

## Bergbau auf Kupferschiefer

von Dipl.-Berging. Dr. Ing. Hans-Joachim Langelüttich, Dipl.-Berging. Dr. Ing. Rudolf Mirsch,  
Dipl.-Mineraloge Dr. rer. nat. Gerhard Knitzschke, Dipl.-Berging. Dr. Oec. Peter Roloff,  
Dipl.-Geologe Martin Spilker, Dipl.-Markscheider Dr. Ing. Heinz Wordelmann

1.	Entwicklung des Bergbaus von den Anfängen bis zum Anfang des 20. Jahrhunderts ..	43
1.1.	Historische Kupferschieferbergreviere im Harzvorland .....	43
1.1.2.	Die Erkundung auf Kupferschiefer durch Bohrungen .....	46
1.2.	Die technische Entwicklung im Kupferschieferbergbau bis zum Anfang des 20. Jahrhunderts .....	48
1.2.1.	Gräberei, Talflanken- und Duckelbau (12./13. bis 15. Jahrhundert).....	48
1.2.2.	Stollen- und Kunstbaue (16. bis 19. Jahrhundert).....	49
1.2.3.	Mit Dampf in die Teufe (1864 bis 1900/1905) .....	54
2.	Die Entwicklung des Bergbaus im 20. Jahrhundert bis zur Stilllegung .....	59
2.1.	Großschachtanlagen mit Außenbaufeldern im 20. Jahrhundert Die Wiederaufnahme des Sangerhäuser Reviers und das Abwerfen der Mansfelder Mulde .....	59
2.1.1.	Die Betriebskonzentration auf Großschachtanlagen in der Mansfelder Mulde 1906/1927 .....	59
2.1.2.	Neuartige technische Lösungen für die Baufelderweiterungen in der Mansfelder Mulde 1932 bis 1963 .....	63
2.1.3.	Der Aufschluß der Kernbaufelder der Schachtanlagen im Sangerhäuser Revier 1942/1945 und 1947/1961 .....	67
2.1.4.	Die Verlagerung des Bergbaus aus der Mansfelder Mulde in das Sangerhäuser Revier 1951/1969 .....	71
2.1.5.	Aufschluß von Außenbaufeldern im Sangerhäuser Revier 1963/1989 .....	73
2.1.5.1.	Westliches Nordfeld Thomas-Münzer-Schacht 1963/1967 .....	75
2.1.5.2.	Westfeld Thomas-Münzer-Schacht 1965/1974.....	75
2.1.5.3.	Baufelderweiterung Süd (Zahnradbahn) Bernard-Koenen-Schacht 1964/1970 .....	77
2.1.5.4.	Baufeld Allstedt 1968/1979 .....	79
2.1.5.5.	Westliches Südfeld Thomas-Münzer-Schacht 1975/1985 .....	80
2.1.5.6.	Hochscholle Nienstedt 1977/1984 .....	80
2.1.5.7.	Ostfeld Thomas-Münzer-Schacht seit 1980 .....	81
2.1.5.8.	Tiefscholle Osterhausen 1983/1989 .....	81
2.1.6.	Konzeption zum Aufschluß der übrigen Vorräte im Sangerhäuser Revier.....	83
2.1.6.1.	Baufeld Heldrungen .....	83
2.1.6.2.	Baufeld Heygendorf (Allstedt-Süd und Nord/Ost) .....	85
2.1.6.3.	Stadtpfeiler Thomas-Münzer-Schacht.....	85
2.1.7.	Spremberg, eine nicht erschlossene Kupfererzlagerstätte.....	85
2.2.	Technische Entwicklung im Bergbau .....	87
2.2.1.	Strecken und Flachenauffahrung.....	87
2.2.2.	Gewinnung und Förderung des Haufwerkes vor Streb .....	98
2.2.2.1.	Strebbau in der ersten Hälfte des 20. Jahrhunderts .....	98
2.2.2.2.	Die letzte Abbauperiode.....	104

2.2.2.2.1.	Mechanisierung des Bogenstrebens .....	106
2.2.2.2.2.	Abbau mit gerader Abbaufont .....	111
2.2.2.2.3.	Zusammenfassende Wertung der Anstrengungen zur Mechanisierung der Erzgewinnung bis zur Einstellung der Produktion .....	123
2.2.2.2.4.	Selektiver Abbau .....	126
2.2.2.2.5.	Kosten des Abbaues .....	128
2.2.3.	Gruben- und Schachtförderung .....	131
2.2.3.1.	Förderung unter Tage .....	132
2.2.3.2.	Hauptschachtförderung und Förderung über Tage .....	138
2.2.3.3.	Haldenförderung .....	142
2.2.3.4.	Materialtransport .....	143
2.2.3.5.	Seilfahrt und maschinelle Personenfahung .....	144
3.	Wasserzuflüsse in den Gruben und ihre Beherrschung .....	147
3.1.	Ursachen der Zuflüsse .....	147
3.1.1.	Süßwasserzuflüsse .....	147
3.1.2.	Salzwasserzuflüsse .....	149
3.1.3.	Chemismus der Wässer .....	150
3.2.	Maßnahmen im Kampf gegen die Zuflüsse .....	150
3.3.	Beispiele für die Auswirkungen der Zuflußtätigkeit .....	153
3.3.1.	Das Problem Salziger See .....	153
3.3.2.	Die Wassereinbrüche auf dem Otto-Brosowski-Schacht .....	155
3.3.3.	Das Zuflußgeschehen im Sangerhäuser Revier .....	155
4.	Zur Geschichte des Markscheidewesens im Mansfelder Kupferschieferbergbau .....	157
4.1.	Die Entwicklung der Instrumente .....	157
4.2.	Meßverfahren .....	159
4.3.	Die Grubenrisse .....	161
5.	Bergbauhalden .....	164
6.	Zwischen Schacht und Hütte: Kläubung, Aufbereitung und Transport .....	169
7.	Die Stilllegung des Bergbaus .....	176
7.1.	Vorbemerkung .....	176
7.2.	Allgemeine Bemerkungen .....	176
7.3.	Die Verwahrung der Mansfelder Mulde .....	177
7.3.1.	Die Verfüllung der Schächte .....	177
7.3.2.	Die Flutung der Mansfelder Mulde .....	178
7.4.	Die Verwahrung des Sangerhäuser Reviers .....	180
7.4.1.	Die Verwahrung der Schächte .....	180
7.4.2.	Die Flutung des Sangerhäuser Reviers .....	180
8.	Bergbauproduktionsbilanz .....	182

## II. Bergbau auf Kupferschiefer

### 1. Entwicklung des Bergbaus von den Anfängen bis zum Anfang des 20. Jahrhunderts

#### 1.1. Historische Kupferschieferbergreviere im Harzvorland

Das Kerngebiet der Kupferabscheidung mit bau- und schmelzwürdiger Kupferführung in der Lagerstätte war bestimmend für Abbauaufnahme und Bergbauentwicklung. Letztere erfolgte vom Ausgehenden des Kupferschiefers in Richtung Lagerstättentiefstes.

*Cyriacus Spangenberg* beschreibt Ende des 16. Jahrhunderts im vierten Teil seiner „Mansfeldischen Chronica“ den Anfang des Mansfelder Bergbaus wie folgt:

„Und umb dieselbige Zeit, als man 1200 nach Christi unseres Herrn Geburt geschrieben, soll sich auch das Bergwerk bey Heckstedt angefangen haben und solchs eben an dem Ort, so noch auf dem Kupferberge heißet, da die Schiefern zutage ausgestanden, - - - Dazumal sind zween Bergverstendige zu Heckstedt gewesen, deren einer mit Zunamen Neucke, der ander Nappian geheißten. Die haben den Schiefern zum ersten funden und gelanget, und als sie den in der Probe gerecht befunden, das Bergwerk angefangen und darnach glücklichen fortgetrieben und den Ort daselbst den Kupferberg genannt, weil derselbe Schiefer köstlich gut Kupfer, so auch Silber in sich gehalten, gegeben“.



**Abbildung 1:** Nappian und Neucke  
Konsolfiguren aus der Feldkapelle bei Welfesholz (gestiftet 1289)

Bodendenkmalfunde, die der ehrenamtliche Bodendenkmalpfleger *H. Friedrich*, Hettstedt, in den 80er/90er Jahren unseres Jahrhunderts machte, belegen frühe Kupfergewinnung um Hettstedt.

Westlich von Hettstedt, in oberer Hanglage rechts des Hadebornbach-Tales in unmittelbarer Nähe des Kupferschieferausbisses (b, Abbildung 2), barg er sich formierende Schlacken mit Einschlüssen von Kupferschiefer, Brauneisenerz, Kupferstein und Steinkohleresten (deren nächstes Vorkommen rd. 14 km

nordwestlich bei Meisdorf liegt), stalaktitenförmige Fließstrukturen schwarzer Schlacke, Kupferstein und metallisches Kupfer.

Lesefunde ähnlicher Schlacken machte der ehrenamtliche Bodendenkmalpfleger *U. Kästner*, Wettelrode, auf einer Wüstung in leichter Hanglage zwischen Lengefeld und Meuserlengefeld (c, Abbildung 2). Der Kupferschieferaustritt am Südharzrand ist einige 100 m von der Fundstelle entfernt.

Die hier dargestellten Fakten erscheinen zu den herausgearbeiteten Voraussetzungen zur Verhüttung des Kupferschiefers zunächst nicht korrelativ und bedürfen deshalb weiterer wissenschaftlicher Bearbeitung.

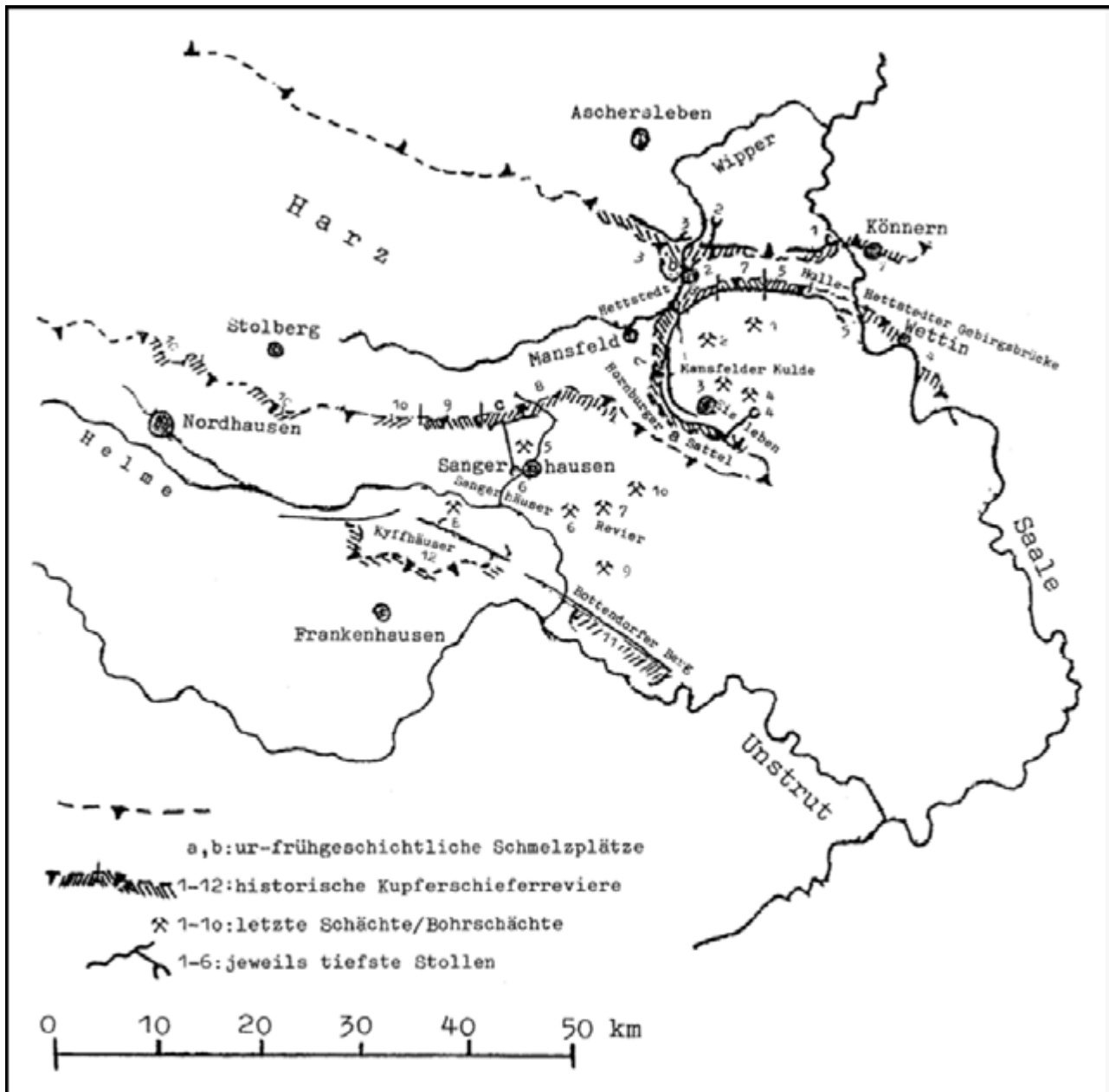


Abbildung 2: Kupferschieferreviere im südöstlichem Harzvorland



Der im südöstlichen Harzvorland historisch nachweisbare Kupferschieferbergbau erfolgte in einer Vielzahl von Revieren mit unterschiedlicher Regalhoheit (siehe Bezifferung der Reviere und Stollen, Abbildung 2).

*Nördlich der Halle-Hettstedter Gebirgsbrücke und am nördlichen Harzrand - auf dem „Nördlichen Flözzug“:*

1. Zwischen Könnern und der Saale (1446), südlich Könnern und westlich der Saale bei Strenz-Naundorf (1538/1566) sowie bei Golbitz (1700/1746) unter magdeburgischer bzw. brandenburg-preußischer Regalhoheit. Die Reviere wurden 1691 von der Rothenburger Gewerkschaft wieder aufgenommen, kamen 1810 an die Mansfeld'schen Gewerkschaften, die den Betrieb im Naundorfer Revier 1817 einstellten und wurden durch den Naundorfer- (1696) und Heinitz- (1795 bis 1810; 1832/1848) (1) sowie den Fuhner-Stolln (Golbitzer Revier) gelöst;
2. Jägersberger, Todthügeler, Rotheweller und Tresewitzer Zug östlich der Wipper (1725 bis 1811) unter brandenburg-preußischer (magdeburgischer) Regalhoheit. Sie kamen 1810 von der Rothenburger- an die Mansfeld'schen Gewerkschaften und wurden durch den Todthügeler-Stolln (vor 1743 bis 1811) gelöst (2);
3. Am nördlichen Harzrand zwischen Wiederstedt und Welbsleben (vor 1387 bis 1797), Lösung durch den Wiederstedter Stolln (vor 1630, 1677 bis 1797) (3), und den Jacob-Adolph-Stolln (vor 1630), Bergregal als Reichslehen, seit 1442 als kursächsisches Lehen der Mansfelder Grafen („Hettstedter Berg“);

*Südlich der Halle-Hettstedter Gebirgsbrücke, in der Mansfelder Mulde, um den Hornburger Sattel und am südlichen Harzrand - auf dem „Südlichen Flözzug“:*

4. Östlich der Saale bei Dobis und Wettin (1446) und bei Döblitz (1538/1566) unter magdeburgischer Regalhoheit;
5. Zwischen Gerbstedt und Friedeburg (1740 - 1816) unter brandenburg-preußischer Regalhoheit außerhalb der Mansfelder Berggrenze - Friedeburger Werk oder Gerbstedter Revier, 1810 von den Mansfeld'schen Gewerkschaften erworben; durch Langenthaler- und Straußhöfer-Stolln gelöst;
6. Zwischen Burgörner und Welfesholz außerhalb der Mansfelder Berggrenze (1200, 1536, 1715) mansfeld'sche, seit 1747 brandenburg-preußische Regalhoheit (Burgörner Revier), Lösung durch Hoheiter Stolln (1740), 1810 von den Mansfeld'schen Gewerkschaften erworben, 1815 eingestellt. Legendärer Ursprung auf dem Kupferberg bei Hettstedt östlich der Wipper;
7. Mansfelder Mulde innerhalb der Mansfelder Berggrenze zwischen Welfesholz und Gerbstedt-Kupferkammerhüttische Reviere (seit 1723) sowie zwischen Burgörner und Ziegelrode („Mansfelder Berg“) und zwischen Ziegelrode und Neckendorf („Eisleber Berg“) bald nach 1200 unter Mansfelder Regalhoheit als Reichslehen, seit 1485 von Kursachsen vergeben, von den 1672 - 1723 gegründeten fünf (bis 1797 sieben) „Mansfeld'schen Gewerkschaften“ wiederaufgenommen, wurde der Bergbau hier einschließlich des Burgörner Reviers kontinuierlich in die Tiefe fortgesetzt und bis 1969 betrieben. Die wesentlichsten Stolln waren: Roß-Stolln (1511), Krug-Stolln (1544), Rißdorfer-Stolln (1546), Gottlob-Glückauf-Stolln (1730), Erdebörner Stolln (1756), auf dem Eisleber Berg, Froschmühlen-Stolln (1698) (4) vorwiegend Eisleber Berg, Hundeköpfer-Stolln (vor 1630), Jakob-Stolln (vor 1630, 1772/1788, 1796/1812) auf dem Mansfelder Berg, Faulenseer Stolln (1536) auf dem Eisleber und Mansfelder Berg, Zabenstedter Stolln (1747/1758, 1807) vom Gerbstedter Revier bis zum Mansfelder Berg und der fast die gesamte Mansfelder Mulde von Friedeburg bis Wimmelburg umfahrende Schlüssel-Stolln (1754/1758, 1809/1879) (5). Auf seiner Gesamt-

länge von 31,06 km beträgt sein Anstieg zwischen dem Mundloch und den Otto-Schächten 8,13 m (0,26 ‰);

8. Westlich des Hornburger Sattels am Südharzrand Bergbau im kursächsischen Amt Sangerhausen 1372 erstmals erwähnt, wurde 1825 teilweise, 1832 gänzlich von den Mansfeld'schen Gewerkschaften erworben und bis 1885 betrieben. Lösung durch den Gonnaer (1544) und Segen Gottes Stolln (1830) (6). Nach Wiederaufnahmeversuchen 1922/1930 und 1942/1945 1947/1950 Neuaufschluß und unter Ausdehnung nach Westen und Süden in die Teufe bis 1990 gebaut;

9. Bergbau im Amt Morungen war 1408 bei dessen Erwerb durch die Mansfelder Grafen als Reichslehen, seit 1485 als kursächsisches Lehen bereits vorhanden. Nach 1648 wurde er bis Ende des 18. Jahrhunderts als „Leinunger Werk“ betrieben und 1812 von den Mansfeld'schen Gewerkschaften erworben;

10. Kupferschieferbergbau am Südharzrand in der Grafschaft Stolberg wurde bei Questenberg (1550), Rottleberode (12./13. Jahrhundert, 1714), Stempeda (12./13. Jahrhundert, Mitte 15. Jahrhundert, 1645, 1680) Hermannsacker (Mitte 15. Jahrhundert, 1570, 1645/1680), Buchholz (Mitte 15. Jahrhundert, 1570, 1645/1680, 1714/1758) und Ilfeld (1550, 1698/1701, 1750/1767) betrieben und durch den Tiefen Harzfelder Stolln (1734/1768) gelöst. Wiederaufnahmeversuche 1846/1860 (Questenberg, Ilfeld, Tiefer Harzfelder Stolln);

11. Der Kupferschieferbergbau am und auf dem Bottendorfer Berg wurde 1675 durch Sachsen-Weißenfels wieder aufgenommen und von der Familie *von Einsiedel* unter kursächsischem Bergregal 1703 bis 1781 betrieben;

12. Kupferschieferbergbau wurde am Südrand des Kyffhäusers bei Badra Steinhalleben - Rottleben (1411), Frankenhausen (1566), Udersleben/Ichstedt (1846) sowie an der Rothenburg (1623) und bei Kelbra (1728) unter Schwarzburgischer bzw. kursächsischer Regalhoheit aufgenommen und mit Unterbrechungen an einzelnen Stellen bis 1914 u. a. durch Siemens & Halske betrieben.

Eine Vergleichsübersicht über den Umfang der Kupferproduktion der vorstehend genannten Reviere - soweit bekannt oder schätzbar - gibt Anlage 1.

### **1.1.2. Die Erkundung auf Kupferschiefer durch Bohrungen**

Die Überprüfung des Kupferschiefers auf seine Bauwürdigkeit erfolgte bei den Alten, die am übertägigen Ausstrich des Kupferschieferflözes erste Abbauversuche begannen, innerhalb der Abbautätigkeit. Klarheit über den Metallgehalt des Erzes verschafften aber erst der Schmelzversuch oder die Verhüttung. Dabei ergab es sich, ob der Kupfergehalt oder der Anteil an Nebenmetallen einen Abbau lohnte.

Mit Fortschreiten des Abbaus in größere Teufen wurde die Auffahrung von Stollen und Strecken notwendig, um das Kupferschieferflöz für den Abbau zugänglich zu machen und nach dem Abbau abzuführen. Damit bestand die Möglichkeit der Beprobung des Erzes schon vor Beginn der Abbautätigkeit. Nach wie vor wurden aber relativ große Erzmengen für die Feststellung des Metallgehaltes gebraucht, denn er konnte nur über das Schmelzen ermittelt werden. Ein Vorteil war aber, daß die Vorausplanung des Abbaus und die Auswahl besonders reich vererzter Feldesteile nun längerfristig und exakter erfolgen konnten. Diese

Methode der Erkundung war aber wegen der Notwendigkeit des Auffahrens der Strecken nach wie vor zeit- und kostenaufwendig und damit auch in der Reichweite begrenzt.

Einen erheblichen Qualitätssprung in der Erkundung ermöglichte der Einsatz von Bohrgeräten, mit denen von über Tage aus weit vor dem Bereich des aktuellen Abbaus oder sogar in noch nicht in Abbau befindlichen anderen Revieren eine Überprüfung des Kupferschiefers auf seine Abbauwürdigkeit erfolgen konnte. Daneben war der Entwicklungsstand der Chemie ein Kriterium für die Anwendung der Bohrtechnik, denn es standen dann nur relativ kleine Erzmengen für die Analytik zur Verfügung.

Obwohl die Bohrtechnik z. B. für die Gewinnung von Wasser außerhalb von Europa schon vor der Zeitenwende angewendet wurde, entwickelte sie sich hier erst seit dem 18. Jahrhundert allmählich zu einem brauchbaren Instrument. Ihr eigentlicher Einsatz begann aber erst im 19. Jahrhundert. Einzelne Bohrungen wurden im Einflußbereich des Kupferschiefer- und des Kalibergbaus der Mansfelder Mulde bereits seit Anfang des vorigen Jahrhunderts niedergebracht. Aber erst gegen Ende des vorigen Jahrhunderts erfolgte eine intensivere Nutzung der Bohrtechnik zur Klärung von Fragen der Lagerstättenkunde oder von Sonderproblemen (z. B. Wasserführung des Gebirges).

In Anlage 2 sind für den Zeitraum nach 1890 bis zur Einstellung der Bergbautätigkeit auf Kupferschiefer, das sind 100 Jahre, die Bohrmeter und die Anzahl der Bohrungen pro Jahr dargestellt. Die Verteilung der Bohrarbeiten über den gesamten Zeitraum läßt vier zeitliche Schwerpunkte erkennen:

die Jahrhundertwende bis 1914,  
die dreißiger Jahre bis 1945,  
den Zeitraum 1947 bis 1965 sowie  
den Zeitraum 1979 bis 1991.

In diesen Zeiträumen wurden aus sehr verschiedenen Anlässen sowohl Einzelbohrungen als auch Bohrprogramme unter bestimmten Namen abgearbeitet.

Als Beispiele sollen die Bohrprogramme mit 20 und mehr Bohrungen genannt werden:

<b>Bohrprogramm</b>	<b>im Raum</b>	<b>Laufzeit</b>	<b>Bohrungszahl</b>
Mansfeld	Mansfelder Mulde, Revier Sangerhausen	1896 - 1922	76
Sangerhausen	Revier Sangerhausen	1935 - 1964	170
Burgsdorf	Mansfelder Mulde	1951 - 1961	81
Udersleben	Revier Sangerhausen	1951 - 1965	134
Friedeburg	Mansfelder Mulde	1952 - 1956	51
Wettin	Mansfelder Mulde	1953 - 1955	43
Edersleben	Revier Sangerhausen	1957 - 1962	59
Lengefeld	Revier Sangerhausen	1957 - 1962	20

Darüber hinaus wurden ca. 300 weitere Bohrungen im Rahmen kleinerer Programme oder als Einzelobjekte zur Erkundung von Schachtstandorten, zur Klärung hydrogeologischer und stratigrafischer Fragestellungen, zur Erkundung oder Nacherkundung der Randbereiche der Lagerstätte, zur Herstellung von Pegeln bzw. als technische Hilfsbohrungen für die Flutung der Gruben und deren Überwachung niedergebracht. Insgesamt wurden im genannten Zeitraum etwa 915 Bohrungen mit 488.500 Bohrmetern geteuft. Durchschnittlich sind

das rd. 534 Bohrmeter pro Bohrung. Die tiefste Bohrung zur Erkundung des Kupferschiefers wurde 1965 mit 1.586,3 m im Programm Udersleben als U 121 niedergebracht.

Die absolut tiefste Bohrung südlich des Harzes war die als Kartierungsbohrung angesetzte sog. Basisbohrung Querfurt, die im Jahr 1965 3.001,7 m Teufe erreichte und bei 1.382,5 m auch den Kupferschiefer aufschloß.

## **1.2. Die technische Entwicklung im Kupferschieferbergbau bis zum Anfang des 20. Jahrhunderts**

### **1.2.1. Gräberei, Talflanken- und Duckelbau (12./13. bis 15. Jahrhundert)**

Tiefbauarbeiten westlich Ahlsdorf/Helbra in den 1980er und industriearchäologische Arbeiten Anfang der 1990er Jahre bei Wettelrode legten Spuren der Gewinnung des Kupferschiefers von seinem Tagesaustritt bis ca. 2 m Teufe in offenen Gruben, die mit dem Abraum des benachbarten Schurfes verfüllt wurden, frei.

Wo der Kupferschieferausbiß von Quertälern durchzogen wird, tritt der Kupferschiefer an den Talflanken zwischen über- und unterlagernden Gebirgsschichten über den Talsohlen zutage. Hier boten sich günstige Ansatzpunkte für eine untertägige Kupferschiefergewinnung. Für den Aufschluß des Kupferschiefers in Teufen ab ca. 3 m oder in größerer Entfernung von den Talflanken waren Seigerschächte erforderlich. Mit diesen waren das Lockergebirge, in größerer Entfernung vom Ausgehenden auch Buntsandstein und Auslaugungsreste von Anhydriten und Salzen, zu durchsinken und in Bohlschrotzimmerung mit Wandruten und Einstrichen auszubauen. Darunter mußten bis zu 6 m mächtiger Zechsteinkalk mit Schlägel und Eisen durchbrochen werden, weshalb die Schachtquerschnitte auf ca. 0,7 m x 2 m beschränkt wurden. Der Abbau begann unmittelbar am Schacht und strebte allseits mit 40 cm bis 50 cm Höhe bis zu ca. 7 m vom Schacht zu Felde. Die Gewinnung der Schiefen erfolgte in liegender Stellung, unterstützt durch Feuer setzen mit Wellholz, mittels der Keilhau, die in abgeänderter Form (1866/1870 auswechselbare Keilhauenblätter) erst in den 20er Jahren des 20. Jahrhunderts restlos durch die Hackmaschine (druckluftbetriebener Abbauhammer) abgelöst wurde. Der abgebaute Raum wurde mit den zur Gewährleistung der Arbeitshöhe hereingewonnenen Bergen versetzt, wobei sternförmig vom Schacht ausgehende Fahrten ausgespart wurden, in welchen das Haufwerk in flachen Weidenkörben zum Schacht geschleppt wurde.

Die Schiefen, nicht im Versatz unterzubringende Berge und das Grubenwasser wurden mit dem Handhaspel ausgefördert, die Berge rings um den Schacht aufgehaldet.



**Abbildung 3:** Handhaspel

Die Möglichkeiten der Diffusionsbewetterung und mit zunehmender Baufeldgröße wachsende Zuflüsse begrenzten die Grubenfeldgröße dieses Duckelbaus, so daß in Abständen von ca. 15 m neue Schächte niedergebracht werden mußten.

Die Belegung eines Schachtes dürfte bei vier bis zehn Mann je Schicht gelegen haben, welche 2 t bis 4 t Schiefer pro Woche förderten, die vor Abfuhr zur Hütte noch gekläubt wurden (Auslesen und Abscheiden von Bergen und unschmelzwürdigen Schieferlagen).

### **1.2.2. Stollen- und Kunstbaue (16. bis 19. Jahrhundert)**

Bei ca. 30 m Teufe erreichte der vom Ausgehenden dem Einfallen des Kupferschieferflözes folgende Abbau den „Woog“ (Grundwasserspiegel).

Damit waren die technischen Grenzen des Duckelbaus erreicht. Aus tiefergelegenen Tälern mußten Stollen (1511 Roß-Stolln bei Helfta) zur Abführung der vom Bergbau „erschroteten“ Wasser herangeführt und im Streichen der Lagerstätte fortgetrieben werden.

Zur Gewährleistung der Frischwetterversorgung und zur Verkürzung der Fahr- und Förderwege mußten Lichtlochschächte in 100 m bis 150 m Abstand auf den Stolln geteuft werden. Mit den Stollen konnte das Wasser aus Abbauen von bis zu ca. 110 m Teufe (Faulenseer Stolln um 1600 bei Klostermansfeld) abgeleitet werden.

Diese Wasserlösung und der sich zwischen Schacht und Stollenmundloch einstellende durchgehende natürliche Wetterzug ermöglichten und die zunehmenden Schachtbaukosten erforderten größere Grubenfelder je Schacht.

Wo kein Stollen vorhanden war, mußte der Woog mit Taschhaspeln (1536 Hettstedt, Himmelshöhe) oder Heintzen (1538/1575 Hergisdorf) niedergehalten werden.



**Abbildung 4:** Taschwerk



**Abbildung 5:** Heintzen-Kunst

Auch nachdem Stollen herangebracht waren, wurden Heintzenkünste zur Wasserhebung aus Abbauen unter den Stollensohlen auf diese betrieben (1575 Hergisdorf). Damit gelangte man in eine Teufe von über 130 m oder über 40 m unter den Faulenseer Stolln (Benndorf, 1595). Auch vom Bergbau angetroffene, oberhalb des Woogs liegende Schlottenhohlräume wurden zur Ableitung der Grubenwässer genutzt (1603, Helbra-Ahlsdorfer Schlotten), was 10 m bis 15 m Teufe unter dem Faulenseer Stollen oder ca. 125 m absolute Teufe einbrachte.

Die Belegung je Schacht erhöhte sich leicht auf durchschnittlich ca. 13 Mann.

1630/1631 mußten der Mansfelder, 1634 der Sangerhäuser Bergbau wegen wirtschaftlicher Schwierigkeiten im Gefolge des Dreißigjährigen Krieges den Betrieb einstellen. Stollen und Schächte verbrachen, Künste verfielen. 1666 begann man in Mansfeld (Faulenseer), 1675 in Sangerhausen (Gonnaer) mit der Stollenaufwältigung.

Es stellte sich jedoch, u. a. wegen der oftmals unter Stollenniveau vorhandenen „Kunstbaue“, heraus, daß der Mansfelder Kupferschieferbergbau neue tiefere Stollen nötig hatte (1698 Froschmühlen-Stollen).

Inzwischen behalf man sich mit dem Auskuten der Halden nach schmelzwürdigem Gut und Nachlesebergbau über den Sohlen der alten Stollen.

Anfang des 18. Jahrhunderts kam Schwarzpulver im Mansfelder Bergbau zur Anwendung.

Vorher wurden die Stollen mit der Keilhau im Auslaugungsgebirge („Asche“) oder Stinkschiefer aufgefahren, weil ihre Auffahrung im darunterliegenden Zechsteinkalk Schlägel und Eisen erfordert hätte. Dadurch ließen die Stollen ihre Wässer in darunterliegende Kunstbaue fallen.

Durch das „Schießen aus dem Vollen“ konnten die Stollen unter Nachriß des Zechsteinkalkes und Ausritzen des Liegendsandsteins ins Kupferschieferflöz gelegt werden.

Diese (zweite) Stollenbauperiode dauerte bis 1879. Von 1809 (1743/1758) bis 1879 wurde der Mansfelder Schlüsselstollen (+71,6 m) 31,06 km von Friedeburg bis Wimmelburg aufgefahren und brachte um 1850 südlich Helbra ca. 176 m Teufe ein. Der Abstand seiner Lichtlöcher lag bei rd. 500 m. Ihm laufen noch immer alle Grubenwässer zu und werden zur Saale abgeführt.

Im Sangerhäuser Revier wurde der Vortrieb des alten Gonnaer Stollns, der um 1800 im Kreuzschächter Revier ca. 125 m Teufe einbrachte, 1828 (östliches) bzw. 1848 (westliches) Flügelort) eingestellt und von 1830 bis 1855 der 46 m tiefere Segen Gottes Stolln (+142 m NN) mit 4,9 km Querschlag ans Flöz gebracht. Mit seinen anschließend aufgefahrenen insgesamt 4,5 km Flügelorten endete der Stollenbau auch hier.

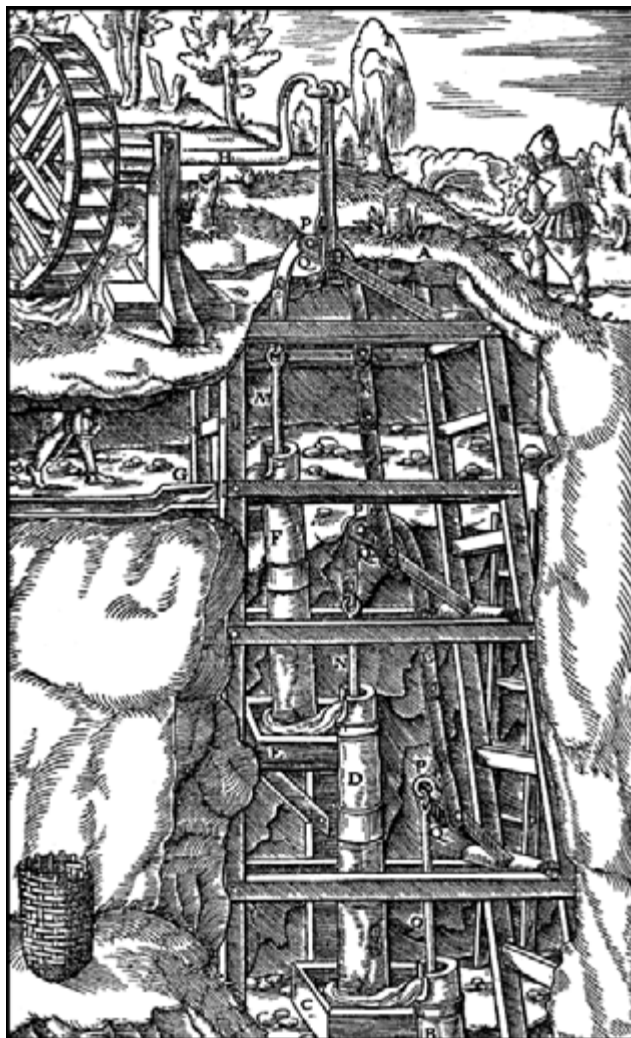


Abbildung 6: Pumpenkunst

Auch während der Stollenbauperiode nach dem Dreißigjährigen Krieg wurden Kunstbaue unter den jeweiligen Stollensohlen angelegt. Hierfür kamen satzweise im Schacht angeordnete Kolbenpumpen zum Einsatz, deren Antrieb durch übertägig (1677 Ölgrunder Radkunst, Wiederstedt) oder untertägig aufgestellte (1739 Helftaer Kunst) oberflächliche Wasserräder erfolgte. Letztere Anordnung erforderte Aufschlagwasser aus oberen Stollen oder deren Sammlung hinter Dämmen im Alten Mann über dem Stollen. Bei Aufstellung des Rades an einem fließenden Oberflächengewässer erfolgte die Kraftübertragung durch Kunstgestänge (1748 Amtsbreiter Gestängekunst, 1753 Gestängekunst LL 30 Todthügeler-Stolln).



**Abbildung 7:** Gestängekunst

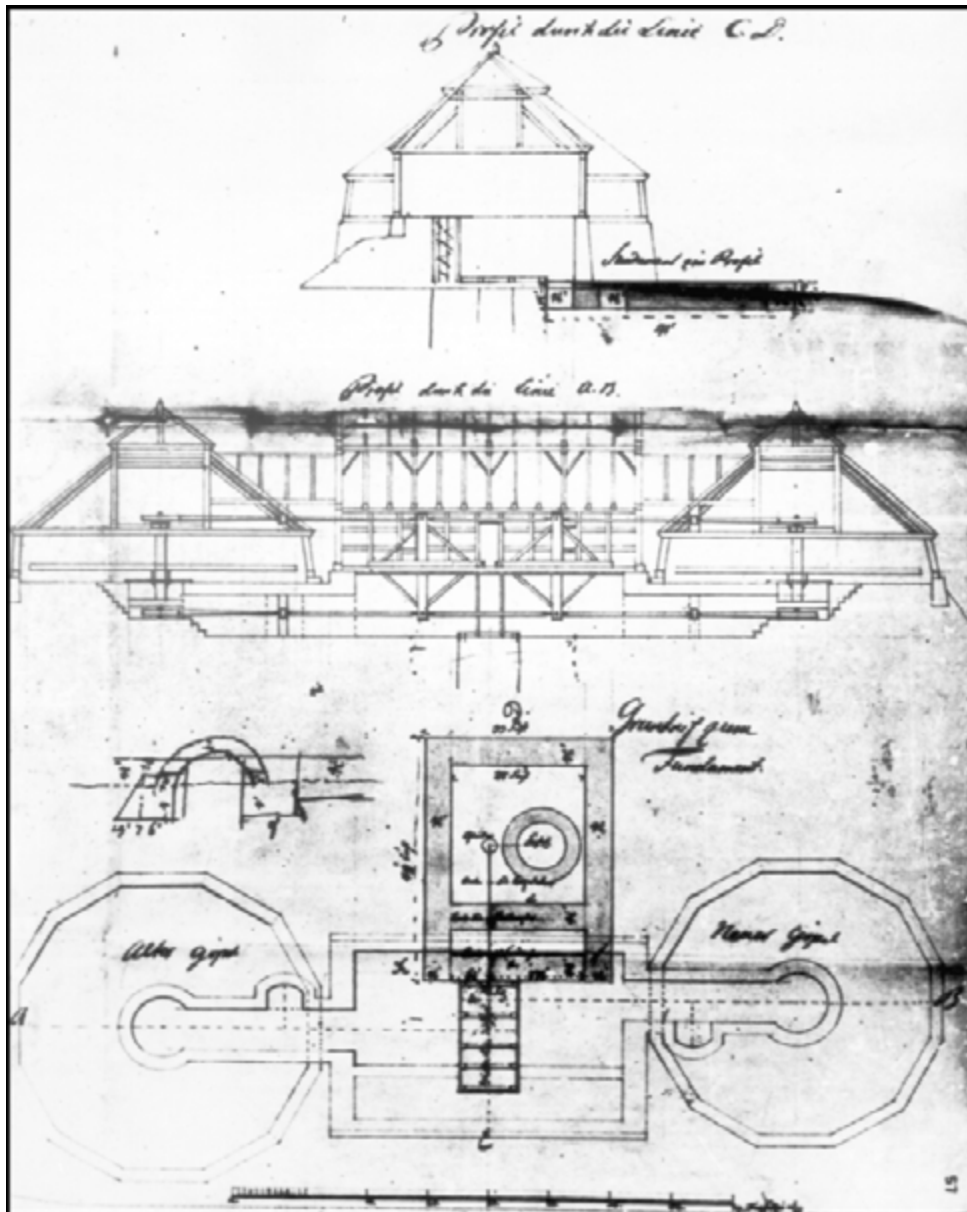
Um in trockenen Zeiten genügend Aufschlagwasser zu haben, wurden Sammelteiche angelegt (1677 Ölgrundteich, 1728/1843 Kunstteich Wettelrode).

Auch Pferde kamen zum Pumpenantrieb weiterhin zum Einsatz (1770 Göpelkunstschacht Burgörner Revier).

1785 begann der Einsatz der Dampfmaschine zum Pumpenantrieb (Burgörner Revier). Mit deren Hilfe gelangte um 1850 der Abbau auf der V. Gezeugstrecke am Schacht W (Wimmelburg) 77 m unter den Froschmühlen-Stollen bzw. in eine absolute Teufe von ca. 150 m. Demgegenüber kamen die Roßkünste ca. 30 m (Göpelkunstschacht), Radkünste 40 m bis 50 m und Gestängekünste ca. 60 m unter das jeweilige Stollenniveau. 1845 wurde am Carolus-Schacht bei Wettelrode auf dem Gonnaer Stolln eine Wassersäulenmaschine zum Antrieb der Pumpen auf der 22 m unter dem Stollen aufgefahrenen Tiefbausohle (134 m Teufe) in Betrieb genommen. Diese Wasserkolbenmaschine nutzte die 112 m Wassersäule der Triebwasserleitung in der Schachtröhre. Nach dem Umsteuern des Zylinders wurde das Triebwasser auf dem Stollen abgeschlagen. Zunehmender Aufwand für tiefere Schächte und Künste erforderte größere Förderleistungen, die mit den Handhaspeln nicht mehr zu bewältigen waren. Pferdegöpel (1800 vierspänniger Göpel, Schacht E, Helbra 123 m), kamen für höhere Förderleistungen aus größeren Teufen zum Einsatz. Der letzte wurde 1866 auf dem Martins-Schacht bei Kreisfeld abgeworfen. Daneben blieben bei kleineren Förderleistungen, auch aus größeren Teufen, Handhaspel im Einsatz (1852 Ludwig-Schacht bei Welfesholz, 122 m Teufe).



1832 erhielt der Bückling-Schacht bei Helbra eine Dampffördermaschine zur Schachtförderung von dem in 148 m Teufe befindlichen Froschmühlen-Stolln.



**Abbildung 8:** König-Friedrich-Kunstschaft, Burgörner Revier

Auch Wasser wurde zum Antrieb von Fördereinrichtungen genutzt. Wo Wasser übertage (Carolus-Schacht 1849) oder aus einem oberen Stollen (Müller-Schacht 1847) zur Verfügung stand und das Betriebswasser auf einen unteren Stollen abgeschlagen werden konnte, wurden Wassergewichtsbalancen zum Antrieb der Seiltrommeln der Schachtförderung eingesetzt.

Die Förderteufen betragen auf dem Carolus-Schacht 134 m und auf dem Müller-Schacht 118 m.

Bereits 1861 war auf dem Martins-Schacht eine Wassersäulenmaschine zur Flächenförderung in Betrieb genommen worden. Im Flachen vom Carolus-Schacht zum Segen-Gottes-Stollen wurde eine Wasserbalance zur Wagenförderung bis zum Füllort (24 m seiger) eingerichtet.

Ausgedehntere Grubenfelder und stärkere Belegung (1812 Schacht E, 300 Mann) erforderten eine Verstärkung des natürlichen Wetterzuges. Hierfür wurden übertägige (Mitte 18. Jahrhundert Kämpfer Revier Wettelrode) und untertägige (1873/1895 Wetterschacht IV des LL 26 S) Wetteröfen eingesetzt.

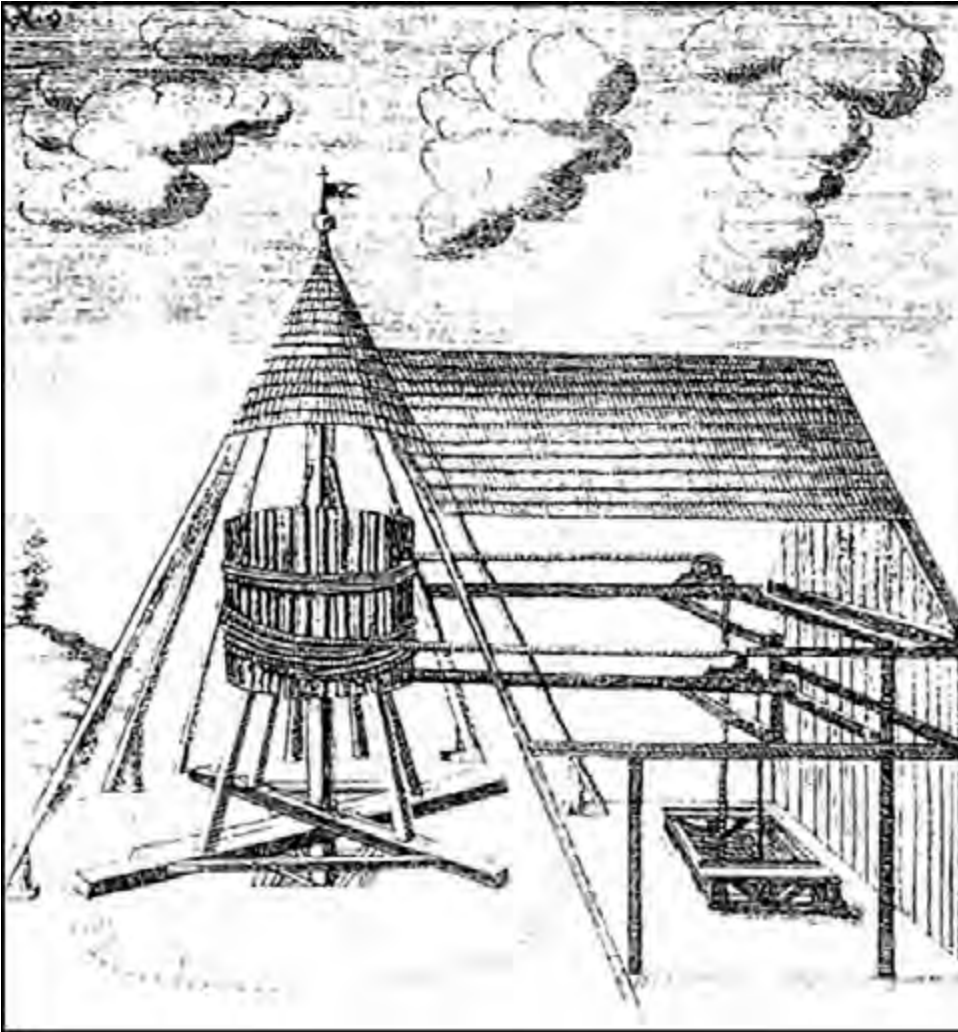


Abbildung 9: Göpelförderung

### 1.2.3. Mit Dampf in die Teufe (1864 bis 1900/1905)

Im Jahre 1864 wurde mit dem Teufbeginn der Ernst-Schächte I und II (Helbra) und des Eduard-Schachtes I (Burgörner) die Periode des planmäßigen Tiefbaus unter den Sohlen der tiefstmöglichen Stolln eingeleitet, im Sangerhäuser Revier folgte 1875/1876 das Verteufen des Röhrig-Schachtes (Wettelrode) um 132 m von der Segen-Gottes-Stolln-Sohle zur 1. Sohle (+24 m NN).

Dem war seit dem ersten Einsatz von Dampfmaschinen zur Wasserhaltung (1785) und Schachtförderung (1832) die Einführung weiterer technischer Neuerungen im Kupferschieferbergbau vorausgegangen:

- Eiserne Seile zur Schachtförderung (1837 Wassermann-Schacht),
- Förderwagen in den Sohlenstrecken (1846 Martins-Schacht),
- Fahrkunst im Schacht (um 1850 Schmid-Schacht, 184 m),
- Dampfmaschinen zur Flächenförderung (um 1860 Erdmann-Schacht),
- Gestellförderung (1860 Zimmermann-Schacht) sowie
- Pferdeförderung in Querschlag und Sohlenstrecke (1860 Zimmermann-Schacht, Bolze-Schacht).

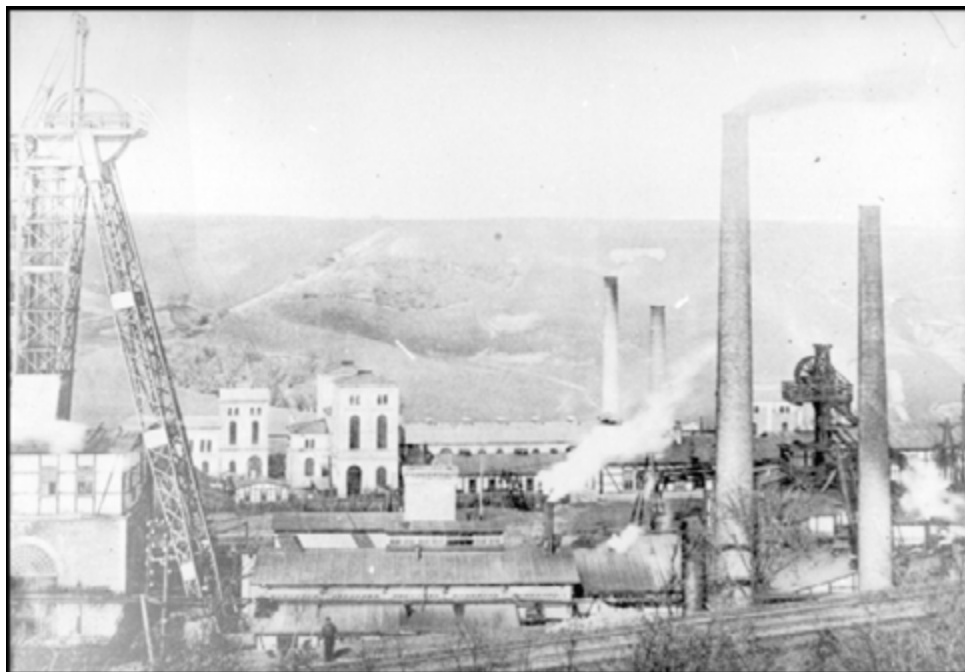
1868 wurde auf den Eduard-Schächten die Fahrung auf den Fördergestellen („Körben“) eingeführt.

