


Abb. 12. Großlochbohrgerät GB 80

Bohrloch. Die Umsetzbewegung übernimmt ein sich außerhalb des Bohrloches befindlicher Drehmotor. Bei der Normalausführung dieser Geräte ist die Bohrkleinbeseitigung nur durch die Auspuffluft des Schlaghammers möglich. Die Verwendung eines doppelwandigen Rohres als Bohrgestänge soll neuerdings auch eine Wasserspülung ermöglichen. Da sich ein Tauchhammer im klüftigen und lettigen Gestein sehr schnell festschlägt und dadurch nicht universell einsetzbar

ist, sollten schlagend arbeitende Großlochbohrgeräte den wahlweisen Einsatz eines Tauchhammers oder eines normalen Schlaghammers erlauben. Für Bohrlöcher größerer Durchmesser setzt sich in zunehmendem Maße das drehende Bohren mit Rollenmeißel durch. Allerdings werden derartige Bohrgeräte durch die hohe aufzubringende Vorschubkraft sehr schwer.

Literatur

[1] *Müller, W., Lück, H.:* Der Entwicklungs- und Erkenntnisstand beim schlagenden Bohren. Aus- und Vorrichtung 1958, Verlag Glückauf GmbH., Essen.

[2] — —: Der Entwicklungsstand der Bohrmaschinen für den Untertagebetrieb. Schlägel u. Eisen (1958) 8, S. 540—545.

[3] *Sontag, H. J.:* Die Bohr- und Schießtechnik auf der Bergbauausstellung 1958. Bergbauwissenschaften (1959) 4, S. 95—100.

[4] *Johnsson, G,:* Bohren und Schießen auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. Glückauf (1959) 7, S. 387—400.

[5] *Müller, K. H.:* Eine Möglichkeit der Leistungssteigerung bei der Bohrarbeit. Schlägel und Eisen (1961) 2, S. 92—95.

Firmenprospekte

Forschungsberichte des WTZ Erzbergbau Eisleben der VVB NE-Metallindustrie, Gruppe Bohrtechnik Freiberg.