1879 wurden auf dem Sander-Schacht ein Roots Blower, 1880 auf dem Eduard-Schacht ein Guibalventilator zur Erzeugung des Hauptwetterstromes aufgestellt.

Mit diesem technischen Stand, der sich in den folgenden Jahrzehnten weiterentwickelte, nahm man den Aufschluß der Schachtanlagen Eduard (1864), Ernst (1864), Segen Gottes (1864), Otto (1865), Niewandt (1866), Freiesleben (1868), Glückhilf (1872), Röhrig (1875), Clotilde (1879), Hohenthal (1887), Zirkel (1891) und Hermann (1899) in Angriff.

Dabei teufte man, außer beim Röhrig-, Zirkel- und Clotilde-Schacht, zwei bis vier Schächte von 2,8 m bis 4,8 m Durchmesser im Lichten im geringen Abstand nebeneinander.

Die Gründe hierfür waren, daß bei übertägiger Aufstellung eines Hauptgrubenlüfters die betreffende Schachtröhre für andere Aufgaben ausfiel, außer den Steigleitungen entweder Dampfleitungen für untertägige Pumpenantriebe oder Antriebsgestänge für übertägigen Pumpenantrieb im Wasserhaltungsschacht untergebracht werden mußten, erhöhte Wasserzuflüsse oder Kapazitätserweiterungen weitere Schachtröhren erforderten.



**Abbildung 10:** Otto-Schächte um 1900

Beim Abteufen der Schächte kam es im Bereich des Auslaugungsgebirges der Zechsteinserie vielfach zu so großen Wasserzuflüssen, daß die Schächte von benachbarten, bereits in größere Teufe gelangten und mit Wasserhaltungen ausgerüsteten Schachtbaufeldern mit Querschlägen unterfahren und auf diese über Bohrlöcher entwässert werden mußten. Für annähernd wasserdichte Schachtmauerung wurden Klinker und aus Zechsteinkalk gebrannter „Mansfelder Zement“ oder auch Tübbings eingesetzt. Die Wasserhaltungsschächte erhielten Querschläge zum Schlüssel-Stolln. Die Schächte wurden auf die 2. (-48,8 m NN) bis 5. Sohle (-235,1 m NN) niedergebracht und erreichten Schachtteufen von 245 m bis 480 m.

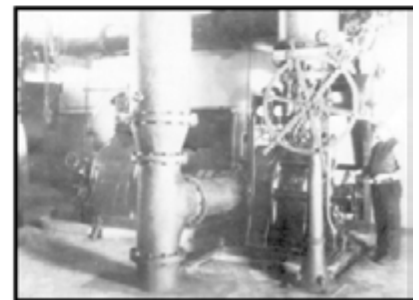
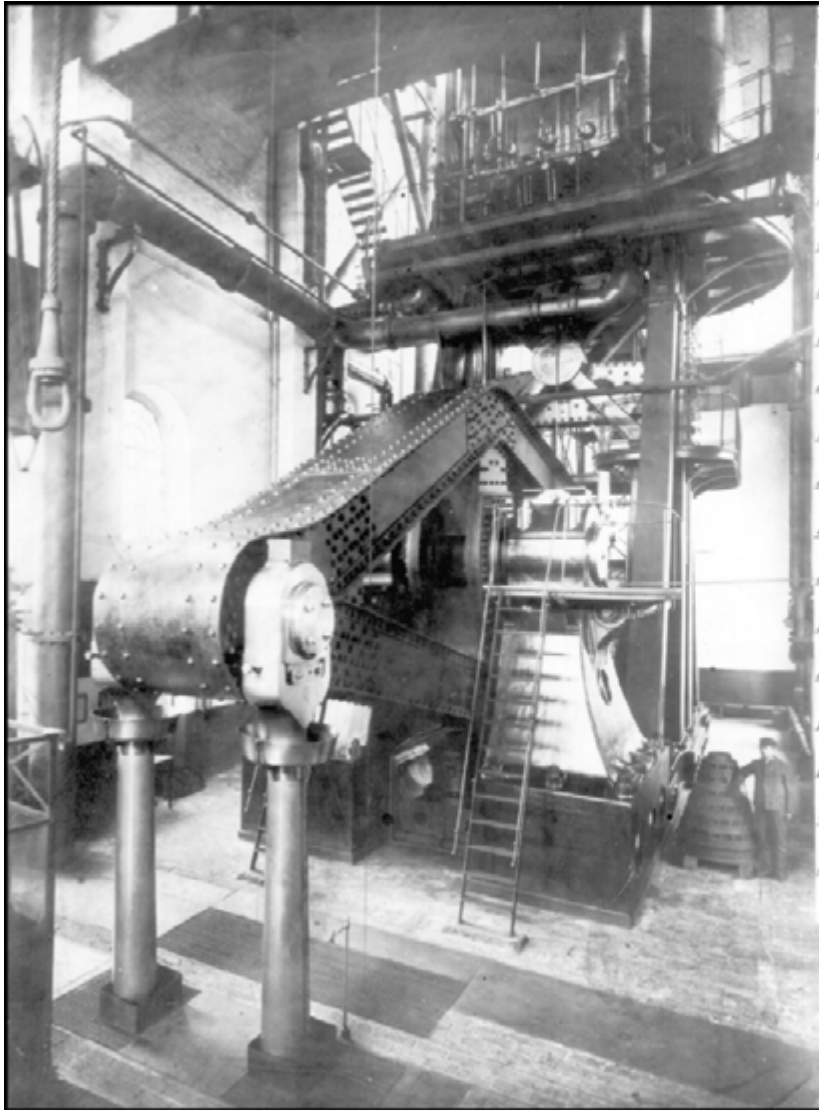
Für das Feld einer Schachtanlage versuchte man folgende Zuschnittsgrößen einzuhalten:

Seigerer Sohlenabstand 30 Lachter (62,5 m), das ergab je nach Flözeinfallen flache Bauhöhen zwischen zwei Sohlen von 400 bis 700 m; Zuordnung von vier Bauhöhen zu einer Schachtanlage (drei über und eine unterhalb des Füllortsohlenniveaus).

Das ergab 2.000 m bis 2.800 m flache Baufeldausdehnung, sowie 3.000 m bis 4.500 m streichende Baufeldausdehnung, diese wurde durch dem Flözeinfallen folgende Auffahrungen von Sohle zu Sohle („Flachen“) in 700 m bis 1.000 m Abstand unterteilt.

Dieser Streckenbedarf je Schachtfeld und die Vielzahl der Schachtanlagen erforderten Verbesserungen im Streckenvortrieb. Das Bohren der Sprengbohrlöcher von Hand wurde mechanisiert; 1883 setzte man Fröhlich'sche Druckluft- und Brandt'sche Druckwasserbohrmaschinen ein, nachdem bereits 1866/1870 Dynamit anstelle von Schwarzpulver für Gesteinsarbeiten zum Einsatz gekommen war.

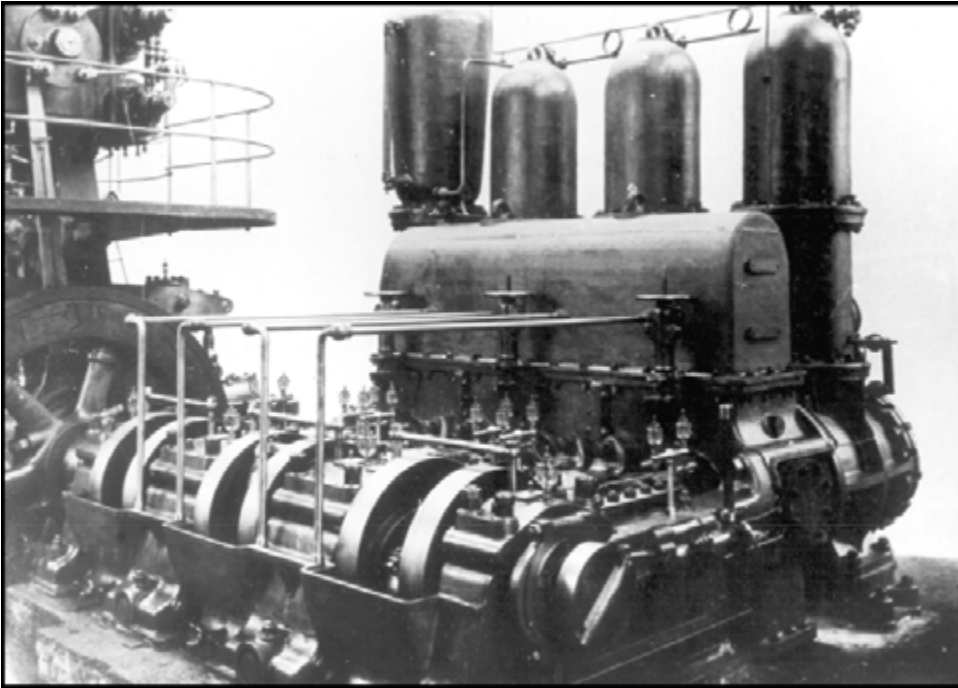
Die hierfür erforderliche Druckluftherzeugung ebnete auch Druckluftwerkzeugen den Weg; 1888 Jäger'sche Spannsäulen-Gesteinsbohrmaschine für Strebschießerarbeit, 1890/1900 Spannsäulenbohrhämmer zum Flözschrämen und Sprenglochbohren vor Streb, daneben druckluftbetriebene Haspel, Pumpen und Ventilatoren. Der Abbau erfolgte, ausgehend vom Fußpunkt eines Flachen auf der unteren Sohle, in der Regel in streichender Richtung. Bei voll aufgehauenen Flügeln erstreckte sich der Streb von Sohle zu Sohle, wenn nicht flache Bauhöhen über 400 m bis 450 m aus gebirgsmechanischen Gründen eine Unterteilung durch abgesetzte Stöße erforderten. Aus dem gleichen Grund erhielten die Strebe auch eine leichte Bogenform. Dem Abbau nachfolgend wurden im Abstand von 300 m Bremsberge von der unteren Sohlenstrecke aus aufgefahren, an die sich im Abstand von ca. 42 m streichende Abbaustrecken anschlossen. Von diesen gingen die im Abstand von 10 m diagonal im Versatz ausgesparten Fahrten bis vor Streb. Wo diese auf die Abbaustrecken mündeten, erfolgte die Umladung des Haufwerkes aus den Strebhunten in die Förderwagen (vergleiche Anlage 10).



**Abbildung 11:** Gestängepumpe (Ernst-Schacht)

Die Grubenbaue der Tiefbauanlagen gelangten unter den Randbereich der Steinsalzverbreitung, in welchem sich wassergefüllte Schlottenhohlräume befanden, aus denen 1884, 1889, 1890, 1892 und 1907 plötzliche Wassereinträge mit Schüttungen von bis zu 200 m<sup>3</sup>/min und bis zu 30 Millionen m<sup>3</sup> insgesamt (1892), zusätzlich zu den 21,4 m<sup>3</sup>/min „Normalzufluß“, in die Gruben erfolgten und große Teile derselben zeitweise ersoffen.

Der Weiterbetrieb des Kupferschieferbergbaus erforderte ein Wasserhaltungssystem, das 1899 dem Schlüssel-Stollen 200 m<sup>3</sup>/min zuheben konnte und dessen Maximalauslastung 1893 82 m<sup>3</sup>/min im Jahresdurchschnitt betrug. Dazu wurden in den 80er Jahren des 19. Jahrhunderts auf der 2. bis 4. Sohle Gestängepumpen mit übertägigem Dampftrieb (Ernst-Schacht IV mit hydraulischem Gestängemasseeausgleich bei 4 m Hub und 950 mm Kolbendurchmesser 16,8 m<sup>3</sup>/min) und in den 90er Jahren des 19. Jahrhunderts auf der 3. bis 5. Sohle Kolbenpumpen mit untertägigem Dampftrieb (Hohenthal-Schacht Riedler'sche Expansionspumpenmaschine mit Expresspumpen 25 m<sup>3</sup>/min) aufgestellt.



**Abbildung 12:** Riedlersche Dreifach-Expansions-Pumpmaschine, 1900  
(Hohenthal-Schacht, 4. Sohle)

Die für Wasserhaltungsantriebe insgesamt installierte Dampfmaschinenkapazität betrug 1899 16.588 PS. Schachanzahl und Teufe, Feldesgröße und Ausrüstungsaufwand entsprechend, stiegen die Belegschaftszahlen je Schachtanlage auf ca. 1.100 bis 2.000 Mann (Hohenthal-Schacht max. 3.500 Mann). 1899 förderten zehn Schachtanlagen mit einer Gesamtbelegschaft von 14.365 Mann 659.524 t Minern. Der Röhrig-Schacht und damit das Sangerhäuser Revier waren 1885 eingestellt worden.

Zu dieser, durch den hohen Investitionsbedarf für die notwendigen Wasserhaltungsanlagen in der Mansfelder Mulde erforderlichen Betriebskonzentration, haben im Verhältnis zu Mansfeld in Sangerhausen geringere Kupfer- (2,4 % zu 2,9 %) und Silberführung (60 g/t Erz zu 150 g/t Erz) sowie die ungenügende Kupferführung im Bereich der 1. Sohle Röhrig-Schacht beigetragen.

Um die Wende des 19./20. Jahrhunderts begann die Elektroenergie die Dampfergie im Kupferschieferbergbau zu ersetzen, z. B. 1905 die elektrische Hauptschachtfördermaschine Hermann-Schacht oder 1907 die Elektroantriebe von Kolbenpumpen auf der 5. Sohle Hohenthal-Schacht.

## **2. Die Entwicklung des Bergbaus im 20. Jahrhundert bis zur Stilllegung**

### **2.1. Großschachtanlagen mit Außenbaufeldern im 20. Jahrhundert Die Wiederaufnahme des Sangerhäuser Reviers und das Abwerfen der Mansfelder Mulde**

#### **2.1.1. Die Betriebskonzentration auf Großschachtanlagen in der Mansfelder Mulde 1906/1927**

Anfang des 20. Jahrhunderts war die Erschöpfung der meisten, seit 1864 mit Tiefbauanlagen bis zur zweiten (-48,8 m NN), dritten (-109,6 m NN), vierten (-173 m NN) und fünften Sohle (-237 m NN) in Angriff genommenen Schachtbaufelder abzusehen.

Zu deren Ersatz wurden

1900/1906 bei Heiligenthal der Paul-Schacht (Abbildung 2, Nr. 1)

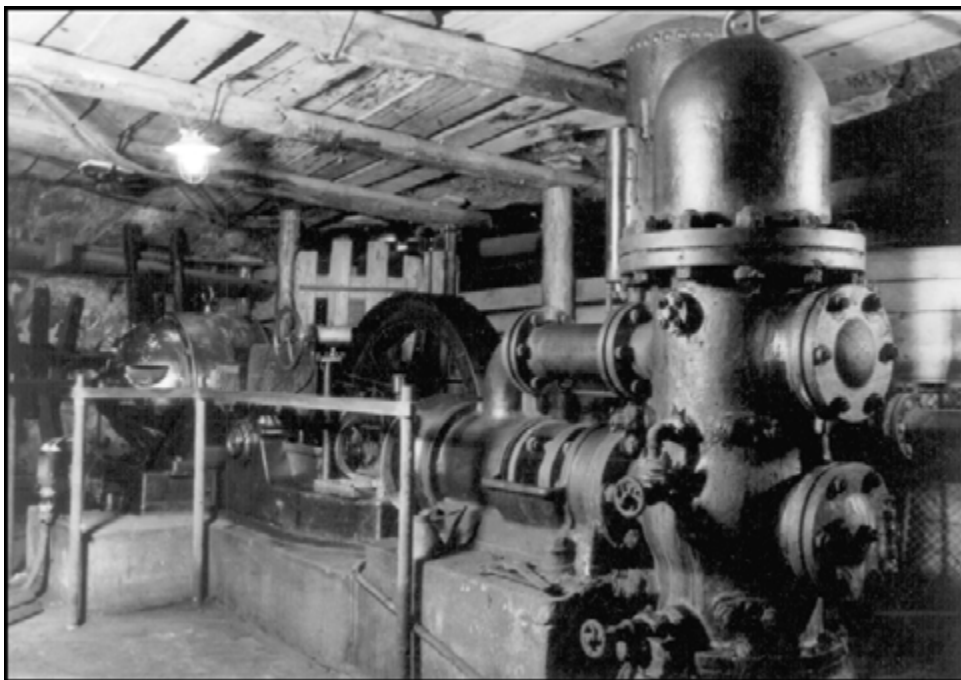
1906/1907 bei Volkstedt der Wolf-Schacht (Abbildung 2, Nr. 3) und

1906/1909 bei Hübitz der Vitzthum-Schacht (Abbildung 2, Nr. 2) bis zur 7. Sohle (-360,7 m NN) sowie

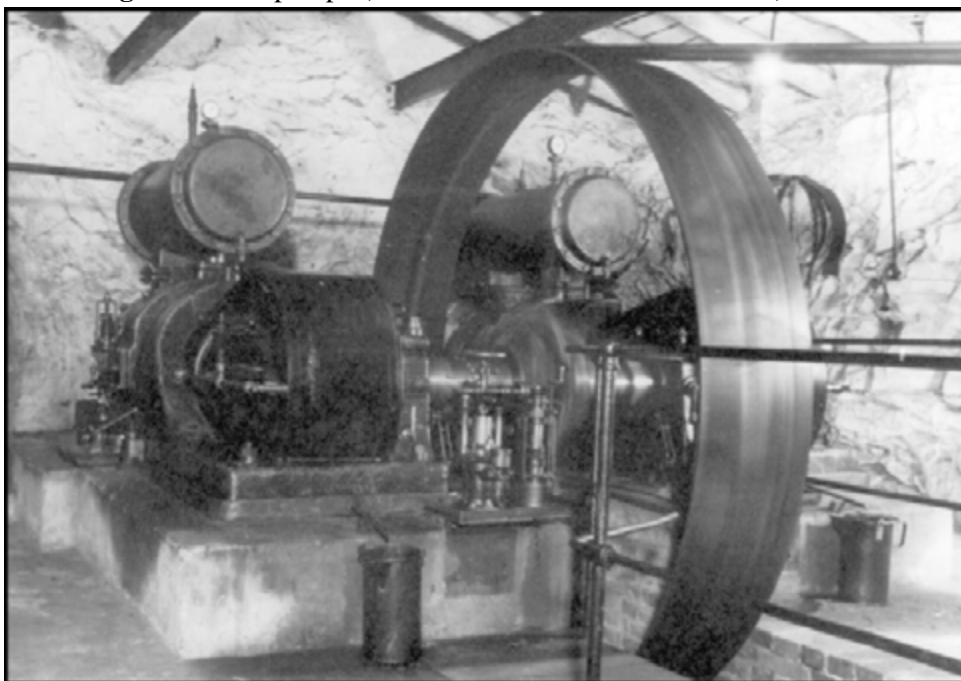
1907/1908 bei Unterrißdorf der Dittrich-Schacht (Abbildung 2, Nr. 4) bis zur 8. Sohle (-423,5 m NN)

geteuft.

Diese bis zu ihren Füllorten 542 m bis 581 m tiefen Schächte erhielten lichte Schachtdurchmesser von fünf (Paul-Schacht) bzw. sechs Metern. Wegen des Einsatzes von Elektroenergie und Druckluft als Antriebsmedium, der Nutzung aus der Förderung genommener Schächte auf oberen Sohlen (Glückhilf-, Zirkel-, Hoffnung-Schacht) für den ausziehenden Wetterstrom, die untertägige Aufstellung der Hauptgrubenlüfter und der über die Ritzstrecke 5. Sohle gegebenen Verbindung zu den Hauptwasserhaltungen Hohenthal- (fünfte zur dritten Sohle) und Ernst-Schacht (3. Sohle zum Schlüssel-Stollen) sowie Niewandt-Schacht (5. Sohle zum Schlüssel-Stollen) war es möglich, alle notwendigen Schachtfunktionen (Förderung/Materialtransport, Seilfahrt, Hauptwetterführung, Energieversorgung und Wasserhaltung) bis zur 5. Sohle mit jeweils einer Schachtröhre zu erfüllen. Das Feld unterhalb der 7. Sohle lag im wesentlichen unter Steinsalzüberdeckung. Katastrophale Wasserzuflüsse wurden unterhalb des Niveaus der 7. Sohle nicht erwartet. Deshalb erhielt die 7. Sohle als letzte eine ihr parallele Ritzstrecke. In dieser liefen die Grubenwässer den Hauptwasserhaltungen 7. Sohle zu.



**Abbildung 13:** Kolbenpumpe (Ernst-Thälmann-Schacht, 9. Sohle)



**Abbildung 14:** Kompressoren (Vitzthum-Schacht, 7. Sohle)

Die Abbauaufnahme auf den neuen Schächten erfolgte zwischen 1906 und 1915. Die streichende Baufeldausdehnung auf der 7. Sohle betrug zwischen dem Wolf- und dem Vitzthum-Schacht etwa 3,5 km, zwischen letzterem und dem Paul-Schacht 3,6 km.

Im Jahre 1909 stellten die Glückhilf-Schächte ihre Förderung ein.

Es folgten:

1910 die Eduard-Schächte,

1911 die Otto-Schächte,



1913 die Niewandt-Schächte,  
1917 die Freiesleben-Schächte und noch  
vor 1924 die Ernst-Schächte.

Die Belegung der Großschachtanlagen erreichte 3.000 (Paul-Schacht 1913) bis 4.000 (Wolf- und Vitzthum-Schacht 1924) Mann je Schachtanlage.

Im Jahre 1924 wurden die auf der 4. und 5. Sohle stehenden Hermann-Schächte abgeworfen. Auf den weiteren Abbau ihres Feldes unterhalb der 5. Sohle mit einer Kupferschüttung von 6 kg bis 7 kg Cu/m<sup>2</sup> Flözfläche in den unteren 11 cm des Flözes (23 kg Cu/t Schieferen) wurde verzichtet.

Von den bis zum Kupferschiefer geteufte Schächten hatten der Wolf-Schacht bei 430 m Teufe und der Dittrich-Schacht bei 321 m und 380 m Teufe auch Füllortanschlüsse im Kalilager Staßfurt. Der Kaliabbau endete 1921 mit dem Kalistillegungsgesetz. Für die Kupferschiefergewinnung hat der Dittrich-Schacht, außer als Nebenschacht für den Wolf-Schacht, wegen des in ihm vorliegenden armen Hermann-Schächter Feldes keine Bedeutung erlangt.

1927 mußte der auf der 5. Sohle stehende Zirkel-Schacht wegen Erschöpfung des Feldes die Förderung einstellen. Im gleichen Jahr wurden die Schachtförderung des inzwischen bis zur 9. Sohle (-486,2 m NN) verteufte Vitzthum-Schachtes bis dorthin verlängert und der Paul-Schacht als Reserveanlage stillgelegt.



**Abbildung 15:** Ansicht Vitzthum-Schacht (Luftbild)

Die mit Abteufen des 124 m tiefen Barbara-Schachtes bei Pölsfeld 1922/1923 und der Aufwältigung des Röhrig-Schachtes 1923 begonnenen Untersuchungsarbeiten zur Wiederaufnahme des Sangerhäuser Bergbaus mußten in der herannahenden Weltwirtschaftskrise 1927 auf dem Barbara- und 1929 auf dem Röhrig-Schacht wegen ungenügender Kupferführung wieder eingestellt werden.

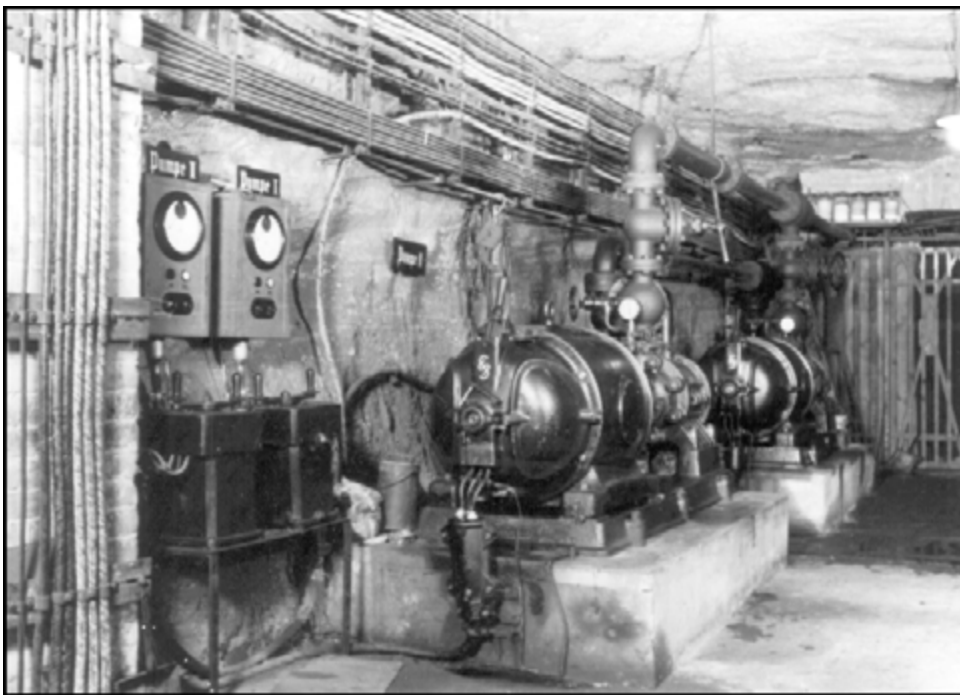
Für den Aufschluß des Kupferschiefers auf der 9. Sohle vom Vitzthum-Schacht aus mußte ein 1.800 m langer Querschlag im Profil 4 m x 4 m durch dessen Liegendes aufgefahren werden.

Seit 1927 konzentrierte sich der Kupferschieferabbau zu 75 % auf die Schächte Wolf und Vitzthum. Daneben erfolgte die Förderung auf den Schächten Clotilde von der 4. und Hohenthal von der 5. Sohle. Auf letzteren beiden Schächten wurden neben Schiefen vor allem kupferhaltige Fäule als kalkreicher Zuschlag zum Rohhüttenmöller gewonnen.

Um 1932 förderten die Schächte Wolf und Vitzthum jährlich rd. 714.200 t Minern (Schiefern und kupferhaltige Dachberge). Dazu kamen noch ca. 140 % oder rd. 1 Million t taube Berge, so daß durchschnittlich 2.800 t oder 5.600 Wagen je Großschachanlage und Tag gefördert wurden.

Mit dem Ausbau der Großschachanlagen erweiterte sich der untertägige Einsatz von Elektroenergie und Druckluft. 1922 erhielt die Wasserhaltung Ernst-Schacht eine elektrisch angetriebene Zentrifugalpumpe mit 15 m<sup>3</sup>/min Förderleistung. In der Sohlenförderung ersetzten elektrische Oberleitungsloks die Pferde, die jedoch noch bis zur 10. Sohle (-548 m NN) im Einsatz waren. Im Jahre 1930 wurden unter Tage auf dem Vitzthum-Schacht noch 15, auf dem Wolf-Schacht 39 und auf dem Hohenthal-Schacht sechs Pferde in der Förderung eingesetzt, ehe sie Ende der 1930er Jahre/Anfang der 1940er Jahre aus der Untertagetätigkeit gänzlich ausschieden.

Durch die Druckluftversorgung der Strebe seit 1925 lösten Bohr- und Abbauhämmer Handbohren und Keilhauen vor Streb ab.



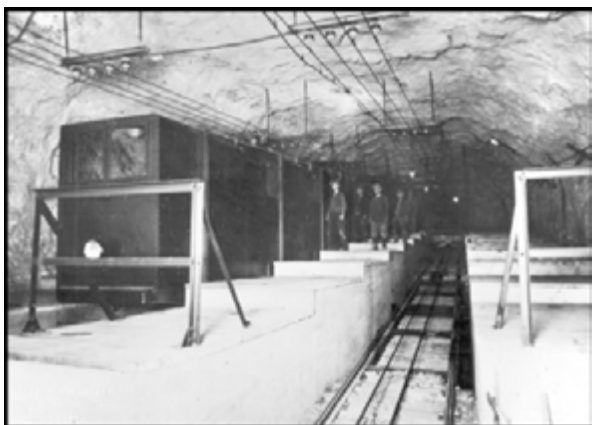
**Abbildung 16:** Kreiselpumpen (Vitzthum-Schacht, 1949)

Gleichzeitig wurde das Trecken in den Strebfahrten durch Einführung von Schüttelrutschen bzw. eisernen Kipphunten an Stelle der Holzunte und elektrische Säulenhassel abgelöst. Damit wurde das Vorrichtungsschema auf 85 m - 150 m Brems- (Maschinen)berg- und 60 m - 80 m Abbaustreckenabstand bei 25 m Strebfahrtenabstand verändert.

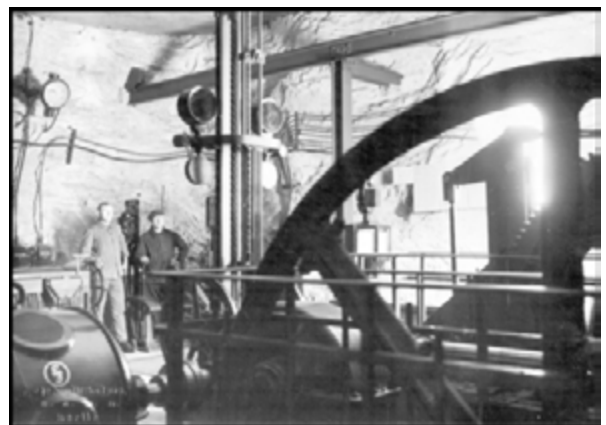
### 2.1.2. Neuartige technische Lösungen für die Baufelderweiterungen in der Mansfelder Mulde 1932 bis 1963

Von den 1,5 Millionen m<sup>2</sup>/a Gesamtabbaufläche entfielen um 1930 je 500 bis 600 Tm<sup>2</sup>/a auf die beiden Großschachten. Deren Abbau schritt deshalb bald unter die im Füllortniveau liegenden Sohlen fort, auf welchen Zugfahrunge mit elektrischen Oberleitungslokomotiven erfolgte. Bei Fußwegen von mehr als einem Sohlenabstand (in die 9. bzw. 11. Sohle) führte das zur erheblichen Verringerung der Arbeitszeit und damit der Leistung vor Ort (bei 8 Stunden und 15 Minuten Schichtzeit 5 Stunden und 28 Minuten auf der 12. Sohle gegenüber sonst durchschnittlich 6 Stunden und 15 Minuten).

Dieses wirtschaftliche Problem erforderte die Lösung der maschinellen Fahrunge in die tieferen Sohlen. Zunächst wurden 1932/1934 auf dem Wolf-Schacht zwischen der 7. und 8. sowie zwischen der 8. und 9. Sohle zwei Mannschaftsflächen von 770 m bzw. 790 m Länge im Profil 5 m x 3,7 m bzw. 3,3 m x 3,7 m aufgefahrunge und mit zweigleisigen bzw. eingleisigen (mit 94 m langer Abt'scher Weiche) Standseilbahnen ausgerüstet. Bei einem Fassungsvermögen von 85 bzw. 60 Mann/Seilbahnwagen und Seilgeschwindigkeiten von 6 bzw. 4 m/s konnten 1.700 bzw. 720 Mann/h in beiden Richtungen befördert werden. Die Entfernung zwischen beiden Flächen auf der 8. Sohle betrug 350 m. Der Arbeitszeitgewinn betrug ca. 35 Minuten.



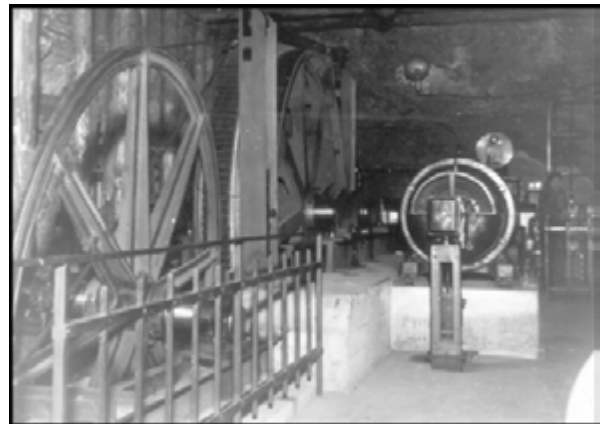
**Abbildung 17:** Mannschafts-Flaches I  
(Wolf-Schacht)



**Abbildung 18:** Antriebsstation  
(Wolf-Schacht,  
Mannschafts-Flaches I)



**Abbildung 19:** Abt'sche Weiche im  
Mannschafts-Flachen II  
(Wolf-Schacht)



**Abbildung 20:** Maschinenraum  
(Wolf-Schacht,  
Mannschafts-Flaches II)

Im Jahre 1934 wurde auch der Paul-Schacht wieder belegt und in Förderung genommen. Durch die seit 1935 von der Studiengesellschaft Deutscher Kupferbergbau GmbH, Eisleben, einer Tochtergesellschaft der Mansfeldschen Kupferschieferbergbau AG, betriebene Bohrerkundung war bekannt, daß der Kupferschiefer in der Mansfelder Mulde östlich der Linie Dederstedt-Burgsdorf-Heiligenthal unterhalb der 12. Sohle gegen Osten (-676 m NN), der 13. (-737 m NN) und 14. Sohle (-787 m NN) mit 2 - 3 kg Cu/m<sup>2</sup> nur mäßig vererzt und mit Inseln von Rote Fäule durchsetzt ist. Auch die „Kupfersäume“ nordöstlich und südwestlich dieses Rote Fäule-Areals haben nur Kupferschüttungen von 8,3 kg Cu/m<sup>2</sup> bzw. 5 kg Cu/t Schiefen erwarten lassen.

Deshalb entschloß man sich 1937 das Restfeld der Mansfelder Mulde nicht mit einem Zentralschacht von 1.000 m Teufe im Bereich der 14. Sohle, sondern mit einer in Verlängerung des Querschlag 9. Sohle Vitzthum-Schacht in Richtung Muldenachse verlaufenden Zahnradbahn zwischen 9., 11. (-612 m NN) und 12. Sohle aufzuschließen. Vom März 1937 bis Dezember 1938 wurden 450 m Querschlagverlängerung, 2.400 m Zahnradbahnstrecke (2.022 m mit 6° und 6°33' Neigung, 378 m sölilig auf der 9., 11. und 12. Sohle) im Profil 4 m x 4 m, 110 m Sohlenübergabestrecken 11. und 12. Sohle sowie Sonderräume aufgeföhren. Bis April 1940 konnten der Streckenabschnitt 9./11. Sohle eingebaut und in Betrieb genommen werden, der Abschnitt 11./12. Sohle kriegsbedingt erst im Juni 1944.

Mit der zweigleisigen Zahnradbahn (900 mm Spurweite) konnten Produktenzüge - 35 Förderwagen je 0,55 t Nutzlast oder 15 Personenwagen je 8 Mann - im geschlossenen Zugverband im Rollbetrieb mit 11 km/h beföhrt werden. Bei 8 Minuten bzw. 4,5 Minuten/Zugwechsel und Rangieren betrug die Kapazität 263 Förderwagen bzw. 1.600 Personen je Stunde und Übergabe. Die Arbeitszeiten vor Ort verlängerten sich auf

der 11. Sohle um 22 min, auf der 12. Sohle um 45 min. Die Gesamtinvestitionen beliefen sich auf 1,1 Millionen RM.



**Abbildung 21:** Abziehen Lastzug vom Unterwagen in Übergabe 9. Sohle (Vitzthum-Schacht)



**Abbildung 22:** Personenzug auf Zahnradbahn (Ernst-Thälmann-Schacht)

1950/1951 wurde das Zahnradbahnflache um 850 m bis zur 13. Sohle verlängert und 1953 in Betrieb genommen. Von einer Verlängerung der Zahnradbahn des Ernst-Thälmann (Vitzthum)-Schachtes bis zur 14. Sohle, deren Auffahrung im Dezember 1951 in Angriff genommen wurde, mußte Abstand genommen werden, weil die zwischenzeitlich erfolgte Auffahrung der 14. Sohle wegen Anfahrens der Vertaubung durch Rote Fäule nur 650 m betrug.

Das begonnene Zahnradbahnflache wurde 900 m als Förderflaches zur 14. Sohle weitergefahren. Der an diesem auf der 14. Sohle 1954 angehauene Flügel 16 war bei +207,5 m NN Geländehöhe ca. 225 m westlich Burgsdorf mit 995 m Teufe der tiefste Abbauort in der Mansfelder Mulde.

Für den Abbau auf den tieferen Sohlen vom Paul-Schacht wurde dieser, nach Herstellung eines Maschinenraumes für die Teufeinrichtung 1947/1948, vom Mai 1948 bis Juni 1949 um 250 m von der 7. bis zur 11. Sohle verteuft und in Betonausbau mit 5 m Innendurchmesser gesetzt. Der insgesamt 2.650 m lange Querschlag im Liegenden wurde gleichzeitig im Profil 4 m x 4 m von der 11. Sohle Vitzthum-Schacht, Kopfpunkt X-Flaches 11./12. Sohle, in Angriff genommen und 1951 zum Durchschlag gebracht. In dieses Vorhaben wurden 1949/1954 34,5 Millionen M investiert. Die über den Querschlag 11. Sohle mögliche, geschlossene Heranführung des Frischwetterstromes verbesserte die Bewetterung der tiefsten Sohle, wo die Wassertemperaturen vorher 30 °C betragen hatten.

1953 wurde der Walter-Schneider (Ernst)-Schacht vorwiegend zur Fäulegewinnung, daneben zum Schieferabbau in Restfeilern wieder in Betrieb genommen.

Der Aufschluß der tieferen Sohlen des Fortschritt I (Wolf)-Schachtes unterhalb der 9. Sohle erfolgte in mehreren Etappen durch eine Zahnradbahn (Streckenprofil 4,3 m x 4,2 m):

1952/1953 3.500 m zwischen 7. und 10. (-548 m NN) Sohle,  
1956 1.075 m zwischen 10. und 11. Sohle,

1958            800 m zwischen 11. und 12. Sohle und  
1961/1963    1.075 m zwischen 12. und 13. Sohle.

In diese wurden 1952/1963 14 Millionen Mark investiert. Mit diesen Hauptaufschlüssen und den sich daran anschließenden Sohlenauffahrungen nach Süden und Osten bis an die damalige Bauwürdigkeitsgrenze (kleiner/gleich 6 kg Cu/m<sup>2</sup> bzw. kleiner/gleich 6 kg Cu/t Erz) war die Ausrichtung der Mansfelder Mulde beendet.



Abbildung 23: Rißausschnitt Mansfelder Mulde, Stand 1968

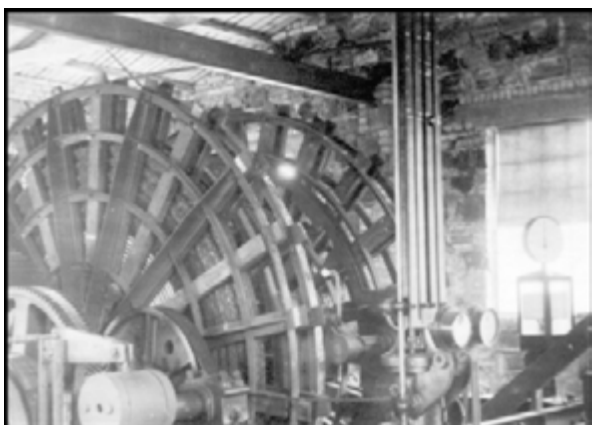
### 2.1.3. Der Aufschluß der Kernbaufelder der Schachtanlagen im Sangerhäuser Revier 1942/1945 und 1947/1961

Von den Tiefbohrungen der Studiengesellschaft im Sangerhäuser Revier wurden sieben nördlich, eine südlich Sangerhausen und zehn weitere in deren südöstlicher Fortsetzung fündig. Aufgrund der ebenfalls bekannten Begrenztheit der Vorräte in der Mansfelder Mulde entschloß man sich zur Wiederaufnahme des Bergbaus im Sangerhäuser Revier.

1942 begann die Sumpfung des Röhrig-Schachtes, 1943 wurde die Schachtkernbohrung nördlich des Bahnhofes Sangerhausen niedergebracht und im Mai 1944 begannen die Teufarbeiten durch die Schachtbaufirma Fröhlich und Klüpfel, Wuppertal-Barmen, welche Ende Juni 1945 mit den amerikanischen Truppen abzog und die Schachtröhre bei 52 m Teufe verließ.



**Abbildung 24:** Abteufeinrichtungen (Sangerhäuser Schacht)



**Abbildung 25:** Abteuf-Bobine (Flachseil-Fördermaschine, Sangerhäuser Schacht)



**Abbildung 26:** Ausfahrt aus Teufe (Sangerhäuser Schacht, 10. September 1949)





**Abbildung 27:** Ladearbeit auf der Schachtschleife (Sangerhäuser Schacht, 10. September 1949)



**Abbildung 28:** Füllortausbruch 5. Sohle (Sangerhäuser Schacht, 10. September 1949)



**Abbildung 29:** Haldenförderung, Abteufhalde Brühlthal (Sangerhäuser Schacht)



**Abbildung 30:** Haldensturz, Abteufhalde Brühlthal (Sangerhäuser Schacht)

Nach Sumpfung der Schachtröhre wurden die Teufarbeiten am 1. Juli 1947 durch die Nordhäuser Schachtbaufirma Gebhardt und König wieder aufgenommen und nach weiteren 414 m Teufe 1949 die 5. Sohle (-270 m NN) erreicht. Vor allem in den Rogensteinbänken des Unteren Buntsandsteins traten bis 250 m Teufe z. T. erhebliche Wasserzuflüsse (bis 900 l/min) auf, die wegen nicht beschaffbarer Tübbings mit drei Stein starker Klinkermauerung, Innendurchmesser 6 m, und Nachverdichtung abgeschlossen wurden. Die Zuflüsse aus der Schachtröhre betragen bei Abwerfen des Schachtes 1992 0,06 m<sup>3</sup>/min.

Am 22. Oktober 1949 erreichte der Querschlag bei 200 m Entfernung vom Schacht das Kupferschieferflöz. Im 2. Quartal 1948 wurden die Vortriebsarbeiten in dem nach 706 m Vortrieb bei Kriegsende gestundeten Flachen II aus der 1. Sohle Röhrig-Schacht wieder aufgenommen. Am 9. August 1951 erfolgte nach 2.440 m Vortrieb vom Röhrig-Schacht und 1.600 m Vortrieb vom Thomas-Münzer-Schacht (Abbildung 2, Nr. 5) der Durchschlag im Flachen 4 b. Der für den Durchschlag erforderliche, an den Schachtloten beider Schächte angeschlossene Polygonzug hatte eine Gesamtlänge von 6 km, davon vom Röhrig-Schacht 4,4 km mit neun Richtungsänderungen



und vom Thomas-Münzer-Schacht 1,6 km mit vier Richtungsänderungen. Das hierfür erforderliche Nivellement mußte eine Saigerdifferenz von 267 m zwischen der 1. Sohle (+24 m NN) und der 5. Sohle erfassen.

Am 9. September 1951 begann die Erzförderung auf dem Thomas-Münzer-Schacht. Im gleichen Jahr wurde die Teufeinrichtung für den Niederröblinger Schacht (Abbildung 2, Nr. 6) errichtet, der von 1952 bis 1956 mit 6 m Ausbauinnendurchmesser 691 m bis zur 8. Sohle (-525 m NN) niedergebracht und durchgehend in Klinkermauerung gesetzt wurde. Starke Wasserzuflüsse aus dem Buntsandstein erforderten die Anlage von vier Pumpen-Kammern in den oberen 300 m Teufe und eine zweimalige Nachverdichtung dieses Schachtabschnittes. Dadurch wurden die Zuflüsse in die Schachtröhre auf 45 Liter/Min. gesenkt und überschritten bei Betriebseinstellung 100 Liter/Minunte nicht.

Zwischenzeitlich - 1954/1956 - waren auch der Thomas-Münzer-Schacht um weitere 226 m ins Liegende bis zur 7. Sohle (-469 m NN) verteuft, seine westliche Förderung bis zur 7. Sohle eingebaut und der Vortrieb des Querschläges 7. Sohle in Richtung Niederröblingen aufgenommen worden. Ursprünglich (1952) war dem damals erkennbaren Umfang des bauwürdigen Feldes entsprechend ein Verbundbetrieb der Schächte Thomas Münzer und Niederröblingen vorgesehen.

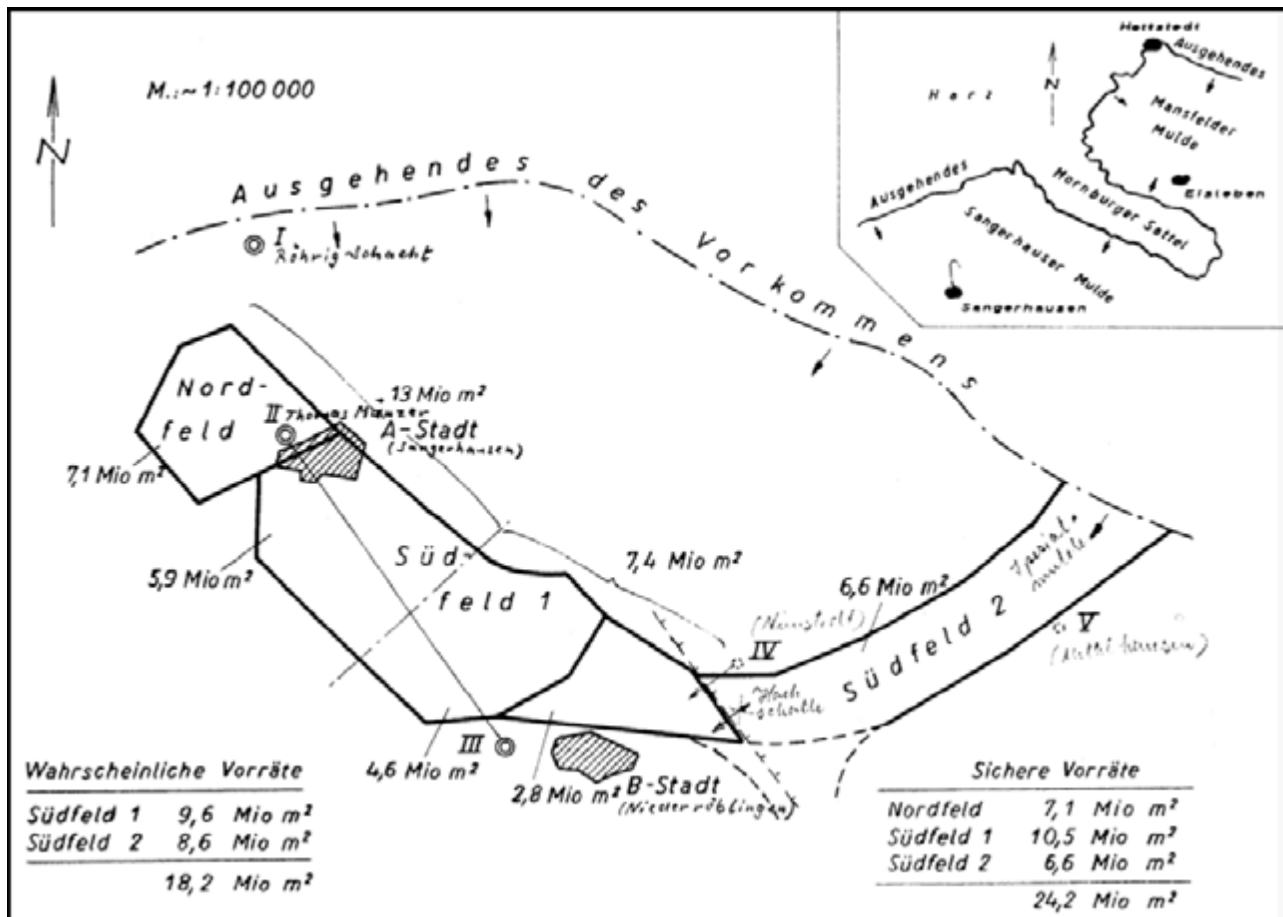


Abbildung 31: Erzvorrats- und Aufschlußvorstellungen Sangerhäuser Revier bis 1954/1955

Die Querschläge 7. Sohle Thomas Münzer und 8. Sohle - West Niederröblingen wurden auf einer gemeinsamen Achse vorgetrieben. Die Teufendifferenz von 56 m zwischen den Füllorten beider Schächte

sollte durch das Gefälle des Querschlages 7. Sohle von 1:120 (30 min) in feldwärtiger Richtung ausgeglichen werden.

Auf Grund der Ergebnisse der parallel laufenden Bohrerkundung wies die Erzvorratsberechnung (EVB) vom 28. Dezember 1954 für Niederröblingen südöstlich der Grenzstörung bis zum Niveau der 9. Sohle (-590 m NN) und auf der Hochscholle Nienstedt ein Baufeld von 15,8 km<sup>2</sup> mit 10,1 Millionen t Erz und 405,5 kt Kupfer aus. Dementsprechend legte das „Gesamtvorprojekt“ 1955 den selbständigen Betrieb der Schachtanlage Niederröblingen und das Niederbringen eines Nebenschachtes südwestlich der Nienstedter Störung, der auch den Aufschluß des Feldes auf der Hochscholle ermöglichen sollte, fest.

Der Schacht Nienstedt (Abbildung 2, Nr. 7) wurde 1956/1959 683 m bis zur 8. Sohle (-502 m NN) und 1960/1961 um weitere 135 m bis zur 10. Sohle (-637 m NN) geteuft. Er erhielt bei 6 m Ausbauinnendurchmesser von 29,3 m bis 322,5 m Teufe Tübbingausbau, der mittlerweile von der Walzengießerei Coswig gefertigt werden konnte und unterhalb des wasserführenden Deckgebirges im Hauptanhydrit abgesetzt wurde. In dem darunter befindlichen Steinsalz und Anhydrit der Staßfurt- und Werra-Serie wurde Ankerabau eingebracht. Im Niveau der 5. Sohle (-384 m NN) wurde ein Füllortanschluß für den späteren Aufschluß der Hochscholle vorgenommen. Im Juni 1959 erfolgte der Durchschlag zwischen den Schächten Niederröblingen und Nienstedt über den 3,6 km langen Querschlag Ost 8. Sohle mit Abwetter-(begleit)strecke. Ein Jahr zuvor, im September 1958, war auf der 9. Sohle die Abbauaufnahme unter Sonderbewetterung über zwei Lutten von 1.000 mm Durchmesser in der Schachtröhre erfolgt.

Wegen der an der Grenzstörung gegebenen hydrologischen Trennung des zuflußfreien Niederröblinger Feldes vom hydrologisch z. T. gefährdeten Thomas-Münzer-Schächter Feld erfolgte der Durchschlag zwischen beiden Schachtbaufeldern 1961 nicht über die noch 1.650 m voneinander entfernten Querschläge, sondern aus dem Endstand des Querschlages 7. Sohle 4.425 m vom Thomas-Münzer-Schacht bei -513 m NN über ein 900 m langes Verbindungsflaches zum Top der Grenzstörung bei -459 m NN und von dort zur 6. Sohle Niederröblingen (-449 m NN). Das blieb bis zur Betriebseinstellung die einzige Verbindung zwischen den beiden Schachtanlagen, deren Sohlenniveau, im Gegensatz zu den durchgehenden Sohlen in der Mansfelder Mulde, deshalb bei gleicher Sohlenbezeichnung nicht identisch war.



**Abbildung 32:** Lohnhalle  
(Thomas-Münzer-Schacht)



**Abbildung 33:** Speisesaal und Kauen  
(Bernard-Koenen-Schacht)

Mit dem Durchschlag zwischen den beiden Schachtanlagen war der Grundaufschluß des Sangerhäuser Reviers erfolgt. Einschließlich der Fertigstellung der Tagesanlagen wurden bis 1963 auf dem Thomas-Münzer-Schacht 108,8 Millionen M und bis 1965 auf der Schachtanlage Bernard Koenen (Niederröblingen/Nienstedt) 185 Millionen M investiert. Diese Werte erhöhten sich bis Ende 1984 auf insgesamt 680,2 Millionen M brutto, wovon 375,9 Millionen Mark abgeschrieben waren.

#### **2.1.4. Die Verlagerung des Bergbaus aus der Mansfelder Mulde in das Sangerhäuser Revier 1951/1969**

Der Anteil der Kupferproduktion des Sangerhäuser Reviers an der Gesamtbergbauproduktion erhöhte sich von 4,8 % in den Jahren 1951/1952 auf 41,1 % im Jahre 1960 bei einem Abbaulächenanteil von 36 % bis 37 %. Bei einer durch Nachriß tauber Hangendschichten zu gewährleistenden Mindesthöhe des Arbeitsraumes im Streb von 0,8 m war der für den Abbau von 1 m<sup>2</sup> Flözfläche zu leistende Aufwand unabhängig von der vererzten Mächtigkeit des Kupferschieferflözes gleich. Ausschlaggebend für die Effektivität des Bergbaus war deshalb eine möglichst hohe Kupferschüttung je m<sup>2</sup> abgebaute Flözfläche.

Die EVB vom 1. Januar 1962 wies für die 17,3 km<sup>2</sup> Restvorratsfläche in der Mansfelder Mulde eine Kupferschüttung von 9,1 kg Cu/m<sup>2</sup> aus; für das zu dieser Zeit erschlossene Nord- und Südfeld des Thomas-Münzer-Schachtes auf 12,8 km<sup>2</sup> eine solche von 11,3 kg Cu/m<sup>2</sup>. Für die in Niederröblingen/Nienstedt damals aufgeschlossenen 10,8 km<sup>2</sup> im Nordfeld wurden in der EVB vom 1. Januar 1963 22,8 kg Cu/m<sup>2</sup> berechnet.

Das im Sangerhäuser Revier angelegte Strebpersonal erhöhte sich von 1.554 Mann im Jahre 1960 auf 2.606 Mann (1969) bei gleichzeitigem Rückgang in der Mansfelder Mulde von 2.892 auf 394 Mann. In diesen Zahlen spiegelt sich gleichzeitig der nach 1961 (insgesamt 4.494 Mann angelegtes Strebpersonal) einsetzende Rückgang des produktiven Personals, der nicht wieder umgekehrt werden konnte.

Die Förderung auf den Schächten der Mansfelder Mulde wurde schrittweise eingestellt:

- 1958 Hans-Seidel (Hohenthal)-Schacht,
- 1962 Ernst-Thälmann (Vitzthum)-Schacht,
- 1964 Max-Lademann (Clotilde)-Schacht,
- 1966 Walter-Schneider (Ernst)-Schacht,
- 1967 Fortschritt (Wolf)-Schacht und
- 1969 Otto-Brosowski (Paul)-Schacht.

Die Anzahl der im Bergbau beschäftigten Arbeiter sank dadurch von 12.372 (1960) auf 7.402 (1971). Der Anteil der Mansfelder Mulde (Otto-Brosowski-Schacht) an der Gesamtkupferproduktion des Bergbaus betrug 1969 noch 6,5 %.

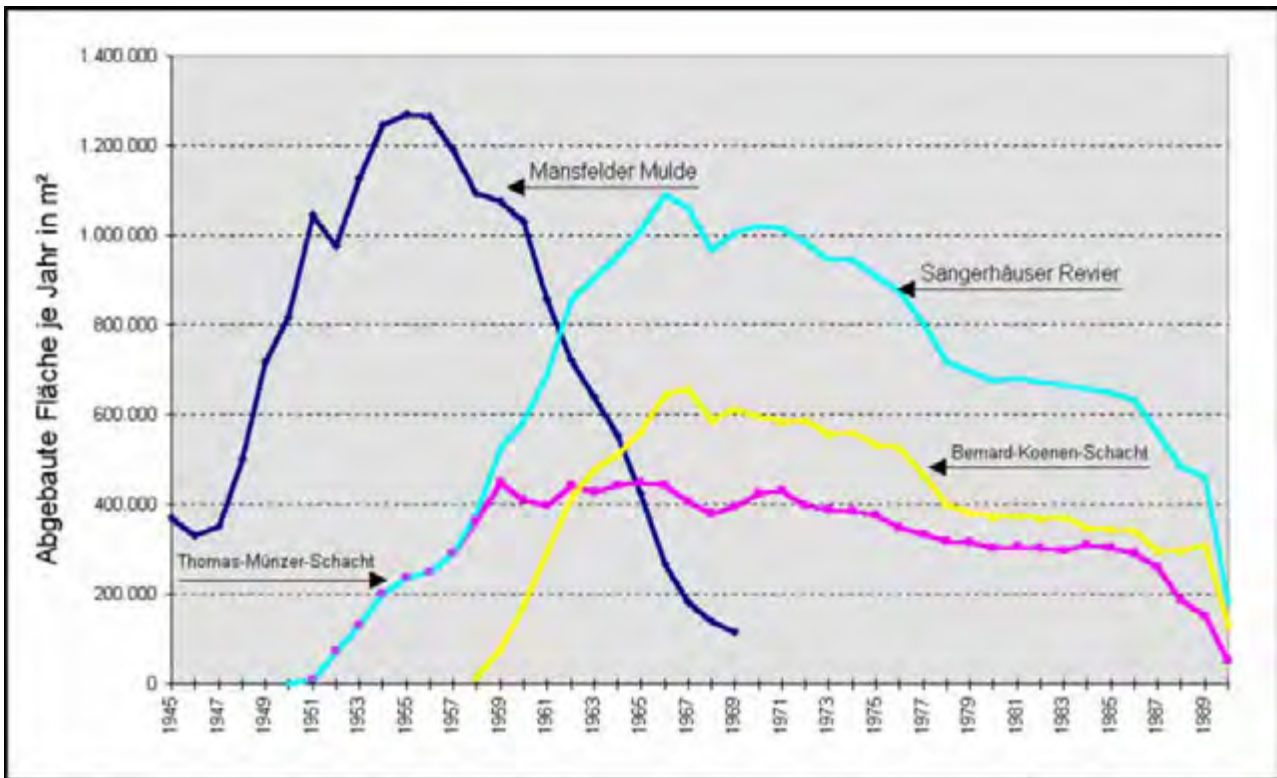


Abbildung 34: Abgebaute Flözflächen in der Mansfelder Mulde und im Sangerhäuser Revier

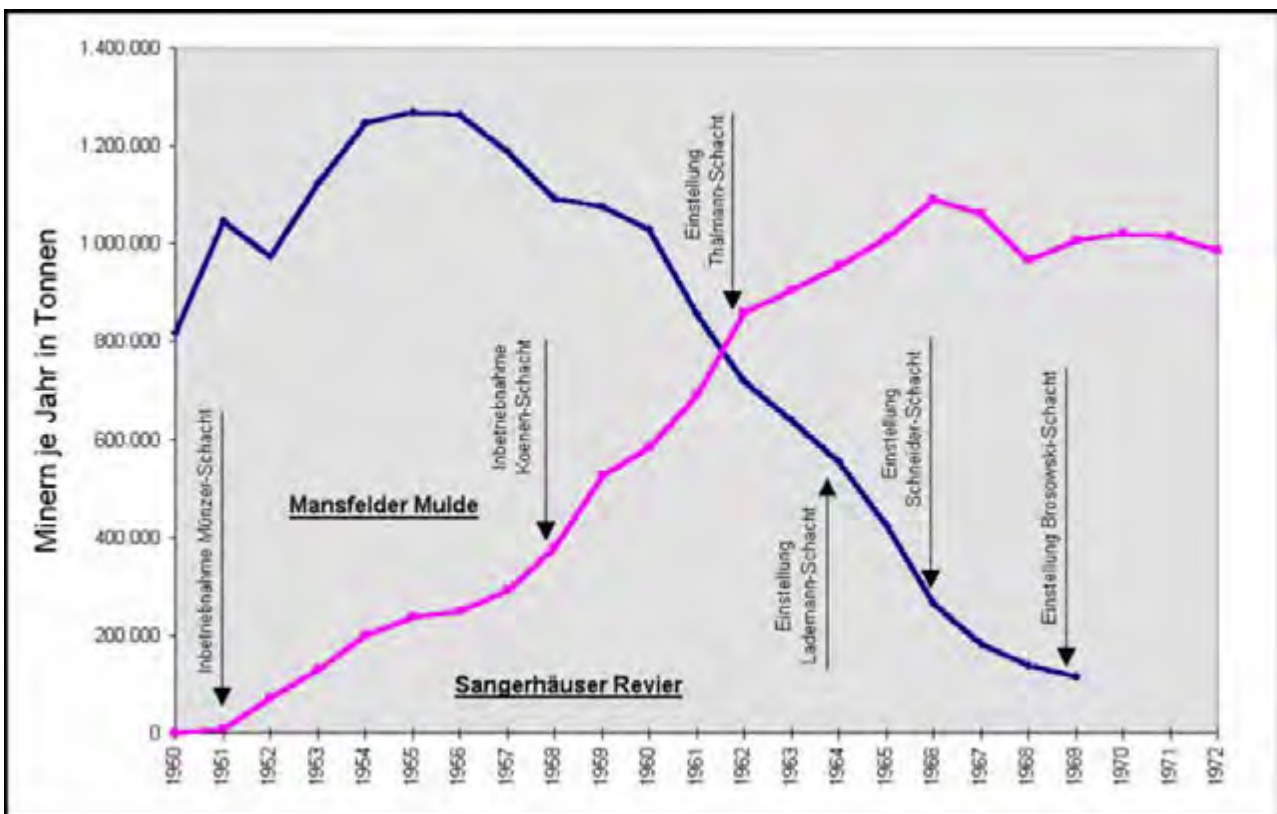


Abbildung 35: Verlagerung der Kupferförderung aus der Mansfelder Mulde in das Sangerhäuser Revier

In der Mansfelder Mulde verblieben ca. 105 kt Cu auf 14,4 km<sup>2</sup> Vorratsfläche; davon 54 % des Kupfers auf 59 % der Fläche in der der 8. bis 13. Sohle des Otto-Brosowski-Schachtes vorliegenden Nord-Ost-Flanke (2,5 km<sup>2</sup>) und in dem durch die 5. bis 8. Sohle Fortschritt-Schacht teilweise erschlossenen Hermann-Schächter Feld (6 km<sup>2</sup>) mit 6 - 7 kg Cu/m<sup>2</sup> (bei 11 cm vererzter Schieferhöhe ca. 23 kg Cu/t Schiefen); der Rest in im abgebauten Feld verstreuten Restfeilern.

Ende 1966 wurde eingeschätzt, daß für 8 Millionen Mark Grundmittel und für 7,7 Millionen Mark Material aus den Schächten der Mansfelder Mulde umzusetzen bzw. auszubauen war.

Zum Ausbau waren 1967 120 Mann eingesetzt, deren Lohn- und lohnabhängige Kosten mit ca. 1,6 Millionen Mark pro Jahr zu veranschlagen waren. Zu den genannten Lohnkosten wären nach Untersuchungsergebnissen des Jahres 1967 noch ca. 5 Millionen Mark pro Jahr für die Wasserhaltung unterhalb der 7. Sohle und analog dem Ist des Fortschritt-Schachtes II zirka 0,6 Millionen Mark pro Jahr für einen Schacht reine Betriebskosten ohne Amortisationen und Produktionsfondsabgabe gekommen, so daß sich eine Fortführung der untertägigen Materialrückgewinnung nach Produktionseinstellung aus ökonomischen Gründen verbot.

Es waren auch weniger mögliche Einsparungen bei Beschaffungskosten als volkswirtschaftliche Materialengpässe, die zu den Rückgewinnungsarbeiten über das für die Beseitigung von Wasserschadstoffen erforderliche Maß hinaus Veranlassung gaben.

### **2.1.5. Aufschluß von Außenbaufeldern im Sangerhäuser Revier 1963/1989**

Die mit der Arbeitskräfteverlagerung steigende Abbaufäche im Sangerhäuser Revier - 1964 wurden auf dem Thomas-Münzer-Schacht 462.349 m<sup>2</sup> und auf dem Bernard-Koenen-(Niederröblinger) Schacht 507.909 m<sup>2</sup> abgebaut, 1966 waren es 453.491 bzw. 702.472 m<sup>2</sup> - erforderte den Aufschluß weiterer Baufelder in den Schachtanlagen des Sangerhäuser Reviers. Dessen Bohrfelderkundung war 1964 im wesentlichen abgeschlossen, so daß weitere Erzvorräte, z. T. in von den erschlossenen Kernbaufeldern getrennten Außenbaufeldern bilanziert waren.

Gleichzeitig suchte man mit den Neuaufschlüssen dem Absinken der verfügbaren Kupferschüttung in den im Abbau befindlichen Feldern entgegenzuwirken. Das ständige Absinken der Zahl des Strebpersonals, welches durch Leistungssteigerung desselben (1960 1,81 und 1969 2,23 m<sup>2</sup>/Mannschicht) nicht ausgeglichen werden konnte, erforderte zur Sicherung der Planerfüllung den Abbau in Feldesteilen mit Kupferschüttungen über dem Lagerstättendurchschnitt, wodurch dieser in den aufgeschlossenen Feldern ständig sank.

Die Lage der einzelnen Baufelder ist aus Abbildung 36 zu ersehen.

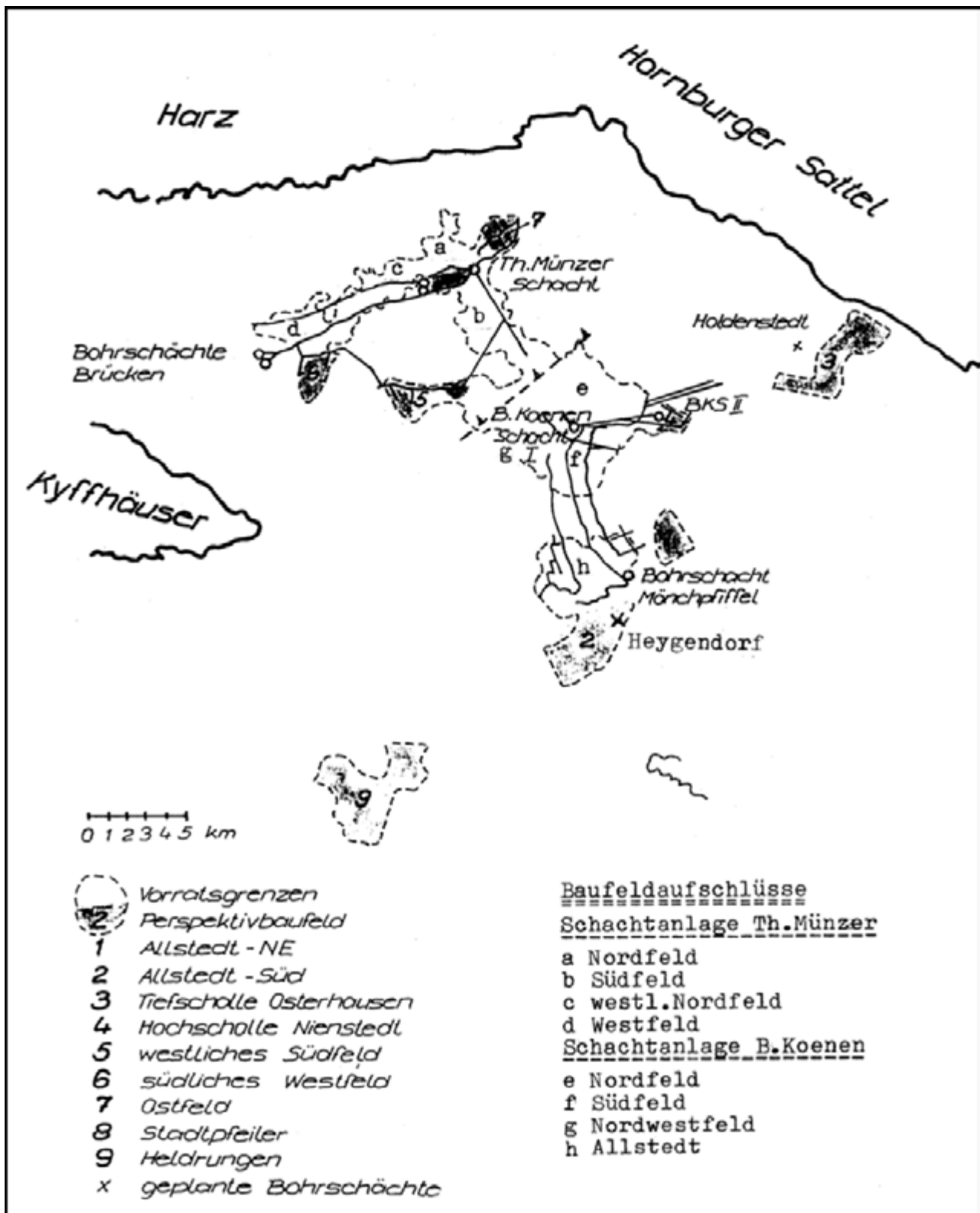


Abbildung 36: Übersicht über die Kupferschiefer-Baufelder im Sangerhäuser Revier

### **2.1.5.1. Westliches Nordfeld Thomas-Münzer-Schacht 1963/1967**

Auf dem Thomas-Münzer-Schacht, der bei einer Durchschnittsschüttung seines Nord- und Südfeldes laut EVB vom 1. Januar 1962 von 11,3 kg Cu/m<sup>2</sup> 1951/1962 durchschnittlich 15,1 kg Cu/m<sup>2</sup> gefördert hatte, begann 1963 der Aufschluß des westlichen Nordfeldes im Raum Pfeiffersheim/Drebsdorf mit der 5. Sohle, der 4. (-174 m NN) und 3. (-100 m NN) Sohle bis zu 7 km vom Thomas-Münzer-Schacht entfernt. In den Aufschluß dieses Feldes, laut EVB vom 1. Januar 1962 2,14 km<sup>2</sup> mit 82,4 kt Cu-Inhalt (38,5 kg Cu/m<sup>2</sup>) wurden bis 1967 14,6 Millionen M investiert. Der Abbau im westlichen Nordfeld war für mehrere Jahre der Garant für die Planerfüllung.

### **2.1.5.2. Westfeld Thomas-Münzer-Schacht 1965/1974**

Mit dem Aufschluß des sich zwischen der 5. und 7. (-473 m NN) Sohle im Raum Hohlstedt/Brücken/Wallhausen in einer Entfernung zwischen 4,1 km und 9,5 km vom Thomas-Münzer-Schacht erstreckenden Feldes wurde 1965 begonnen.

Für die am 1. Januar 1965 im Nord-, Süd- und westlichen Nordfeld vorhandene Vorratsfläche von 14,2 km<sup>2</sup> wurde eine Kupferschüttung von 13,2 kg/m<sup>2</sup> ausgewiesen. Abgebaut wurden auf dem Thomas-Münzer-Schacht 1964 16,1 kg Kupfer/m<sup>2</sup>. Demgegenüber wurden für das Westfeld auf 6,8 km<sup>2</sup> Vorratsfläche 146 kt Kupfer (21,4 kg/m<sup>2</sup>) nachgewiesen. Für den Aufschluß des Westfeldes über Flaches 6 i, 6. Sohle - West (-386 m NN) und die Bohrschächte Brücken (Abbildung 2, Nr. 8) waren in der Invest-Aufgabenstellung 1965/1966 95 Millionen M veranschlagt worden. Investiert wurden in das Vorhaben 1965/1974 79,6 Millionen M. Dieser Summe zugerechnet werden müssen 17,6 Millionen M, die 1969/1972 in den Füllortausbruch 6. Sohle und die Auffahrung der 3,8 km langen Richtstrecke zwischen Thomas-Münzer-Schacht und 6. Sohle - West investiert wurden.

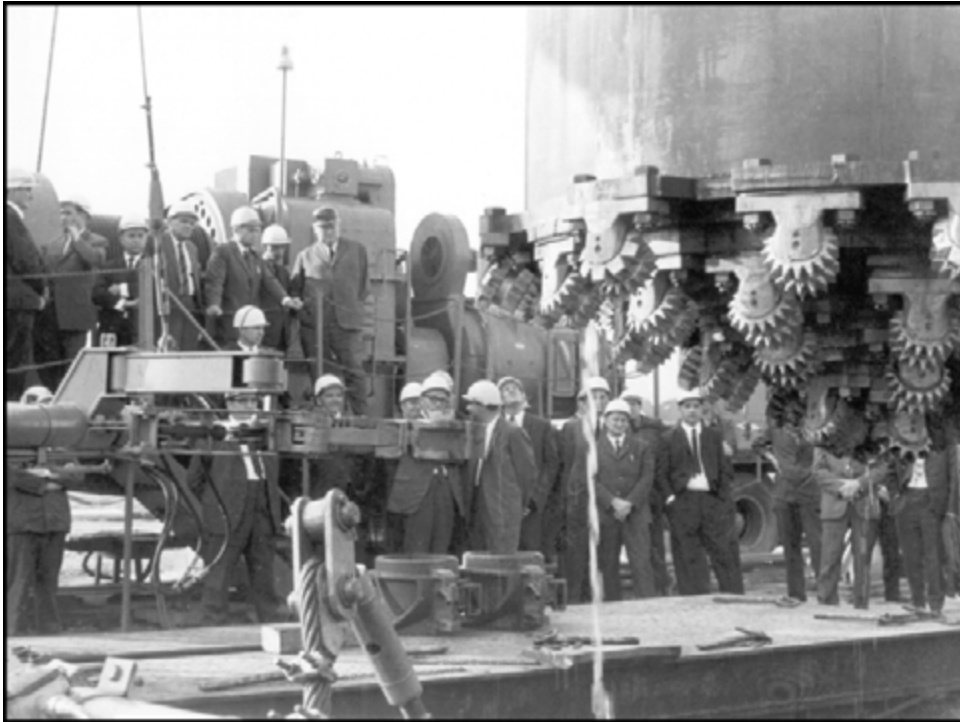
Die westliche Förderung im Thomas-Münzer-Schacht wurde von der 7. auf die 6. Sohle verkürzt und der Abbau im Südfeld, für welches die EVB per 1. Januar 1965 7,7 km<sup>2</sup> mit einer Kupferschüttung von 11,7 kg/m<sup>2</sup> auswies, eingestellt.

Durch Auffahrung des Flachens 7 i zwischen der 6. Sohle - West und der 7. Sohle im Südfeld wurde die Möglichkeit der Ableitung plötzlicher Grubenwassereinbrüche im Westfeld zum Südfeld mit einem Stauraum von 1,3 Millionen m<sup>3</sup> geschaffen.

Der Abbau des Thomas-Münzer-Schachtes konzentrierte sich fortan auf sein West- und sein westliches Nordfeld.

Der Aufschluß von Außenbaufeldern mit derartig großer Entfernung vom einziehenden (Thomas-Münzer-) Schacht bzw. den ausziehenden (Röhrig-/Ferner-Glück-) Schächten erforderte das Niederbringen zusätzlicher Schächte am Baufeldrand. Dadurch konnte der Wetterweg zwischen ein- und ausziehendem Schacht verkürzt, sein Wetterwiderstand verringert und die von den Hauptgrubenlüftern zu erbringende Gesamtwettermenge erhöht werden. Gleichzeitig wurden die Fluchtwege für die Belegschaft im Havariefall verkürzt.

Anfang 1965 wurde vom Schachtbau Nordhausen mit Untersuchungen zur Möglichkeit des Niederbringens von Bohrschächten im Rotary-Verfahren begonnen. Die hierzu im März 1966 vorgelegten Ergebnisse führten zu der Entscheidung, an Stelle eines Teufschachtes von 6 m lichtem Ausbaudurchmesser zwei Bohrschächte von 2,1 m Ausbauihindurchmesser bis 553 m Endteufe westlich von Brücken niederzubringen. Die Schachtbaukosten reduzierten sich dadurch von 36 Millionen Mark auf 25,6 Millionen Mark.



**Abbildung 37:** Aufnahme des Probetriebes  
(Bohrschacht Brücken, 10. Oktober 1969)

Montagebeginn am Bohrschacht I war im Juli 1969, Bohrbeginn im Oktober 1969. Bis Anfang 1972 wurden 384 m Schacht bis in den Sangerhäuser Anhydrit abgebohrt, die unten verschlossene Ausbausäule von 2,1 m Innendurchmesser unter Aufschießen der stählernen Ausbauringe über dem Schacht in der Spülungssäule mit Teilflutung eingeschwommen und der Ringraum zwischen Gebirge und Ausbausäule zementiert. Als nach Sumpfung des Ballastwassers mit Luftumkehrspülung trocken weitergebohrt wurde, kam es am 19. Februar 1972 in 387 m Teufe, 3 m über Oberkante Staßfurtsteinsalz zu einem Einbruch ungesättigter Salzlauge, die innerhalb von 145 Minuten den Schacht bis 55 m unter Rasensohle mit 1.190 m<sup>3</sup> Lauge füllte (8,2 m<sup>3</sup>/min).

Die anschließende geophysikalische Vermessung ließ einen sich in Richtung Nord/Ost erstreckenden 30 m - 40 m breiten Hohlraum erkennen. Nach Abriegelung desselben gegen den Schacht mit Kies und Zement wurde der Schacht in geringerem Durchmesser mit Schwerspülung bis Juli 1972 auf 521 m in den oberen Werraanhydrit gebohrt, eine stählerne Ausbausäule von 1,5 m Innendurchmesser von 370 m bis 521 m eingebracht und gegen Gebirgsstoß bzw. obere Ausbausäule zementiert. Nach erfolgter Prüfung wurde der Schacht bei 537 m Teufe (Schienenoberkante) mit seiner Zugangsstrecke angefahren.

Der 30 m südlich von Schacht I stehende Bohrschacht II wurde bis 531 m Teufe mit 3,7 m Ausbruchsdurchmesser bis in den oberen Werraanhydrit gebohrt und mit einer wasserdichten Stahlsäule von 2,5 m Innendurchmesser ausgebaut. Wegen starken Nachfalls aus dem Einsturzgebirge oberhalb des Haupt-Anhydrits (277 m bis 302 m) wurde die Ausbausäule in acht Segmente unterteilt, die übertage vorgefertigt und zügig eingehängt werden konnten. Durch Ringraumzementation zwischen Ausbau und Gebirge wurde die Wasserdichte der Segmentstöße erreicht. Allerdings wurde sie wegen eines steckengebliebenen Zementierrohres bei den Stößen des 4. Segmentes (415 m und 362 m Teufe) nicht erreicht, so daß vor diese ab 343 m Liner mit 1,8 m Innendurchmesser zementiert werden mußten.



Die Zugangsstrecken zu den Bohrschächten wurden als gegen die 6. Sohle - West abriegelbarer Fluchraum für die Belegschaft eingerichtet, übertägige Notfahrwinden gestatteten die Aufholung in Dahlbusch-Bomben. Die Aufstellung eines Drall-regelbaren Axiallüfters gestattete bei einem Lüfterdruck von 550 mm Wassersäule 6.000 bis 6.400 m<sup>3</sup>/min Abwetter über die Bohrschächte abzuführen und die Gesamtwettermenge des Thomas-Münzer-Schachtes von 6.000 auf 12.000 m<sup>3</sup>/min zu erhöhen.

Zwischenzeitlich mußte allerdings durch Auffahrung von 600 m Hauptwetterflächen aus der 1. Sohle vom Kopfpunkt Flaches 2 zum offenen Schacht Junger Adolph (Wetterschacht II) unmittelbar unter dem Gonnaer Stolln eine zusätzliche Tagesöffnung für den ausziehenden Wetterstrom genutzt werden, welcher dadurch zunächst auf insgesamt 8.600 m<sup>3</sup>/min erhöht wurde.

### **2.1.5.3. Baufelderweiterung Süd (Zahnradbahn) Bernard-Koenen-Schacht 1964/1970**

Durch Weiterführung der Bohrfelderkundung hatten sich die Vorräte für die Schachtanlage Niederröblingen, obwohl sich die ursprünglichen Vorstellungen über mögliche Vorräte auf der Hochscholle Nienstedt nicht erfüllten und auf 4,1 km<sup>2</sup> mit 59,2 kt Kupfer reduzierten, die wegen teilweise fehlender Steinsalzüberdeckung zunächst blockiert wurden, per 1. Januar 1963 auf 27,7 km<sup>2</sup> mit 17.314 kt Erz und 486.036 t Kupfer (28,1 kg Cu/m<sup>2</sup>) erhöht. Dieser Vorratszuwachs erfolgte vor allem im Südfeld unterhalb der 9. bis zur 12. (-740 m NN) Sohle zwischen beiden Schächten, auf der 8. und 10. Sohle in südlicher Streichrichtung, 2 km bis 3 km vom Schacht entfernt, sowie im Nordwestfeld im Bereich der 6. (-449 m NN) und 7. (-490 m NN) Sohle.

Der Aufschluß dieser 12,8 km<sup>2</sup> mit 181.270 t Kupferinhalt laut EVB vom 1. Januar 1964 erfolgte 1964/1970 mit einem Investitionsaufwand von 47,9 Millionen Mark durch Auffahrung und Einbau einer 3,75 km langen Zahnradbahn zwischen Füllortbereich 8. Sohle Niederröblingen und der 7., 10. und 11. (-680 m NN) Sohle.

Im Übergabebereich 8. Sohle wurde eine Erz- und Bergetrennung mit Verbindung zum Querschlag Ost eingerichtet, welche die Abförderung der die Schachtkapazität Niederröblingen übersteigenden Bergewagen zum Füllort 8. Sohle Nienstedt gestattete.

Zahnradlokomotiven, Unterwagen, Personenwagen, Fahrdrabt 120 Y, Schienen S 33 und Zahnstangen wurden aus der Mansfelder Mulde umgesetzt.

Mit einer Kupferschüttung von 14,2 kg/m<sup>2</sup> lagen die im Süd- und Nordwestfeld aufzuschließenden Vorräte zwar wesentlich unter den 1964 auf der Schachtanlage Bernard Koenen geförderten 25,3 kg Kupfer/m<sup>2</sup>, jedoch deutlich über den 1964 in der Mansfelder Mulde geförderten 8,5 kg Kupfer/m<sup>2</sup>.

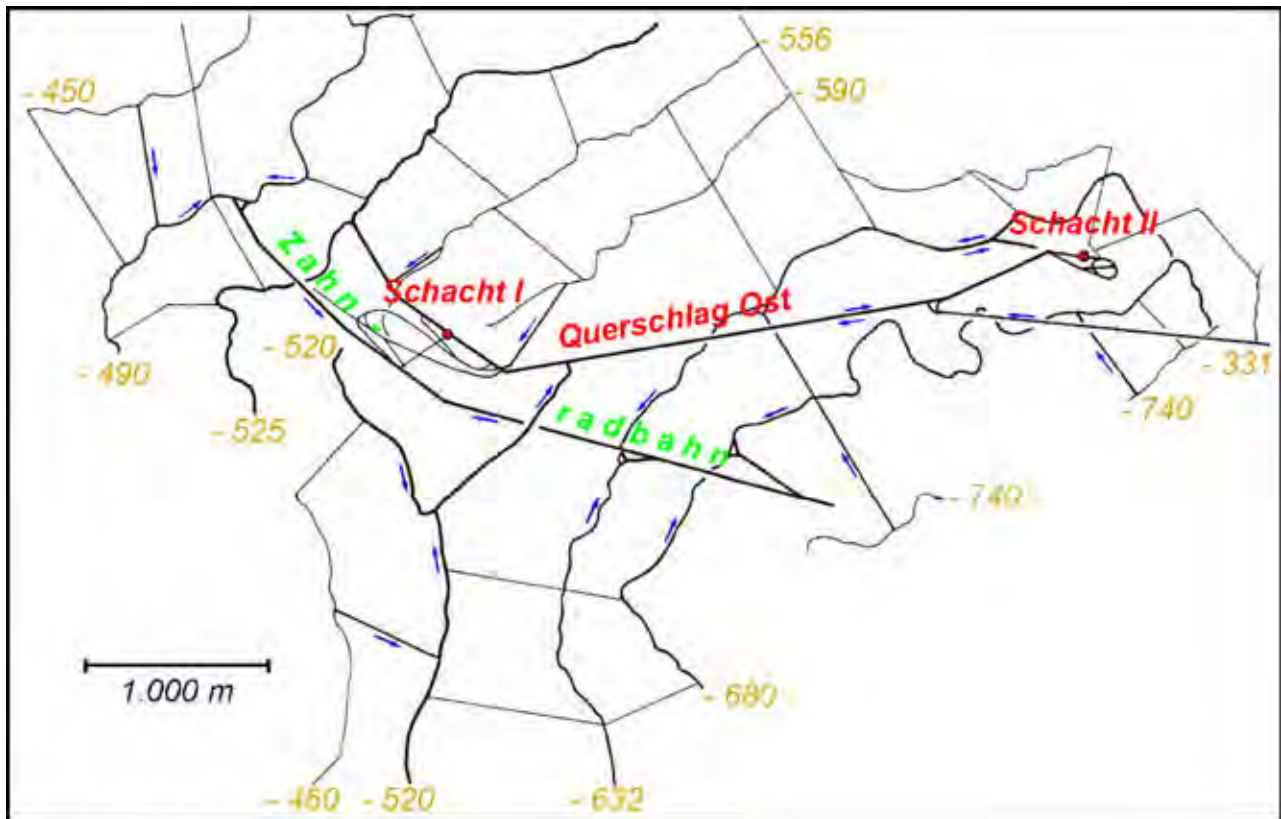


Abbildung 38: Schema der Hauptförderung (Bernard-Koenen-Schacht)

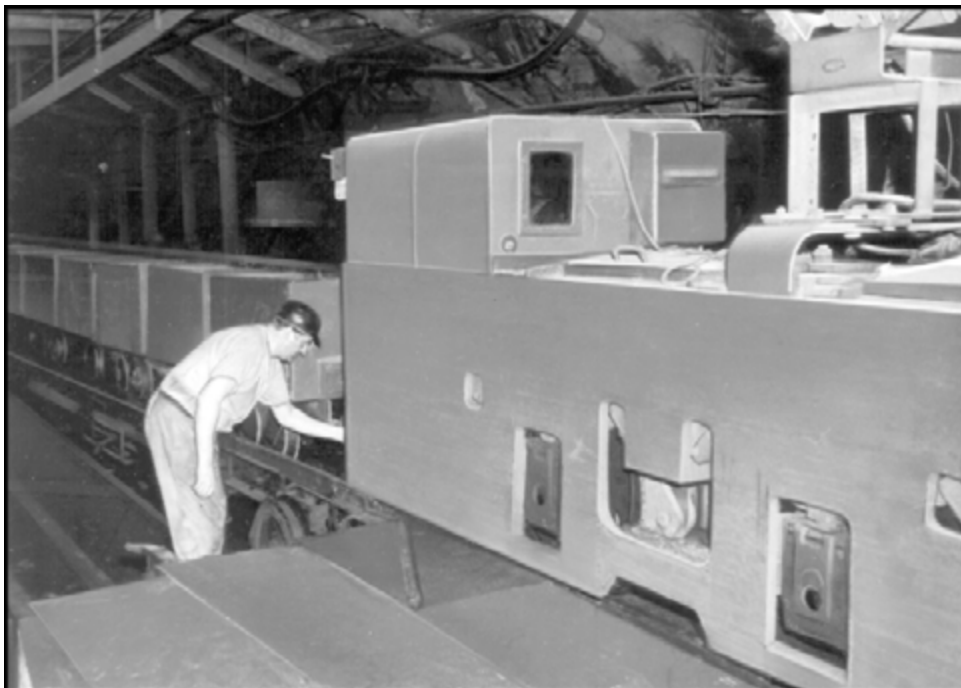


Abbildung 39: Zahnradbahn - Sohlenlok vor Übergabe  
(Bernard-Koenen-Schacht)

#### 2.1.5.4. Baufeld Allstedt 1968/1979

Die EVB vom 1. Januar 1963 wies südlich Allstedt-Artern in einer Teufenlage zwischen -200 m NN im Westen und -850 m NN im Osten 28,6 km<sup>2</sup> mit 16.823 kt Erz und 389.680 t Kupfer aus. Dieses Baufeld Allstedt sollte ursprünglich zusammen mit dem 2 km bis 3 km nordöstlich zwischen -400 m NN und -600 m NN gelegenen südlichen Vorrat auf der Hochscholle Nienstedt (per 1. Januar 1962 4,1 km<sup>2</sup> mit 41.270 t Kupfer) durch eine selbständige Schachtanlage zwischen Allstedt und Mönchpiffel 250 m - 300 m südöstlich der Landstraße erschlossen werden.

Die Investitions-Aufgabenstellung wies 1965 einen Investitionsbedarf von 251 Millionen Mark hierfür aus, davon 65 Millionen Mark für die beiden Schächte von 780 m Teufe. Nachdem bereits mit Rodungsarbeiten auf der Gleisanschlußtrasse begonnen worden war, erfolgte im März 1965 die zentrale Entscheidung gegen eine Schachtanlage, aber für die Untersuchung der Anschlußmöglichkeiten des Reicherztes an die Schachtanlage Bernard Koenen.

Die Technisch-Ökonomische Zielstellung/Investitions-Aufgabenstellung vom Dezember 1967 sah den Aufschluß eines Baufeldes von 15,8 km<sup>2</sup> mit 240.000 t Kupfer vor. Davon lagen 5,2 km<sup>2</sup> mit 103.000 t Kupfer in einer Entfernung von 5,6 km bis 9,2 km vom Schacht. Vom Schacht Niederröblingen wurde deshalb eine Verbindung über Querschlag-Süd, -520 m Sohle-Süd, 10. Sohle-Süd zu einem Bohrschacht von 678 m Teufe und 2,5 m Ausbauinterdurchmesser 1 km west-südwestlich von Mönchpiffel hergestellt.

Der erforderliche Investitionsaufwand wurde mit 93,8 Millionen Mark, davon 18,7 Millionen Mark für den Bohrschacht, veranschlagt. Das Vorhaben wurde 1968/1979 mit einem Investitionsaufwand von 86,6 Millionen Mark realisiert.

Durch Wiedereinsatz in der Mansfelder Mulde ausgebaute Druckluft- und Wasserrohre (17,8 km), Gleise (4 km) und Fahrleitungen (15,9 km) wurden 517.000 Mark Investitionen eingespart und Beschaffungspässe umgangen.

Der erste Wetterring wurde nach 2,35 km Auffahrung über die -520 m Sohle-Süd und 1,92 km Auffahrung der 10. Sohle-Süd ab Kopf- bzw. Fußpunkt Flaches 10 v über das 1,375 m lange Flache 10 u geschlossen. Die Sonderbewetterung des über die 10. Sohle über 3.000 m langen Vortriebes erfolgte durch eine saugende Luttentour von 600 mm Durchmesser mit drei Lüfterkaskaden von je 1.000 m Länge mit je zwei, drei und vier Luttentüftern der Baureihe LANN der Turbowerke Meißen.

Der Bohrschacht Mönchpiffel (Abbildung 2, Nr. 9) wurde vom November 1975 bis Mai 1977 bis 327 m Teufe gebohrt. Nach Einschwimmen und Zementieren des wasserdichten Stahlausbaus sowie Sumpfung des Schachtes wurden ein Pilotbohrloch von 800 mm Durchmesser mit Luftumkehrspülung von der Schachtsohle bis 678 m Teufe gebohrt, dies unter Tage angefahren und der Schacht im trockenen Aufwärtsbohren von 678 m bis 327 m Teufe fertiggestellt und ohne Ausbau belassen.

Der Bohrschacht wurde mit einer Notfahrwinde und Dahlbusch-Bombe ausgerüstet und seine Zugangsstrecke als Fluchtraum eingerichtet. Der untertage aufgestellte Drall-regelbare Axiallüfter führte 5.500 m<sup>3</sup>/min Abwetter über den Bohrschacht ab, so daß sich die Gesamtabwettermenge der Schachtanlage Bernard Koenen von 8.500 m<sup>3</sup>/min auf 13.900 m<sup>3</sup>/min erhöhte.

Für die Schachtanlage Bernard Koenen, deren Vorräte laut EVB per 1. Januar 1968 mit 16,7 km<sup>2</sup> und 283 kt Kupfer (16,95 kg Kupfer/m<sup>2</sup>) ausgewiesen wurden, aus denen 1966 24,9 und 1973 20,4 kg Kupfer/m<sup>2</sup> gefördert wurden, stellte der Anschluß des Allstedter Feldes nicht nur die Sicherung der Anlegemöglichkeiten für das ab 1970 allein auf das Sangerhäuser Revier konzentrierte Strebpersonal, sondern auch eine neue Zugriffsmöglichkeit auf Reicherze mit 19,8 kg Kupfer/m<sup>2</sup> dar.

#### **2.1.5.5. Westliches Südfeld Thomas-Münzer-Schacht 1975/1985**

Für dieses Feld im Raum Martinsrieth wurden in der EVB per 1. Januar 1976 4,9 km<sup>2</sup> mit 73.800 t Kupfer (15,1 kg/m<sup>2</sup>) ausgewiesen.

Seit 1975 erfolgte sein Aufschluß durch Auffahrung von 3 km Richtstrecke und dem Querschlag 10. Sohle aus dem Querschlag 7. Sohle, 3 km 10. Sohle - West (-493 m NN), 575 m Querschlag - Nord 10. Sohle und 1 km Flaches 10 m zur 7. Mittelsohle - Ost im Westfeld. Daraus resultierte die längste im Kupferschieferbergbau aufgetretene Gesamtdurchschlagslänge von 7,6 km, die beidseitig in Sonderbewetterung aufgefahren wurden. Ursprünglich mit einem Investitionsaufwand von 50,1 Millionen M geplant, wurde davon nur ca. die Hälfte realisiert und 1981/1985 lediglich ein Abbaublock zwischen 10. und 11. (-530 m NN) Sohle mit 1,6 km Flächen und 1,2 km 11. Sohle umfahren. Abbau wurde außer in einem Geradstreb auf der 10. Sohle mit 250 m Vortrieb nicht aufgenommen.

Die Gründe hierfür lagen zum einen in der geringeren Kupferschüttung als in den übrigen Feldern des Thomas-Münzer-Schachtes (22,5 kg je m<sup>2</sup>), zum anderen in der seit Mitte der 1980er Jahre zunehmenden hydrologischen Gefährdung des Westfeldes, dessen Abfluß das westliche Südfeld gefährdet hätte.

#### **2.1.5.6. Hochscholle Nienstedt 1977/1984**

Von den 4,1 km<sup>2</sup> mit 56,2 kt Kupfer (14,4 kg/m<sup>2</sup>) des nördlichen Vorratsfeldes auf der Hochscholle Nienstedt standen vor allem der unmittelbar an die Nienstedter Störung grenzende Reicherzteil, nach EVB per 1. Januar 1976 0,5 km<sup>2</sup> mit 10 kt Kupfer (20 kg/m<sup>2</sup>) im Blickpunkt des Interesses. Die zum gleichen Zeitpunkt ausgewiesenen übrigen Vorräte des Bernard-Koenen-Schachtes einschließlich des Reicherzareals Allstedt betragen 18,6 km<sup>2</sup> mit einer Kupferschüttung von 18,1 kg/m<sup>2</sup>, aus denen 1976 19,3 kg Kupfer/ m<sup>2</sup> gefördert wurden.

Die Aufschlußarbeiten, für die man 1976 einen Aufwand von 14,4 Millionen Mark plante, begannen 1977. Hierfür nutzte man nicht den vorhandenen Füllortanschluß 5. Sohle im Bernard-Koenen-Schacht II (Nienstedt), sondern fuhr ein 1,7 km langes Förderflaches aus dem Querschlag 8. Sohle - Ost (-502 m NN) mit ca. 6° Anstieg bis zur 4. Sohle (-330 m NN) und 400 m 4. Sohle auf der Hochscholle sowie ein 630 m langes Abwetterflaches aus dem Abwetterflachen zur 8. Sohle Schacht II mit 11° Anstieg bis zur 5. Sohle (-380 m NN) auf der Hochscholle auf.

Infolge des Anfahrens starker Stickstoff- und Wasseraustritte aus dem östlich der Nienstedter Störung stark klüftigen Zechsteinkalk, die mit Sonderbewetterung nicht zu beherrschen waren, mußten die Auffahrungen 1978 gestundet werden, und der Durchschlag zwischen beiden Flachen über das 725 m lange Flache 5 i konnte erst 1984 erfolgen.

### 2.1.5.7. Ostfeld Thomas-Münzer-Schacht seit 1980

Der Aufschluß des im Bereich zwischen 3. und 5. Sohle und etwa 1,3 km bis 2,5 km nordöstlich des Thomas-Münzer-Schachtes liegenden Ostfeldes (0,75 km<sup>2</sup>, 15,6 kt Kupfer, rd. 20,8 kg Cu/m<sup>2</sup>) begann 1980 durch Auffahrung der 5. und 4. Sohle - Ost. Wegen hydrologischer Gefährdung aufgrund fehlender Steinsalzüberdeckung im Gonnaer Graben mußte das übrige Grubenfeld durch Einbau von Dammtoren in diese Grubenbaue gesichert werden.

### 2.1.5.8. Tiefscholle Osterhausen 1983/1989

Den nachhaltigsten Aufschluß für die Fortführung des Kupferschieferbergbaus sollte die Tiefscholle östlich der Einsdorfer Störung bis zur Süd-West-Rand-Störung des Hornburger Sattels, nordwestlich Einsdorf/Großosterhausen/Sittichenbach bewirken. Die EVB wies für die Tiefscholle Osterhausen per 1. Januar 1977 auf 5,4 km<sup>2</sup> 111 kt Kupfer (20,6 kg je m<sup>2</sup>) in einer Teufe zwischen -650 m NN (bei Einsdorf) und -1.000 m NN (bei Sittichenbach) aus.

Laut EVB, Stand 1. Januar 1976, betragen die übrigen Vorräte des Bernard-Koenen-Schachtes, einschließlich Reicherzteil Allstedt und Reicherzteil Hochscholle Nienstedt, 19,1 km<sup>2</sup> mit 346 kt Kupfer (18,1 kg je m<sup>2</sup>).



**Abbildung 40:** Schachtbohranlage (Bohrgerüst)  
Schachtbau Nordhausen



**Abbildung 41:** Schachtbohrgerät (Bohrkopf)  
Schachtbau Nordhausen

Zum Aufschluß der Tiefscholle hatten bereits Anfang der 1960er Jahre Vorstellungen zu ihrem Aufschluß vom Fortschritt-Schacht aus über eine 5 km - 6 km lange Zahnradbahn aus der Nähe des Hoffnung-Schachtes bei Neckendorf durch den Hornburger Sattel bestanden. 1983 begannen die Auffahrungen aus der 10. Sohle - Nord (-632,6 m NN) am Bernard-Koenen-Schacht II. Mit dem Bohrschacht Holdenstedt (Abbildung 2, Nr. 10) wurde im Februar 1986 begonnen.

Die Aufschlußkonzeption sah die Auffahrung eines 5,2 km langen Doppelquerschlages, davon 4,7 km durch das Oberkarbon unter der Hochscholle Nienstedt 250 m unter deren 5. Sohle bis zum Antreffen des Kupferschiefers östlich der Einsdorfer Störung, die daran anschließende Auffahrung eines 3,3 km langen Zentralflachens bis zum Niveau -1.000 m NN, das Niederbringen eines Bohrschachtes von 711 m Teufe (bis -535 m NN) und 3 m lichtem Ausbaudurchmesser 1,5 km südöstlich Holdenstedt sowie dessen Verbindung mit dem Endpunkt der Querschläge über ein 0,8 km langes Wetterflaches vor.

Der erforderliche Investitionsaufwand wurde 1983 auf 286,8 Millionen Mark, davon 78,8 Millionen Mark für den Bohrschacht, veranschlagt. Bis 1987 erhöhte sich dieser Wert durch Industriepreisänderungen (69 %), Unvorhergesehenes (19 %) und zusätzliche Objekte und Leistungen (12 %) auf 362,6 Millionen Mark.



**Abbildung 42:** Schachtbohrgerät  
(Kraftspülkopf, Bohrstrang,  
Bohrkleinaustrag)  
Schachtbau Nordhausen



**Abbildung 43:** Schachtbohrgerät  
(Stabilisator für Bohrstrang)  
Schachtbau Nordhausen



**Abbildung 44:** Bohrschachtausbau  
(Schachtausbauschieße)

Bei Einstellung des Vorhabens waren durch Schachtbau Nordhausen bis Oktober 1988 3.375,8 m Querschlag - Nord im Profil B 4.300 + 700/500 und 4.114,6 m Querschlag - Süd im Profil B 2.900 aufgefahren sowie bis März 1989 342 m Bohrschacht bis in den Hauptanhydrit gebohrt und 334 m wasserdichter Stahl-ausbau mit 3 m Innendurchmesser eingeschwommen und zementiert worden. Der realisierte Wertumfang betrug Anfang 1989 123,4 Millionen Mark, davon 49,3 Millionen Mark für den Bohrschacht.

## **2.1.6. Konzeption zum Aufschluß der übrigen Vorräte im Sangerhäuser Revier**

Nachdem 1980 feststand, daß eine baldige Verlagerung des Bergbaus nach Spremberg ausschied und nach 1986 infolge des Zuflußgeschehens auf dem Thomas-Münzer-Schacht der Verlust des überwiegenden Teiles seiner Baufelder zu befürchten war, wurden Untersuchungen zum Aufschluß weiterer Baufelder für die Anlegung des noch vorhandenen Strebpersonals angestellt.

### **2.1.6.1. Baufeld Heldrungen**

Südlich der Kyffhäuser Nordrandstörung im Raum südlich Reinsdorf/Braunsroda/Heldrungen/ Oberheldrungen befinden sich auf einer Fläche von 13,2 km<sup>2</sup> 294,3 kt Kupfer (22,3 kg je m<sup>2</sup>) - EVB per 1. Januar 1977. Der in 580 m - 1.200 m Teufe liegende Vorrat wird durch 2 NW-SO streichende Störungen in zwei Hoch- und eine dazwischenliegende Tiefscholle unterteilt.

Bereits 1964 wurde bei den Vorbereitungsarbeiten zur Schachtanlage Allstedt untersucht, einen an deren westlichem Baufeldrand am Osthang des Weinberges bei Artern auf 450 m zu teufenden Wetterschacht später auch als Wetterschacht für das mit seinem nördlichen Baufeldrand 4 km entfernt liegende Baufeld Heldrungen zu nutzen und eine Schachtkernbohrung niedergebracht.

Für den Förderschacht mit zwei Füllorten bei 750 m und 960 m Teufe war ein Standort nordöstlich Braunsroda vorgesehen. Als Abwetter- und Fluchtwege sollten zwei Bohrschächte mit 750 m und 785 m Teufe und 2,4 m Ausbauinnendurchmesser dienen. Aufwandseinschätzungen hierfür wurden 1969, 1977, 1984 und 1987 vorgenommen, wobei sich der geschätzte Investitionsaufwand, im wesentlichen durch Industriepreisänderungen bedingt, von 242,8 Millionen Mark 1969 auf 1.102,7 Millionen Mark 1977 und bei von 555 kt Erz/Jahr und 4.190 Beschäftigten auf 217 kt Erz/Jahr und 2.094 Beschäftigte reduzierter Kapazität 1987 auf 1.128,8 Millionen Mark erhöhte, wovon 33 % bis 38 % auf das Schachtteufen entfielen.

Auch der 1984/1987 alternativ untersuchte untertägige Anschluß an die -520 m Sohle - Süd des Bernard-Koenen-Schachtes über eine 14,8 km lange Verbindungsstrecke mit vier Wetterbohrungen von 650 m - 750 m Teufe und 900 mm Enddurchmesser für den alternativen Betrieb von Oberleitungslokomotiven (Förderung) und Oberleitungsbussen (Fahrung) hätte 1.186 Millionen M erfordert.



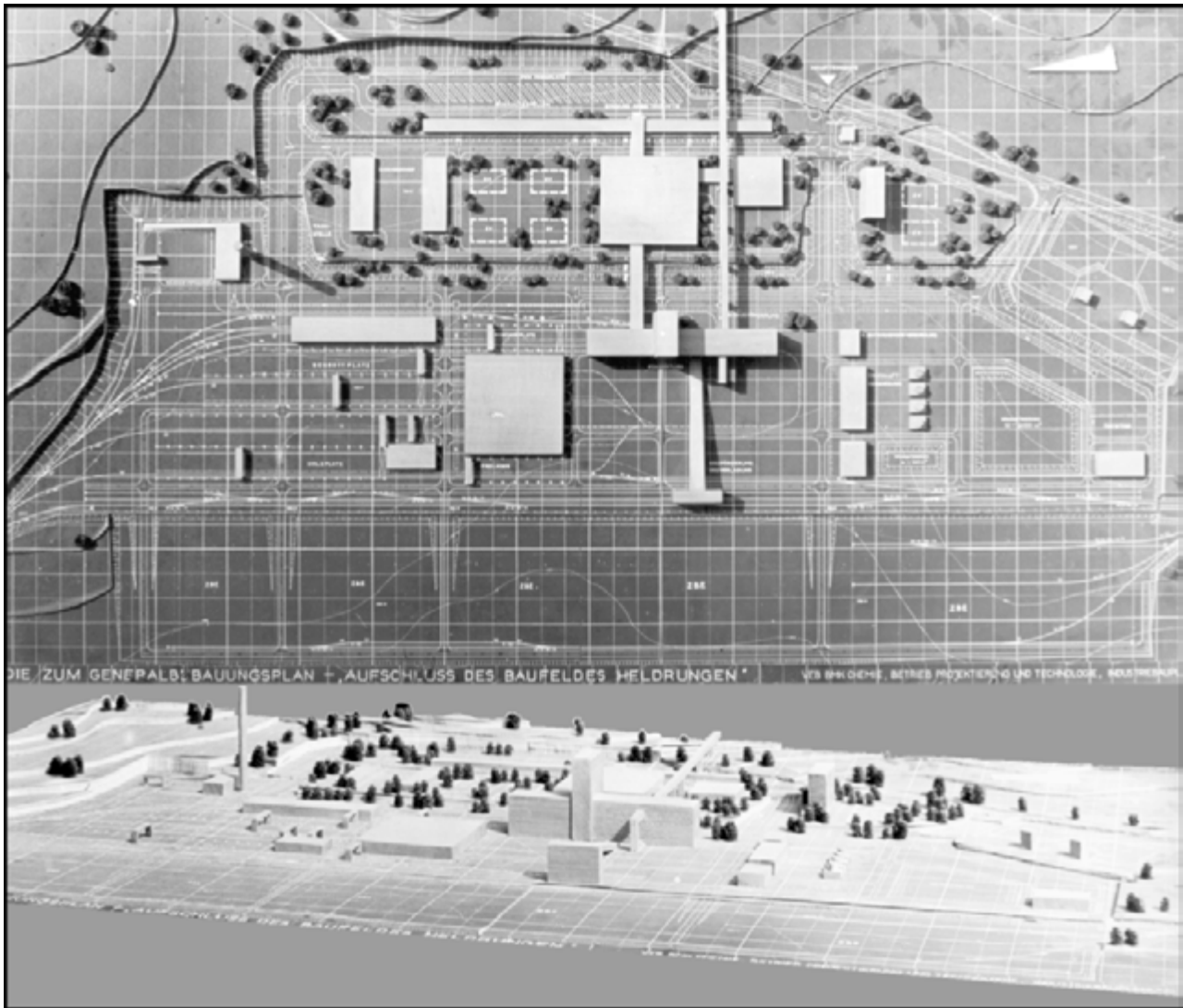


Abbildung 45: Tagesanlagen Schacht Heldrungen (Modell)

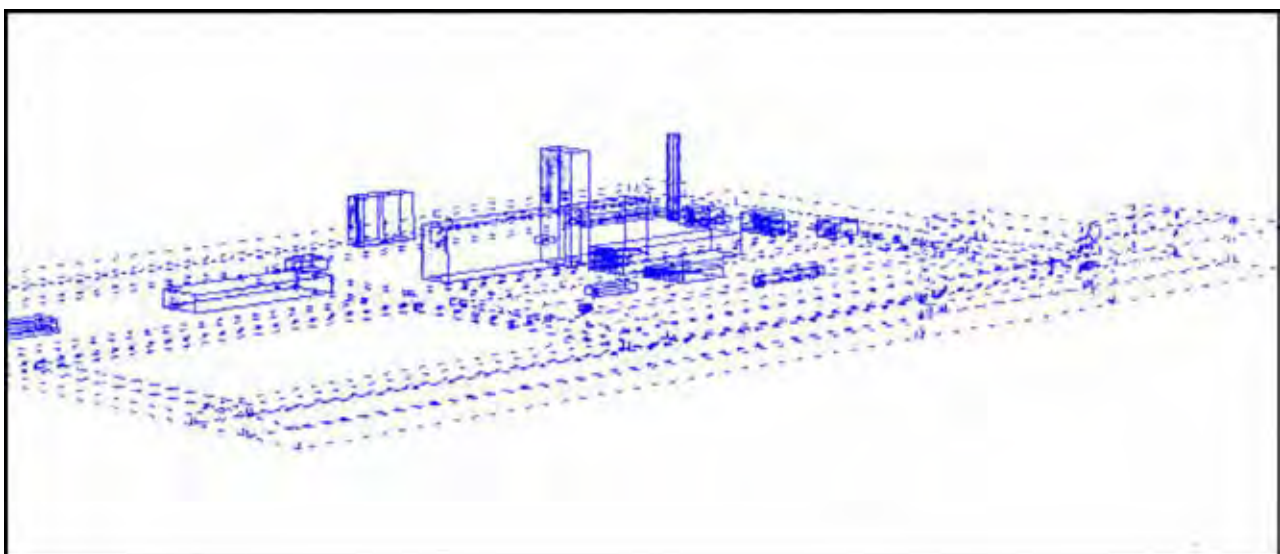


Abbildung 46: Tagesanlagen Schacht Heldrungen  
(Computerausdruck Werksansicht Süd-Seite)



### **2.1.6.2. Baufeld Heygendorf (Allstedt-Süd und Nord/Ost)**

Als für die Anlegung des Strebpersonals vom Thomas-Münzer-Schacht mittelfristig realisierbare Möglichkeit wurde 1987/1988 der Aufschluß des restlichen Allstedter Feldes untersucht.

Diese im Raum Heygendorf/Kalbsrieth in einer Teufe zwischen -580 m NN und -800 m NN auf 2,7 km<sup>2</sup> liegendem 56,2 kt Kupfer (20,8 kg je m<sup>2</sup>) sollten durch einen Schacht von 920 m Teufe östlich Heygendorf erschlossen werden. Der Schacht mit 4,5 m lichtem Durchmesser sollte in seinen oberen 277 m als Bohrschacht, darunter als Teufschacht niedergebracht und mit einer Seilfahrtsanlage ausgerüstet werden. Es war vorgesehen, die auf dem Bernard-Koenen-Schacht I vorhandenen Kauenkapazitäten zu nutzen und die Belegschaft in Schwarzbussen nach und von Heygendorf zu befördern.

Der Anschluß des Feldes Heygendorf an das Fördersystem des Bernard-Koenen-Schachtes war über 3.000 m Flächenförderung in Position des vorhandenen Flachen 9 r zur 8. Sohle - West vorgesehen. Der zum Aufschluß Heygendorf erforderliche Investitionsaufwand wurde im Februar 1988 mit 308,3 Millionen Mark veranschlagt.

Die im wesentlichen durch sinkende Kupferschüttungen in den verfügbaren Abbaufeldern, stetigen Rückgang des produktiven Strebpersonals (1988 1.262 Mann) sowie steigenden spezifischen Aufwand für Neuaufschlüsse sich verschlechternde wirtschaftliche Situation des Kupferschieferbergbaus führten 1988/1989 zu dem Entschluß, diesen so schnell, wie es durch die Bereitstellung anderer Arbeitsplätze möglich sei, abzufahren (bis 1995) und nicht nur auf weitere Neuaufschlüsse zu verzichten, sondern auch die zum Aufschluß der Tiefscholle Osterhausen laufenden Arbeiten einzustellen.

### **2.1.6.3. Stadtpfeiler Thomas-Münzer-Schacht**

Der in Schachtnähe zwischen der 5. Sohle und der Richtstrecke 6. Sohle gelegene Vorrat, (1,14 km<sup>2</sup> mit 15.390 t Kupfer, 13,5 kg/m<sup>2</sup>) befindet sich unter der Verbreitungsgrenze des Staßfurt-Steinsalzes und war deshalb aus hydrogeologischen Gründen blockiert. Die Entwicklung des Zuflußgeschehens auf dem Thomas-Münzer-Schacht verhinderte seine Gewinnung.

## **2.1.7. Spremberg, eine nicht erschlossene Kupfererzlagerstätte**

Ein von 1958 bis 1964 durchgeführtes zentrales Such- und Erkundungsprogramm auf Kupferschiefer wurde im Raum Spremberg/Weißwasser an der Zechsteinbasis fündig.

Der Minister für Erzbergbau, Metallurgie und Kali (EMK) beauftragte im November 1968 das Mansfeld Kombinat (MK), im Rahmen von Varianten zur Kupferbedarfsdeckung aus eigenem Erz die Möglichkeiten zur Nutzung dieser Lagerstätte zu untersuchen.

Das Mansfeld Kombinat beauftragte den VEB Geologische Forschung und Erkundung Freiberg 1970, die bisherigen Ergebnisse zu präzisieren. Es wurden auf einer Fläche von 17,4 km<sup>2</sup> 98,6 Millionen Tonnen Erz mit einem Kupferinhalt von 1,49 Millionen Tonnen in einer Teufe von 900 m bis 1.650 m nachgewiesen.



**Abbildung 47:** Baustelleneinrichtung, Schachterkundungsbohrung  
(Kupfererzschachtanlage Spremberg)

Daraufhin erfolgte die Erarbeitung der Dokumentation zur Investitionsvorentcheidung, welche 1977 vorgelegt wurde. Sie sah vor, mit 4.000 Beschäftigten jährlich 302.000 t Konzentrat mit 42.200 t Kupferinhalt aus 3,35 Millionen t Erz in Spremberg zu produzieren. Die Verhüttung sollte in einer im Raum Eisleben-Helbra zu errichtenden Konzentrathütte erfolgen.

Der Ministerrat der DDR bestätigte diese Investitionsentscheidung 1979. Das Investitionsvolumen wurde mit insgesamt 4,6 Milliarden Mark festgelegt, davon 3,5 Milliarden Mark für Bergbau und Aufbereitung. Die Produktionsaufnahme sollte 1990 erfolgen.

Im Rahmen der Ausarbeitung des Fünfjahrplanes 1981 bis 1985 mußte jedoch im Jahr 1980 festgestellt werden, daß die notwendigen Mittel und Kapazitäten in den Fünfjahrplan nicht einzuordnen waren.



**Abbildung 48:** Baustelleneinrichtung mit  
Bürocontainern  
(Kupfererzschachtanlage  
Spremburg)



**Abbildung 49:** Baustelleneinrichtung,  
Werkstatthalle  
(Kupfererzschachtanlage  
Spremburg)

Der Minister für Erzbergbau, Metallurgie und Kali legte daraufhin im August 1980 fest, die weiteren Arbeiten an der Vorbereitung dieses Vorhabens einzustellen. Bis zu diesem Zeitpunkt betrug die Aufwendungen für das Vorhaben 90,7 Millionen Mark, davon 54 Millionen Mark für die Bohrerkundung und 4,5 Millionen Mark für die Baustelleneinrichtung.

Das Mansfeld Kombinat hatte sich mit großer Energie auf dieses Vorhaben konzentriert, sah man doch hier eine reale Alternative für die Sicherung der Kupferversorgung der DDR. Das Ende der Kupfererzförderung im Raum Sangerhausen zeichnete sich konkret ab. Für den jüngeren Kreis der Bergleute im Sangerhäuser Raum sollten damit auch Arbeitsmöglichkeiten zur Fortsetzung ihres bergmännischen Berufes geschaffen werden. Das Personal für die in Spremberg angesiedelte Aufbauleitung, die 1980 bereits 100 Personen umfaßte, war vorwiegend im Raum Eisleben/Sangerhausen gewonnen worden.

Für die weitere Baufelderweiterung im Sangerhäuser Revier sah man seit 1976 nur noch eine eingeschränkte Notwendigkeit. So unterblieben bis 1980 weitere Neuaufschlüsse, ausgenommen die Hochscholle Nienstedt und westliches Südfeld Sangerhausen.

Die Entscheidung, den Aufschluß der Lagerstätte Spremberg nicht zu realisieren, löste im Mansfeld Kombinat erhebliche Probleme aus. Der gegebene Erkundungs- und Erschließungsvorlauf sicherte keine längerfristige Kupferproduktion aus eigenem Erz in der technologisch für das Betreiben der Hüttenprozesse notwendigen Höhe.

Um das entstehende perspektivische Loch zu schließen und die Existenz zu sichern, wurden deshalb forciert Maßnahmen in drei Stoßrichtungen eingeleitet bzw. vorangetrieben.

1. Um weiteres Abbaufeld zu erschließen, wurde als wichtigstes das Investitionsvorhaben „Aufschluß Tief-  
scholle Osterhausen“ vorbereitet. Das Vorhaben wurde mit 360 Millionen Mark Investitionskosten bestätigt und unverzüglich mit der Realisierung begonnen. Diese Investition allein hätte aber die anstehenden Probleme auch nur eingeschränkt gelöst. Weitere Überlegungen zum Aufschluß von Lagerstättenteilen sind im Abschnitt 2.1.6. dargestellt.

2. Als wichtigste Maßnahme zur Sicherung der Rohstoffversorgung mit Kupfer wurde der Bau einer Konzentrathütte im Raum Hettstedt auf der Basis von Importkonzentraten forciert vorangetrieben.

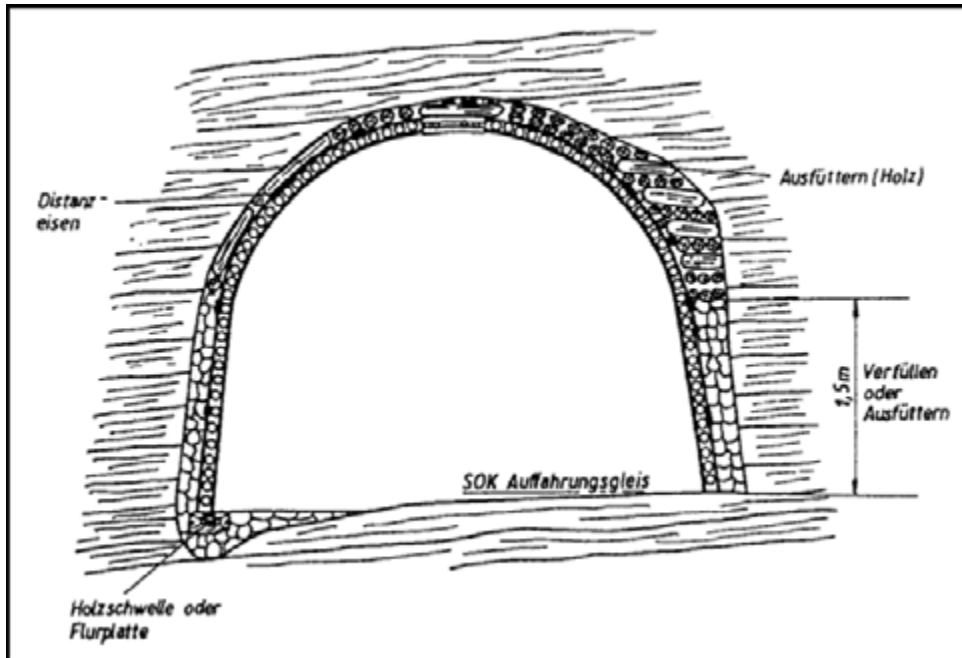
3. Ausgehend vom hohen Stellenwert, den in den 80er Jahren die Mikroelektronik bzw. High-tech-Lösungen in der Wirtschaft der DDR einnahmen, setzte sich das Mansfeld Kombinat Ziele, um eine schrittweise Umprofilierung einzuleiten (s. dazu die Ausführungen im Kapitel VIII., „Forschungstätigkeit“).

## **2.2. Technische Entwicklung im Bergbau**

### **2.2.1. Strecken und Flachenauffahrung**

Vom Schacht aus erfolgte der Aufschluß der Kupferschieferlagerstätte durch söhliche Querschläge, Sohlen(strecken) und Strecken im Einfallen der Lagerstätte, sog. Flächen. Diese ins unverritzte Feld, „ins Volle“ gefahrenen Strecken, dienten der Erschließung des Kupferschieferflözes für den späteren Abbau und wurden als Ausrichtung bezeichnet.

Die Querschläge wurden meistens quer zum Streichen des Kupferschieferflözes vorwiegend durch dessen Liegendes, in einigen Fällen durch sein Hangendes, im Profil 4 m x 4 m söhlig vom Schacht bis zum Flöz aufgefahren. Bei Stahlbogenausbau mit 3,8 m bis 4,3 m Sohlenbreite und 3,1 m bis 3,4 m Scheitelhöhe betrug der Ausbruchquerschnitt 13,5 m<sup>2</sup> bis 14,9 m<sup>2</sup> (10,8 m<sup>2</sup> bis 11,5 m<sup>2</sup> im Lichten).



**Abbildung 50:** Stahlbogenausbau  
(Ausbauregeln für den Streckenausbau)

Je nach Saigerabstand der Füllorte vom Kupferschieferflöz in der Schachtröhre und dessen Einfallen betrug die Länge der Querschläge 200 m bis 2.600 m.

Vom Kreuzungspunkt der Querschläge mit dem Kupferschieferflöz wurden beidseitig, dessen Streichen folgend, horizontal (söhlig) „Sohlen“(-strecken) aufgefahren. Deren Profil betrug in der Mansfelder Mulde bei 500 mm Spurweite der Förderwagen und Einsatz von Oberleitungslokomotiven mit Rollenstromabnehmern 3,2 m x 3 m, im Sangerhäuser Revier bei 600 mm Spurbreite und Oberleitungsloks mit Parallelogrammstromabnehmern 4 m x 3,5 m.

In der Mansfelder Mulde wurden im gleichen Saigerabstand von 62,8 m (30 Lachter) unter bzw. über den an die Querschläge anschließenden Sohlen weitere Sohlen aufgefahren, deren Niveau durchgehend in allen Schachtbaufeldern gleich war. Eine Ausnahme stellte der saigere Sohlenabstand von 50 m zwischen der 13. und 14. Sohle dar. Dem örtlich unterschiedlichen Einfallen des Kupferschieferflözes entsprechend, entstanden flache Bauhöhen zwischen zwei Sohlen von 450 m bis 1.175 m, im Durchschnitt ca. 770 m.

Im Sangerhäuser Revier behielt man den saigeren Sohlenabstand von 62 m zunächst bis zur 4. Sohle des Thomas-Münzer-Schachtes bei. Darunter, wie auch im Felde der Schachtanlage Bernard Koenen, wurden die saigeren Sohlenabstände dem unterschiedlichen Flözeinfallen angepaßt, so daß sich bei 30 m bis 60 m saigerem Sohlenabstand flache Bauhöhen von 350 m bis 1.000 m, im Durchschnitt ca. 700 m, ergaben.

Da die Sohlenstrecken dem Kupferschieferflöz und seinen Lagerungsveränderungen söhlig folgten, konnten sie nicht geradlinig aufgefahren werden, wenn sie den Kupferschiefer stets im Stoß der Sohle sichtbar halten sollten. Ihre tatsächliche Auffahrungslänge zwischen zwei Punkten betrug deshalb ca. das 1,1-fache ihres Abstandes.

Von den Sohlenstrecken aus wurden im Abstand von ca. 500 m bis max. 2.375 m, im Mittel ca. 1.000 m, im Flöz (auf seinem Liegenden) dessen Einfallrichtung folgend (nach der Stunde), Flächen bis zur nächst-unteren (-oberen) Sohle aufgefahren. Deren Ausbruchprofil betrug in der Mansfelder Mulde 3 m x 3 m, im Sangerhäuser Revier später 3,4 m x 3,3 m.

Wo die von beiden Sohlen dem Flöz folgenden Flachenteile durch einen geologischen Sprung an diesem unterschiedliches Niveau hatten, wurden sie bei Sprunghöhen (10er m) durch Hochbrüche, seltener Gesenke, verbunden.

Diese wurden im Ausbruchprofil 3 m x 2 m in der Regel am Sprung in dessen abgesunkener Scholle, d. h. im Zechsteinkalk/Anhydrit, aufgefahren. Bei Sprunghöhen im m-Bereich wurden diese mit stärkerem Einfallen/Ansteigen des Flachens im Nebengestein überfahren.

Durch die Flächen, Sohlen und Querschläge war das Kupferschieferflöz erschlossen und die notwendige Fahr-, Förder- und Wetterverbindung zu den Tagesschächten hergestellt.



**Abbildung 51:** Nach einem Stickstoffausbruch beim Streckenvortrieb im Liegenden

Havarien gab es beim Sprengen im Weißliegendensandstein vor allem in Dünen durch Stickstoffausbrüche mit mehreren hundert bis über tausend m<sup>3</sup> Materialauswurf.

Vorbohren und Anlage von druckluftbewetterten Zündkammern war für stickstoffgefährdete Vortriebe vorgeschrieben.

Der Abbau begann von den Sohlenstrecken und Flächen aus. Da er von diesen aus zu Felde strebte, mußten Fahr-, Förder- und Wetterverbindungen zwischen Sohle/Flächen und Streb geschaffen werden.

Die hierfür aufgefahrenen Strecken wurden als Vorrichtung bezeichnet obwohl sie, außer beim Schäl-schrapperstrebbaue, dem Abbau folgend durch dessen Alten Mann aufgefahren wurden.

Den Huntestreben folgten im gegenseitigen Abstand von 100 m bis 180 m rechtwinklig von der Sohle aus zweigleisige Brems- bzw. Maschinenberge mit 3 m x 2,1 m Ausbruchprofil. Von diesem aus wurden beid-seitig söhlig Abbaustrecken mit ca. 60 m bis 80 m gegenseitigem flachen Abstand und 37,5 m bis 76 m

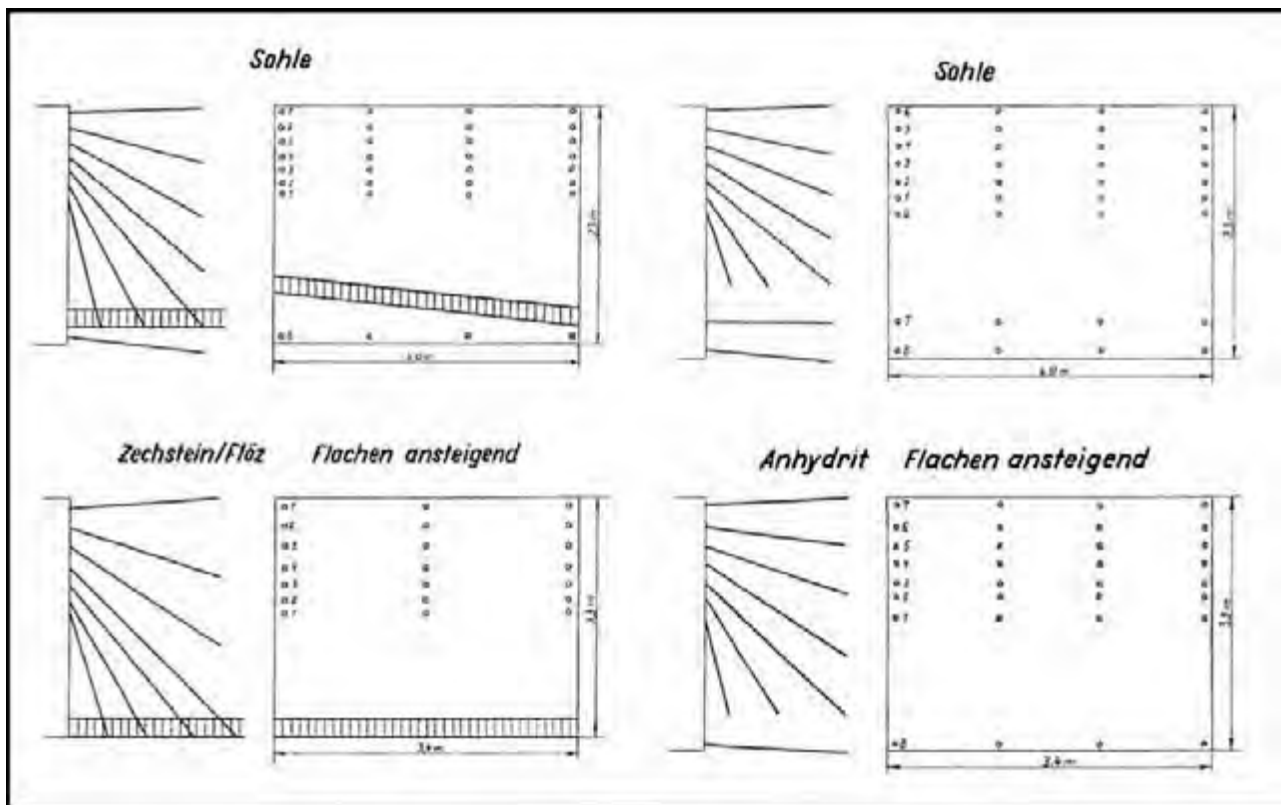
Länge angesetzt. Deren erste 5 m bis 15 m wurden zweigleisig im Ausbruchprofil 2 m x 1,9 m, der Rest eingleisig mit 1,3 m x 1,9 m Querschnitt aufgefahren. In sie mündeten im 25 m Abstand die Förderfahrten der Strebe. Plattenbandstreben folgten aus der Sohle, teilweise aus den Flächen in 70 m bis 80 m gegenseitigem Abstand Bandberge(strecken) mit 3,2 m x 2,2 m Ausbruchprofil.

Die den Geradstreben aus den Sohlen bzw. Flächen folgenden Bandberge(strecken) hatten einen gegenseitigen Abstand von 50 m bis 60 m und ein Ausbruchprofil von 2,5 m - 3 m x 2,2 m.

Die Länge der Bandberge(strecken) betrug 350 m bis 800 m. Für den Schälscrapperstrebbaue mußte vor Abbaubeginn das Baufeld durch Bandfläche in 150 m Abstand und von diesen in 25 m Abstand abgehende söhlige Abbaustrecken unterteilt werden. Diese als echte Vorrichtung ins Unverritzte aufgefahrenen Strecken erhielten Ausbruchquerschnitte von 3,5 m x 2,5 m (Bandflaches) bzw. 3,2 m x 2,2 m (Abbaustrecken).

Der Streckenvortrieb erfolgte durch Bohrsprengarbeit.

Der beim Vortrieb ins „Volle“ angewandte Sohlenlöseineinbruch nutzte bei Auffahrungen im Flöz dessen natürliche Lösefläche zur Hornbank (Oberkante des Weißliegenden). Mit 21 bis 32 Bohrlöchern von 1 m bis 2,7 m Tiefe und 36/34 mm Durchmesser wurden 1,4 m bis 1,85 m Vortrieb je Abschlag erzielt.



**Abbildung 52:** Bohrschemata Sohlenlöseineinbruch

Bis Anfang der 1950er Jahre wurden zum Herstellen der Bohrlöcher der auf der Schulter des Bohrhäuers geführte pneumatische Bohrhammer der Fa. Flottmann bzw. der Bohrhammer BH 16 vom ETW Suhl mit einem Gewicht von 16 kg verwandt.



**Abbildung 53:** Schießhauer im Ortsbetrieb bei der Bohrarbeit  
(Vitzthum-Schacht, September 1949)

Der Bohrgeschwindigkeit der Bohrhämmer entsprechend, bohrten 3 oder 4 (im Querschlagsvortrieb 6) Bohrhauer (einer je Bohrlochreihe) die insgesamt 40 bzw. 65 (80) Bohrmeter/Abschlag in einer Schicht ab. Zum Bohren der oberen Löcher war eine in die Stöße eingebaute Hilfsbühne erforderlich.



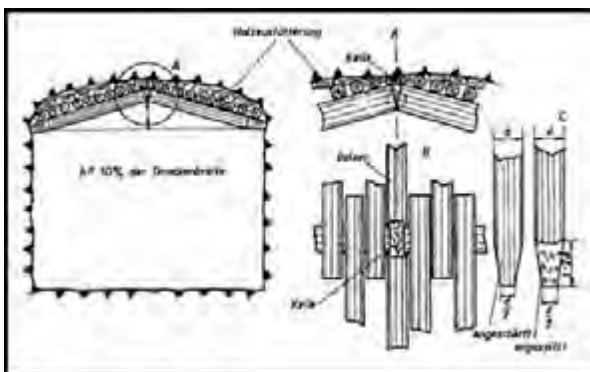
**Abbildung 54:** Laden von Hand (Streckenvortrieb)

Gesprengt („geschossen“) wurde mit Gelantine-Donarit I und Donarit II (30-35 kg/Abschlag, gezündet mit elektrischen Zündschnurzeitzündern und Sprengkapseln Nr. 8 („Zündhütchen“). Durch unterschiedliches

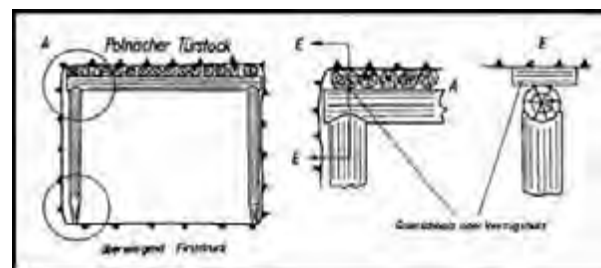
Einkürzen der ursprünglich ca. 20 cm langen Zündschnüre an den elektrischen Brückenzündern um cm wurde eine abgestufte Zündfolge erreicht. Die Zündfolge begann mit den unteren, geneigten Bohrlochern der mittleren Bohrlochreihe(n) (Einbruch) und setzte sich nach beiden Stößen und oben bis zu den Firstlöchern fort. Zuletzt wurden, wenn vorhanden, die im Sohlenbereich flach gebohrten „Heber“ gezündet.

Das Wegladen des hereingeschossenen Haufwerkes erfolgte zunächst mit der Schaufel - bei unebener Sohle wurden vor Abtun des Abschlags Belagbleche auf die Streckensohle gelegt - oder mit Fülltrog und Kratze in Förderwagen. Vier „Füller“ luden das Haufwerk eines Abschlags, 70 bis 90 410 l-Wagen in einer Schicht. Vor Ort wurden jeweils zwei Förderwagen zum Beladen nebeneinandergestellt.

Zu den sieben bis acht Schichten zum Bohren und Wegladen eines Abschlags mit ca. 1,85 m Vortrieb kam noch eine Schicht für den Zimmerhauer („Sohlenmeister“), der für den Ausbau des Ortes bis 2 m hinter der Ortsbrust meist im Sparren (auch im Türstockausbau) und das Vorstrecken der Druckluft- und Wasserleitung, der Gleise sowie der Luttentour zuständig war. Das entsprach einer Vorortleistung von ca. 2 fm<sup>3</sup>/Mann und Schicht bzw. ca. 0,2 m Vortrieb/Mann und Schicht.



**Abbildung 55:** Sparrenausbau  
(Ausbauregeln für den Streckenausbau)



**Abbildung 56:** Türstockausbau  
(Ausbauregeln für den Streckenausbau)

In der Regel führen Bohrer und Füller der Ausrichtung in getrennten Schichten ein, so daß drei Abschläge (ca. 5,6 m Vortrieb) in zwei Tagen möglich waren. Zur Beschleunigung der Vortriebsgeschwindigkeit konnten aufgrund der langen Fahrzeiten und entsprechend kurzen Vor-Ort-Zeiten (£ 5 Stunden/Schicht) vier Drittel/Tag angelegt und zwei Abschläge/Tag mit 3,7 m Vortrieb erreicht werden.

Für die Ladearbeit im söhnigen Streckenvortrieb kamen vereinzelt bereits seit Ende des Zweiten Weltkrieges, verstärkt in den 1950er Jahren, Wurfschaufellader der Fa. Salzgitter-Maschinen AG - wegen des Aufheulens des Druckluftantriebes beim Ladevorgang und anschließendem Gepolter des Haufwerkes im Förderwagen auch „Stuka“ genannt - mit 300 l Schaufelinhalt zum Einsatz. Die Belegung des Füllerdrittels reduzierte sich dadurch auf drei Mann.

Im Flachenvortrieb begann 1950 der Einsatz von Schrappladern (Zahnradbahn Fortschritt-Schacht). Es kamen Schrapplader mit 400 und 800 l Kasteninhalt aus Dietlas/Rhön zum Einsatz, deren Standort dem Vortrieb bis auf 12 m Abstand folgte und denen ein Bandförderer nachgeschaltet war.





**Abbildung 57:** Auffahrschurre, Schrapkasten und Haspel einer Schrapanlage im Streckenvortrieb

Zur Auffahrung der Hochbrüche wurden Paralleleinbrüche mit ca. 25 Loch von ca. 2 m Tiefe (vier Einbruchslöcher in ca. 10 cm Abstand - „Brenner“) angewandt.



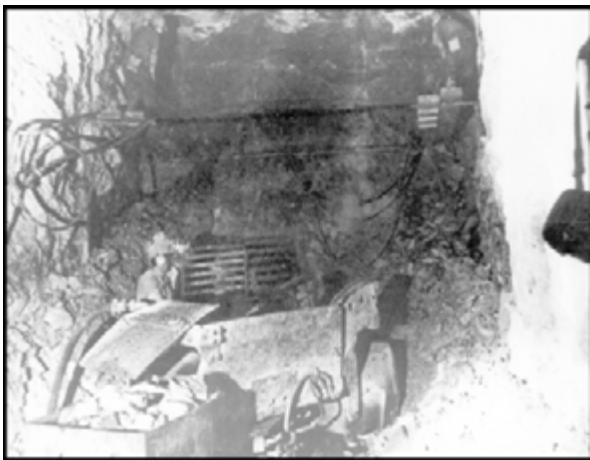
**Abbildung 58:** Bohren auf Teleskopstütze  
(Ausrichtungsort)

Zum Bohren der vertikalen Löcher von der Arbeitsbühne aus wurden die Bohrhämmer auf pneumatische Teleskopbohrstützen, die in das Auge im Hammergriff eingriffen, gesetzt. Das Haufwerk wurde in dem an

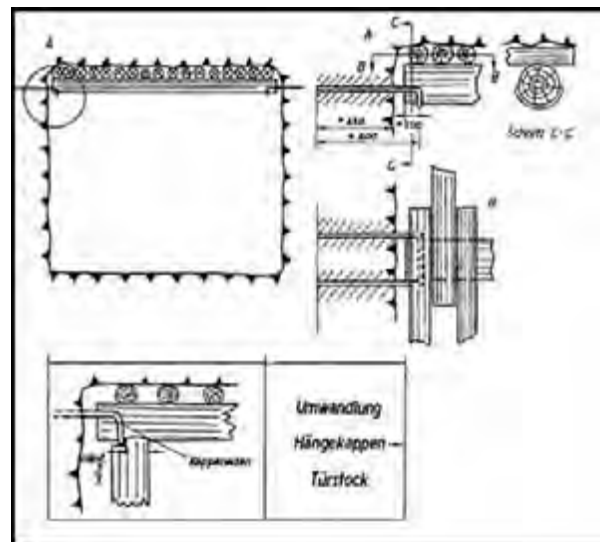
den Einstrichen gegen das Fahrtrum (2 m x 1 m) vertonten Bergetrum magaziniert und unten in die Förderwagen abgezogen.

Durch generelle Einführung von pneumatischen Teleskopbohrstützen Anfang der 1950er Jahre wurde der Einsatz mittelschwerer Bohrhämmer („Herkules“ und „BH 62“ mit 22,5 kg bzw. 24,5 kg Gewicht) mit höherem Bohrfortschritt (24 - 36 cm/min) in den Ausrichtungsorten möglich.

Durch die Mechanisierung bzw. Teilmechanisierung der Wegfüll- und Bohrarbeit in den Ausrichtungsvortrieben wurde die Parallelarbeit beim Bohren und Füllen, ein kompletter Abschlag/Schicht bei vier Mann Belegung (zwei Bohrer, zwei Füller), erreicht. Durch Übergang vom Sparren- bzw. Türstockausbau zum Hängekappenausbau wurde auch die Ausbaurarbeit von dieser Ortsbelegschaft ausgeführt.



**Abbildung 59:** Gleichzeitiges Bohren auf Bühne und Laden mit Wurfschaufellader (Ausrichtungsort)



**Abbildung 60:** Hängekappenausbau (Ausbauregeln für den Streckenausbau)

Die Leistung der Ortsbelegschaft erhöhte sich auf 5,2 bis 6,5 fm<sup>3</sup>/Mann und Schicht bzw. ca. 0,45 m Vortrieb je Mann und Schicht. Bei Belegung mit drei Dritteln konnte ein Vortrieb von ca. 5,5 m je Ort und Tag erreicht werden.

Seit 1964 kamen Millisekundenzünder mit Verzögerungszeitstufen von 20 bis 100 ms, seit 1970 loses körniges Ammoniumnitrat (94,5 %) und Dieselkraftstoff (5,5 %) als Sprengstoff (AN/DK) zum Einsatz. Der AN/DK-Sprengstoff erforderte als Initialladung 10 % bis 25 % Gelantine-Donarit I und wurde pneumatisch in die Bohrlöcher eingeblasen. Seit den 1980er Jahren wurde die Ladung in trockenen Bohrlöchern mit nur einer Schlagpatrone bzw. lediglich durch die Sprengkapsel im Bohrlochtiefsten initiiert. Die Mechanisierung des Streckenvortriebes erforderte einen Grundmitteleinsatz von 41 TM/Arbeitskraft in der Ausrichtung (1979).

Trotz der erreichten Leistungssteigerung erhöhten sich die Kosten je laufendem Meter Ausrichtungsstrecke, die 1954 auf dem Ernst-Thälmann-Schacht bei 750 bis 870 (1.150) M/m lagen, durch Steigerung der Lohn- und Lohnnebenkosten, steigende Material- und Energiepreise infolge von Industriepreisreformen auf durchschnittlich 977 M/m 1969/1974, 1.060,55 M/m 1975, 2.312,37 M/m 1980 und 3.145,31 M/m 1986.

Während 1925/1945 in der Mansfelder Mulde durchschnittlich 4.200 m Ausrichtungsstrecken im Jahr (1928/1932 7.600 m/a) aufgeföhren wurden, waren es beim Aufschluß des Sangerhäuser Reviers 1967/1970 durchschnittlich 11.560 m/a. Dieser Wert ging 1971/1978 auf 7.140 m/a und auf 5.640 m/a 1979/1986 zurück (auf 3.107 m im Jahre 1988).

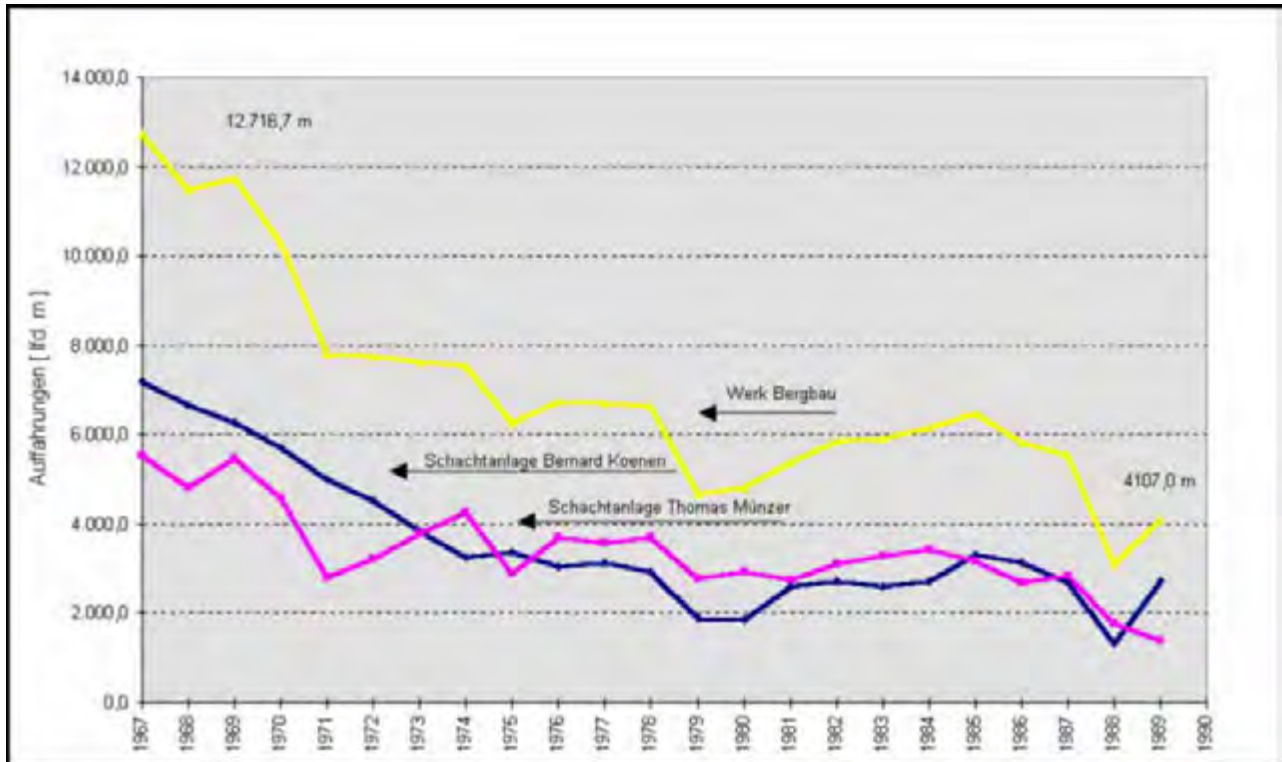


Abbildung 61: Ausrichtungsaufföhren im Sangerhäuser Revier

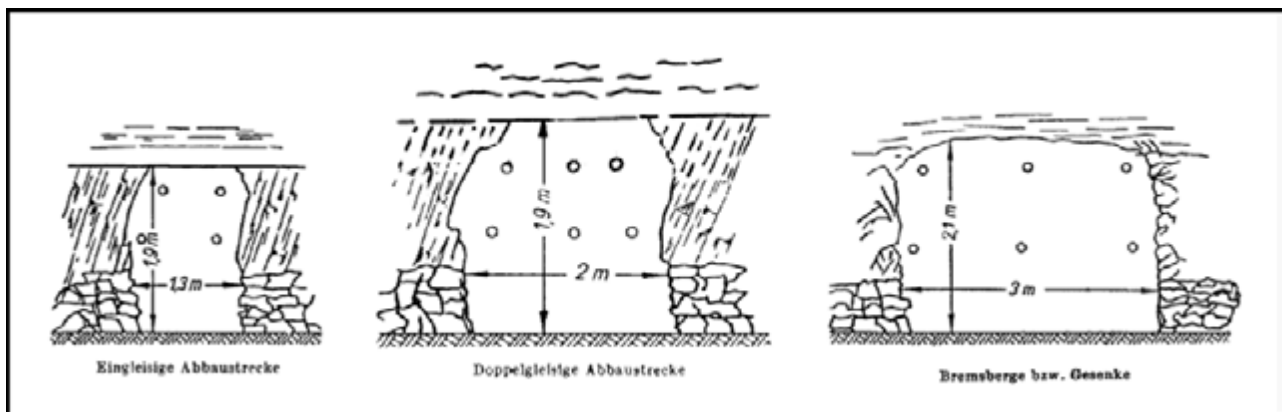


Abbildung 62: Streckenprofile und Bohrschemata, Vorrichtung Huntstrebflügel

Beim Vortrieb der den Huntstreiben nacheilenden „Vorrichtungsstrecken“ wurde zuerst der Versatz in Streckenbreite mit der Kratze ausgewältigt. Über der so entstandenen Freifläche wurden vier bis sechs Loch von 0,8 m bis 1,2 m Tiefe und 24/22 mm Durchmesser mit einem auf dem Oberschenkel bzw. der Schulter aufgesetzten leichten Bohrhammer (12 kg) in Richtung Streckenachse gebohrt. Das hereingesprengte Haufwerk wurde mit der Schaufel in Förderwagen geladen. Die Belegung betrug ein bis zwei Mann, die Leistung ca. 1,9 fm<sup>3</sup>/Mann und Schicht (Laden, Wältigen, Bohren).



**Abbildung 63:** Bohrarbeit im Vorrichtungsstreckenvortrieb

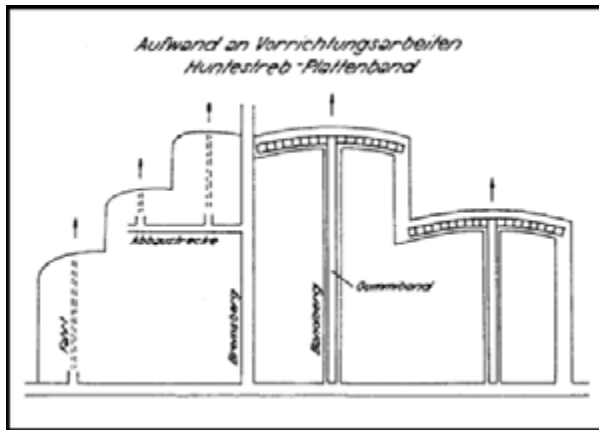


**Abbildung 64:** Bohren im Bandberg

Das Nachschießen der Bandberge(strecken) der Plattenband-, Einschienenförderer- und Geradstrebe erfolgte über der im Versatz ausgesparten, mit einem Gurtbandförderer ausgerüsteten Strebefahrt. Zum Bohren der Löcher während der Förderung aus dem Streb und zum Schutz der Bandanlage beim Abtun der Schüsse kam

ein „Schießertisch“ zum Einsatz. Hierdurch sowie durch den Einsatz mittelschwerer Bohrhämmer auf Bohrstützen stieg die Leistung der Vorrichtungshäuer auf 2,8 bis 3 fm<sup>3</sup>/Mann und Schicht.

Der „Vorrichtungs“-Aufwand je 1.000 m<sup>2</sup> abgebauter Flözfläche lag bei diesem herkömmlichen Verfahren bei 12,5 bis 20 lfd. m Strecke. Für das Abbauverfahren Schälschraperstrebbaue erhöhte er sich auf 40 lfd. m/Tm<sup>2</sup>. Außerdem mußten die Strecken als „echte“ Vorrichtung ins „Volle“ gefahren werden.



**Abbildung 65:** Vergleich der notwendigen Vorrichtungsarbeiten zum herkömmlichen Huntestrebbaue

Für den Streckenvortrieb der Vorrichtung im Schälschraperstrebbaue kamen - nach Erprobung anderer Technologien - die Gerätekombination luftbereifter zweiarmiger Bohrwagen mit Hammerbohrmaschinen (33 kg Gewicht) und Bunkerfahrladern mit 125 l Schaufel- und 1.000 l Bunkerinhalt von der SDAG Wismut zum Einsatz. Gleichzeitig wurde vom Sohlenlöseeinbruch zum Paralleleinbruch als Brennereinbruch mit drei bis vier ungeladenen Freilöchern übergegangen. Die Abschlagslängen lagen bei 2 m, die Vorortleistungen bei 8,1 fm<sup>3</sup>/Mann und Schicht bei Belegung mit zwei Mann. Als Ausbau kamen zunehmend Betonmörtel- oder Klebeanker mit Streckmetall- oder Maschendrahtverzug zum Einsatz (Ankerlänge im Gebirge mind. 1,75 m, Ankerstangendurchmesser mind. 22 mm).

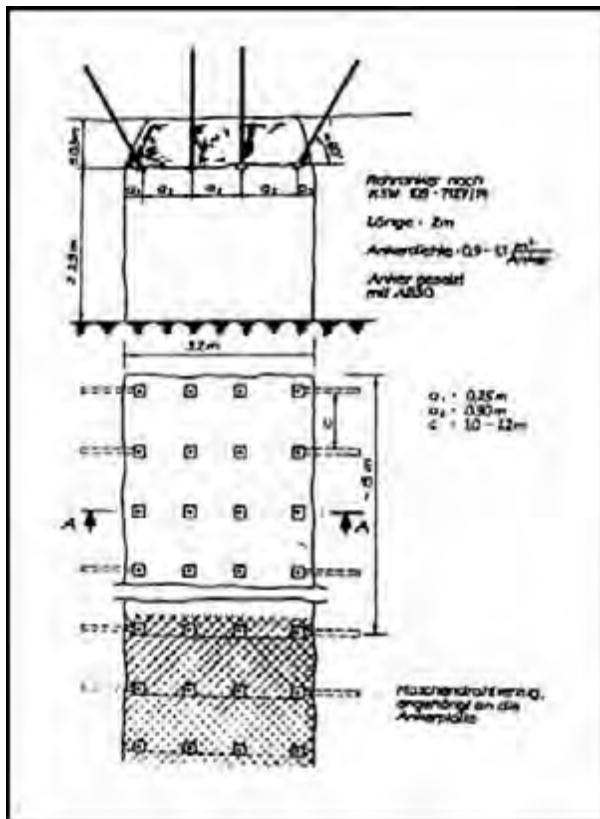


**Abbildung 66:** Bohrwagen BWA-3 im Einsatz (Vorrichtungsort Schäl-schraperstrebbaue)



**Abbildung 67:** Bunkerfahrlader im Einsatz (Vorrichtungsort Schäl-schraperstrebbaue)

**Abbildung 68:** Ankerschema Rohranker, Vorrichtung Schäl-schraperstrebbaue



Im Ausrichtungsstreckenvortrieb waren zwischen 215 (1973) und 310 (1985) Arbeiter beschäftigt: Das waren 3,2 % bzw. 5,5 % der Produktionsarbeiter Bergbau oder 2,8 % bzw. 4,6 % der Gesamtbeschäftigten. Auf die Kostenstelle Ausrichtung entfielen 3,6 % (1975) bis 5,85 % (1977) der Gesamtkosten Bergbau; davon 41,8 % auf Lohn- und lohnabhängige Kosten, 30,1 % auf Materialkosten und 22 % auf Amortisationen und Reparaturen.

Im Vorrichtungsstreckenvortrieb waren 1977 ca. 250 Mann angelegt. Das waren rd. 3,4 % der Produktionsarbeiter oder 8,6 % des Abbaupersonals. Der Aufwand verfahrenere Vorrichtungsschichten je 1.000 m<sup>2</sup> Abbaufäche lag für Huntestrebe bei 120 S/Tm<sup>2</sup>, Schießerhuntestrebe bei 40 S/Tm<sup>2</sup>, Plattenbänder bei 32 S/Tm<sup>2</sup>, Einschienenförderer bei 29 S/Tm<sup>2</sup>, Geradstrebe bei 46,4 S/Tm<sup>2</sup> und Schälrschraperstreibbau bei 48 S/Tm<sup>2</sup>.

## 2.2.2. Gewinnung und Förderung des Haufwerkes vor Streb

### 2.2.2.1. Streibbau in der ersten Hälfte des 20. Jahrhunderts

Es ist auch im Mansfelder Kupferschieferbergbau von jeher das Bestreben gewesen, den Abbau rentabel zu gestalten. Die außergewöhnlichen Abbauverhältnisse und fehlende technische Möglichkeiten waren dafür ausschlaggebend, daß über lange Zeiträume eine wesentliche Steigerung der Abbauleistung kaum erreicht werden konnte. So war es immer problematisch, die mit dem Fortschreiten des Abbaues in größere Teufen eintretenden leistungsmindernden Faktoren, die finanziellen Mehrbelastungen und andere Faktoren zu kompensieren.

Die bis Ende des 19. Jahrhunderts in den Bergbaubetrieben genutzten Neuerungen betrafen überwiegend Arbeitsbereiche außerhalb der Gewinnung. Beispielsweise brachte die Anwendung von Fahrkünstern und später auch die Nutzung von Fördergestellen Vorteile, die sich aber nur indirekt auf die Leistungssteigerung

der Strebbelegschaften auswirkten. Die Errichtung der bedeutenden und dem Stand der Technik bestimmenden Wasserhaltungsanlagen am Ende des 19. Jahrhunderts waren für den Bergbau lebensnotwendig, hatten aber keine Rückwirkungen auf die Leistungen im Abbau. Die Nutzung von Sprengstoffen erfolgte aus unterschiedlichen Gründen lange Zeit sehr zögerlich. Nach 1870 stieg der Sprengstoffverbrauch in wenigen Jahren schnell und blieb zwischen 1890 bis 1910 fast konstant. Eingesetzt wurden nach mehrjährigen Experimenten mit verschiedenen Sprengstoffen etwa 10 % Sprengpulver und 90 % Gelatine-Dynamit.

Die Keilhau war bei der Gewinnung des Kupferschiefers über mehrere hundert Jahre ein unentbehrliches Werkzeug, das mit den gebotenen Möglichkeiten der Verwendung besserer Materialien und auch in seiner Gestaltung mehrfach verändert wurde. Die moderne Form, die zwischen 1860/1870 eingeführt und auch noch nach dem Ersten Weltkrieg Verwendung fand, war schlanker und hatte als wesentliches Kennzeichen ein auswechselbares Blatt. Der Schichtbedarf der in der Schachtschmiede geschärften Blätter wurde täglich an einem Ring aufgefädelt mit in die Grube genommen. Um 1880/1890 wurde die erfolgreiche Anwendung von Abbauhämmern (Schrämmaschinen) aus anderen Bergbaurevieren bekannt, und es lag nahe, auch im Kupferschieferbergbau solche Geräte zu erproben. Schon 1889 gelang es, eine kleine, den niedrigen Strebverhältnissen des Kupferschieferbergbaues angepaßte Maschine einzusetzen, die sich in ihrer ersten Ausführung noch nicht bewährte, bald jedoch zu einem brauchbaren Gewinnungsgerät weiterentwickelt werden konnte. Daneben wurde auch eine Bohrmaschine gebaut, die beim Streckenvortrieb und später im Streb eingesetzt wurde. Zur Bohrmaschine gehörte eine Spannsäule. Der Abbauhammer wurde frei gehalten, und es war schon deshalb notwendig, daß er auch möglichst leicht konstruiert war. Das Gewicht der ersten im Mansfelder Strebbaueingesetzten Abbauhämmer betrug einschließlich Meißel lediglich 4,5 kg.

Die Versuche damit fanden auf den Otto-Schächten bei Eisleben statt, wo Druckluft in bescheidenem Maße zur Verfügung stand. Die Abbauhämmer wurden bei Anhub eines neuen Flügels erprobt, wo erfahrungsgemäß noch kein Gebirgsdruck vorhanden war, der die Keilhauenarbeit erleichtert hätte. Die Versuche wurden noch recht negativ durch die Probleme einer ungleichmäßigen Druckluftversorgung beeinflusst. Da die Kompressoren für den Dauerbetrieb nicht ausreichend waren, hatte man Kammern angelegt, die mit Druckluft gefüllt, dann abgesperrt und als Druckpuffer den Einsatz der Maschinen ermöglichten. Eine kontinuierliche Arbeit mit Abbauhämmern über längere Abschnitte des Schichtverlaufes war damit noch nicht gegeben. Erst später, als auch auf den Segen-Gottes-Schächten Kompressoren errichtet und das Druckluftleitungsnetz erweitert und verbessert war, konnte im Jahre 1891 der ununterbrochene Einsatz dieser ersten Maschinen gewährleistet werden. Mit 15 Maschinen wurden zwei Kameradschaften ausgerüstet, die im Zweischichtbetrieb arbeiteten. Die Strebhöhe betrug 0,4 m bis 0,6 m. Die Hauer arbeiteten unter diesen Bedingungen nach wie vor auf der linken Seite liegend. Anfangs wurden zum Auflegen der Maschinen wie auch bei Verwendung der Bohrmaschinen kurze Spannsäulen, später kleine fahrbare Lafetten mit drei Rädern benutzt. Bald sah man diese Hilfsmittel als überflüssig an, weil sie den Arbeitsverlauf störten. Kostenvergleiche zu den herkömmlichen Gewinnungsarbeiten mit der Keilhau ergaben ein recht befriedigendes Ergebnis.

Nach 1894 wurde die allgemeine Einführung dieser bedeutenden Neuerung beim Strebbaue stufenweise durchgeführt. Die vollständige Verdrängung der Keilhau konnte aber erst in den 20er Jahren des 20. Jahrhunderts erreicht werden. Die Einführung der Druckluftenergie bei der Erzgewinnung war ein enormer Fortschritt und wurde begünstigt durch die Verwendung von Elektroenergie beim Antrieb der Kompressoren. Sie verlangte hohe Aufwendungen auch für das notwendige Rohrleitungsnetz, ermöglichte aber einen beachtlichen Innovationsschub für die nächsten Jahrzehnte. Neben der verbreiteten Einführung der Abbau- und Bohrhämmer wurde bald auch die Förderung im Abbau durch Druckluftmäpkel (Turbinenmäpkel) modernisiert. Später folgte die Erprobung von Rutschen, die auf dem Wolf-Schacht einen bemerkenswerten Umfang der Anwendung erreich-





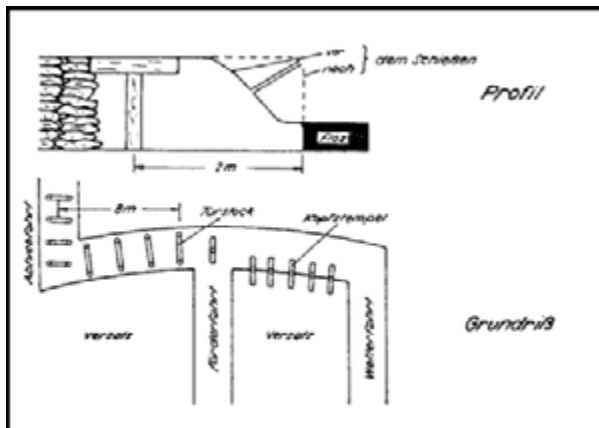
**Abbildung 69:** Schüttelrutsche als Fördermittel zwischen Streb und Strecke

ten. Letztlich war die Nutzung der Druckluftenergie, die größere Abbauleistungen ermöglichte, mit ausschlaggebend dafür, daß die Strebhöhen nach 1918 auf etwa 0,80 m erhöht werden konnten. Auch die Abbauführung wurde den neuen Gegebenheiten angepaßt. Diese ohne Zweifel revolutionäre Entwicklung ermöglichte eine erhebliche Vergrößerung der abgebauten Flächen. Der Abbau gelangte schnell in Teufen unter 500 m. Stärkere Gebirgsdruckwirkungen ermöglichten neben den besseren technischen Voraussetzungen die Steigerung der Gewinnungsleistung. Damit erhöhte sich aber auch die Gefahr von Strebbrüchen. Erstmals wurden für den Mansfelder Bergbau die Wirkungen des Gebirgsdruckes nach Beobachtungen und einzelnen Messungen auch wissenschaftlich untersucht. *Gillitzer* (1928) und *Spackeler* (1933) veröffentlichten ihre Forschungsarbeiten zur Gebirgsmechanik beim StREBBAU im Kupferschiefer, die weltweit außergewöhnliche Beachtung fanden und zu einem langjährigen wissenschaftlichen Meinungsstreit führten. Die daraus abgeleiteten Richtlinien waren für die Abbauführung über viele Jahre im Grundsatz bindende Vorschriften. Prinzipielles Schema für den Abbau war der schwebende bogenförmige Verhieb mit abgesetzten Stößen.

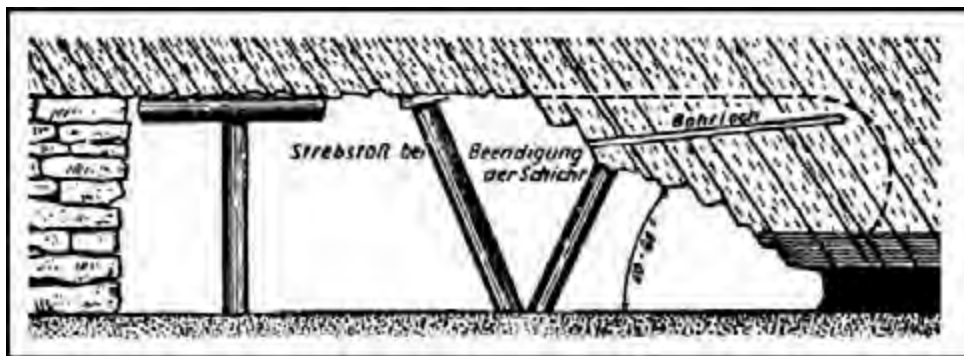
Bremsberge und Abbaustrecken wurden im ausgeerzten Feld nachgeführt. Der Querschnitt für die einleisige Abbaustrecke betrug 1,9 m Höhe und 1,3 m Breite; sie sollte ein Ansteigen von 1,5 cm bis 1,8 cm je Meter aufweisen, um den dort überwiegend manuell durchgeführten Transport zu optimieren. Die Breite der Förderstrecke wurde nach der Breite des Förderwagens (0,65 m), einem Minimalabstand zum Stoß von 0,15 m und der vorgeschriebenen Breite der Laufstrecke von 0,50 m festgelegt. Die Höhe der Förderstrecke war unter Berücksichtigung der Gleisverlegung und der erfahrungsgemäß zu erwartenden Konvergenz im abgebauten Feld ausgelegt. Der Abstand und die Länge der Abbaustrecken wurden optimiert. Die Entfernung der Aufschlagpunkte der Bremsberge im Sohlenbereich sollte in ungestörten Feldesteilen etwa 150 m betragen. Die spezifischen Bedingungen, wie geologische Störungen, das Einfallen der Lagerstätte und Ver-taubungen führten oftmals zu erheblichen Abweichungen vom Idealbild. Dieses Verrichtungsschema war auf den bis um 1950 ausschließlich angewendeten Huntrestrebbau ausgerichtet.



Nach 1920 wurde Abbau mit Versatz im 80 cm hohen Streb mit bogenförmiger Verhauinie durchgeführt. Eine Kameradschaft (später Gewinnungsbrigade) bearbeitete mit fünf bis sechs Mann etwa 25 m Streb. In der Regel bestanden diese Arbeitskollektive aus zwei Hauern, zwei Füllern und zwei Förderleuten.



**Abbildung 70:** Profil und Grundriß des Strebbaues mit abgesetzten Stößen

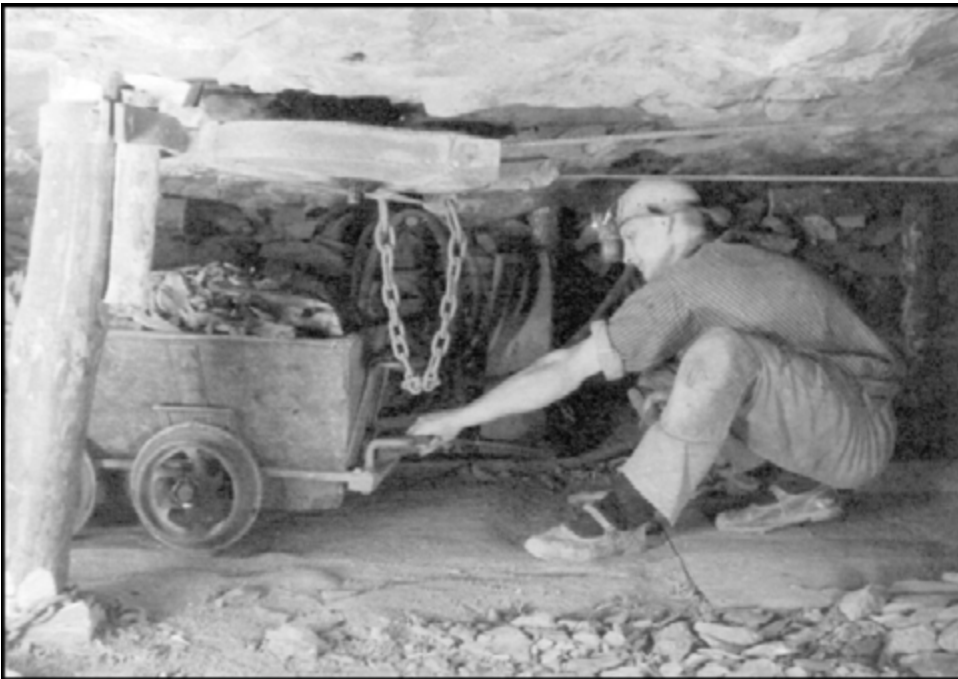


**Abbildung 71:** Schema der sogenannten „Abräumarbeit mit Unterhacken“ des Strebstoßes, Strebprofil 4.  
Sie ermöglichte eine ergiebige Gewinnungsarbeit.

Der Arbeitsablauf gestaltete sich etwa wie folgt: Nach Sicherheitskontrollen bei Schichtbeginn wurde von Hauern und Füllern das in der vorangegangenen Schicht oberhalb der gültigen Flözlagen abgebohrte und zwischenzeitlich gesprengte taube Gestein soweit wie möglich versetzt und dabei der Strebbaubau in Ordnung gebracht. Ausbaumaterial war überwiegend Holz. Eisenstempel fanden selten Anwendung. Taubes Gestein, welches in dem zur Verfügung stehenden Versatzraum nicht untergebracht wurde, mußte abgefördert werden. Der Fördermann vor Streb, der im Mansfelder Bergbau traditionsgemäß „Trecker“ genannt wurde, hatte die Aufgabe, die im Streb gefüllten Hunte in die Förderfahrt, bei kurzen Fahrten auch bis zur Füllstelle in der Abbaustrecke zu ziehen („trecken“), wo der zweite Fördermann die Umladung vornahm, die mit Erz gefüllten Förderwagen mit der Nummer der Kameradschaft für die ordnungsgemäße Abrechnung beschriftete und für den Abtransport zum Bremsberg-Anschlagspunkt sorgte.



**Abbildung 72:** Strebausbau mit einfachen eisernen Strebstempeln und Holzkappen, 1950



**Abbildung 73:** Fördermann vor Streb (Trecker) beim manuellen Transport eines Strebhundes zum Anschlagpunkt in der Förderfahrt, 1949



**Abbildung 74:** Hauer im Huntestreb bei der Gewinnung des freigelegten Kupferschieferflözes



**Abbildung 75:** Hauer beim Abbohren des Strebtes, 1949

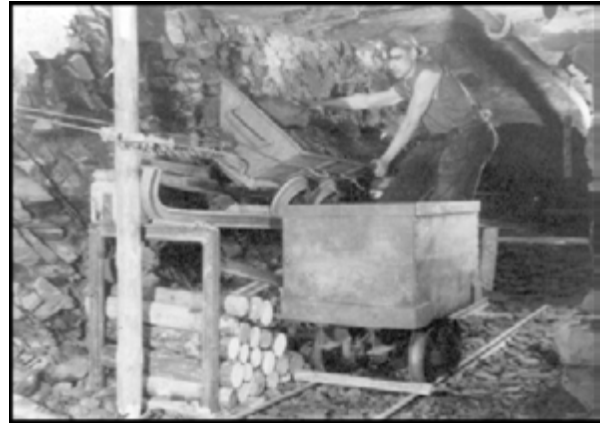


**Abbildung 76:** Sprenghauer beim Laden der Bohrlöcher nach der Erzgewinnung

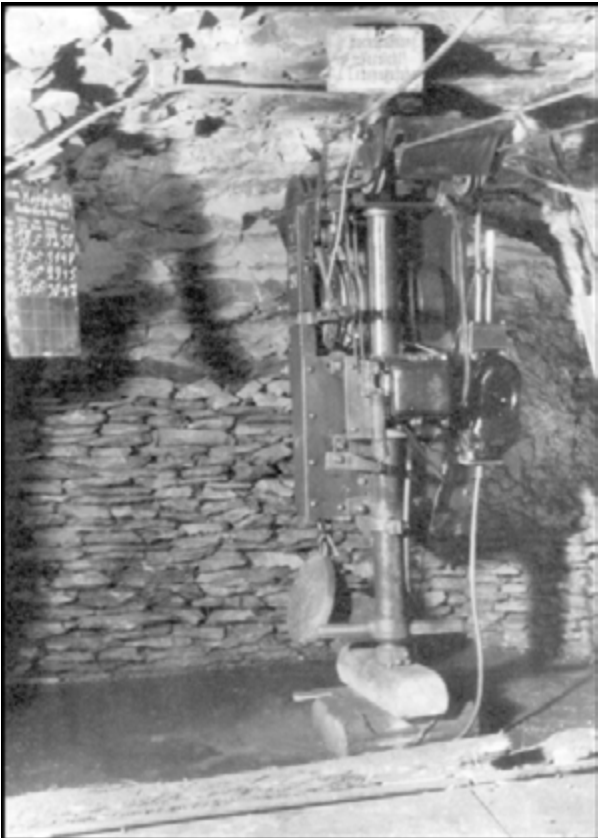
Nach Beendigung der „Berge“-Arbeit erfolgte die Gewinnung und Abförderung des Erzes. Abschließend wurde die Strebfront abgebohrt. Die Sprengarbeit wurde von der Strebbelegschaft in den ersten Jahren nach Einführung der Sprengarbeit, später von nicht zur Kameradschaft gehörenden Sprenghauern („Schießmeistern“) durchgeführt. Das Schrämen und Bohren mit Druckluftwerkzeugen war im Vergleich zur Arbeit mit der Keilhau effektiv geworden. Allerdings nahmen schwere Arbeiten des Strebhauers, das Versetzen des tauben Gesteins und das Laden der Hunte, mit der größeren Strebhöhe und der durch den Einsatz von Druckluftwerkzeugen erreichten Leistungssteigerung an Umfang zu. Die Arbeit des Treckers war durch die ständige Zwangshaltung besonders anstrengend und konnte in der Regel nur von jungen, noch besonders wendigen Bergleuten („Treckejungen“) durchgeführt werden. Mit zunehmendem Vortrieb wurden in den Förderfahrten Schienenstränge gelegt, über die Hunte zur Füllstelle in der Abbaustrecke transportiert wurden. Als Hilfsmittel standen kleine Lufthäspel und etwa seit 1927 zunehmend elektrische Säulenhäspel (sog. Elektrische Jungen) zur Verfügung, die sich besonders gut bewährten und den bereits erwähnten Rutschenbetrieb vollständig zurückdrängten. Die Gewinnung mit druckluftbetriebenen Abbauwerkzeugen und mechanischen Fördermitteln für den Abtransport des Gesteins aus dem Streb charakterisierte den technischen Stand im Mansfelder Bergbau in der ersten Hälfte des 20. Jahrhunderts.



**Abbildung 77:** Förderung eines Strebhundes aus dem Abbau eines im Fallen der Lagerstätte aufgefahrenden Strebess mit Turbinenhaspel



**Abbildung 78:** Manuelles Entleeren des Strebhundes in Förderwagen im Bereich der Abbaustrecke, 1949



**Abbildung 79:** Elektrischer Säulenhassel, sogenannter „Elektrischer Junge“, zur maschinellen Förderung der Strebhunte in der Abbaufahrt vom Streb zur Abbaustrecke

#### 2.2.2.2. Die letzte Abbauperiode

Mit dem Einmarsch amerikanischer Truppen in Eisleben am 13. April des Jahres 1945 verkündete die Leitung der Mansfeld AG angesichts des verlorenen Krieges die vorläufige Einstellung der Arbeit in den für die Versorgung der Bevölkerung nicht unbedingt notwendigen Betrieben und Verwaltungen. Die Kraftwerke wurden weiter betrieben. Auch die betriebseigene Bäckerei nahm bereits wenige Tage später den Betrieb wieder auf, um die Ausländerlager und Verkaufsstellen zu versorgen.

Am 3. Mai genehmigte die Militärregierung neben den beiden Rohhütten auch den Clotilde-Schacht wieder in Betrieb zu nehmen. Der Vitzthum- und der Paul-Schacht folgten ebenfalls Anfang Mai 1945. Auf dem größten Werk, dem Wolf-Schacht, konnte der Betrieb erst Anfang Juni wieder aufgenommen werden. Trotz erheblicher Schwierigkeiten bei der Beschaffung notwendiger Brennstoffe und Materialien konnten 1945 über 300.000 t Erz gefördert und den Hütten zugeführt werden. Das waren rd. 36 % der Förderung des letzten Kriegsjahres.

In den folgenden fünf Jahren stabilisierten sich die Verhältnisse.

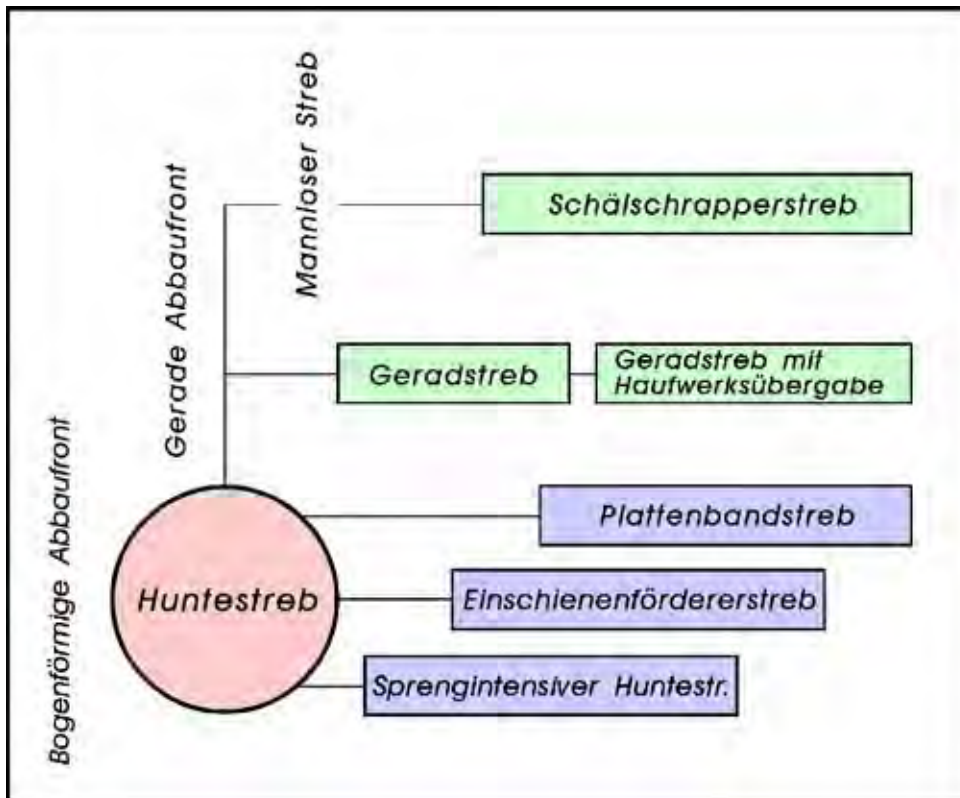
Jahr	Hauer	Förderleistung in t Erz
1942	1.615	1.055.300
1943	1.649	1.015.400
1944	1.518	»870.000
1945	845	»310.000
1946	812	»280.000
1947	962	»350.000
1948	1.102	»500.000
1949	1.310	»650.000

Nach Gründung der DDR wurde verstärkt nach Möglichkeiten gesucht, neben der Durchführung von Produktionswettbewerben auch durch Mechanisierungsvorhaben die Produktion in den Schächten zu steigern.

Bereits im Jahre 1950 wurden auf dem Röhrig-Schacht Schrämsversuche mit einer in der Steinkohle verwendeten Eickhoff-Schrämmaschine durchgeführt. Die Versuche scheiterten an der Härte und Verbandsfestigkeit des zu gewinnenden Erzes. Es folgten 1951 umfangreiche Versuche mit dem Ziel, zwischen gültigen und ungültigen Flözlagen einen Schram herzustellen, um die Sprengarbeit in den tauben Hangendschichten wirksamer zu gestalten und Erzverluste zu vermeiden. Im gleichen Jahr wurde ein Streb-lade- und Versatzgerät entwickelt und ein Strebbohrwagen der Firma ABUS Tarthun und des ELFA-Werkes erprobt. Negative Erfahrungen beim Probeinsatz führten zur Entwicklung eines neuen Strebbohrwagens durch das Zentrale Konstruktionsbüro Eisleben mit stärkerem Motor. Damit konnte beim Versuchseinsatz ein Bohrfortschritt von 60 cm je Minute erreicht werden.

Um beim StREBBAU schnell die erhofften Leistungssteigerungen zu erreichen und unterschiedliche Vorstellungen zu verwirklichen, wurden zwei prinzipielle Wege beschritten:

- Mechanisierung einzelner Arbeitsverrichtungen im Bogenstreb sowie
- Anwendung der geraden Abbaufrent mit dem Ziel einer „komplexen Mechanisierung“ des Abbaues.



**Abbildung 80:** Schematische Darstellung der Weiterentwicklung des nicht mechanisierten Huntestrebbaus bei bogenförmiger und gerader Abbaufont

Der einfachste Weg für schnelle Erfolge wurde in der Bogenstrebmechanisierung gesehen. Es wurde versucht, einzelne Arbeitsgänge zu mechanisieren und damit die schwere körperliche Arbeit einzuschränken und die Leistung zu steigern.

Nach den bereits erwähnten Testversuchen wurden in unterschiedlicher zeitlicher Reihenfolge die Bohr- und Gewinnungsarbeit, die Lade- und Versatzprobleme und die Verbesserung der Streb- und Abbauförderung aufgegriffen. Trotz vieler Mißerfolge wurden große Anstrengungen unternommen, um Lade- und Versatzgeräte für den Strebeinsatz zu entwickeln. Bereits bei der Lösung des Problems der Haufwerksaufnahme im engen Strebraum ergaben sich jedoch unerwartete Schwierigkeiten, die nicht befriedigend gelöst werden konnten. Nach etwa vierjährigen Bemühungen mußten auf diesem Gebiet der Mechanisierung die Versuche ergebnislos abgebrochen werden.

Über längere Zeiträume konnte unter Beibehaltung des bogenförmigen Strebes durch folgende Geräte und Verfahren die Arbeit produktiver gestaltet werden:

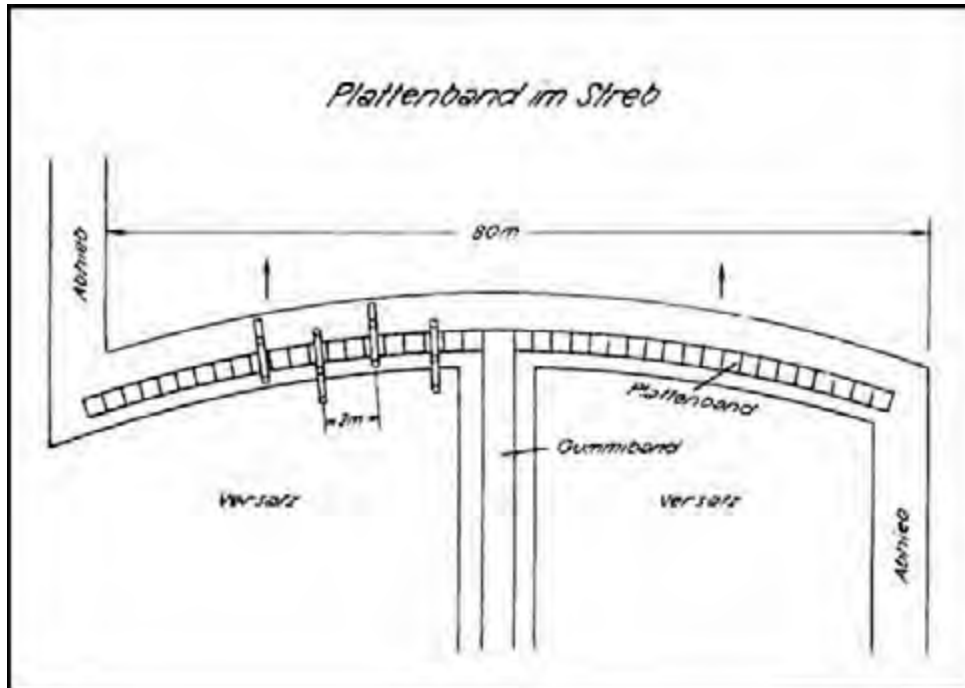
#### 2.2.2.2.1. Mechanisierung des Bogenstrebtes

##### *Die automatischen Huntestürze*

Beim herkömmlichen Huntestreb war es notwendig, für die Umladung des Haufwerkes aus den etwa 160 Liter fassenden Strebhunten in die im Grubenbetrieb verwendeten Förderwagen einen Fördermann einzusetzen. Diese Arbeitsaufgabe wurde automatisiert und das Haufwerk unmittelbar auf ein Gummigurtband aufgegeben und zur Füllstelle im Sohlenbereich gefördert. Die Bedienung erfolgte vom Fördermann vor

Streb. Mit der Anlage sollten Leistungssteigerungen von bis zu 30 % möglich sein. Diese Methode konnte sich gegen andere Mechanisierungsvorhaben nicht durchsetzen.

*Die Plattenförderbandanlage*



**Abbildung 81:** Abbauschema eines 80-m-Strebes mit Plattenförderbandanlage



**Abbildung 82:** Mit Haufwerk beladenes Plattenförderband im Strebbereich



Die Anlage bestand aus einem rechtskurvigen und einem linkskurvigen Plattenförderband. Jedes der beiden Teile hatte in der Regel eine Länge von 40,6 m. Damit konnte eine Abbaubreite von 80 m unter den Bedingungen eines bogenförmigen Strebtes bearbeitet werden. Das Förderband war ein Stahlkettengliederband.

Das Stahlgliederband wurde im Streb beladen und das Haufwerk jeweils zur Strebmitte transportiert, dort auf ein Gummigurtband aufgegeben und über im Versatz nachgeführte Bandstrecken bis zur jeweils nächst tiefergelegenen Sohlenstrecke gefördert und dort in Förderwagen gefüllt.

Antriebs-, Trage-, Umkehr- und Spannstationen ermöglichten den Betrieb der Anlage.



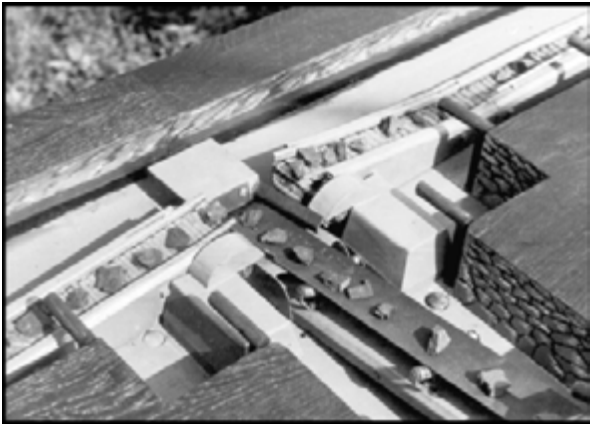
**Abbildung 83:** Beladen des Plattenförderbandes

Das Stahlgliederband der Plattenbandkette setzte sich aus schuppenartig übereinanderliegenden Stahlplatten in den Abmessungen 130 mm x 395 mm x 5 mm zusammen. Jede dieser Platten hatte ein Gewicht von 2,15 kg. Die Platten waren auf Laschen befestigt, die mit Bolzen verbunden eine bewegliche Kette ergaben. Zehn dieser Platten ergaben einen Strang. Jede 10. Platte war speziell für die Verbindung der einzelnen Stränge zur erforderlichen Gesamtlänge ausgebildet. Auch notwendige Reparaturarbeiten bei Störungen an den Ketten wurden dadurch erleichtert. 164 dieser Stränge waren für eine komplette Anlage notwendig.

Das Trage- und Führungsgerüst bestand aus Einzelsegmenten in den Abmessungen 2.500 mm x 395 mm x 270 mm. Die Segmente wurden aus Profilstahl hergestellt und im Obertrum strebseitig wie auch versatzseitig mit je 6 Tragrollen ausgerüstet. Versatzseitig ermöglichten je acht sog. Leitrollen die bogenförmige Führung der Plattenbandkette. Im Untertrum lief die Kette ohne zusätzliche Führung frei im Stahlprofil. Zum Schutz vor Schäden durch die Sprengarbeit und zur Vermeidung von Verschmutzungen waren Vorder- wie Rückseite der Segmente mit 5 mm bzw. 1,5 mm starken Blechen verkleidet. Um die Anlage im Streb dem Abbaufortschritt entsprechend bewegen zu können, waren in gewissen Abständen Laschen angebracht. Für Rückarbeiten wurden Hubzüge verwendet.



Die Antriebsstation wurde in der Strebmitte am Trag- und Führungsgerüst befestigt. Für eine Anlage waren zwei dieser Stationen erforderlich. Sie waren mit 7 kW-Drehstrommotoren ausgerüstet. Mittels Getriebe wurde eine Geschwindigkeit der Förderkette von 0,20 m/s erreicht.



**Abbildung 84:** Bereich der beiden Antriebsstationen für die Plattenbänder und Übergabe des Haufwerkes auf das in der Förderfahrt verlegte Gummigurtförderband (Modelldarstellung)



**Abbildung 85:** Antriebsstation einer Plattenförderbandanlage

Umkehr- und Spannstationen befanden sich jeweils am Ende des Strebfördermittels, um die Kette aus dem Untertrum ins Obertrum zu führen und der Gliederkette die erforderliche Spannung zu geben. Eine gewisse Elastizität wurde durch Federn erreicht, die mittels Spindeln bedient werden konnten.

Für die Anlage in den beschriebenen Dimensionen wurde eine Leistungskapazität von 56 t/h ermittelt. Die Arbeitsorganisation glich den Arbeitsverrichtungen im Huntestreb. Der Ausbau (Türstock bzw. Stempel mit Unterzug) war den veränderten Strebverhältnissen angepaßt. Zusätzlich mußte am Ende jeder Produktionsschicht die Anlage dem Abbaufortschritt entsprechend nachgeführt werden.

#### *Die Einschienenförderanlage*

Die Anlage bestand aus dem Haspel mit Kippstation, der Schienenanlage mit den Fördergefäßen und den Schaltgeräten. Das Haufwerk wurde im Streb in Gondeln gefüllt, die auf Schienen geführt und nach entsprechender Signalgebung durch den Füller mit Seilzug zur Kippstation gezogen und dort automatisch entleert wurden. Sicherungssysteme warnten nach Einschalten der Anlage die im Gefahrenbereich arbeitenden Strebbelegschaften. Die Kippstation befand sich am Kopfpunkt einer im Versatzfeld nachgeführten Strecke. Das Haufwerk wurde dort automatisch auf Gummigurtförderanlagen übergeben und zur Füllstation in die nächst tiefer gelegenen Sohlenstrecke gefördert. Eine Entladung der Gondeln an der Kippstation erfolgte jedoch nur, wenn das Gummigurtförderband einsatzbereit war. Der Fördermann im Sohlenbereich wurde mittels automatischer Signalgebung über die Ladevorgänge am Kopfpunkt der Bandanlage informiert.



**Abbildung 86:** Beladen der Gondeln des Einschienenförderers vor Streb



**Abbildung 87:** Einschienenfördergondeln zum Zeitpunkt der selbständigen Entladung an der Kippstation auf ein in der Förderfahrt verlegtes Gummigurtförderband

Die Kippstation bestand in der Regel aus einer mit Rädern versehenen Konstruktion, auf der für beide Strebseiten jeweils ein Doppeltrommelhaspel mit einer Zugkraft von 950 N montiert und mit Seilführungseinrichtungen versehen war. Die Konstruktion der Schienen im Bereich der Kippstation war so gestaltet, daß eine selbständige Entleerung der Gondeln auf das Gummigurtband möglich wurde. Die Kraftübertragung von den Motoren zur Hauptwelle erfolgte über Keilriemen. Die Seilgeschwindigkeit betrug 1 m/s. Vor allem die Kippstation erfuhr im Verlaufe des Einsatzes mehrfach bedeutende Änderungen und Verbesserungen.

Als Schienen wurde ein Doppel-T-Profil Normgröße 16 verwendet, welches zur Erhöhung der Standsicherheit mit untergeschweißten Schwellen versehen war. Zudem waren Vorrichtungen zur sicheren und stabilen Verbindung der einzelnen Schienteile vorhanden. Die Schienteile hatten maximal eine Länge von 2,5 m. Ausgleichteile geringerer Länge ermöglichten eine Anpassung an die gegebene Situation. Die für den Strebbereich vorgesehenen Schienen waren strebseitig in gewissen Abständen mit Signaltastern und Signallampen ausgestattet. Versatzseitig angebrachte Rollen ermöglichten einen sicheren Lauf und verminderten den Seilverschleiß. Bogen- und Kurvenschienen gewährleisteten die Anpassung an die gegebene Situation. Die elektrische Anlage war in zwei Schaltschränken untergebracht. Transformatoren und Gleichrichter gewährleisteten, daß 500 V Spannung für die Antriebe und 42 V Wechselstrom für Beleuchtung und zur Steuerung der Anlage zur Verfügung standen. Eine Spannungsebene von 24 V Gleichstrom war für die Versorgung der Relais und anderer Schaltgeräte eingerichtet.

Die Arbeitsvorgänge waren auch beim Einschienenförderer typisch für die des traditionellen Bogenstrebtes. Das Rücken der Strebschienen mußte - wie auch bei der Plattenbandanlage - regelmäßig erfolgen. Unter Berücksichtigung der örtlichen Bedingungen hatten sich verschiedene Varianten bewährt. Der erforderliche Strebausbau war - wie bei allen anderen Abbaufahren - in ausführlichen Vorschriften festgelegt. Die theoretische Förderkapazität einer Anlage betrug etwa 60 t Haufwerk/Produktionsschicht.

Die langjährigen Bemühungen der Bogenstrebmechanisierung reduzierten sich letztlich nur auf die Lösung der Förderung im Streb- und Abbaubereich, wobei zweifelsohne die schwerste Arbeit, die manuelle Förderung vor Streb (Treckarbeit), erheblich eingeschränkt werden konnte. Spätestens in den 60er Jahren wurde deutlich, daß ein qualitativer Sprung bei der Strebmechanisierung ohne einschneidende Änderung der

Strebführung nicht zu erreichen war. Ein wesentliches Hindernis bildete die Bogenform des Abbaustoßes. Besonders hemmend wirkte sich die von *Gillitzer* 1928 auf makroskopischen Beobachtungen begründete Auffassung aus, daß „bei langen geraden Abbaufrenten die Druckverhältnisse so ungünstig werden, daß die Gewinnung wirtschaftlich unmöglich wird und die Abbaue trotz gutartiger Hangendschichten sofort zu Bruch gehen würden“. Die nach 1950 in mehreren Auflagen für die Strebbelegschaften und das Aufsichtspersonal gedruckten „Richtlinien zur Erreichung einer unfallsicheren und ergiebigen Strebarbeit“ haben diese Anschauungen erhärtet.

Durch umfangreiche Messungen und Beobachtungen, die vornehmlich in den Jahren bis 1964 durchgeführt wurden, konnten diese Anschauungen widerlegt und damit wissenschaftliche Voraussetzungen für die Anwendung der geraden Abbaufrent geschaffen werden. Voraussetzung für die erfolgreiche Anwendung von Abbaufrenten mit gerader Abbaufrent war allerdings, daß der dafür ungeeignete einfache Holzabau durch einen auch bei Sprengarbeiten standfesten Ausbau ersetzt werden konnte.

#### **2.2.2.2.2. Abbau mit gerader Abbaufrent**

Bei der Realisierung der für eine komplexe Mechanisierung besser geeigneten geraden Abbaufrent wurden zwei Wege beschritten:

1. Durchsetzung einer Geradstrebtechnologie unter Beibehaltung der üblichen Strebhöhen (Geradstreb)

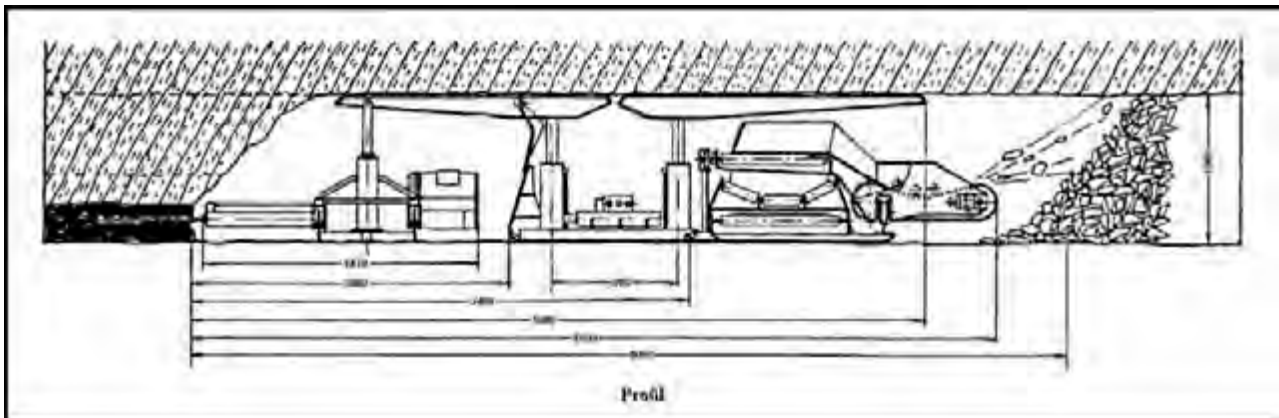
##### *Geradstrebabbau mit Versatz*

Trotz aller Einwände und von der Abbaupraxis unter den gegebenen Bedingungen bestätigten Bedenken wurden bereits im 19. Jahrhundert Überlegungen angestellt, die übliche bogenförmige Abbaufrent gerade zu stellen und damit bessere Voraussetzungen für eine Mechanisierung zu schaffen. Es sollten aber noch fast 60 Jahre vergehen, bevor im Jahre 1929 auf dem Wolf-Schacht und fast gleichzeitig auch auf dem Paul-Schacht bescheidene Versuche mit Geradstreben durchgeführt wurden. Zehn Jahre später und dann im Jahre 1942 wurden auf dem Vitzthum-Schacht erneut Anstrengungen unternommen, ohne jedoch brauchbare Ergebnisse zu erzielen.

Lediglich beim Abbau der Schiefer- und Sanderze im Richelsdorfer Kupferschieferbergbau kamen seit Anfang der 1940er Jahre Geradstrebte mit Bohr-Sprengarbeit und Schrapperförderung zum Einsatz. Kupferintensiver Abbau in den ersten Jahren nach 1945 ermöglichte für eine kurze Zeit ein Ansteigen der Kupfergehalte im Fördererz und damit eine höhere Metallproduktion. Der durchschnittliche Kupfergehalt der Minern betrug 1944 17,7 kg/t. In den Jahren 1946 bis 1950 21,2 bis 22,6 kg/t Minern. Die wirtschaftliche Situation forderte eine langfristige Perspektive der Kupferproduktion, die nur durch eine Leistungssteigerung im Abbau zu erwarten war. Daneben sollten aber auch Verbesserungen bei den allgemein bekannten schweren Arbeitsbedingungen in den Streben des Kupferschieferbergbaues erreicht werden, die von vorgenannten Mechanisierungsgeräten nicht hinreichend zu erwarten waren.

Wie bereits zehn Jahre vorher, wurde um das Jahr 1952 nun auf mehreren Betrieben gleichzeitig mit unterschiedlichen Zielstellungen am Problem der sogenannten geraden Abbaufrent gearbeitet. Befriedigende Ergebnisse konnten in dieser Periode nicht erreicht werden. Man entschied sich schließlich für einen gemeinsamen Großversuch, wobei erst das Flöz und anschließend die nicht kupferhaltigen Berge gewonnen werden sollten. Spezielle Flözbohrgeräte wurden entwickelt und eingesetzt.

Als Vision, die schon damals bis ins Jahr 1980 reichte, sollte ein Geradstreb mit Schrapperförderung, schreitendem Ausbau und Versatztrommel mit Gummibandbeladung die endgültige Lösung sein.



**Abbildung 88:** Schema der Anordnungen der Ausrüstungen für Geradstreb mit Schrapperförderung, schreitendem Ausbau und Versatztrommel mit Gummibandbeladung

Nach gründlicher Vorbereitung wurde 1954 unter besonders günstigen Voraussetzungen (unverritztes Feld, geringe Gebirgsdruckwirkungen) der für die spätere Entwicklung ausschlaggebende Schritt einer technischen Entwicklung getan, die die Abbautechnik des Kupferschieferbergbaues bis zur Einstellung der Gewinnungsarbeiten sehr wesentlich geprägt hat. Mit großer Intensität wurde an der Schaffung von maschinentechnischen Hilfsmitteln gearbeitet, welche die Bohr- und Abbauhämmer ablösen mußten. Man wußte, daß nur mit einer weitgehend stempelfreien Abbaufont und leistungsfähigeren Bohrgeräten bei der vorgesehenen intensiven Sprengarbeit in Verbindung mit einer Schrapperförderung im Streb der angestrebte Effekt auf längere Sicht erwartet werden konnte. Bis zum Jahre 1961 wurde auf dem Fortschritt-Schacht II oberhalb der 8. Tiefbausohle Abbau in vier Vorausstreben und einem Pfeilerstreb bei Strebbreiten bis zu 125 m durchgeführt. Den Erzverlusten und der Verunreinigung des Erzes durch Anteile von Nebengestein wurde noch nicht die erforderliche Bedeutung beigemessen. Die zu erzielenden Leistungssteigerungen und die Verbesserung der Arbeitsbedingungen wurden in dieser ersten Phase auch mit einer gewissen Berechtigung als Hauptaufgabe betrachtet. Ohne Zweifel konnten im Vergleich zu herkömmlichen Abbauverfahren die Leistungen bezüglich der abgebauten Flözfläche etwa verdoppelt werden. Die Verbesserung der Arbeitsbedingungen des Strebpersonals war zu dieser Zeit noch nicht eindeutig meßbar. Die Strebbelegschaft hatte auch unter diesen neuen Bedingungen schwere Arbeit zu leisten. Davon wurde nur wenig gesprochen. Die zweifelsohne erreichten Vorteile zu den herkömmlichen Gewinnungsverfahren wurden überbewertet, dem Zeitgeist nicht entsprechende kritische Meinungen wurden überhört oder auch unterdrückt. Bereits in den Jahren 1959/1960 wurden mit guten, besonders ausgewählten Strebbelegschaften vorher noch nie erreichte Abbauleistungen

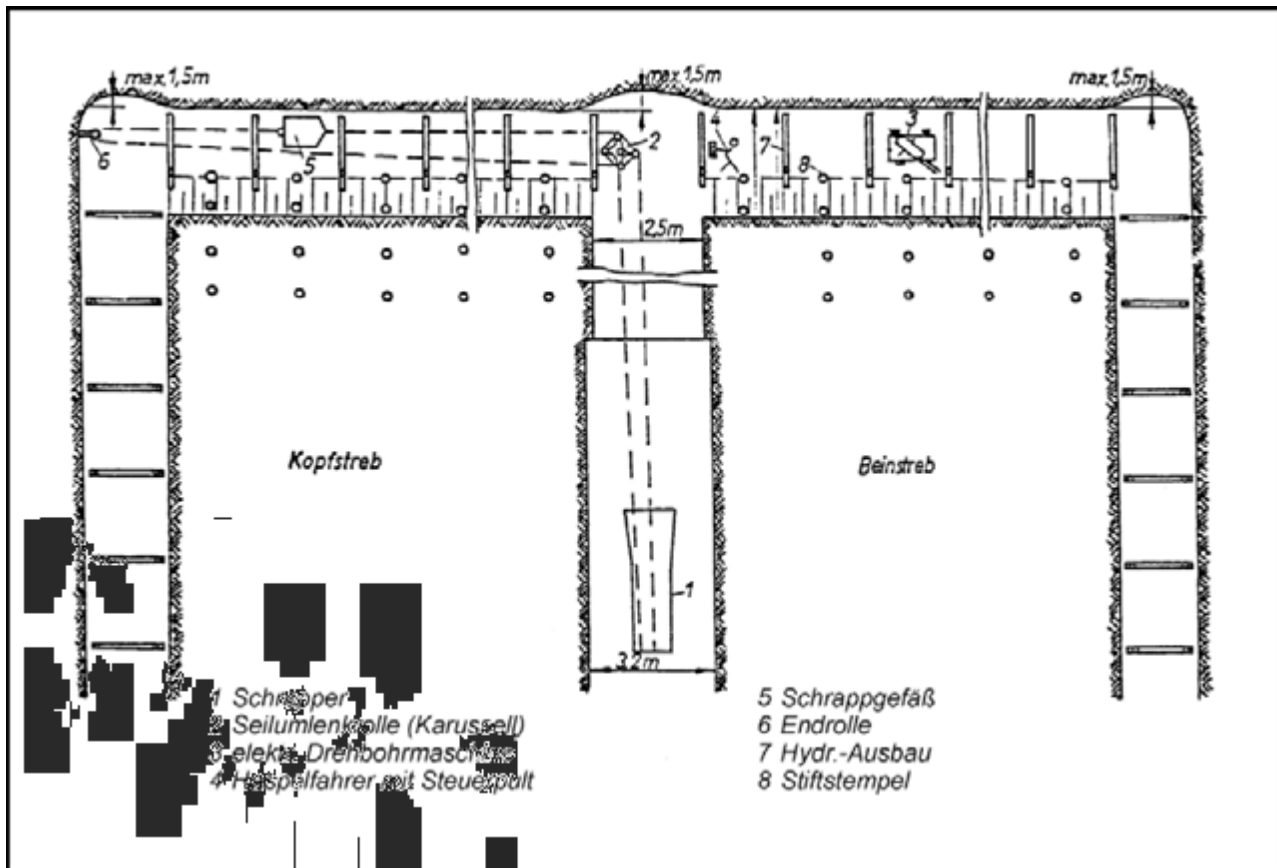
von etwa 4 m<sup>2</sup> abgebaute Abbaufäche je Mann und Schicht Strebpersonal erreicht und als Leistungsdurchbruch im Abbau des Kupferschiefers gefeiert. Es war das Signal zur erneuten Anwendung dieses Abbauverfahrens auch in anderen Bergbaubetrieben. Die erhofften Erfolge stellten sich jedoch nicht ein: Es kam zu schweren Rückschlägen, es häuften sich Strebbrüche, die teilweise bis zur Einstellung des Abbaues mit gerader Abbaufont führten. Es mußte offengelegt werden, daß die Leistungen und Kosten der Geradstrebe erheblich über denen der einfachsten Abbaumethode, der des Huntestrebes, lagen. Die Ursachen waren mannigfaltig. Große Streblängen und eine intensive Sprengarbeit ohne den dafür notwendigen standfesten Ausbau wurden richtig als Hauptursachen erkannt. Unter diesen Bedingungen mußte die beabsichtigte wesentliche Weiterentwicklung der Maschinentechnik aufgegeben werden. Möglich war als erste Maß-

nahme die generelle Verringerung der Streblänge auf 60 m im Jahre 1962. Hohe Erzverdünnung und große Erzverluste wirkten sich nach wie vor zusätzlich hemmend auf eine schnelle Verbreitung des Verfahrens aus, von dem man eine wesentliche Steigerung der Leistungen beim Abbau des Kupferschiefers erwartete. Die Voraussetzungen dafür waren aber unter den damaligen Verhältnissen nicht gegeben. Der Import geeigneter Ausbauelemente aus westlichen Herstellungsländern war nicht möglich. Um die Verluste zu senken, wurde auf dem Max-Lademann-Schacht bereits 1959 die Methode „Berge voraus“ wieder aufgegriffen. Sie erlangte als „sprengintensiver Huntstreb“ eine recht breite Anwendung und schaffte auch Voraussetzungen zur Weiterentwicklung der Strebausrüstung.



**Abbildung 89:** Bergebohrgerät „Herkules“  
(Entwicklungsstand etwa um 1961)

Mehrere Jahre wurden mittels dieser Methode über 10 % der Gesamtabbaufläche gewonnen. Für die maschinelle Ausrüstung der Strebe wurden leistungsfähigere, druckluftbetriebene Bohrgeräte entwickelt. Es folgte bald aber die erste elektrisch betriebene Drehbohrmaschine und eine Schrappanlage, die der niedrigen Strebhöhe des Kupferschieferbergbaues angepaßt war.



**Abbildung 90:** Umlenkvorrichtung im Strebraum vor der Förderfahrt und Beladung des Haufwerkes in der nachgeführten Förderstrecke (Abbauschema)

Auf Grund der aufgetretenen Schwierigkeiten beim Reproduzieren guter Einzelleistungen und zahlreicher noch ungeklärter Fragen wurden die weitere versuchsweise Erprobung auf den Schachtanlagen und die Errichtung einer Bergbau-Forschungsabteilung beschlossen. 1962 bis 1964 wurden besondere Methoden der Sprengarbeit, maschinentechnische Weiterentwicklungen, Ausbauntersuchungen und auch gebirgsmechanische Forschungen verstärkt durchgeführt. Die zusätzliche Erprobung des Blasversatzes in den Jahren 1963/1964 auf dem Thomas-Münzer-Schacht brachte keinen Erfolg. Forschungsarbeiten führten zur Erkenntnis, daß zur Vermeidung von Strebrüchen das bisher an den Geradstreben übliche System der Vorrichtung der Strebe aufzugeben war und keine Strecken in den liegenden Schichten und ins Abbaufeld aufgefahren werden durften. Das erforderte wesentliche Änderungen an der technischen Ausrüstung. Erprobt wurden verschiedene Varianten, wobei nur die als Umlenkrichtungen für den Schräppkasten am Übergang vom Streb zur Abbauförderstrecke entwickelte Rollenbatterie und das über lange Zeiträume eingesetzte sogenannte Karussell genannt werden soll. Letztlich hat sich durch betriebliche Weiterentwicklung im Jahre 1972 nur eine unmittelbare Haufwerksübergabe vor Streb auf das in der Abbaustrecke bis in den Strebraum verlegte Gummigurtband bewährt. Die Strecke zur Abförderung des Haufwerkes wurde zur Schonung der Hangendschichten nicht mehr bis zum Streb oder bis ins Strebvorfeld, sondern in einem angemessenen Abstand dem Streb nachgeführt, wie es auch bei herkömmlichen Verfahren immer üblich war. Im Jahre 1966 wurde das Sprengen im Flöz endgültig aufgegeben. Es hatte sich die Sprengarbeit im tauben Gestein, das zur Erreichung der notwendigen Strebhöhe mit gewonnen werden mußte, allgemein durchgesetzt.

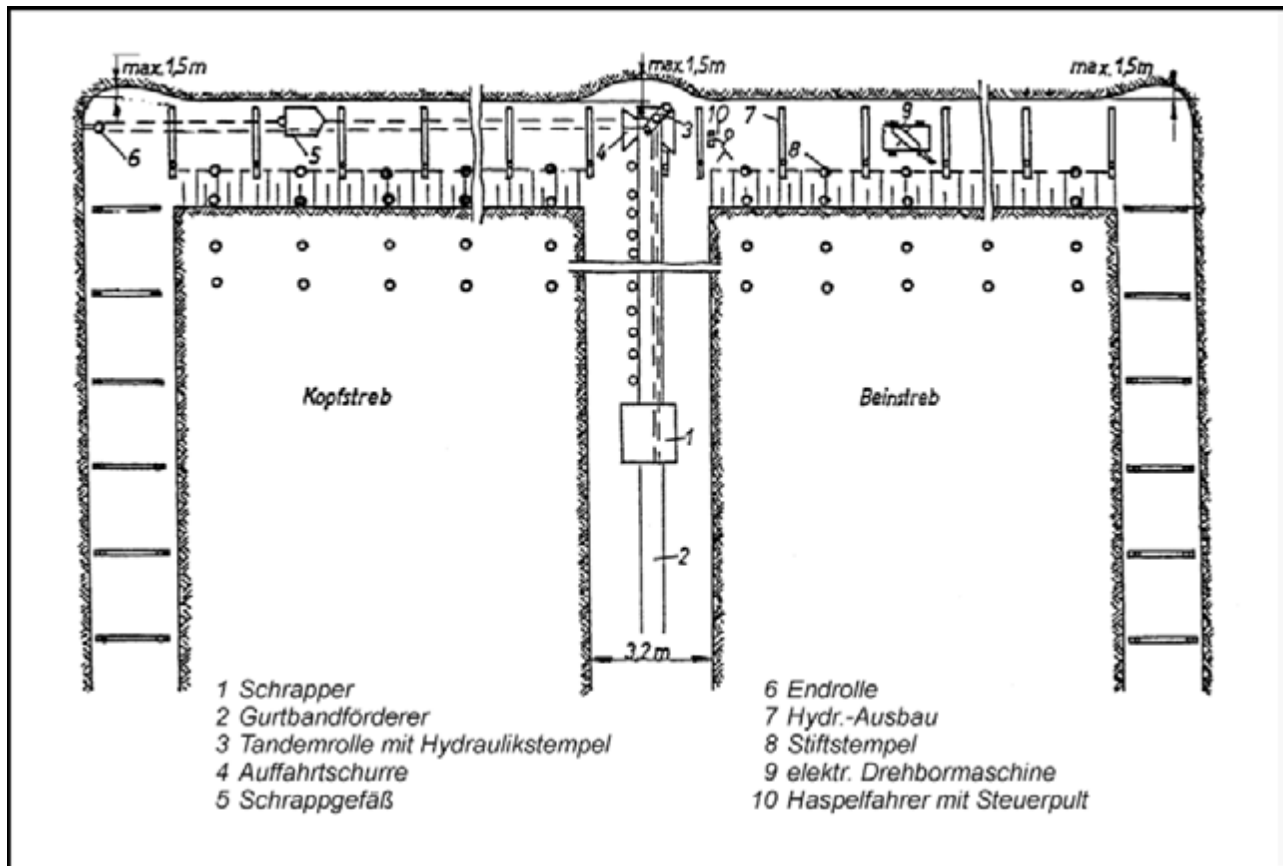


Abbildung 91: Geradstreb mit Haufwerksübergabe vor Streb (Abbauschema)



Abbildung 92: Abbohren des ausgeerzten Strebtes mit elektrischer Strebbohrmaschine

Erst nach 1971 waren die Voraussetzungen gegeben, daß durch den Import und Einsatz von hydraulischen Einzelstempeln des sog. geschlossenen Systems die Strebsicherheit auch bei intensiver Sprengarbeit besser gewährleistet werden konnte. Geeignete Stempel wurden aus der Sowjetunion in ausreichenden Stückzahlen bezogen. Im Jahre 1972 wurden bereits 50 % der abgebauten Streblfläche in Streben mit Hydraulikausbau gewonnen, und im Juni 1973 waren unter großen Anstrengungen bereits alle Geradstrebe und teilweise auch andere Strebe mit diesem Ausbau versehen, wodurch gute Voraussetzungen auch für eine weitere Leistungssteigerung geschaffen wurden. Im Jahre 1977 wurden die Stempel des geschlossenen Systems kontinuierlich durch hydraulische Einzelstempel des sog. offenen Systems abgelöst, die nicht mehr einzeln manuell, sondern über ortsveränderliche Hochdruckpumpen mit einer Emulsion aus Wasser und Öl beaufschlagt wurden. Im Jahre 1983 waren über 11.000 Stempel im Einsatz, wovon bereits etwa 50 % der Ausbauelemente Stempel des offenen Systems waren.

Aufwendige Untersuchungen zur Verbesserung der Organisation des Arbeitsablaufes vor Streb wurden mehrfach mit unterschiedlichen Zielstellungen durchgeführt. Ziel war u. a. auch der vollzyklische Abbau, wodurch eine bessere Auslastung der technischen Ausrüstungen und damit eine Verbesserung der ökonomischen Ergebnisse erreicht werden sollten. Unter einem vollzyklischen Abbau war zu verstehen, daß die wesentlichen Arbeitsverrichtungen (Fördern, Versetzen der Berge, Bohren der Sprenglöcher und Rücken des Ausbaues) im Verlaufe einer Produktionsschicht im Gesamtstreb durchgeführt wurden und damit in jeder Schicht der volle Vortrieb über die gesamte Strebbreite erreicht werden konnte. Die Gesamtzahl der etwa 100 betriebenen Geradstrebe sollte damit beachtlich verringert werden. Voll befriedigende Ergebnisse konnten damit aber nicht mehr erreicht werden. Die Weiterentwicklung des Verfahrens wurde auch in dieser letzten Phase der Mechanisierung des Strebbaues nicht aufgegeben. Nach 1983 erfolgte in Streben mit geeigneter Vererzungshöhe in zunehmenden Maße der Einsatz sogenannter Flözschutzwände, die im Liegenden verankert waren, um Erzverluste bei der Sprengarbeit und bei der Abförderung des tauben Gesteins mit dem Schrapper zu vermeiden. Das Problem der Erzverluste und Erzverdünnung hatte den Geradstrebabbau schon seit Beginn der Einführung belastet.

Die Vorteile des Strebbaues mit gerader Abbaufont wurden von jeher richtig erkannt. Sie resultieren aus der Möglichkeit, wichtige Arbeitsgänge großzügiger zu mechanisieren, wobei unter den komplizierten bergbauspezifischen Bedingungen Jahrzehnte vergehen mußten, bevor die technischen Voraussetzungen geschaffen waren und ein sicherer und leistungsfähiger Abbau möglich wurde.

Der Geradstrebabbau war bei Schließung der Schächte des Kupferschieferbergbaues das dominierende Abbauverfahren.

Kurz zusammengefaßt war es ein Strebbaue mit hydraulischem Einzelstempelausbau, vorwiegend des offenen Systems unter Verwendung von Stahlkappen, die eine stempelfreie Abbaufont gewährleisteten. Zur Abförderung des Erzes und des nicht versetzbaren tauben Gesteins dienten Schrapplanlagen, die das Haufwerk unmittelbar im Streb auf Gummigurtanlagen aufgaben. Die Beladung der im Grubenbetrieb üblichen Förderwagen erfolgte in den Sohlenstrecken. Ein beachtlicher Teil des durch Sprengarbeit gewonnenen tauben Gesteins wurde bereits durch die Sprengarbeit in den Versatz geschleudert. Die restliche noch notwendige Versatzarbeit war Handarbeit. Für die Herstellung der je Produktionsschicht erforderlichen erheblichen Anzahl von Bohrlöchern standen fahrbare, von Hand bewegte elektrische Drehbohrmaschinen zur Verfügung.

In der Arbeitsorganisation wurde neben dem in wenigen Fällen realisierten vollzyklischen Vortrieb vorwiegend die halbzyklische Arbeitsweise angewendet, die dadurch charakterisiert war, daß je Schicht auf der einen Strebseite die Arbeitsverrichtungen Fördern, Versetzen der Berge und Rücken des Ausbaues und auf der anderen Strebseite die Bohrarbeiten durchgeführt und Sprengarbeiten vorbereitet wurden. Das manuelle



Umsetzen der Hydraulikstempel war bei Strebhöhen von etwa 1 m schwere bergmännische Arbeit. Das Abtun der Sprengladungen erfolgte außerhalb der regulären Schichtzeit der Produktionskollektive durch dafür eingesetzte Sprenghauer.

Der Strebbruchbau wurde als eine Variante des Geradstrebbaues über einen kurzen Zeitraum bei vererzten Mächtigkeiten von 0,7 m bis 1,1 m auf dem Thomas-Münzer-Schacht angewendet. Für die Ausrüstung wurden überwiegend die im Geradstreb bewährten Geräte genutzt. Als Strebfördermittel wurde nach einem ersten Schrappereinsatz auch ein Zweikettenkratzförderer eingesetzt. Dazu wurde auch ein Beladeschild erprobt. Das Bohrgerät wurde in erster Version so abgeändert, daß es auf dem Kratzkettenförderer aufgesetzt werden konnte und darauf zur Herstellung der im Streb herzustellenden Sprengbohrlöcher verfahrbar war. Der ausgeerzte Abbauraum wurde nicht durch Versatz gefüllt, sondern das Hangende nach Durchgang des Abbaus zu Bruch geworfen.

## 2. Realisierung eines Strebbaues ohne Mitnahme von Nebengestein (Mannloser Streb)

Eine weitere Entwicklungsrichtung betraf die Abbautechnologie des Mannlosen Strebbaues. Bereits 1960 wurden erste Gedanken und Versuche zur Entwicklung eines Mannlosen Strebbaues auf mehreren Schächten der Mansfelder Mulde und im Sangerhäuser Gebiet begonnen. Im Jahre 1961 wurde entschieden, diese völlig neuen Gedanken durch gezielte Forschungsarbeiten zu bearbeiten. In dieser Phase wurden in verschiedenen Richtungen entscheidende wissenschaftlich-technische Vorstellungen und Lösungsvorschläge entwickelt sowie theoretische und praktische Grundlagen geschaffen. Erprobt wurde u. a. ein Flözhoebel, der beim Steinkohlenabbau verwendet wurde, das Gewinnungsbohren mit großen Bohrlöchern und auch die erste Version eines Schälsschrappers. Daneben wurden umfangreiche gesteinsmechanische Untersuchungen durchgeführt, um die Grundlagen zur Gestaltung der Werkzeuge für eine mechanische Gesteinszerstörung bei hoher Druckfestigkeit des zu gewinnenden Gesteins zu erforschen. Richtig wurde erkannt, daß auch im Steinkohlenbergbau erst mit kontinuierlich arbeitenden schrägenden und schneidenden Geräten die enormen Leistungssteigerungen beim Abbau erreicht werden konnten. Eine direkte Übernahme der Erfahrungen und Geräte des Steinkohlenabbaues ermöglichte nicht den angestrebten Effekt, weil drei Besonderheiten im Mansfelder Abbau bestimmend waren:

- die außergewöhnlich hohe Festigkeit des Flözes,
- die außerordentlich geringe Mächtigkeit des Flözes und
- die Lagerungsverhältnisse: Zwischen Erz und Nebengestein bestanden nur gering ausgeprägte Lösflächen und ungenügende Differenz der Gesteinsfestigkeit.

### *Blockrückbau, spätere Bezeichnung Schälsschrapperstrebbaue*

Die Untersuchungen der Möglichkeiten einer mechanisierten Gewinnung des Kupferschieferflözes ohne Nebengestein wurden trotz der zu erwartenden Probleme und Schwierigkeiten beschlossen und mit der Bildung der Forschungsgruppe „Komplexmechanisierung“ forciert.

Auf dem Fortschritt-Schacht II wurde ein Versuchsfeld für die notwendigen Untersuchungen eingerichtet. Erprobt wurde ein theoretisch konzipierter „blockweiser Rückbau mit abgesetzten Stößen“, der kurz als Blockrückbau bezeichnet wurde. Nach der diesem Verfahren zu Grunde gelegten Versuchstechnologie wurde das zum Abbau zur Verfügung stehende Baufeld in Abbaublöcke von etwa 25 m x 25 m Seitenlänge durch Streckenauffahrungen unterteilt. Zur Schonung des Hangenden war die Streckenhöhe auf etwa 1,3 m Ausbruchshöhe begrenzt. Zum Einsatz kamen handgeführte Bohrhämmer und zur Abförderung des durch Sprengarbeit gewonnenen Haufwerkes von der allgemeinen technischen Entwicklung schon lange überholte

Schüttelrutschenanlagen mit Druckluftantrieben. In der Flözebene wurden aus diesen Strecken in etwa 30 cm Abstand Langbohrlöcher eingebracht. Durch Tränkung, später Hochdrucktränkung, sollte eine Verringerung der Verbandsfestigkeit des Flözes erreicht werden. Da dies nicht hinreichend gut gelang, wurde mit speziellen Sprengmethoden (beispielsweise auch mit sogenannten Cardox-Patronen) versucht, ähnliche Effekte zu erreichen. Die Ausrüstungen zur Herstellung der Langbohrlöcher waren in diesem frühen Stadium sehr unvollkommen. Ein auch nur annähernd richtungsgenau Bohren war noch nicht möglich. Dadurch waren zusätzliche Schwierigkeiten zu überwinden. Bei all diesen Versuchen zur Festigkeitsminderung konnte nach damaligen Ermittlungen lediglich eine Festigkeitsminderung auf 3.000 - 3.200 N/cm<sup>2</sup> erreicht werden, die über der damals bekannten Grenze der Hobelfähigkeit lag.

Erste Schräppversuche mit schweren, druckluftbetriebenen Winden mit einer Leistung von 0,2 MN wurden so optimistisch eingeschätzt, daß zugestimmt wurde, in der Sangerhäuser Lagerstätte unter produktionsähnlichen Bedingungen in beiden Schächten die Versuche fortzuführen und die Forschungsabteilung auf dem Fortschritt-Schacht II aufzulösen. Probleme bei der Einbringung von Blasversatz in den unter 30 cm hohen Versatzraum und der Abgrenzung zum offenzuhaltenden Streb waren schon aus der Forschungsabteilung bekannt. Beim Betrieb des Versuchsstrebtes auf dem Thomas-Münzer-Schacht mußte nach kurzer Zeit eingeschätzt werden, daß mit Blasversatz ein wirtschaftlicher Betrieb nicht zu erreichen war. Auch das Schräppgerät selbst wurde erheblichen konstruktiven Änderungen unterworfen. Auswechselbare Schräppwerkzeuge hatten bei stetiger Weiterentwicklung die Leistungsfähigkeit wesentlich erhöht.

Bei den ersten Gewinnungsgeräten, die 1964 auf dem Bernard-Koenen-Schacht eingesetzt wurden, handelte es sich noch um Seilwinden mit 27 mm Seildurchmesser. Die Entwicklung konzentrierte sich zunehmend auf die Weiterentwicklung der Schräppwinden. Die 1966/1967 erprobte erste Version einer Winde mit 0,35 MN Zugkraft verlief negativ. Erst mit Einsatz von Ketten als Zugmittel und Rückführung der Kette im Strebraum konnten bessere, aber keinesfalls schon zufriedenstellende Ergebnisse erzielt werden. Die auftretenden Störungen an der Steuerung und beim Reversiergetriebe brachten Betriebsstillstände von etwa 30 % der Schichtzeit. Die bisher unbefriedigend gelöste Abstützung des Hangenden im Versatzraum konnte 1967 mit der Verwendung von Holzkeilen als Stützelemente wesentlich verbessert werden. Störungen im schwer zugänglichen Strebraum durch Bergenachfälle, die in vielen Fällen zur Einstellung der maschinellen Gewinnung führten, waren nach wie vor an der Tagesordnung. Ende 1968 konnte mit der im Prinzip später nur noch wenig verbesserten Winde vom Typ „W 20 m“ ein Stand erreicht werden, der zur Beendigung der langjährigen Forschungsarbeiten führte. Das neue Abbauverfahren wurde seit 1969 trotz vieler Mängel und auch Bedenken von der Produktion als anwendungsfähiges Abbauverfahren übernommen. *Dr. Fleischer* leistete einen wesentlichen Teil bei der Konzipierung der Abbaustrategie und bei der Versuchsführung dieses neuartigen Abbaues auf der Basis umfangreicher gebirgsmechanischer und gesteinsmechanischer Untersuchungen.

Bei Anwendung der üblichen Abbautechnologien war es ausreichend, im Abbaubereich nur noch die Vorrichtung, die Förderung und sonstige Hilfsprozesse zu unterscheiden. Letztere beschränkten sich vornehmlich auf die Tätigkeit von ein bis zwei Zimmerleuten je Abteilung. Die Technologie des Schälrschrapperstrebbaus (SSSB) verlangte eine strengere Gliederung. Die Unterteilung in Verfahrensstufen und Hilfsprozesse war für die Planung, die tägliche Betriebsorganisation und die Abrechnung notwendig.

Als Verfahrensstufen wurden in sich abgeschlossene Bereiche des Arbeitsprozesses bezeichnet, die in festgelegter Reihenfolge quantitativ, qualitativ und zeitlich abgestimmt ablaufen mußten, um einen optimalen ökonomischen Effekt zu erzielen. Als Verfahrensstufen galten:

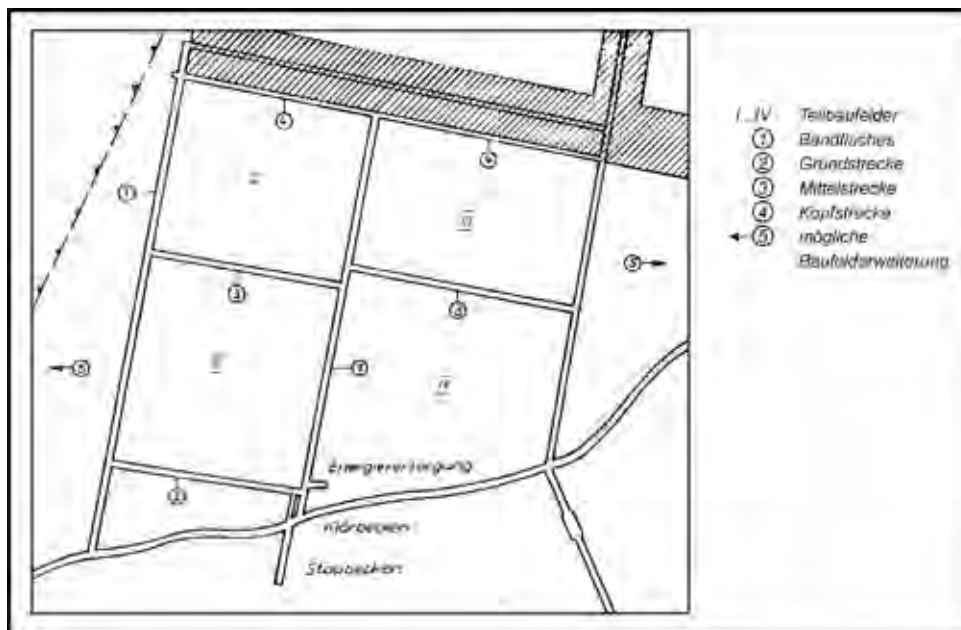
- die Vorrichtung der Abbaufelder (Streckenauffahrung),
- die Vorfeldbehandlung (Abbohren der Strebfelder) sowie

- die Erzgewinnung und der Strebausbau (Schrappen und Stützkörperversatz).

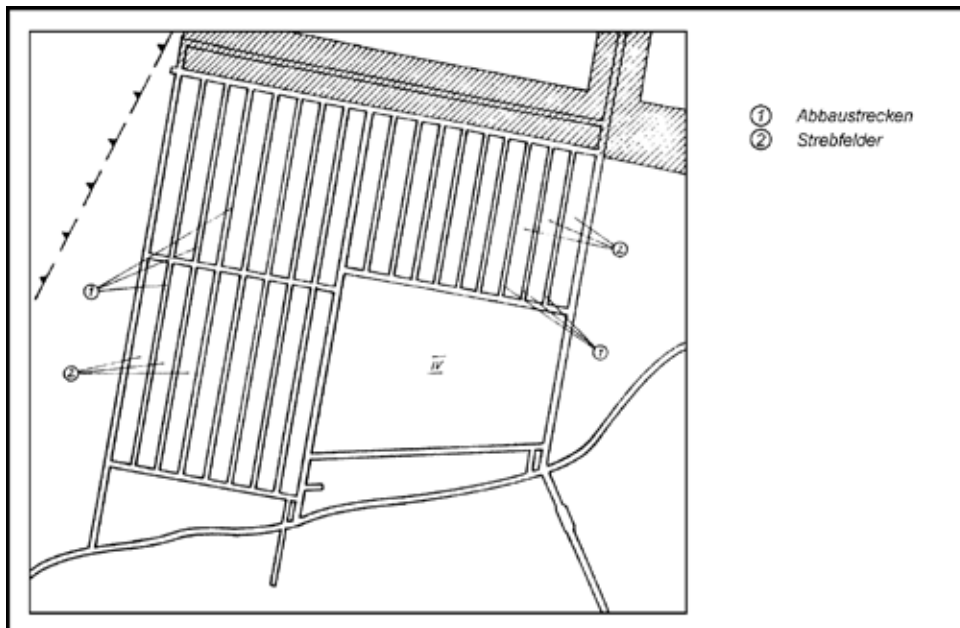
Hilfsprozesse waren notwendige Arbeitsverrichtungen, die in der Regel an Verfahrensstufen gebunden waren und garantierten, daß mehrere Verfahrensstufen nebeneinander betrieben werden konnten. Unterschieden wurden:

- Förderung, Transport, Nebenarbeiten,
- Verbauarbeiten, Wasserhaltung sowie
- Sprengarbeiten und Energieversorgung.

Um maschinelle Gewinnung betreiben zu können, waren umfangreiche Streckenauffahrungen erforderlich, die einen zeitlichen Vorlauf von bis zu zwei Jahren vor Beginn der Gewinnung haben mußten. Die Größe und Lage des für den Abbau vorzurichtenden Abbaufeldes war dabei eine ausschlaggebende Größe. Da unbekannt geologische Störungen, die den späteren Abbau stark beeinflussen, möglichst frühzeitig erkannt werden sollten, war vor der Auffahrung der eigentlichen Abbaustrecken ein großräumiger Aufschluß angestrebt. Diese Teilbaufelder hatten Abmessungen von etwa 150 m x 150 m. Mit der anschließenden Auffahrung der Abbaustrecken und Zerlegung des Baufeldes in Streifen von 25 m bis 30 m Breite wurden auch die Sonderauffahrungen, beispielsweise Schaltstationen und Grubenbaue für die Wasserhaltung und die Klärung des im Spülwasserkreislauf mitgeführten Bohrkleins der Verfahrensstufe „Vorfeldbehandlung“ durchgeführt.



**Abbildung 93:** Einteilung des Baufeldes in Teilbaufelder



**Abbildung 94:** Einteilung der Teilbaufelder in Strebfelder  
(fallender Verhieb)

#### *Vorrichtungstechnologie*

Die Strecken zur Umfahrung von Teilbaufeldern erhielten einen Ausbruchsquerschnitt von 3,5 m x 2,5 m, Abbaustrecken wurden mit einem Profil von 3,2 m x 2,2 m aufgefahren.

Die Bohrarbeit wurde mit Bohrkecht und handgeführten Bohrhämmern, im Verlauf der betrieblichen Weiterentwicklung mit Bohrwagen des Typs BWA 1 durchgeführt. Für die Ladearbeit standen Schrapplader mit nachgeschaltetem Gummiband und in letzter Zeit Bunkerlader LB 125/1000 (Fassungsvermögen der Schaufel 125 Liter, des Bunkers 1.000 Liter) zur Verfügung. Seitenkipplader wurden nur versuchsweise erprobt. Um bei dem großen Vorrichtungsanteil Erzverluste einzuschränken, wurde das Flöz angebaut und abschnittsweise gewonnen. Der Streckenausbau erfolgte mit Türstockausbau bzw. Ankerausbau.

Zur Verringerung der Verbandsfestigkeit des anstehenden Flözes wurden als Vorfeldbehandlung im Flöz parallel zur späteren Abbaustoßrichtung Bohrlöcher in Abständen von 20 cm bis 30 cm bis zur halben Blockbreite (ca. 15 m) eingebracht. Dafür standen vielfach weiterentwickelte elektrohydraulisch betriebene Bohrmaschinen (EHB) zur Verfügung. Auf in der Strecke verspannte Bohrrahmen konnte mit diesem Gerät die Herstellung mehrerer paralleler Bohrlöcher gewährleistet werden. Bei einer Leistung des Bohrmotors von 7,5 kW wurden Bohrlöcher von 80 mm Durchmesser mit der beachtlichen Bohrgeschwindigkeit von 2,5 m/min erzeugt. Das Bohrgestänge bestand aus verschraubbaren, ca. 0,9 m langen Rohren mit Konusgewinde. Mittels Druckwasser wurde das Bohrklein aus den Bohrlöchern herausgespült und zur Klärung und erneuten Verwendung des Wassers in Sammelbecken geleitet. Die Bohrlöcher wurden beim Herannahen des Abbaues im Abbauvorfeld zerdrückt und dabei angrenzende Flözpartien aufgelockert und für den dann unmittelbar folgenden Abbau leichter gewinnbar gemacht. Andere Methoden der Auflockerung haben sich nicht bewährt.

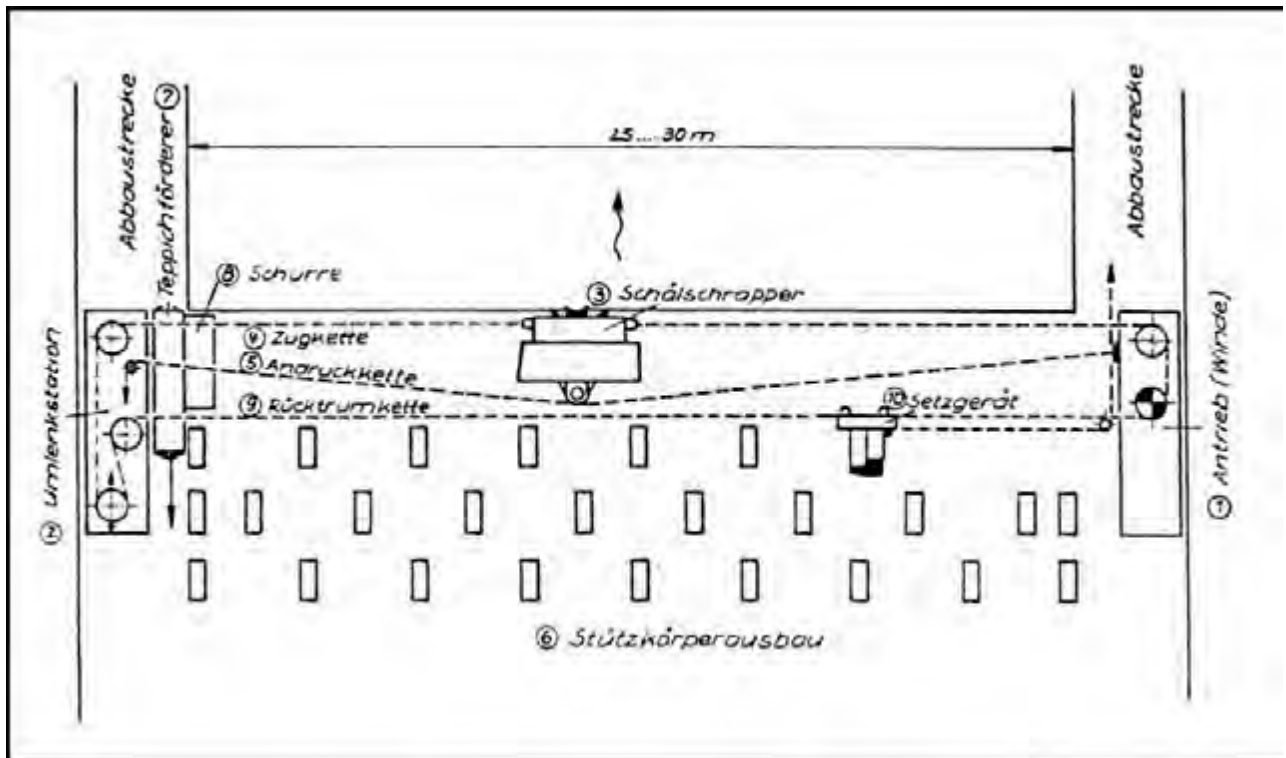


Abbildung 95: Abbauschema Schälsschraperstrebbaue



Abbildung 96: Bohrarbeiten mit der elektrohydraulischen Bohrmaschine für 80 mm Bohrdurchmesser und Bohrtiefen von ca. 13 bis 15 Metern zur Perforierung des Flözes.



Abbildung 97: Elektrohydraulische Winde in der Abförderstrecke des gewonnenen Haufwerkes mit Schräppgerät im Vordergrund

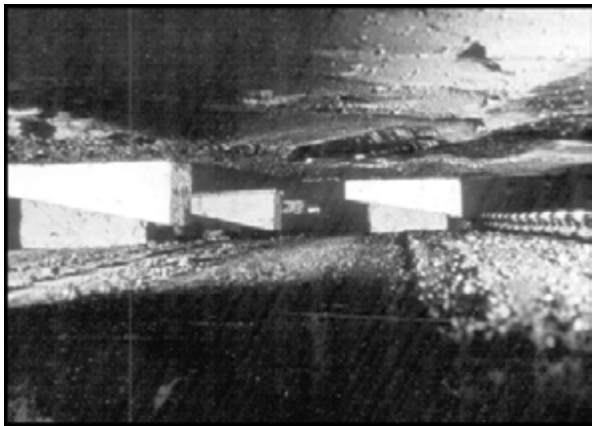
Über bereits erwähnte Zwischenstufen der Entwicklung stand für die maschinelle Gewinnung letztlich eine elektronisch gesteuerte Windenanlage mit einer statischen Zugkraft von etwa 0,11 MN zur Verfügung. Als Zugmittel wurde eine endlose Kette nach DIN 22 252-C in den Abmessungen 22 x 86 mit einer Bruchlast von 0,6 MN verwendet. Der Andruck des Gewinnungsgerätes an den Strebstoß wurde mit einer sogenannten

Andruckkette gleicher Ausführung gewährleistet. Die Regelung des Andruckes erfolgte nach Einschätzung durch den Windenfahrer. Die Schrappegeschwindigkeit betrug in der letzten Produktionsetappe 0,53 m/s. Nach einem Abbaufortschritt von 20 cm bis 40 cm und Lösen der vertikalen Verspannung der Winde und der Umkehre wurden beide Teile der Windenanlage schienengeführt mittels Hydraulikzylinder gerückt und erneut hydraulisch verspannt. Zur Sicherung gegen hereinbrechende Gesteinsschalen aus dem unterschränten Abbaustoß wurden seitliche Abspannungen wirksam. Die Verankerung des Streckenstoßes verlor beim Unterschrämen ihre Wirksamkeit. Die Abförderung des Haufwerkes aus dem Bereich der Gewinnung erfolgte mittels eines sogenannten Teppichförderers, der lediglich aus einem etwa 10 m bis 20 m langen und 650 mm breiten Gummiband bestand, das vom Gewinnungs- und Schrappegefäß beaufschlagt und bis zur Übergabestelle auf eine Gummigurtförderbandanlage den Erztransport ermöglichte.



**Abbildung 98:** Gefülltes Schrappegefäß im Strebaushieb

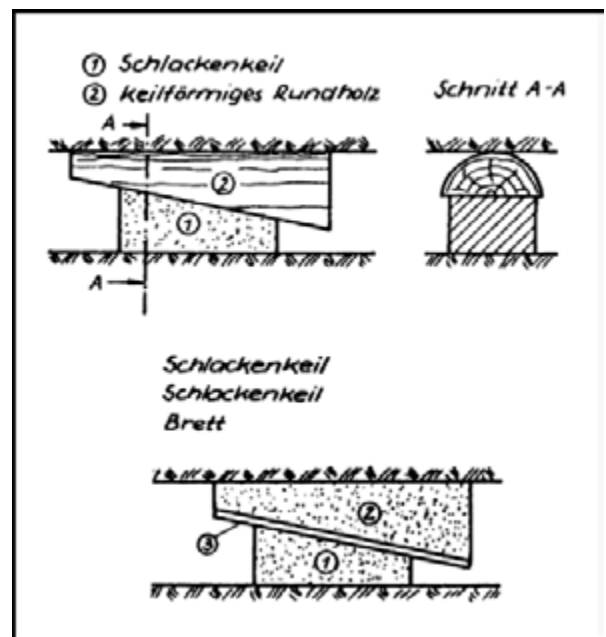
Der Ausbau im Versatzfeld erfolgte mittels weltweit einmalig im Bergbau angewendeter Stützkörper. Eingesetzt wurden mehrere Varianten, wobei ursprünglich Stützkörper, bestehend aus zwei Holzkeilen, seit 1969 auch Schlackenkeile mit Holzbeilage und Stützkörper, kombiniert aus Schlackekeilen und Holzkeilen, eingesetzt wurden. Die Schlackekeile wurden auf Mansfelder Rohhütten speziell für diesen Verwendungszweck hergestellt. Das ordnungsgemäße und zügige Einbringen der Stützkörper besonders unter schwierigen Abbauverhältnissen war lange Zeit problematisch. Letztlich stand ein Setzgerät als patentierte Lösung zur Verfügung, die den Erwartungen weitgehend entsprach. Die Bedienung der Winde und das Setzen der Ausbauelemente erfolgte durch zwei Mann je Anlage.



**Abbildung 99:** Stützkörperausbau im ausgezerten Strebraum bei einer Abbauhöhe von ca. 0,2 Metern



**Abbildung 100:** Gerät zum Einbringen und Verkeilen der Stützkörper im ausgezerten Raum



**Abbildung 101:** Varianten des Stützkörperausbaus

### 2.2.2.2.3. Zusammenfassende Wertung der Anstrengungen zur Mechanisierung der Erzgewinnung bis zur Einstellung der Produktion

Niemals in der Geschichte des 800jährigen Kupferschieferbergbaues wurden zur Mechanisierung der Gewinnungsarbeiten mit einer solch konzentrierten Intensität Anstrengungen unternommen wie in der letzten Phase des Abbaues. Wird zur besseren Veranschaulichung die technische Entwicklung im Abbau in vier Epochen eingeteilt, so ist die erste und weitaus längste Phase bis um das Jahr 1870 lediglich durch die Anwendung der Keilhaue und den Strebhant aus Holz charakterisiert. Die zweite Epoche zeichnet sich durch verstärkte Anwendung der Sprengarbeit bei der Gewinnung im Streb aus. Nach 1920 wird in der dritten Epoche durch umfassende Anwendung druckluftbetriebener Bohr- und Abbauhämmer, der Schüttelrutsche und elektrischer Säulenhassel ein schon beachtlicher Fortschritt erzielt. Erst in der vierten Epoche, nach 1950, wurde versucht, allumfassende Änderungen durchzusetzen.

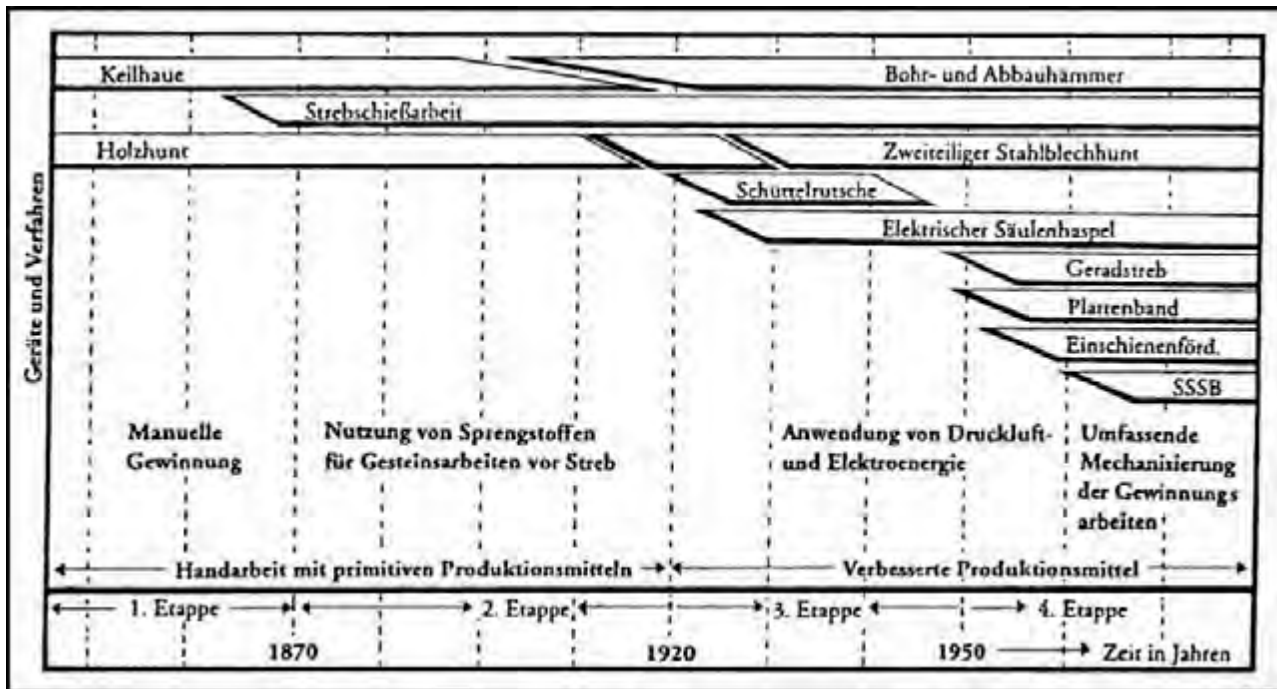


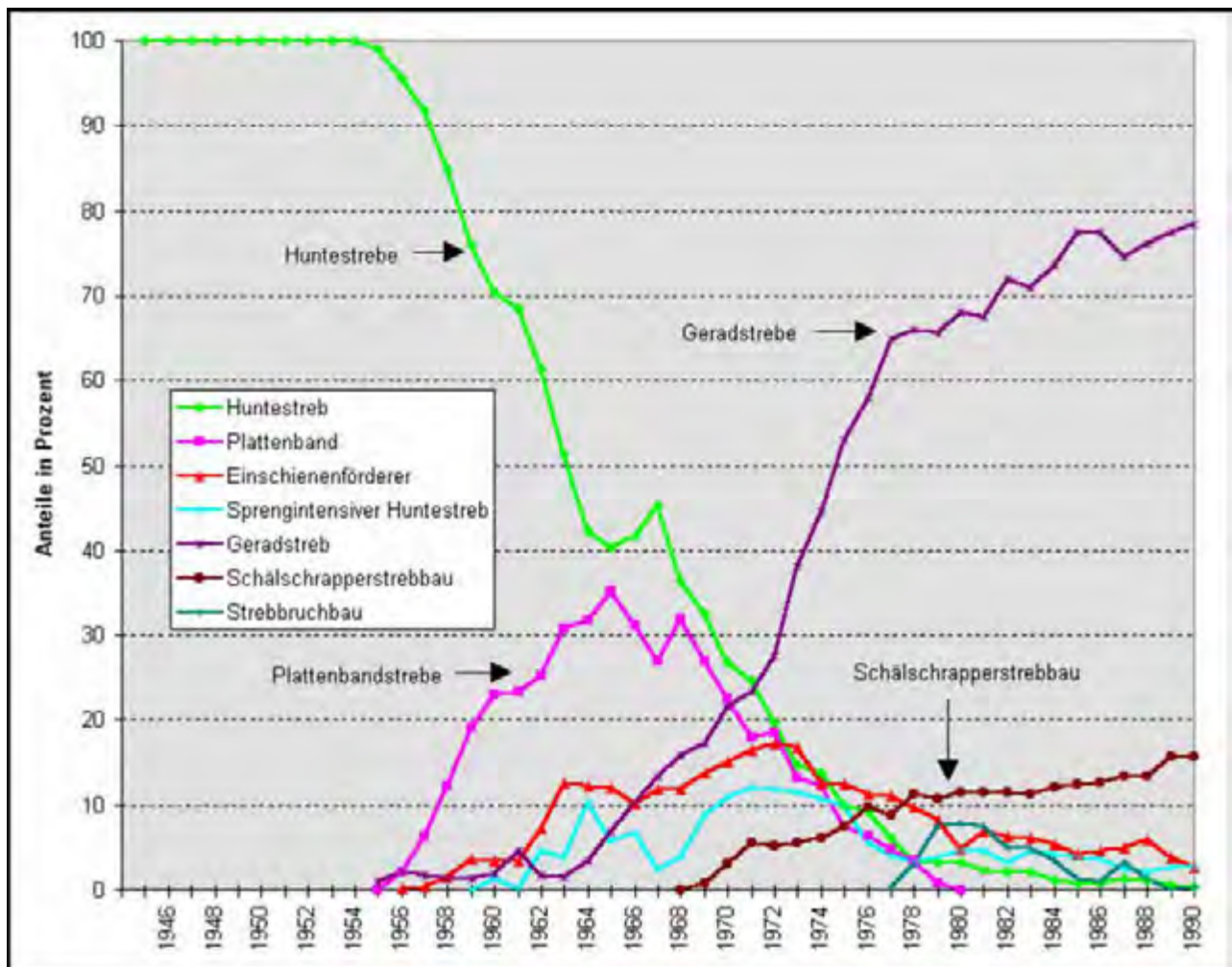
Abbildung 102: Etappen des technischen Fortschritts beim Strebbau im Kupferschieferbergbau

Neben dem Versuch der Mechanisierung der herkömmlichen, mit der bogenförmigen Abbaufont betriebenen Strebe wurde im beharrlichen Meinungsstreit mit den vorwiegend auf Erfahrungen beruhenden gebirgsmechanischen Vorstellungen die den Mechanisierungsbestrebungen besser zugängliche gerade Abbaufont verstärkt in die Untersuchungen einbezogen. Die Mechanisierung einzelner Arbeitsverrichtungen im Bogenstreb durch Einsatz von kurvengängigen und beschußfesten Plattenförderbändern und Einschienenförderanlagen ermöglichte die Verringerung der körperlich schweren Arbeit besonders bei der Abförderung des gewonnenen Erzes und tauben Gesteins. Allerdings konnten damit nur Teilerfolge erzielt werden, und einzelne Arbeitsverrichtungen im Streb, wie die weiter notwendige Handarbeit beim Versetzen des tauben Gesteins im Strebraum, wurden dadurch noch zusätzlich erschwert. Der Effekt beschränkte sich lediglich auf die Abförderung des Erzes. Mit zunehmender Betriebsreife und Effektivität der Abbauverfahren mit gerader Abbaufont wurde die Bogenstrebmechanisierung immer weiter zurückgedrängt. Strebe mit Plattenförderbändern konnten im Jahre 1965 mit 35,1 % Förderanteil an der Erzgewinnung einen beachtlichen Umfang erreichen. Die Anwendungsbreite konnte jedoch nicht aufrechterhalten werden, und nach 24 Jahren seit dem Ersteinsatz schied das Plattenband als Strebfördermittel endgültig aus. Einschienenfördererstrebe erreichten 1972 maximal 17,3 % an der Strebförderung, waren allerdings bis zur Einstellung der Produktion im Jahre 1990 mit dem geringen Anteil von unter 3 % noch in Anwendung. Der Geradstrebabbau konnte nach etwa fünfzehn Jahren schwieriger und komplizierter Entwicklungsarbeiten und nach der Überwindung vieler Probleme im Jahre 1970 erstmals den Anteil von 20 % überschreiten. Der Geradstreb entwickelte sich in den darauf folgenden Jahren zum dominierenden Abbauverfahren. Zum Zeitpunkt der Betriebseinstellung wurden etwa 78 % der Gesamtabbaufäche mit dem Geradstreb-Abbauverfahren abgebaut.

Seit 1969 wird der vollmechanisierte Schälchrappstrebabbau in der Produktionsstatistik geführt. Dieses im Kupferschieferbergbau modernste Abbauverfahren erreichte in den letzten beiden Produktionsjahren Anteile von über 15 %. Für seine Entwicklung wurden 1964 bis 1970 12,4 Millionen Mark aufgewendet. Der Strebbruchbau erreichte einen maximalen Jahresanteil von knapp 9 %.



Die Anwendung des für den Kupferschieferbergbau über sehr lange Zeiträume übliche Huntestrebe-Abbauverfahren war nach 1970 bedeutungslos geworden.



**Abbildung 103:** Anteil der Abbautechnologien an der jährlichen Gesamtabbaufäche

Die Leistungsentwicklung in der letzten Periode der Mechanisierung läßt erkennen, daß die Mehrheit der Verfahren trotz der stetigen Verringerung der reinen Arbeitszeit durch längere Anmarschwege und andere negativ wirkende Faktoren nur noch eine geringe Steigerung der Leistung erkennen läßt. Lediglich das Abbauverfahren Schalschraperstrebau ermöglichte nach Überwindung enormer Schwierigkeiten und schließlich durch Anwendung neuer Abbaustrategien nach 1970 eine beachtliche Steigerung der Abbauleistung auf zeitweise über 5 m<sup>2</sup> Abbaufäche je Mann und Schicht.

Die Anwendungsbreite dieses Verfahrens war jedoch durch besondere Forderungen an die Ausbildung der Lagerstätte in seiner Anwendung beschränkt und nicht weiter auszudehnen.

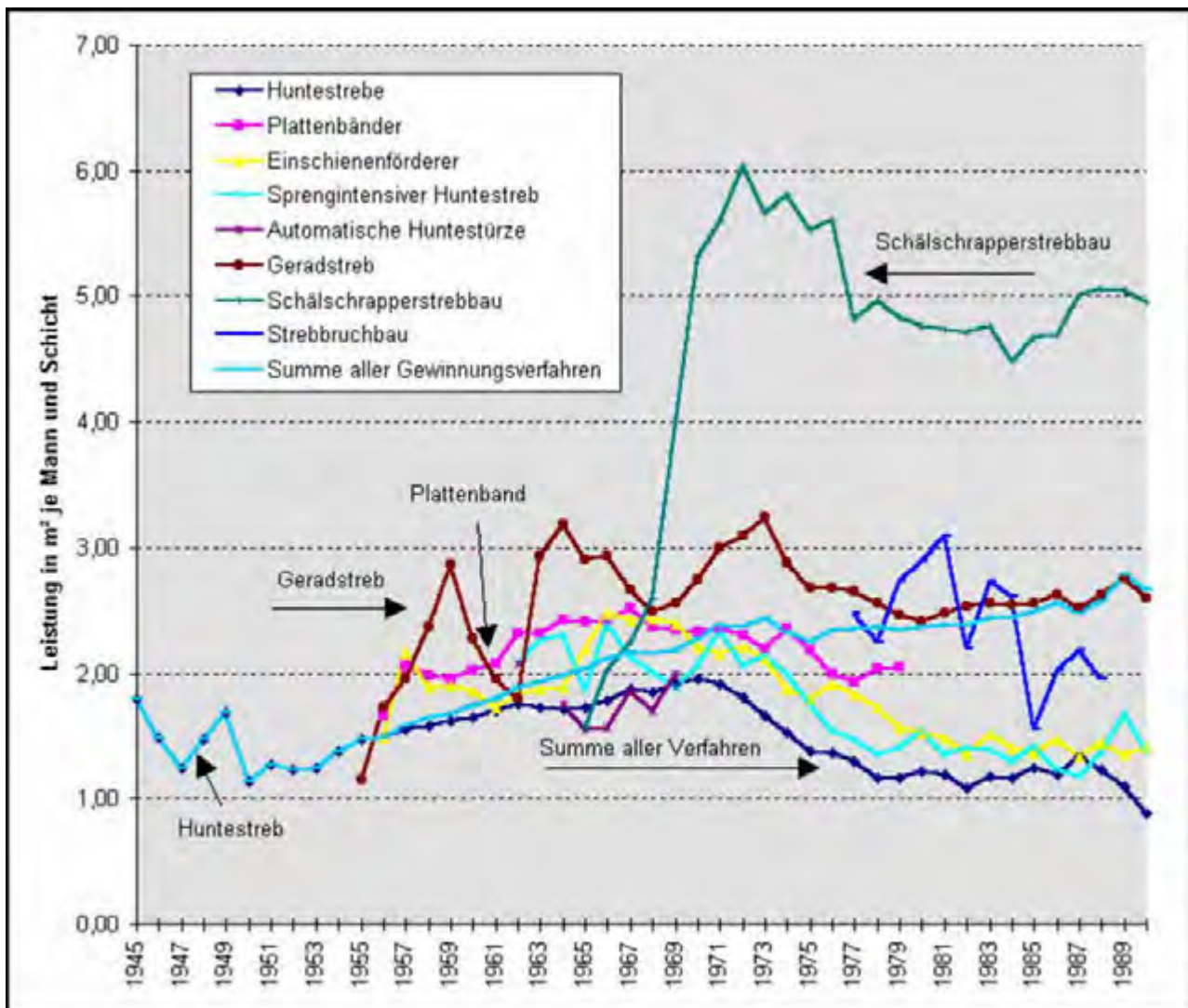


Abbildung 104: Leistungsentwicklung der Abbaufverfahren

#### 2.2.2.2.4. Selektiver Abbau

Die Produktionshöhe des Kupferschieferbergbaus wurde von den Produktionsfaktoren der vorhandenen Anzahl und durchschnittlichen Leistung des Strebpersonals einerseits sowie der für dessen Anlegung verfügbare Kupferschüttung der Lagerstätte andererseits bestimmt. Trotz Anstiegs der Häuerlöhne von ca. 1.070 M/Monat 1960 auf 147 % oder 1.574,30 M/ Monat 1987 sank die Anzahl des angelegten Strebpersonals von dem mit 4.494 Mann 1961 erreichten Nachkriegsmaximum mehr oder weniger kontinuierlich auf 28 % oder 1.262 Mann im Jahre 1988.

Wesentliche Ursachen für diese Entwicklung waren:

- die hohe physische Belastung des Strebpersonals,
- der mit der allgemeinen Verbesserung der Lebensverhältnisse, vor allem nach Wegfall der Lebensmittelkarten im April 1958, sinkende Anreiz gewährter materieller Vergünstigungen, wie Zusatzhausbrand, Harzkäse, steuerfreier Trinkbranntwein (1,12 M/0,7 l) und bevorzugte Wohnraumzuweisung sowie
- die auch in anderen Wirtschaftszweigen steigenden Löhne, wodurch sich der Abstand der Häuerlöhne zum Durchschnittslohn der volkseigenen Industrie von 192 % (1960) auf 127 % (1987) verringerte.

Durch Abbaumechanisierung wurden 1988 Abbaufächenanteile von 75,5 % bei Geradstreb, 15,3 % bei Schälsschrapperstrebbaue, 5,8 % bei Einschienenförderern und 2,8 % bei Huntestreben erreicht. Dadurch

konnte die durchschnittliche Leistung des Strebpersonals von 1,81 m<sup>2</sup>/Mann und Schicht 1961 (Flächenanteile 3 % Geradstreb, 23 % Plattenband, 5,5 % Einschienenförderer und 68,5 % Huntstrebe) auf 142 % oder 2,57 m<sup>2</sup> je Mann und Schicht gesteigert und die ergonomische Belastung des Strebpersonals nach TGL 223 013 (den DIN vergleichbare, aber gesetzlich verbindliche Normen) um 27 % des Wertes von 1961 verringert werden.

So wenig, wie diese Verbesserung der Arbeitsbedingungen ausreichte, um den Abgang von Strebpersonal aufzuhalten, so wenig reichte die erzielte Leistungssteigerung zum Ausgleich dieses Abganges aus.

Um unter diesen Gegebenheiten eine planwirtschaftlich geforderte und betriebswirtschaftlich zur Kostendeckung notwendige maximale Kupferproduktion aus eigenem Erz zu erreichen, mußte die Anlegung auf die jeweils reichsten, für den Abbau erschlossenen Lagerstättenteile konzentriert werden (sog. kupferintensive Anlegung).

Ein Vergleich der geförderten Kupferschüttungen (kg Kupfer/m<sup>2</sup> Abbaufäche) mit denen der Erzvorräte veranschaulicht dies.

Beim Vergleich der Kupferschüttungen der abgebauten Fläche mit derjenigen der anstehenden Erzvorräte muß noch berücksichtigt werden, daß erstere bei Berücksichtigung der Gewinnungsverluste (1960 2 % der Abbaufäche Geradstreb £ 5 % Kupfer, 1980 bei 75 % Geradstrebanteil 20 % Erz und rd. 12 % Kupferverlust) noch höher angezeigt werden müßten. Dafür wurden aber die Schüttungen in der Erzvorratsberechnung 1968 durch den „Plankorrekturfaktor“ in Höhe von bis zu -20 % zu tief ausgewiesen.

Aus der

Tabelle 1 ist zu erkennen, daß die abgebaute Kupferschüttung stets über der Durchschnittsschüttung der Erzvorräte lag, was sich im ständigen Absinken der abgebauten Kupferschüttung niederschlägt.

Erzvorrats- berechnung per	Minern- förderung	Erzvorrats- berechnung per	Minernförderung			
			1970	1975	1980	1988
01.01.1962	1964	01.01.1968	1970	1975	1980	1988
kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>	kg Cu/m <sup>2</sup>
Mansfelder Mulde						
9,09	12,46	–	–	–	–	–
Sangerhäuser Revier						
17,17 <sup>1)</sup>	21,18	17,64 <sup>2)</sup>	25,8	23,5	23,2	18,1

<sup>1)</sup> Konditionsgrenzen <sup>3</sup> 5,5 kg Cu je m<sup>2</sup> bzw. t Erz; Erzvorräte Th.-Münzer- und Bernard-Koenen-Schacht

<sup>2)</sup> Konditionsgrenzen £ 25 TM/t Katodenkupfer; Erzvorräte Th.-Münzer-, Bernard-Koenen-Schacht und Reicherzanteil (9,7·10<sup>6</sup> m<sup>2</sup>) Allstedt

**Tabelle 1:** In den bilanzierten Erzvorräten und in ausgewählten Jahren in der Minernförderung nachgewiesene Kupferschüttungen

Zusammen mit der sinkenden Anzahl Strebpersonal führte das notwendigerweise zu sinkender Kupferproduktion. Im Zeitraum 1975 bis 1980 sank die Anzahl des Strebpersonals von 2.148 auf 1.677 Mann (78 %). Gleichzeitig stieg dessen Fehlstand von 23 % auf 30 %, 1986 waren die Fehlstände auf 25,5 % und die wegen „Gesellschaftlichen Tätigkeiten“ für SED, FDGB und Kampfgruppen entgangenen Schichten auf 12 % gestiegen. Die Leistung des anfahrenen Strebpersonals stieg von 2,25 auf 2,36 m<sup>2</sup>/Mann-Schicht (105 %), während die gebaute Kupferschüttung von 23,5 auf 23,2 kg/m<sup>2</sup> (99 %) sank. Dementsprechend sank die Kupferproduktion im Erz von 22.000 t 1975 auf 16.211 t 1980 (74 %).

Angemerkt werden muß hierbei auch, daß der Realität der sinkenden Tendenz des verfügbaren Strebpersonals nie Rechnung getragen werden konnte.

So wurde u. a. ein steigender Fehlstand als mit der „fortschreitenden Entwicklung sozialistischer Lebensweisen“ nicht im Einklang stehend einfach nicht akzeptiert. Zwischen „geplantem“ und real anfahrendem Strebpersonal bestand immer eine Differenz von 7 % bis 10 %.

Die „kupferintensive Anlegung“ oder der „selektive Abbau“ führten zwar unter den jeweiligen Gegebenheiten zur maximalen Kupferproduktion im Erz, hatten aber auch einige betriebswirtschaftliche Nachteile: Auf fast allen Sohlen verblieben (noch) nicht in den Abbau einbezogene, ausgerichtete Bilanzvorräte. Dadurch konnte kaum eine Sohle endgültig abgeworfen werden, Strecken- und Streckeneinbauten mußten unterhalten werden.

Der Abbau verteilte sich über das gesamte aufgeschlossene Grubenfeld, so daß z. B. 1983 auf der Schachtanlage Bernard Koenen 70 km Sohlenförderung betrieben werden mußten. Eine die zeitfixen Kosten reduzierende Betriebskonzentration wurde so verhindert.

#### 2.2.2.2.5. Kosten des Abbaues

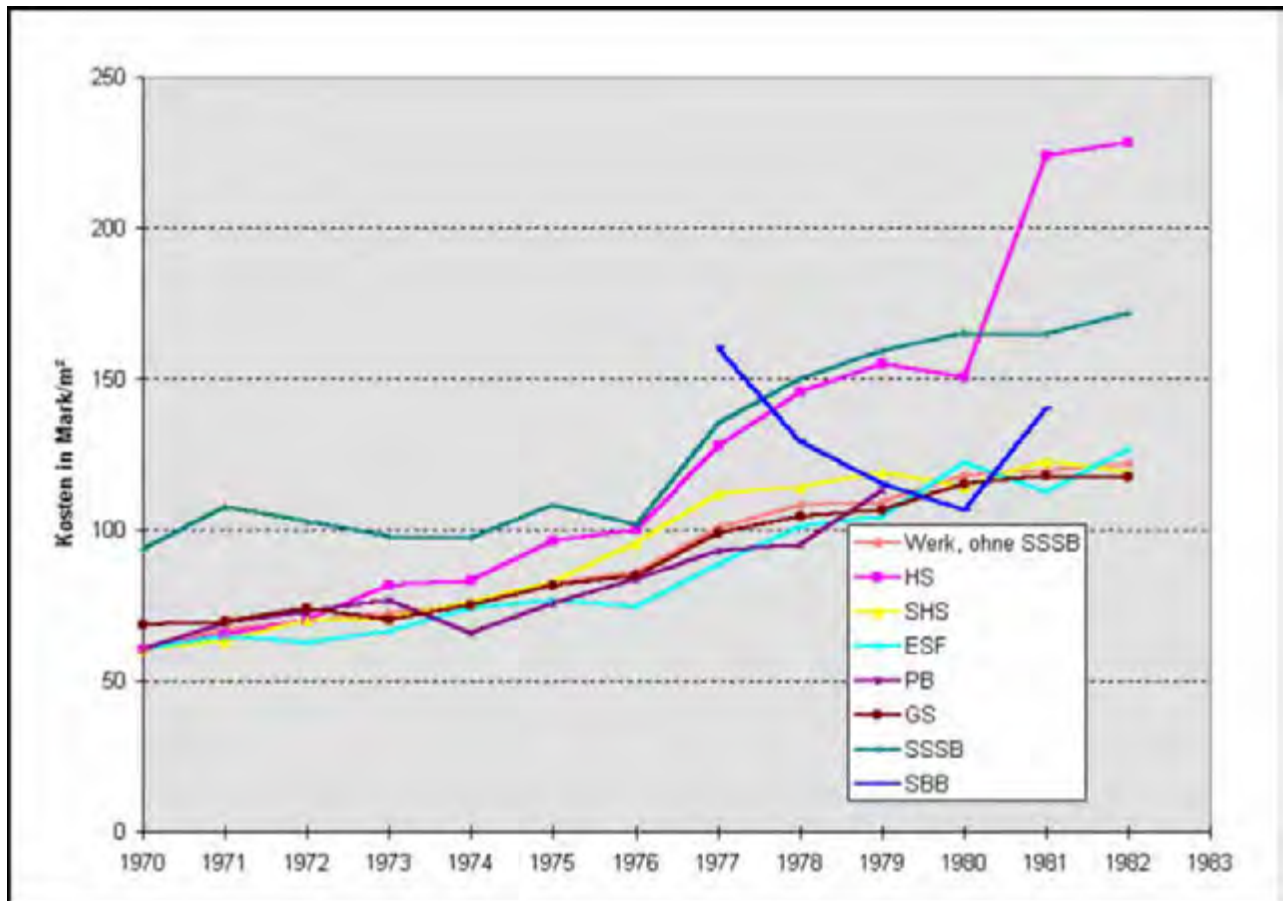
Der Anteil der Kostenstelle Abbau an den Gesamtkosten Bergbau bewegte sich - abgesehen von den letzten Produktionsjahren, als die Abbaufäche infolge fehlenden Strebpersonals seit 1988 unter 500.000 m<sup>2</sup>/a zurückging - zwischen 39 % (1973) und 42 % (1980), obwohl die Abbaufäche von 964,3 Tm<sup>2</sup> (1973) auf 698,1 Tm<sup>2</sup> (1980) sank. Ursache waren steigende Abbaukosten:

1973	72,93 M/m <sup>2</sup> ,
1980	121,25 M/m <sup>2</sup> und
1986	174,10 M/m <sup>2</sup> .

Abgesehen von den durch Industriepreisänderungen steigenden Material- und Energiekosten, auf welche 1977 ca. 30 % der Abbaukosten entfielen, waren daran vor allem steigende Lohn- und Lohnnebenkosten beteiligt. Diese machten 1977 ca. 49 % der Abbaukosten aus. So stiegen die Häuer-Schichtlöhne von 50,48 M (1970) um 44 % auf 72,66 M (1987), wogegen die durchschnittliche Strebleistung im gleichen Zeitraum nur um 12 % von 2,29 auf 2,56 m<sup>2</sup>/Mann-Schicht stieg. Dazu kam, daß seit 1984 67,6 % der Bruttolöhne und 13,7 % der betrieblichen Sozialversicherungskosten als „Beitrag zum gesellschaftlichen Fonds“ in die Selbstkosten zu verrechnen waren.

Der Anteil des Abbaupersonals an den Produktionsarbeitern Bergbau ging infolge des Rückganges von Strebpersonal und Abbaufäche von 48 % (1960) auf 42 % (1975) und 37 % (1988) zurück. Mit zunehmendem Mechanisierungsgrad stieg der Anteil des nicht vor Streb tätigen Abbaupersonals von ca. 25 % (1960) auf ca. 33 % (1988).





**Abbildung 105:** Abbaukosten in Mark/m<sup>2</sup> für ausgewählte Verfahren

Außerdem stieg die Anzahl der nicht im Abbau, sondern im Obermechanikerbereich erfaßten Instandhaltungsschichten im Abbau von 3 % der verfahrenen Abbauschichten Huntestrebe/Schießerhuntestrebe auf 28,3 % beim Schälsschrapperstrebba (17 % Plattenbänder, 15,9 % Einschienenförderer, 16,5 % Geradstrebe).

Auf Amortisationen, Ersatz- und Reparaturleistungen für Ausrüstungen entfielen 1977 ca. 21 % der Abbaukosten. Diese waren für die einzelnen Abbauverfahren unterschiedlich. Als Anhalt hierfür mag die Grundmittelausstattung je Strebarbeiter im Jahre 1977 dienen.

Sie betrug bei

Huntestreben	5,6 TM/AK
Plattenbändern/Einschienenförderern	12,4 TM/AK
Geradstreben	13,6 TM/AK
Schälsschrapperstrebba	86,5 TM/AK.

Daraus resultierte für den Schälsschrapperstrebba eine Verschiebung des Gewichts der Kostenarten innerhalb der Kostenstelle Abbau zu den übrigen Abbauverfahren (Ist 1977):

Material und Energie	52 % (25 % übrige Verf.)
Lohn- und lohnabhängige Kosten	28 % (54 % übrige Verf.)
Amortisationen, Instandhaltungskosten	20 % (21 % übrige Verf.)

Im Ist des Jahres 1977 wurden für die einzelnen Abbaufverfahren die folgenden Abbaufächenanteile, Strebleistungen und Abbaukosten abgerechnet:

Abbaufverfahren	Anteil an der Abbaufäche (%)	Strebleistung (m <sup>2</sup> /MS)	Abbaukosten (M/m <sup>2</sup> )
Huntestrebe	6,0	1,3	124,04
Schießerhuntestrebe	3,8	1,47	111,94
Plattenbänder	4,5	1,93	91,02
Einschienerförderer	10,6	1,84	84,85
Geradstrebe	62,8	2,65	97,89
Strebruchbau	0,4	2,47	160,49
Schälschrappertrebbau	11,3	5,0	135,37
<b>Durchschnitt</b>		<b>2,36</b>	<b>103,94</b>

**Tabelle 2:** Abbaufächenanteile, Strebleistungen und Abbaukosten für die einzelnen Abbaufverfahren des Jahres 1977 (Ist)

Die Verschiebung der Abbaufächenanteile von 1970 zu 1986 trug ebenfalls zur Steigerung der durchschnittlichen Abbaukosten bei.

Huntestrebe	26,4 % 1970 auf	0,8 % 1986
Schießerhuntestrebe	10,8 % 1970 auf	3,6 % 1986
Plattenbänder	22,3 % 1970 auf	0 % 1986
Einschienerförderer	15,0 % 1970 auf	4,6 % 1986
Geradstrebe	21,4 % 1970 auf	77,4 % 1986
Strebruchbau	0 % 1970 auf	1,0 % 1986
Schälschrappertrebbau	4,1 % 1970 auf	12,6 % 1986

Unter diesen Umständen war die Frage, inwieweit die Abbaumechanisierung wirtschaftlich vertretbar sei, nicht unberechtigt.

Zu ihrer Beantwortung waren folgende Randbedingungen maßgebend:

Beim Verzicht auf die leistungsstärksten Verfahren hätte ein Produktionsrückgang hingenommen werden müssen, weil alternativ ein Mehr an Strebpersonal nicht verfügbar war.

Wären 1977 die im Schälschrappertrebbau verfahrenen Strebschichten alternativ in Geradstreben angelegt worden, hätte das zu einem Rückgang der Abbaufäche um 5,3 % geführt. Infolge der von 5 % auf 10 % bis 15 % steigenden Erzverluste und der von 4 % auf 20 % anwachsenden Erzverdünnung wäre bei um 1 % wachsender Gesamtmenge die „Reinerz“-Produktion um 5,6 % gesunken.

Wenn 1977 sowohl der Schälschrappertrebbau als auch der Geradstrebbau durch mechanisierten Bogenstrebbau ersetzt worden wären, hätte eine um 26,5 % geringere Abbaufäche in Kauf genommen werden müssen. Durch Rückgang der Erzverluste auf 5 % bis 11 % und der Erzverdünnung auf 6 % bis 10 % wäre die „Reinerz“-Produktion um 24,2 %, die zu verhüttende Erzmenge um 33,5 % zurückgegangen (bei 47,50 M/t kupferhaltigen Möller „variablen“ Rohhüttenkosten).

Die dargelegte Verringerung der Reinerz-(Kupfer-)Produktion bei Verzicht auf Abbaufverfahren mit gerader Abbaufront waren unter den Bedingungen einer weitgehend vom Markt abgekoppelten Versorgungsaufgabe Rechtfertigung für Entwicklung und Einsatzverbreiterung von Geradstreben und Schälschrappertrebbau

(1988 90,8 % der Gesamtabbaufäche), zumal die ergonomische Belastung des Strebpersonals nach TGL 223 013 beim Geradstreb/Strebbruchbau auf 70 % und beim Schälshrapperstrebbaue auf 35 % der im Huntstreb gemessenen zurückging (Plattenband 90 %, Einschienenförderer 80 %).

Der dadurch eintretenden Erhöhung der Abbaukosten und anderer „variabler“ Kosten im Bergbau sowie bezüglich des Geradstrebtes auch auf der Rohhütte stand eine bessere Kostendeckung „zeitfixer“ Bestandteile der Bergbaukosten (1977 ca. 45 %) gegenüber.

### 2.2.3. Gruben- und Schachtförderung

An die Hereingewinnung und Verladung des Haufwerkes im Streb oder Streckenvortrieb schloß sich dessen Transport bis über Tage (Förderung) als weiterer bergbaulicher Hauptprozeß an.

Bei einer von der veretzten Schieferhöhe unabhängigen Strebhöhe von 0,8 m, die mit zunehmendem Geradstrebeinsatz später bis 1,1 m wuchs, fielen je m<sup>2</sup> Abbaufäche 0,8 fm<sup>3</sup> bis 1,1 fm<sup>3</sup>

(1,6 rm<sup>3</sup> bis 2,2 rm<sup>3</sup>) Haufwerk an. Davon verblieben 0,15 bis 0,22 (im Maximum 0,38) fm<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> Berge als Versatz im Streb. Auszufördern waren 0,66 fm<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> oder 3,28 410-Liter-Wagen bis 0,87 fm<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> oder 3,2 540-Liter-Wagen. Dazu kamen bei Huntstrebten noch 0,08 fm<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> oder 0,4 410-Liter-Wagen aus dem Vorrichtungsstreckenvortrieb. Das Verhältnis von Schieferten zu tauben Bergen war dabei in Abhängigkeit von der veretzten Mächtigkeit wie 1:2 bis 1:1.

Zu dieser Förderung aus dem Abbaubereich kam noch die Bergförderung aus dem Ausrichtungsstreckenvortrieb. Deren Anteil an der Gesamtförderung war in Abhängigkeit von der Aufschlußphase unterschiedlich. Auf dem Ernst-Thälmann-Schacht waren es 1956 5,1 %, auf dem Bernard-Koenen-Schacht Ende der 60er Jahre 21 % der Gesamtförderung von 4,11 Wagen mit 540-Liter-Inhalt pro Quadratmeter Abbaufäche. Die insgesamt zu bewältigende Förderleistung hing von der Belegung der Schachtanlage ab und wurde durch die Kapazität der Schachtförderung begrenzt. Auf dem Ernst-Thälmann-Schacht wurden 1956 durchschnittlich 5.719 410-Liter-Wagen (ca. 2.860 t Schieferten und Berge) je Tag gefördert. Auf den Bernard-Koenen-Schächten I und II waren es 1967 10.000 bis 11.000 540-Liter-Wagen (7.000 bis 7.700 t Erz und Berge) täglich. Dabei war die Kapazität des Schachtes II durch das Aufgabekastenband zum Höhenförderer auf 4.200 Wagen/d begrenzt.

Die Fördereinrichtungen mußten auch die Zuführung von Grubenholz und anderen Ausbaumaterialien, Baustoffen, Schienen, Rohren, bergbaulichen Maschinen und Anlagen, Hilfsmaterialien und Sprengstoffen zum jeweiligen Einsatzort unter Tage gewährleisten. Allein an Grubenholz waren 0,033 fm<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> Abbaufäche zuzuführen. Das waren 1985 auf dem Bernard-Koenen-Schacht 11.357 fm<sup>3</sup>.

Der Umfang der Transporte von Schienen, Schwellen, Druckluft- und Wasserrohren läßt sich aus dem an anderen Stellen genannten Umfang der Streckenauffahrung ableiten.

Eine weitere wichtige Aufgabe der Fördereinrichtungen war die Seilfahrt und die maschinelle Fahrung der unter Tage Beschäftigten. Bei einer Belegung mit ca. 4.000 Gesamtbeschäftigten, die zu 60 % bis 67 % unter Tage tätig waren, mußten bei 22 % Fehlstand und ca. 53 % Anfahrenden in der stärkst belegten (Früh-)Schicht maximal 1.100 Mann/Schicht in die Grube gebracht werden.

Im Jahre 1977 entfielen auf die Kostenstellen Hauptförderung unter sowie über Tage 12,1+5,0=17,1 % des Gesamtkostenvolumens des Bergbaus oder 33,8 Millionen Mark. Das war nach der Kostenstelle Abbau der zweite Platz. Am Lohnkostenvolumen der 7.336 Gesamtbeschäftigten im Bergbau waren die Hauptförderung unter Tage mit 6,8 % und über Tage mit 2,1 % (insgesamt mit 10,9 Millionen Mark/Jahr) beteiligt. Daraus lassen sich Beschäftigtenzahlen von ca. 500 bzw. 150 Arbeitskräften ableiten. Dazu kamen 1977 entsprechend einem Anteil von 13,2 % der im Abbaubereich insgesamt verfahrenen Schichten ca. 390

in der Flügelförderung Angelegte, so daß rd. 1.040 Arbeitskräfte oder 16,1 % der 6.443 Produktionsarbeiter des Bergbaus in den Förderprozessen tätig waren.

Die Gesamtheit der Förderprozesse kann in

- Flügelförderung,
- Sohlen- und Querschlag- (Lokomotiv-) Förderung,
- Flache Hauptförderung,
- Hauptschachtförderung einschließlich Förderung über Tage,
- Haldenförderung,
- Materialtransport sowie
- Seilfahrt und maschinelle Personenfahrrung

unterteilt werden.

Hauptfördermittel waren Förderwagen mit 500 mm Spur und 410 l Kasteninhalt in der Mansfelder Mulde bzw. 600 mm Spur und 540 l Kasteninhalt im Sangerhäuser Revier.

Abweichend vom allgemeinen bergmännischen Sprachgebrauch war im Kupferschieferbergbau die Bezeichnung „Hunt“ dem Strebfördermittel des Huntestrebtes mit 170 l Kippmulde vorbehalten.

Den unterschiedlichen Kasteninhalten entsprechend lagen die Nutzlasten bei 500 kg (brutto 800 kg) bzw. 730 kg (brutto 1.050 kg). Durch am Kastenboden anbackendes Feinkorn verringerten sich die Nutzlasten.

Die Förderwagen wurden durchgehend zwischen Strebfördermittel bzw. der diesem nachgeschalteten Bandförderung und Wagenumlauf am Schacht über Tage bzw. Haldensturzbrücke oder Sturzbunker Kläubestall sowie neben Spezialwagen zum Materialtransport eingesetzt.

Der Förderwagenbestand des Vitzthum-Schachtes wurde 1939 mit 7.500 Stück, derjenige der Schachtanlagen „Thomas-Münzer“ und „Bernard Koenen“ zusammen 1985 mit 20.000 bis 25.000 Stück angegeben.

### **2.2.3.1. Förderung unter Tage**

Die Förderung unter Tage umfaßte die Flügel-(Abbauabteilung) sowie die Lokomotiv- und Hauptflächenförderung.

Beim Huntestrebabbau wurden die Wagen am Stürzenstand mit dem Inhalt von zwei bzw. drei Hunten gefüllt und durch die Stürzer manuell in der Abbaustrecke bis zu 75 m zum Brems- oder Maschinenberg gefördert.

Zum Aus- und Einwechseln der Förderwagen an den Anschlagpunkten der Abbaustrecken waren in diesem söhligen Bereich zwischen und neben den Gleisen starke Belagbleche verlegt. Zum An- bzw. Abschlagen der Förderwagen in ca. 25 m Abstand mittels Hakenkette mit Exzenterklemme an das mit ca. 1 m/s umlaufende geschlossene Seil mußte dieses manuell auf über den Gleisen angebrachte Rollen gehängt werden.





**Abbildung 106:** Zwischenanschlag Abbaustreckenabgang aus einem Maschinenberg, etwa 1920

Nickfänger im Gleis der aufwärtsgehenden Tour und auf entsprechend starken Berührungsimpuls einer zu schnell laufenden Achse automatisch ansprechende mechanische Stasch-Fänger in ca. 30 m bis 50 m Abstand im Gleis der abwärtsgehenden Tour sowie manuell zu betätigende Fangbäume unter- bzw. oberhalb der Anschlagpunkte dienen der Sicherheit gegen seillos laufende Wagen.



**Abbildung 107:** Bremsmagnetmaschine in der Bremsbergförderung (Vitzthum-Schacht, August 1949)

Zum Abbremsen abwärts gehender Last wurden Bockbremsen oder liegende Scheibenbremsen mit gewichtsbelastetem Bremsband, System Beien, eingesetzt.

Das Aufholen aufwärts gehender Last erfolgte mit Hilfe von Firtenhäspeln mit gewichtsbelastetem Spannscheibenwagen, System Eickhoff (Zugkraft 11,3 kN), oder Klemmscheibenmaschinen, System Karlick (Zugkraft 9,8 kN).

An den Übergabestellen zur Lokomotivförderung in den Sohlen waren die Gleise der Brems- bzw. Maschinenberge mit dem zum Aufstellen der Leer- bzw. Lastwagen dienenden zweiten Gleis in der Sohle durch Gleisbögen, z. T. mit Rampen oder auch über Belagbleche, verbunden.

Von vier Förderleuten je Berg und Schicht waren bei mit sechs Kameradschaften voll belegtem Bremsbergfeld etwa 200 Wagen zu bewältigen.



**Abbildung 108:** Sohlenanschlag Bremsberg, etwa 1955

Mit zunehmendem Anteil von Plattenband-, Einschienenförderer-, Geradstreb sowie Schälsschrappstrebbaue verschwanden die Förderwagen aus der Flügelförderung. Gummigurtförderer mit 650 und 800 mm Bandbreite und maximal 250 m Abstand der Antriebstrummeln wurden diesen Streben bis zu den Förderwagenfüllstellen in den Sohlen nachgeschaltet.

Wegen der Schwierigkeiten, Füllstellen in den Sohlen in 60 m bis 120 m gegenseitigem Abstand anzuordnen, und wegen geringer Kapazitätsauslastung wurde die Förderung aus mehreren benachbarten Streben auf ein Sammelband vereint. Durch die Notwendigkeit, daß alle Strebe die Bergförderung beendet haben mußten, ehe mit der Schiefernförderung begonnen werden konnte, kam es zu gegenseitigen Behinderungen. Eine auf die einzelne Brigade bezogene Kontrolle der Leistung, der Gewinnungsverluste und des Schuttanteiles in der Erzförderung durch Wägung entfiel und wurde durch Quadratmeterleistung und Verlustkontrolle im Versatz ersetzt.



**Abbildung 109:** Haufwerksübergabe Bandberg-Lok-Förderung

Die Bandförderung Flügel 73 25 m unterhalb der 11. Sohle Bernard-Koenen-Schacht war am 19. Januar 1987 Ausgangspunkt des größten Grubenbrandes im Kupferschieferbergbau. Infolge des nach Reparatur am Querband um 0.30 Uhr nicht wieder eingeschalteten Bandumlaufkontrollgerätes wurde der Bandantrieb nicht automatisch abgeschaltet, als er überschüttet wurde. Um 1.15 Uhr wurde die Entflammung des Gummigurtbandes bemerkt. Trotz der sofort aufgenommenen Löschversuche konnte die Brandausbreitung in Wetterrichtung auf den Holzausbau in der 11. Sohle und im Alten Mann nicht verhindert werden. Da die Feststellung des Todes der zwei Vorrichter und des einen Bandwärters, die sich in der Strecke hinter der Brandentstehungsstelle befanden, erst am 23./24. Januar 1987 durch Bergung und Identifizierung von Leichenteilen amtlich erfolgen konnte, wurden die frischwetterseitig auf der 11. und 10. Sohle vorbereiteten Branddämme erst zu diesem Zeitpunkt geschlossen. Der Brand hatte sich durch Verschmelzen des im Versatz verbliebenen Holzausbaues mit offener Flamme ca. 500 m bis zur 10. Sohle und über die 11. Sohle ca. 1 km bis zum Flügel 72 am Flachen 12 f ausgebreitet, wodurch die 11. Sohle in diesem Bereich verbrach. Die über den auf der 10. Sohle ca. 750 m entfernten Bernard-Koenen-Schacht II ausziehenden heißen Brandgase hatten dessen Befahrung verhindert und die elektrischen Anlagen unter Tage am Schacht in Mitleidenschaft gezogen.

Allein der Grubenwehreinsatz zur Suche nach den zunächst Vermißten und zur Havariebekämpfung dauerte vom 19. Januar bis zum 2. Februar 1987. Neben vielen Hilfskräften und der die Leitung der Havariebekämpfung innehabenden Personen waren die betriebseigene Grubenwehr und zehn Grubenwehren aus anderen Bergbaubetrieben mit insgesamt 261 Wehrleuten beteiligt. Sie fuhren unter teilweise extremen Bedingungen aus drei Bereitschaftsstellen unter Tage insgesamt 235 Einsätze mit durchschnittlichen Einsatzzeiten von jeweils zwei Stunden.

Bis auf den Hans-Seidel (Hohenthal)-Schacht, wo ein Doppeltrommelhaspel mit umkehrbarer Bewegungsrichtung des um eine Endkontrolle geführten Seiles zur eingleisigen pendelnden Zugbewegung in der 5. Sohle eingesetzt war („Preußenbahn“), wurden die Förderwagen in den Sohlen und Querschlägen im Zugverband mit Lokomotiven bewegt.

Außer wenigen Dieselloks mit 20 PS Leistung waren in der Mansfelder Mulde elektrische Oberleitungsloks mit Rollenstromabnehmer für 400 V Gleichstrom, Stundenleistung 26 und 38 kW (Siemens-Schuckert-Werke) im Einsatz, daneben Akkuloks von 6,6 kW und 8 kW Leistung der AEG.

Für das Sangerhäuser Revier lieferte LEW Hennigsdorf Oberleitungslokomotiven mit Bügelstromabnehmern für 550 V Gleichstrom, Stundenleistung 2 x 23 kW bzw. 2 x 37,5 kW (Dienstgewicht 8 t bzw. 12 t), die bei 19,6 kN Zugkraft 16,3 km/h Fahrgeschwindigkeit erreichten, daneben Akkuloks mit 2 x 4,5 kW Stundenleistung (Dienstgewicht 4 t) und 455 Ah Batteriekapazität (Zugkraft 5,4 kN, Fahrgeschwindigkeit 5,6 km/h).

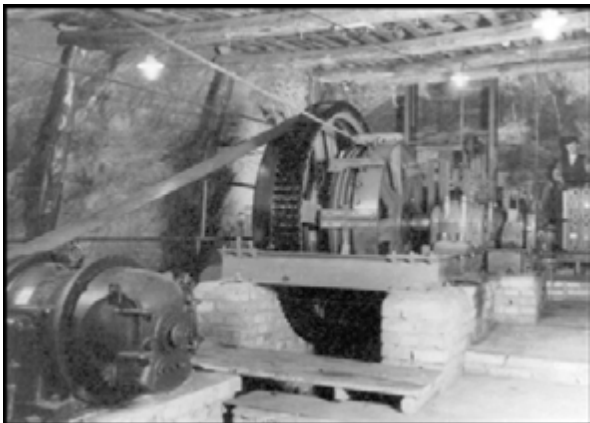
Die in der Mansfelder Mulde je Oberleitungslok gefahrene Anhängelast von 50 410 l-Wagen (ca. 40 t) konnte durch die Loks größerer Leistung im Sangerhäuser Revier auf 80 bis 100 540 l-Wagen (84 - 105 t) gesteigert werden.

Akkuloks wurden dem Ausrichtungsstreckenvortrieb folgend oder in Abbausohlen mit geringem Lastanfall, welcher die für Oberleitungsloks notwendigen Investitionen (Fahrdraht, elektrisch leitende Schienenverbindungen, Stromumformer 3.000 V Drehstrom/550 V Gleichstrom mit 110 kW bzw. 129 kW Leistung) nicht rechtfertigt, eingesetzt.

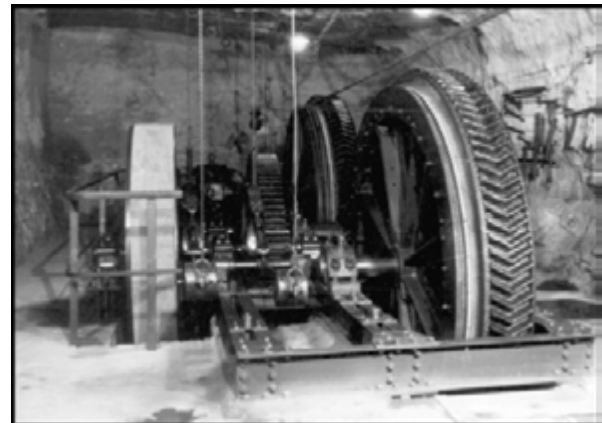
Die auf den Sohlen ober- oder unterhalb des Schachtfüllort(Querschlag-)Niveaus anfallende Last wurde diesem der mit 4° bis 8° geneigten Ebene des Kupferschieferflözes folgend flach zugeführt. Dazu wurde die söhlige Lokförderung durch Seilbahn-(„Flachen-“) oder Zahnradbahnförderung unterbrochen.

Über Förderlängen von 500 m bis 900 m wurden in der Flachenförderung die Förderwagen mit Hakenkette und Exzenterklemme einzeln oder als „Doppeltour“ an das umlaufende geschlossene Seil angeschlagen. Dabei bewegten sich die Leer- bzw. Lastwagen gleichzeitig gegenläufig an beiden Seiltrumen auf parallelen Gleisen.

Der Antrieb der 25 mm bis 31 mm starken Seile erfolgte durch Schuhkettenmaschinen mit Drehstromantrieben von 24 kW bis 100 kW Leistung und 30 kN bis 98 kN Zugkraft.



**Abbildung 110:** Schuhkettenmaschine für Hauptflachenförderung



**Abbildung 111:** Hauptflachenmaschine (Ernst-Thälmann-Schacht)

Die Förderwagenzu- und -abführung an den Anschlagpunkten in den Sohlen erfolgte über Gleisbögen und Rampen. Die mögliche Förderleistung lag bei 400 bis 500 Wagen je Schicht und Förderflachen.



**Abbildung 112:** Unterer Anschlagpunkt Flächenförderung  
(Vitzthum-Schacht, September 1949)

Auf dem Ernst-Thälmann-, Fortschritt- und Bernard-Koenen-Schacht waren für die flache Hauptförderung auch Zahnradbahnen im Einsatz (vgl. die Abschnitte 2.1.2. und 2.1.5.3.).

Die 1939 von der AEG gelieferten Zahnradbahnlokomotiven wurden seit 1953 durch annähernd gleiche des LEW-Hennigsdorf ersetzt. Diese hatten bei einer Länge von 6,8 m und einer Breite von 1,4 m ein Dienstgewicht von 15 t (Type B 015).

Bei 2 x 115 kW Stundenleistung (2 x 85 kW Dauerleistung) besaßen sie eine Zugkraft von 78,5 kN und erreichten eine Geschwindigkeit von 11 km/h sowohl bei Berg- als auch bei Talfahrt (max. Neigung 10 %). Wegen der notwendigen Weichen- und Gleisverbindungen wurden die 120 m bis 125 m langen söhligen Abschnitte des Zahnradbahnflachen im Sohlenübergabebereich als Adhäsionsbahn befahren. Der Eingriff der mittigen Treibzahnäder in die Zahnstangen erfolgte über federnd verlegte Einlaufstücke mit Nonius-teilung.

Zu einer Zugeinheit gehörten fünf Unterwagen von 8,6 (9) m Länge, die auf der Zentralwerkstatt Saigerhütte gefertigt wurden. Auf ihrer 500 mm bzw. 600 mm Spur fanden 35 410 l-Wagen (28 t brutto, 37 m Länge) bzw. 34 540 l-Wagen (35,7 t brutto, 41,1 m Länge) und zwei bzw. ein Personenwagen, alternativ ein Personenzug von 14 Personenwagen für je acht Mann Aufstellung, die an der Übergaberampe von der Sohlenlok aufgeschoben bzw. abgezogen wurden.

Einschließlich der erforderlichen Rangierzeit für die Zahnradbahnlok lag die erforderliche Zugwechselzeit einer eingleisigen Sohlenübergabe bei acht Minuten. Die Kapazität einer Sohlenübergabe ergab sich bei sechs Stunden Betriebszeit theoretisch zu 1.578 410 l-Wagen oder 1.530 540 l-Wagen je Schicht. Infolge Lastpausen oder fehlender Zahnradbahnzüge lag die tatsächliche Förderleistung bei bis zu 1.000 Wagen/Schicht und Sohlenübergabe (873 410 l-Wagen 12. Sohle Ernst-Thälmann-Schacht im Durchschnitt des Jahres 1956). Die Kapazitäten der zweigleisigen Übergaben in den Füllortniveaus, bei denen zudem Rückstoßfahrten der Zahnradbahnzüge entfielen, gewährleisteten die Bedienung der angeschlossenen Sohlen.

Im Jahre 1956 lagen die untertägigen Förderlängen bis zum Schacht auf dem Ernst-Thälmann-Schacht zwischen 2,4 km und 7,7 km. Von den hier im Jahre 1956 insgesamt bewegten 4,78 Millionen Nutztonnen-

kilometern (Ntkm) zu 0,79 M/Ntkm entfielen 58,2 % auf Lokförderung (0,62 M/Ntkm), 31,9 % auf die Zahnradbahnförderung (0,68 M/Ntkm) und 9,9 % auf die Flächenförderung (1,54 M/Ntkm).

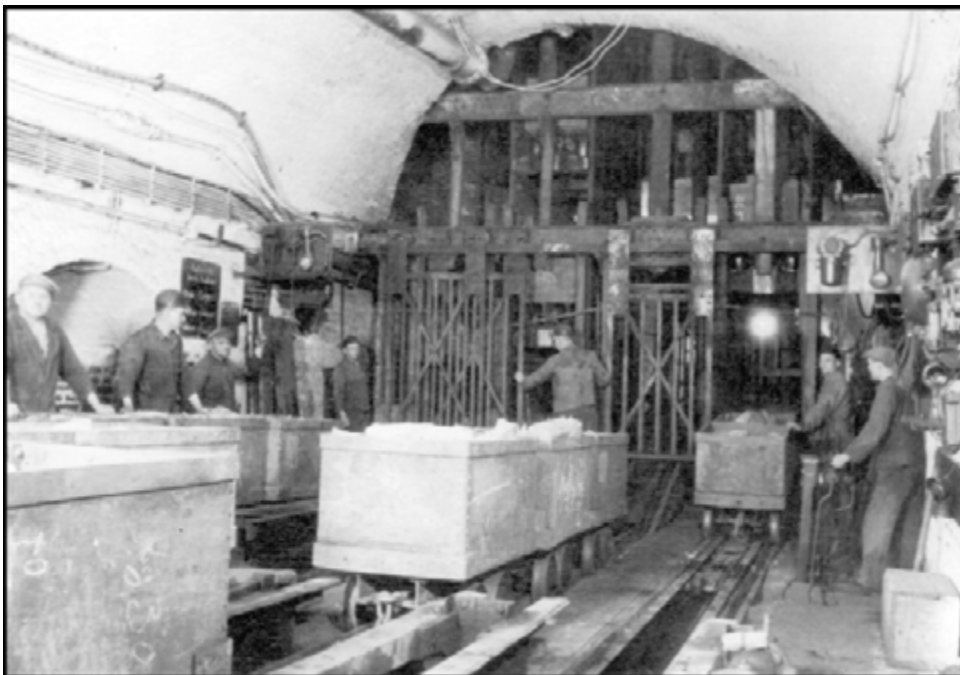
Im Jahre 1956 wurden durch die Lokförderung auf dem Ernst-Thälmann-Schacht 1,73 Millionen Förderwagen mit 895 kt Nettoinhalt über einen mittleren Förderweg von 3,1 km entsprechend 2,78 Millionen Ntkm zum Schacht bewegt.

Im Jahre 1983 wurden auf der Schachanlage Bernard Koenen 60 km Sohlenstrecken mit 70 Oberleitungsloks und 10 km Sohlenstrecken mit 31 Akkuloks betrieben.

Die Förderwege betragen 1983 auf dem Thomas-Münzer-Schacht 4 km bis 9 km. Auf dem Bernard-Koenen-Schacht war der durchschnittliche Förderweg von 4,9 km 1975 auf 6 km im Jahre 1983 gewachsen.

### 2.2.3.2. Hauptschachtförderung und Förderung über Tage

Seit den 60er Jahren des 19. Jahrhunderts wurden die Schachtfördereinrichtungen im Kupferschieferbergbau als Gestellförderungen für Förderwagen („Förderkörbe“) ausgeführt. Die Beschickung der Gestelle im Füllort geschah durch Aufschieben der Lastwagen über die Schwingbühne von Hand, später mittels unter die Förderwagenachse greifender Druckluftzylinder („Ochse“) auf das Gestell. Dabei wurden gleichzeitig die auf dem Gestell eingehängten Leerwagen abgestoßen. Für die Rückführung der Leerwagen zum in entgegengesetzter Richtung liegenden Querschlag wurden 180°-Bögen mit anschließender Parallelstrecke zum Querschlag („Leerschleifen“) aufgefahren.

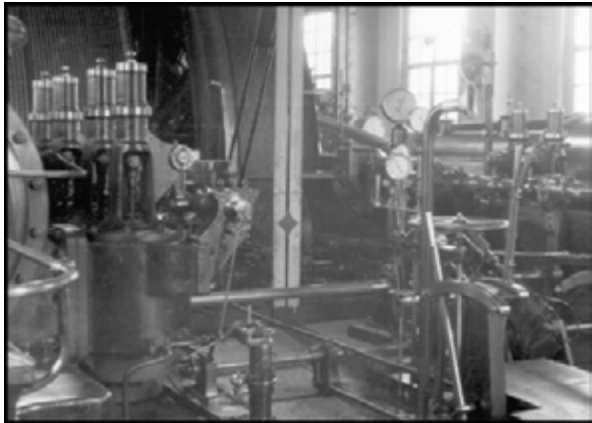


**Abbildung 113:** Füllort 9. Sohle (Vitzthum-Schacht, August 1949)

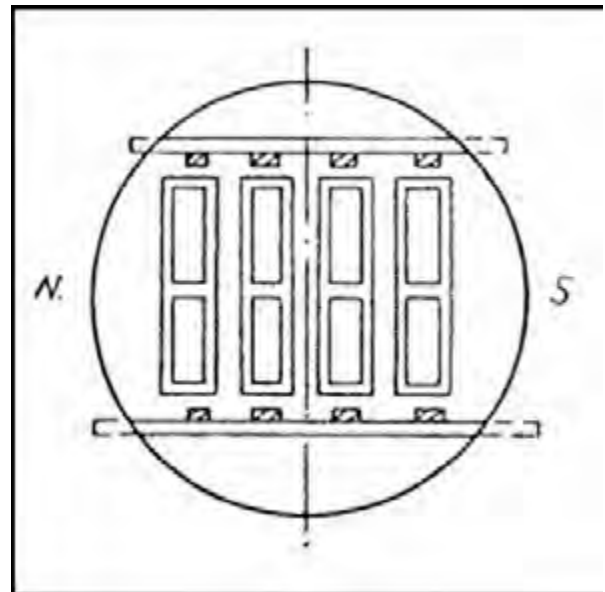
Mit 250 m bis 300 m (Mansfelder Mulde und Thomas-Münzer-Schacht) bzw. 600 m bis 700 m Länge (Bernard-Koenen-Schacht) boten diese Schleifenfüllorte bei zweigleisiger Anlage Aufstellungsmöglichkeit für 500 bzw. 1.000 Förderwagen.

Bis auf den Hans-Seidel (Hohenthal)-Schacht II waren seit 1935 alle Schächte mit elektrisch angetriebenen Schachtfördermaschinen ausgerüstet. Auf dem Hans-Seidel-Schacht II war bei einer Förderteufe von 466 m bis zur 5. Sohle von 1900 bis zur Einstellung der Förderung 1958 eine liegende Zweizylinder-Tandem-

Expansionsverbunddampfmaschine der Firma Germania, Berlin-Kiel (Baujahr 1895), im Einsatz. Die Pleuelstangen wirkten direkt auf die Welle der konischen Doppelseiltrommel.



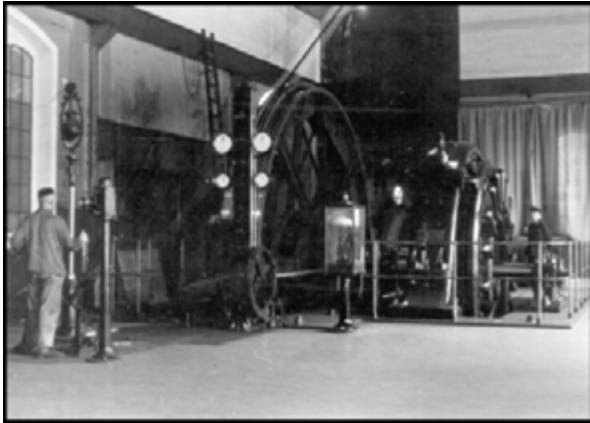
**Abbildung 114:** Dampfördermaschine  
(Hohenthal-Schacht,  
November 1949)



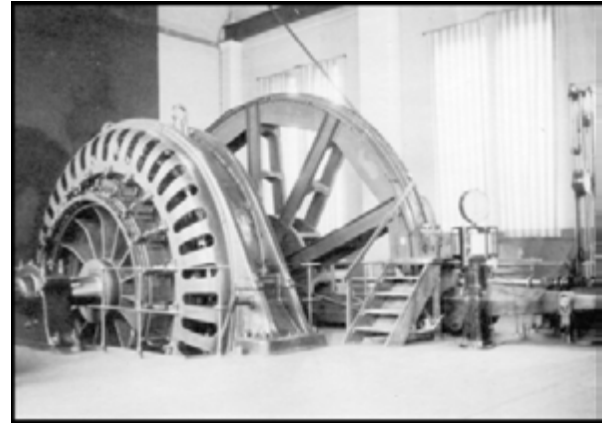
**Abbildung 115:** Schachtscheibe  
(Ernst-Thälmann-Schacht)

Die Fördergestelle wurden auf dem Max-Lademann (Clotilde)-Schacht an Seilen geführt. Die übrigen Förderschächte hatten Spurlattenführung vor Kopf der Förderkörbe. Bis auf den Clotilde (Max-Lademann)-Schacht mit einer Trommelfördermaschine der AEG (Baujahr 1934) und den Walter-Schneider-Schacht mit einer Trommelfördermaschine der Firma Münzner, Obergruna (Baujahr 1953), waren die Schächte mit Koepe-Förderungen ausgerüstet. Im Gegensatz zur Trommelförderung, welche die gesamte Oberseillänge aufnehmen muß, umschlingt bei der Koepeförderung das Oberseil die Treibscheibe von ca. 6,5 m Durchmesser nur zu ca. 180° (den halben Umfang). Zum Gewichtsausgleich zwischen den auf- bzw. ablaufenden Oberseilenden unterschiedlicher Länge und Masse sind unter beiden Fördergestellen angeschlagene Unterseile erforderlich. Die Seildurchmesser waren an die Last der Fördergestelle sowie ihrem mit wachsender Teufe wachsenden Eigengewicht angepaßt und mußten mindestens eine sechsfache Sicherheit gegen Seilriß bei der Produktenförderung und achtfache Sicherheit bei Seilfahrt aufweisen. Auf dem Wolf (Fortschritt I)-Schacht waren als Oberseile Rundseile (Längsschlag Dreikantlitzenseile) von 50 mm und 54 mm Durchmesser und als Unterseile Flachseile mit sechs Schenkeln (135 mm x 26 mm) und acht Schenkeln (153 mm x 27 mm) eingesetzt.

Zum Antrieb der Fördermotore (installierte Leistung 1 bis 1,1 MVA je Förderung) kam wegen der notwendigen Drehrichtungsumkehr und dem der Fördergeschwindigkeit umgekehrt proportionalen Drehmoment Gleichstrom (bis 500 V) zum Einsatz. Dieser wurde von einem über veränderlichen Widerstand im Erregerstromkreis spannungsgeregelten Gleichstromdynamo erzeugt (Leonardschaltung). Der Antrieb des Dynamos geschah durch einen Drehstrommotor am 3.000 V-Netz. Dem Ausgleich von Belastungsschwankungen dienten ausrückbare Schwungräder von 9 t bis 20 t Gewicht zwischen Drehstrommotor und Dynamo (System Ilgner).



**Abbildung 116:** Südliche Fördermaschine  
(Fortschritt-Schacht)



**Abbildung 117:** Südliche Fördermaschine  
(Vitzthum-Schacht,  
August 1949)

Bis auf die Schächte „Hans Seidel“ (Hohenthal), „Max Lademann“ (Clotilde) und „Walter Schneider“ (Ernst), die mit einer doppeltrümigen Gestellförderung ausgerüstet waren, verfügten alle Schächte über zwei doppeltrümige Gestellförderungen.

Die folgende Tabelle gibt eine Übersicht über wesentliche Parameter der Hauptschachtfördereinrichtungen im Kupferschieferbergbau.

Schacht	Förderteufe (m)	Etagenzahl	Förderwagen je Etage	Förderge- schwindigkeit (m/s)	Kapazität Wagen/d 2 Förderschichten pro Tag
Hans Seidel (Hohenthal)	466	2	2 nebeneinander	15	3.000
W. Schneider (Ernst)	265	1	2	6/6	1.524
M. Lademann (Clotilde)	369	3	1	14/10	2.814
Fortschritt I (Wolf)	570	4/3	2/2	15/12:15/12	7.014
O. Brosowski (Paul)	798,7	2/2	2/2	15/10:15/12	3.498
Th. Münzer	474/674	4/4	2/2	16/12:16/12	6.469
B. Koenen I	679	4/4	2/2	16/12:16/12	6.320
B. Koenen II <sup>1)</sup>	705/812	4/4	2/2	16/12:16/12	4.196

<sup>1)</sup> Nur Bergeförderung, Kapazitätsschranke: Kastenband zwischen Schacht und Höhenförderer

**Tabelle 3:** Hauptschachtfördereinrichtungen im Kupferschieferbergbau

Die in Tabelle 3 angegebenen Schachtförderkapazitäten gehen von 87 % bis 91 % möglicher Auslastung der theoretischen Kapazitäten aus, wie sie 1967 in Niederröblingen erreicht werden konnte. Durch Einführung fünftägiger Stahl-Aluminium-Verbundfördergestelle, 11 m hoch, 8 t Eigengewicht, konnte die Kapazität des Bernard-Koenen-Schachtes I auf 7.020 Wagen/d oder auf 111 %



gesteigert werden. Durch Einbau der bei offenem Schachttor ansprechenden automatischen Fördermaschinensperre sank diese jedoch wieder um 3,1 % auf ca. 6.805 Wagen/d. Ausfälle an den Schachtfördermaschinen traten nicht ein. Alle Hauptschachtförderanlagen waren von Inbetriebnahme bis zum Abwerfen des Schachtes unbeanstandet im Einsatz, d. h. 55 Jahre auf dem Wolf (Fortschritt)-Schacht und 58 Jahre auf dem Hohenthal (Hans-Seidel)-Schacht.

Neben einigen bei offenen Schachttoren von der Hängebank in den Schacht geschobenen Leerwagen war das schwerwiegendste Vorkommnis ein Unterseilriß 25 m unter dem Seileinband des westlichen Korbes der östlichen Fördermaschine des Thomas-Münzer-Schachtes am 22. August 1988.

Auf der Hängebank im Treibehaus erfolgte die Trennung der Berge- und Minernwagen sowie die Verriegelung letzterer. Die Bergewagen wurden in Abzugsbunker für die Höhenförderer (2 x 90 m<sup>3</sup> bis 4 x 270 m<sup>3</sup>) oder Terraconik-Gondeln gestürzt. Wo, wie bis zuletzt auf dem Max-Lademann- und Hans-Seidel-Schacht, die Bergeaufhaldung mit Haldensturzbrücken erfolgte, wurden die Bergewagen mit Seilbahnen zu diesen auf die Flachhalden gefördert.



**Abbildung 118:** Haldenförderung (Fortschritt-Schacht)

Auf den Schächten in der Mansfelder Mulde wurden die Förderwagen mit Schiefen oder „guten Bergen“ ebenfalls mit Seilbahnen auf die unter 6. beschriebenen Kläubeställe verteilt und dort über Kopfwipper entleert.

Im Sangerhäuser Revier erfolgte die Entleerung der Minernwagen über Kreiselkipper im Wagenumlauf der Hängebank über Abzugsbunker auf Gurtbandförderer, welche das Erz über Backenbrecher mit 300 mm Spaltweite bis in die Erzverladebunker mit je 1.400 t Fassungsvermögen transportierten.

Von den jeweiligen Entleerungspunkten wurden die Förderwagen zur Hängebank am Schacht zurückgeführt. Hierzu kamen neben Seilbahnen auch Unterflurkettenbahnen mit Überheben zum selbsttätigen Ablauf zum Einsatz.



**Abbildung 119:** Treibehaus, Bandbrücke zum Erzverladebunker und Beladestation Höhenförderer (Bernard-Koenen-Schacht)

### 2.2.3.3. Haldenförderung



**Abbildung 120:** Haldensturzbücke (Fortschritt-Schacht)

Bis 1941, als der erste Höhenförderer auf dem Vitzthum-Schacht in Betrieb genommen wurde, standen auf allen Schächten bis 40 m lange Haldensturzbücken mit Kopfwippen zur manuellen oder Kreiselpkippen zur selbsttätigen Entleerung der Förderwagen in Anwendung. Dem ersten Höhenförderer folgten solche

1942 auf dem Paul-Schacht, 1952 auf dem Fortschritt-Schacht I sowie, den Abteufhalden folgend, auf den Schächten im Sangerhäuser Revier. Der 1953 wieder in Förderung genommene Walter-Schneider (Ernst)-Schacht erhielt wie auch die auf seinem Gelände befindliche Schwimm-Sink-Aufbereitungsanlage eine Terraconikanlage zum Aufschütten von Kegelhalden.

Im Gegensatz zu den mit einem auf Schienen laufenden, mit Vorder- und Hinterseil pendelnd bewegten Kippgefäß ausgerüsteten Terraconikanlagen liefen die an einem umlaufenden geschlossenen Zugseil angeschlagenen Kippgondeln des Höhenförderers auf dessen Tragschiene kontinuierlich um. An der Füllstelle der Gondeln erfolgte ein selbsttätiges Ab- und Anschlagen der Gondeln vom Zugseil. Bei 0,5 m<sup>3</sup> bis 1,0 m<sup>3</sup> Gondelinhalt, einer Bahnlänge zwischen 250 m und 1.500 m mit 20° bis 40° Steigung wurden stündlich 150 bis 240 Gondeln oder 75 m<sup>3</sup> bis 220 m<sup>3</sup> (100 t bis 300 t), entsprechend dem Inhalt von 188 410-Liter-Wagen bis 407 540-Liter-Wagen, aufgehaldet. Die Antriebsleistungen lagen bei 120 (40) kW bis 195 kW. Es sind Seilgeschwindigkeiten von 1,5 m/s (Vitzthum-) und 2,7 m/s (Thomas-Münzer-Schacht), Seildurchmesser von 27 mm (Vitzthum-) und Gondelabstände von 62,5 m (Thomas-Münzer-Schacht) bekannt.



**Abbildung 121:** Laufsteg im Höhenförderergerüst (Vitzthum-Schacht)



**Abbildung 122:** Kegelhalde mit Höhenförderer und Salzhalde (Bernard-Koenen-Schacht)

#### 2.2.3.4. Materialtransport

Strebholz, Baustoffe sowie Maschinen und Anlagen kleinerer Abmessung mit Massen von 0,3 t bis 4,5 t konnten in normalen Förderwagen, ggf. auch in „Doppeltonner“ genannten Verbundwagen doppelter Länge (2,1 m bzw. 2,44 m) oder auch auf Rungenwagen gleicher Länge auf die Fördergestelletagen aufgeschoben und unter Tage im Zugverband bzw. an die Seilbahnförderung angeschlagen transportiert werden.

Größere Längen von Grubenholz, Schienen und Rohren konnten durch Aufklappen von Korbdach und Etagenboden stehend auf dem Fördergestell untergebracht werden.

Lange und breite Ausrüstungen, z. B. Loks, Unterwagen, Grubenlüfter usw., die auf den Förderkörben keinen Platz fanden, wurden - ggf. in Baugruppen zerlegt - unter den Förderkorb gehängt. Wegen der Abmessungen der Füllortglocken war die Länge zu hängender Teile auf ca. 8 m begrenzt. Bei größeren Längen als 6 m mußten die Schachtstühle im Füllort demontiert werden.

Während die Förderung von Materialwagen auf den Korbetagen während der Produktionsschichten möglich war, mußte das „Materialhängen“ in der förderfreien Nachtschicht erfolgen. Das war neben den notwendigen Wartungsarbeiten an Schacht- und Fördereinrichtungen ein Argument für die zweischichtige Förderung und gegen die „dreischichtig rollende Woche“.

#### 2.2.3.5. Seilfahrt und maschinelle Personenföhrung

Die bezahlte Arbeitszeit des unter Tage anfährenden Bergmannes beginnt mit der Einfahrt und endet mit der Ausfahrt auf der Hängebank. Im Interesse einer möglichst langen „effektiven Arbeitszeit“ am Arbeitsort war die Föhrung im Schacht und unter Tage zu organisieren.



**Abbildung 123:** Mannschaftskaue  
(Hohenthal-Schacht,  
November 1949)



**Abbildung 124:** Einfahrt Hängebank  
(Fortschritt-Schacht)



**Abbildung 125:** Seilfahrt  
(Fortschritt-Schacht)



**Abbildung 126:** Verlassen der Hängebank  
nach der Ausfahrt



Abbildung 127: Lehlingskaue

Die Seilfahrt in den Schächten erfolgte mit 10 (6) m/s bis 12 m/s Geschwindigkeit auf den mit 14 Mann besetzten Etagen der Förderkörbe. Zum Besteigen/Verlassen der vier Etagen waren auf der Hängebank bzw. im Füllort zwei Seilfahrtsbühnen bzw. ein Seilfahrtskeller vorhanden, so daß die Gestelle nur einmal umgesetzt werden mußten. Mit einem Seilfahrttreiben konnten in 4,5 bis 5 Minuten Abstand  $4 \times 14 = 56$  Mann gleichzeitig ein- bzw. ausfahren; bei zwei Förderungen im Schacht waren dies 112 Mann. Bei maximal 1.100 Anfahrern je Schicht waren dann  $2 \times 10$  Seilfahrten erforderlich, was 45 bis 50 Minuten beanspruchte. Beginn die Einfahrt um 6.00 Uhr, dauerte die Seilfahrt bis 6.45 bzw. 6.50 Uhr. Die Seilfahrt zur Ausfahrt mußte 13.10 bis 13.15 Uhr beginnen.

Die weitere Fahrung geschah in Personenwagen für je acht Mann, Länge 3.000 mm, Taragewicht 860 kg, Bruttogewicht 1.460 kg. Entsprechend den vorhandenen Schachtförderungen (ein oder zwei) im Füllortniveau wurden Personenzüge mit 7 oder 14 Personenwagen gefahren. Die Zugwartezeiten im Füllort bzw. für die Ausfahrt in der Sohle waren mit  $2 \times 5$  Minuten/Schicht vernormt. Bei Zwischenschaltung der Zahnradbahn, mit welcher geschlossene Zugverbände von 14 (Vitzthum-) bzw. 12 (Bernard-Koenen-Schacht) Personenwagen gefahren wurden, waren je Aufschieben oder Abschieben des Zugverbandes 4 Minuten erforderlich, so daß sich 28 (Bernard-Koenen-Schacht) bis 36 Minuten (Vitzthum-Schacht) je Schicht konstante (längenunabhängige) Fahrzeiten/Schicht ergaben.

Die von der Stärke des Aufprallimpulses bei Gefahrenbremsung abhängige Personenzuggeschwindigkeit war mit 3 m/s, nach Anbau gefederter Mittelpuffer an die Personenwagen (ab 1970) mit 6 m/s zugelassen. Praktisch wurden wegen Kurvendurchfahrten usw. jedoch im Mittel 2,56 bzw. 4,5 m/s erreicht. Die Fahrgeschwindigkeit mit der Zahnradbahn betrug wie bei der Produktförderung 3 m/s. Auf die Personenfahrung in den Mannschaftsflächen des Wolf (Fortschritt)-Schachtes wurde bereits unter 2.1.2. eingegangen.

An die maschinelle Fahrung schlossen sich noch Fußwege in den Abbauabteilungen, je nach Anstieg/Einfallen mit 15 bis 18 Minuten je 1.000 m vernormt, an.

Ende der 1950er/Anfang der 1960er Jahre lagen die Gesamtfahrzeiten in die Restbaufelder der Mansfelder Mulde auf der 11., 12. und 13. Sohle bei 85 bis 190 Minuten/Schicht, im Mittel bei 137,5 Minuten/Schicht. Daraus ergaben sich bei 8 h/Schicht nach Abzug der bezahlten Pause von 30 Minuten/Schicht effektive Arbeitszeiten von 260 bis 365 Minuten/Schicht; im Mittel 312,5 Minuten/Schicht. Im Jahre 1962 betrug die durchschnittliche effektive Arbeitszeit auf dem Thomas-Münzer-Schacht 345,6 Minuten/Schicht, 1966 auf dem Bernard-Koenen-Schacht seit dem 12. April 1966 wegen Einführung der 45 Stunden Woche bei 5,5 Arbeitstagen/Woche auf 491 Minuten/Schicht verlängerter Arbeitszeit 363,6 Minuten/Schicht. Das entsprach durchschnittlichen Fahrzeiten von 104,4 bzw. 92,4 Minuten/Schicht.

Trotz fortschreitender Ausdehnung der Grubenfelder ging nach Einführung der Personenschnellfahrung 1970 die durchschnittliche Fahrzeit auf dem Bernard-Koenen-Schacht von 86,7 Minuten/Schicht 1968 auf 80,8 Minuten/Schicht 1978 zurück. Im Jahr 1990 lagen die weitesten Abbauflügel im Allstedter Feld in 9 km Entfernung vom Bernard-Koenen-Schacht I. Es waren Fahrzeiten von maximal 161,2 bis 175,0 Minuten/Schicht erforderlich. Die durchschnittliche Fahrzeit auf dem Bernard-Koenen-Schacht lag 1990 bei 110,1 Minuten/Schicht, die effektive Arbeitszeit ging bei Achtstundentag und 40-Stunden-Woche von 369,2 Minuten/Schicht 1978 auf 339,9 Minuten/Schicht 1990 im Schachtdurchschnitt zurück.

Es bleiben noch die glücklicherweise nie benötigten Notfahreinrichtungen der Bohrschächte zu erwähnen.

Auf allen drei Bohrschächten standen Trommelfördermaschinen B 500 der Firma Münzner, Obergruna, mit Trommeldurchmesser von 1.400 mm, Seildurchmesser von 26 mm und einer Seilgeschwindigkeit von 1,31 m/s zur Verfügung. Den Schachtdurchmessern entsprechend hatten die „Dahlbuschbomben“ 1.000 mm bzw. 1.320 mm Durchmesser (4 bzw. 6 Mann/Etage) und 8.000 mm bzw. 6.000 mm Länge (4 bzw. 3 Etagen). Sie waren sowohl freihängend am Förderseil als auch an zwei schrägverspannten Führungsseilen von 24 mm Durchmesser geführt.



**Abbildung 128:** Tagesanlagen (Bohrschacht Mönchpiffel)

### **3. Wasserzuflüsse in den Gruben und ihre Beherrschung**

#### **3.1. Ursachen der Zuflüsse**

##### **3.1.1. Süßwasserzuflüsse**

Im Zuge der Bergbautätigkeit wurden neben hunderten von Schächten und einer Reihe von Stollen unterschiedlicher Länge

- in der Mansfelder Mulde zwischen dem Ausstrich des Kupferschiefers am Harzrand (etwa +300 m NN) und der 14. Sohle (-788 m NN) rd. 150 km<sup>2</sup> Flözfläche abgebaut und allein unterhalb des Schlüsselstollenniveaus (+72 mNN) rd. 44 Millionen m<sup>3</sup> bergmännisch geschaffener Hohlraum hinterlassen;
- im Sangerhäuser Revier blieben in einem Gebiet mit einer Ausdehnung von ca. 18 km x 20 km in Teufenlagen zwischen etwa +300 m NN am Ausgehenden und der 12. Sohle des Grubenfeldes Niederöblingen (-750 m NN) etwa 31 km<sup>2</sup> abgebaute Flözfläche und unterhalb des Segen-Gottes-Stollens (+142 m NN) rd. 12 Millionen m<sup>3</sup> bergmännisch entstandener Hohlraum zurück.

Diese bergmännische Tätigkeit stellte zwangsläufig einen massiven Eingriff in den natürlichen Gebirgsverband dar. Er wirkte sich auch auf das Hangende der Lagerstätte aus, denn schon allein der Abbau des Flözes erzeugte in den letzten Jahrzehnten bei Strebhöhen von 0,8 m bis 1,0 m und bei ausreichender Größe der unter Tage abgebauten Flächen an der Tagesoberfläche Senkungen von etwa 0,3 m bis 0,4 m.

Wegen der Großflächigkeit der Senkungsgebiete und den relativ geringen Senkungsbeträgen traten an der Tagesoberfläche aber nur geringfügige Bewegungen auf. Deshalb stellten diese Beträge kein wesentliches Problem für die Tagesoberfläche dar.

Aus den gleichen Gründen waren auch die Auswirkungen auf die über dem Abbauhorizont liegenden Grundwasserleiter, wie den Buntsandstein, das Tertiär und das Pleistozän vernachlässigbar gering. Lediglich in lokal begrenzten Bereichen traten in oberflächennahen Grundwasserleitern gelegentlich Wasserverluste ein. Sie waren wegen der Verkarstung des Gebirges meist auch von natürlicher Ursache.

Auswirkungen dieser abbaubedingten Senkungen zeigten sich aber deutlich in den karstwasserführenden Schichtgliedern des Zechsteins. Dies war in der Regel im Gesamtgebiet zwischen dem Ausstrich des Kupferschiefers am Harzrand und dem subterranean Ausstrich des Zechsteinsalinars, insbesondere des Staßfurt-, aber auch des Werra- und des Leine-Steinsalzes, der Fall.

Im Bereich am Ausgehenden, in dem wegen des flachen Einfallens der Schichten das gesamte Zechsteinprofil in breitem Ausstrich mehr oder weniger schutzlos den Atmosphären ausgesetzt ist, hatte und hat das Wasser als lösendes Medium ideale Möglichkeiten in den Gesteinverband einzudringen.

Es löst dabei die Gesteinskomponenten, schafft Massedefizit in Form von Hohlräumen und führt die gelösten Stoffe im allgemeinen im Einfallen der Schichten ab. Dies geschieht auf breiter Front.

Modifiziert wird dieser Vorgang der großflächigen Zerstörung der wasserlöslichen Schichtglieder durch geologische Einflußgrößen, wie

- die vertikalen und lateralen Schicht- und Faziesgrenzen (z. B. Schichtgrenze Zechsteinkalk/Anhydrit bzw. Steinsalzverbreitungsgrenze) und
- die tektonisch stark beanspruchten Bereiche, in deren Umfeld die Lösungsvorgänge besonders intensiv wirken können (z. B. Martinsschächter Flözgraben in der Mansfelder Mulde, Gonnaer Graben im Revier Sangerhausen).

In enger Wechselbeziehung zwischen den die Wasserzirkulation steuernden Faktoren entwickelte sich die Verkarstung im Zechstein am gesamten Harzrand.

Es entstand in Abhängigkeit von der Ausstrichbreite eine intensiv bis total verkarstete Zone mit den bekannten Ergebnissen. Zu nennen sind hier die teilweise bis totale Zerstörung von Schichtgliedern des Gesteinsverbandes, Höhlen, Erdfälle, Bachschwinden usw.

Bekannt sind die aus diesem Bereich stammenden Zeugen solcher Vorgänge, wie die Barbarossa-Höhle bei Rottleben, die Heimkehle bei Ufrungen und die Schloten im W-Schacht in Wimmelburg oder der Periodische See bei Roßla.

In Richtung des Schichteinfallens reicht diese Zone etwa bis zum Einsetzen des den Zechstein bedeckenden und infolge seiner tonig ausgebildeten Basisschichten den Zechstein schützenden Buntsandsteins. Hier liegt auch etwa die Front der aktiven Auslaugung der anhydritischen Gesteine und die Linie der am weitesten vom Ausgehenden entfernt liegenden Erdfälle.

Wegen ihrer Herkunft vom Ausgehenden sind diese Zuflüsse untertage mehr oder weniger deutlich niederschlagsabhängig. Dies zeigt u. a. der Abfluß am Mundloch des Froschmühlenstollens (Anlage 3). Hier ist allerdings die Deutlichkeit dieses Zusammenhanges etwas verwischt durch die gleichzeitige Entnahme von Trink- und Brauchwasser.

Am Beispiel des Segen-Gottes-Stollens (Sangerhäuser Revier) wurden zur Klärung der Wasserzirkulation im Karst Details aus der Auffahrungsphase des Stollens untersucht: Bei dem Versuch, seine Abflußmenge aus dem von diesem Stollen markierten Einzugsgebiet im Zechsteinausstrich zu erklären, wurde festgestellt, daß man ein Mehrfaches des Jahresniederschlags zur Versickerung bringen müßte, um diese Menge zu erklären. Wie aus der Literatur bekannt ist, liegt die jährliche Versickerungsrate im Zechsteinausstrich aber bei etwa 50 % des Jahresniederschlags, d. h. bei ca. 250 mm. Bei dieser Relation muß man das Einzugsgebiet des Segen-Gottes-Stollens erheblich über seine untertägige Erstreckung hinaus erweitern, um auf die Größenordnung des o. g. Stollenauslaufs zu kommen.

Unter Berücksichtigung der untertägigen Verhältnisse kam dafür nur eine Erweiterung nach Westen um 4 km bis 5 km über das Ende der Stollenauffahrung hinaus in Frage. Damit reicht das Einzugsgebiet des Stollens im Westen bis in den durch seine intensive Verkarstung bekannten Bereich an der Butterbergstörung im Raum Großleinungen.

Dadurch erhielt auch das in alten Unterlagen erwähnte Versiegen einer Quelle in Großleinungen am Standort der ehemaligen Kupferhütte beim Anfahren einer Schlotte im Segen-Gottes-Stollen (Lage ca. 4 km östlich) als diese Abschätzung stützender Fakt neue Bedeutung.

Dieses Beispiel, wie auch die Untersuchungen am Periodischen See bei Roßla mit dem Nachweis der Wiederaustrittstellen der im Seebecken versinkenden Wässer im Nassetal und aus dem Tiefen Breitunger Stollen sprechen für eine bedeutende Wasserzirkulation auch im Streichen der Schichten.



Ihre Ursache dürften diese lateralen Wasserbewegungen in vom Bergbau nicht unterbauten Gebieten in dem in Bezug auf das Wasserangebot im Zechsteinausstrich begrenzten Wasserableitungsvermögen im Einfallen der Schichten haben. Die Zirkulation im Schichteinfallen wird im wesentlichen über tektonische Beanspruchungszonen aufrechterhalten. Bei Erschöpfung ihrer Ableitungskapazität aus der Aktivauslaugungszone am Ausstrich ist also das Wasser gezwungen, seitlich auszuweichen und über Taleinschnitte (z. B. Nassetal) oder bergbauliche Anlagen (z. B. Stollen) nach übertage auszutreten.

Vergleichbare Untersuchungen an Karstobjekten direkt im unbeeinflussten Zechsteinausstrich sind in der Mansfelder Mulde nicht möglich gewesen, da hier dieser Bereich schon von den Alten total unterbaut worden ist und damit erhebliche Veränderungen im Karstwasserleiter eingetreten sind.

Demgegenüber bestand im Sangerhäuser Revier infolge der Verteilung der bauwürdigen Bereiche zwischen dem Ausgehenden und großen Teilen des Abbaufeldes ein breiter abbaufreier Streifen.

Die Angaben aus der Literatur und die Interpretation der Entwicklung beweisen aber, daß auch in der Mansfelder Mulde solche Phänomene vorhanden waren.

In dieser Zone direkt am Ausgehenden, in der generell Süßwässer anfielen, begann auch der Abbau des Kupferschiefers und entwickelte sich entsprechend dem Einfallen der Lagerstätte allmählich in die Tiefe.

### **3.1.2.      Salzwasserzuflüsse**

Das über tektonische Störungen vom Ausgehenden im Einfallen der Schichten in größere Tiefe gelangende Karstwasser trifft auf seinem Weg zum Entlastungsgebiet kilometerweit entfernt vom Zechsteinausstrich auf die Verbreitungsgrenze des Zechsteinsalinars (Werra-, Staßfurt-Steinsalz). Diese leicht lösliche Gesteinskomponente unterliegt vor allem an dieser Verbreitungsgrenze einer starken Zerstörung. Sie ist verbunden mit einer erheblichen Aufsatzung und dadurch mit einer Schaffung von salzwassererfüllten Hohlräumen.

Diese zweite, weit vom Ausgehenden entfernte Aktivauslaugungszone stellte für den Bergbau wegen der nicht prognostizierbaren Wasserakkumulationen im Hangenden der Abbauräume eine weit größere Gefahr als die noch überschaubare Wasserführung des Hangenden am Ausgehenden dar. Die hier in die Grube dringenden Wässer waren generell salzig, wobei die Salzgehalte alle Abstufungen bis zur NaCl-gesättigten Sole umfaßten. An diese Bereiche waren alle untertägigen Zuflußschwerpunkte und alle Wassereinbrüche sowohl in der Mansfelder Mulde als auch im Sangerhäuser Revier gebunden.

An die Salzwasser führenden Zuflußbereiche ursächlich gebunden sind wegen des intensiven Substanzschwundes auch die Gebiete intensiver Senkungen an der Tagesoberfläche.

Wie Untersuchungen besonders der letzten Jahre ergaben, besteht auch entlang der Steinsalzverbreitungsgrenzen eine intensive Zirkulation im Streichen, d. h. entlang der Längserstreckung dieser Verbreitungsgrenzen.

### **3.1.3. Chemismus der Wässer**

Die im Grubengebäude des Kupferschieferbergbaus anfallenden Wässer werden fast ausschließlich über die Atmosphären gespeist, nehmen also am Wasserkreislauf teil. Sie sind deshalb wegen der Herkunft vom Ausgehenden in der Menge oft mehr oder weniger deutlich niederschlagsabhängig.

Diese Wässer werden den Wässern aus Offenen Systemen zugeordnet und für den Bergbau als hydrogeologisch gefährlich eingestuft.

Daneben gibt es in relativ geringen Mengen (aber für den Bergmann als Wasser untertage genauso unangenehm) die Kategorie der Wässer aus Geschlossenen Systemen, die bis zu ihrem Austreten in der Grube im Gestein in natürlich entstandenen Speichern von im allgemeinen geringem Volumen vorhanden sind. Sie stellen hydrogeologisch keine Gefährdung dar, treten aber oft zusammen mit unter Druck stehenden Gasen auf.

Die Unterscheidung dieser beiden Arten von Wasser ist für den Bergmann insofern wichtig, als er aus Sicherheitsgründen bei jedem Wasserzufluß untertage, tritt er auf als Tropfstelle oder als starker Wasserzufluß, seine Zuordnung zu dem gefährlichen bzw. zum ungefährlichen Typ vornehmen mußte. Die Ursache dieser Forderung liegt in der Erfahrung begründet, daß an jedem Ereignisort für einen Wassereinbruch stets vorher eine Zuflußstelle geringer Intensität diesen Einbruch praktisch angekündigt hat. Daraus resultierte auch die nach 1958 eingetretene Praxis, alle untertägigen Wassereintrittstellen einer regelmäßigen Überwachung nach Zuflußverhalten und Inhaltsstoffen zu unterziehen. Dies war über Jahrzehnte eine der wichtigsten Schutzmaßnahmen gegen Wassereinbrüche.

Die Unterscheidung der Wässer nach einigen dieser Kriterien war bereits im vorigen Jahrhundert bekannt. Aufgrund der besseren Untersuchungsmöglichkeiten, insbesondere bei Spurenelementen, Gasen und in der Bestimmung des Alters der Wässer kam diese Einstufung aber erst nach den Wassereinbrüchen der 1950er Jahre dieses Jahrhunderts zur Perfektion.

### **3.2. Maßnahmen im Kampf gegen die Zuflüsse**

Wie schon erwähnt wurde, stellte die Beeinträchtigung des Bergbaus durch zusitzende Wässer den Bergmann relativ zeitig vor die Alternative, entweder den Bergbau aufzugeben oder kostenaufwendige Maßnahmen zur Beherrschung der Situation einzuleiten. Wegen des Standes der Technik waren, abgesehen von den ständig nebenher angewandten primitiven Mitteln der Gefäßförderung, zunächst Stollen für die Wasserableitung die sinnvollste Lösung.

Es wurde damit versucht, von einem in Bezug auf das zu lösende Revier möglichst tiefen Ansatzpunkt von einem Vorfluter aus die Lagerstätte mit einem möglichst wenig Gefälle aufweisenden Stollen zu erreichen und das Wasser so nach übertage abzuleiten. Der Abbau erfolgte in der Regel oberhalb dieses Stollens.

Die Stollen hatten nebenbei aber auch noch andere Effekte.

So sind verschiedene Beispiele bekannt, bei denen von übertage eingeleitetes Aufschlagwasser untertage zum Antreiben von Maschinen zur Förderung von Erz, Bergen oder auch Wasser genutzt wurde, um dann mit Hilfe eines Stollens nach übertage abgeleitet zu werden.

Andererseits dienten die Stollen mit Süßwasserführung im Zusammenwirken mit einer Reihe von Pumpstationen in tieferen Sohlen (z. B. Otto-Helm-/Segen-Gottes-Schächte: 2. Sohle) zur Trinkwasserförderung bzw. -bereitstellung für weite Teile des Mansfelder Landes. Zwischen Gerbstedt und Hettstedt im Norden bzw. Eisleben im Süden wurden, beginnend um 1900, jährlich etwa 6 Mio m<sup>3</sup> Trink- und Brauchwasser an die Bevölkerung und die Industrie geliefert. Diese Wasserförderung durch die Betriebe des Kupferschieferbergbaus ging ab etwa 1970 wegen der Einspeisung von Fernwasser in diesen Raum zunächst zurück (Anlage 4) und wurde erst 1992 beendet, weil die Abnahme infolge der ungünstigen Qualität (Härte!) der Wässer, die hohen Gewinnungskosten und die fehlenden Verbraucher (Hütten- und Verarbeitungsbetriebe) rapide zurückging. Gleichzeitig nahm der Abfluß aus den Süßwasserstollen der Mansfelder Mulde zu.

Auf eine Aufzählung der im Zuge der bergbaulichen Entwicklung entstandenen Stollen soll hier verzichtet werden.

Die tiefsten nach dem o. g. Grundsatz möglichen Stollen in den beiden Revieren sind:

- Der Schlüsselstollen in der Mansfelder Mulde, der sich, bei Eisleben beginnend, nach 31 km Länge bei Friedeburg in die Schlenze bzw. Saale ergießt.
- Das Mundloch liegt mit +72 m NN nur wenig über dem Hochwasserpegel der Saale. Er führt heute noch im Durchschnitt etwa 25 m<sup>3</sup>/min salziges Wasser aus der Mansfelder Mulde ab. Die Entwicklung seiner Wasserabführung ist in Anlage 5 dargestellt.
- Der Segen-Gottes-Stollen im Sangerhäuser Revier, der westlich von Sangerhausen bei +142 m NN an der Gonna angesetzt wurde. Er erreicht eine Gesamtlänge von 10 km. Seine Auslaufmenge liegt im Mittel bei 5,5 m<sup>3</sup>/min (Anlage 6).

Beide Stollen wurden im vorigen Jahrhundert fertiggestellt und erfüllen ihre Aufgabe der Wasserabführung auch heute noch.

Diese Möglichkeit der Wasserbewältigung stellte bis fast zum Ende des 19. Jahrhunderts die zuverlässigste Möglichkeit dar.

Die nach 1785 mit der Einführung der Dampfmaschine im Bergbau bezüglich der Leistungsfähigkeit eingetretene deutliche Steigerung erreichte zunächst nicht die Zuverlässigkeit eines Stollenbetriebes. Sie ließ aber das allmähliche Vordringen in die Teufen unterhalb der Stollen und die Bewältigung des damit steigenden Wasserandranges zu.

Die unterhalb dieser Stollen anfallenden Salzwässer wurden bis zur Beendigung des Bergbaus durch ein System von kleineren Wasserhaltungen von den jeweiligen Zuflussschwerpunkten den Hauptwasserhaltungen zugehoben.

Aufgrund der Entwicklung entstand bis zur Beendigung des Bergbaus in der Mansfelder Mulde ein Wasserhaltungssystem, das mit Hauptwasserhaltungen an den Zuflussschwerpunkten, die verbunden waren durch den Hauptfördersohlen folg. sogenannte Ritzstrecken, die Wässer dem Schlüsselstollen zuhob.

Die Ritzstrecken als Wassersammler lagen dabei wenige Meter tiefer als die Fördersohle und waren mit dieser über Ritzzugänge verbunden. Sie begleiteten die 7. Sohle, die 5. Sohle und Teile der 3. und 1. Sohle. Diese Wasserhaltungsmaßnahmen wurden unterstützt durch vorbereitete Stauräume, sog. Kapselfelder, die meist in abgeworfenen Feldesteilen lagen und deren auf den unteren Sohlen dieser Feldesteile liegenden Zugänge durch Dämme oder Dammtore ständig verschlossen waren oder schnell verschlossen werden konnten. Sie dienten der Aufnahme von Zuflüssen, deren Menge die Kapazität der Wasserhaltungen kurz- oder längerfristig überstieg. Nach Abklingen der akuten Gefährdung wurden sie dann allmählich wieder entleert.

Die Hauptwasserhaltungen der Mansfelder Mulde lagen bei der Einstellung der Förderung 1969 auf der

- 7. Sohle Paul-/Otto-Brosowski-Schacht mit Förderung zur 5. Sohle,
- 7. Sohle Wolf-/Fortschritt-Schacht I mit Förderung zur 5. Sohle,
- 5. Sohle Niewandt-Schacht mit Förderung zum Schlüsselstollen,
- 5. Sohle Hohenthal-/Hans-Seidel-Schacht mit Förderung zur 3. Sohle und auf der
- 3. Sohle Ernst-/Walter-Schneider-Schacht mit Förderung zum Schlüsselstollen.

Mit Hilfe dieses Systems wurden über Jahrzehnte Salzwassermengen von etwa 40 m<sup>3</sup>/min, in Spitzenzeiten am Ende des 19. Jahrhunderts von fast der doppelten Menge bewältigt (Anlage 5).

Im Sangerhäuser Revier war nur der Schacht Sangerhausen (Thomas-Münzer-Schacht) hydrogeologisch gefährdet. Deshalb war aus der Entwicklung heraus die Hauptwasserhaltung im Füllortbereich auf der 5. Sohle des Schachtes Sangerhausen angelegt worden.

Aber auch der Schacht Niederröblingen (Bernard-Koenen-Schacht I) besaß eine Wasserhaltung auf der 8. Sohle. Sie diente vor allem der Abförderung des Rücklaufs der technologischen Wässer. Die Zuführung der Wässer erfolgte im normalen Streckenquerschnitt bzw. durch Pumparbeit. Beide Wasserhaltungen förderten zunächst direkt in die Vorfluter. Die Entwicklung der zu hebenden Wassermengen stellt Anlage 6 dar.

Für die Beherrschung höherer Wasserzuflüsse bestand auch in den Schächten des Sangerhäuser Reviers ein System von Dämmen bzw. Dammtoren, mit deren Hilfe eine Zwischenstapelung von Wässern in Stauräumen möglich war.

Erst in den Jahren nach 1980 mußten infolge der Zuflußentwicklung in der Grube Sangerhausen erhebliche Anstrengungen zur Verstärkung der Wasserhaltung des Schachtes Sangerhausen unternommen werden. Sie erreichten seit 1985 mit laufender Zunahme der Zuflüsse im Westfeld bis auf über 30 m<sup>3</sup>/min 1988 ihren Höhepunkt. Dies führte zur Abkapselung des Westfeldes mittels sechs Dämmen, die zwischen 7. Mittelsohle (-399 m NN) und 3. Sohle (-118 m NN) errichtet wurden. Aus den Standortbedingungen ergab sich die Notwendigkeit, sie für Drücke von etwa 7 MPa (Niveau Vorfluter übertage) auszulegen.

Im Sangerhäuser Revier wurde seit 1983 eine Salzwasserleitung zwischen dem Schacht Sangerhausen und der Mansfelder Mulde betrieben, über die die Salzwässer des Sangerhäuser Reviers per Pumpstation nach Helbra (Bolze-Schacht) transportiert und dort über Schluckbohrungen in die gefluteten Grubenräume der Mansfelder Mulde eingeleitet wurden. Die Salzwasserüberleitung zur Mansfelder Mulde war Teil eines Systems der Salzlaststeuerung in der Saale, mit dessen Hilfe für die Großverbraucher der chemischen Industrie (Leuna, Buna usw.) eine konstante Wasserqualität im Saalewasser angestrebt wurde. Erreicht wurde diese Steuerung über durch Zwischenstapelungen limitierte Abgaben des Südharz-Kalireviers und des Mansfelder Kupferbergbaus sowie durch Wasserzugaben aus den Saaletalsperren.

Die Kapazität dieser Salzwasserleitung wurde im Gefolge der Erhöhung der Wasserzuflüsse im Schacht Sangerhausen 1987/1988 bis auf 21 m<sup>3</sup>/min gesteigert. Sie war bis zur Einstellung der Wasserhaltung 1992 in Betrieb (Anlagen 4 und 5).

### **3.3. Beispiele für die Auswirkungen der Zuflußtätigkeit**

#### **3.3.1. Das Problem Salziger See**

Seit reichlich 100 Jahren beschäftigt der ehemalige Salzige See wegen seiner Trockenlegung, in den letzten Jahren immer stärker wegen seiner Wiederentstehung, die Gemüter des Mansfelder Landes. Inzwischen sind die politischen und fachlichen Vorbereitungen für die aktive Phase seiner Wiederentstehung bereits so weit fortgeschritten, daß Details zu deren Auswirkungen untersucht werden. Dennoch wird es wegen der Komplexität des Gesamtvorganges noch einige Jahre dauern, bis alle Untersuchungen abgeschlossen sind und der Startschuß für die Flutung des Seebeckens gegeben werden kann.

Zum Salzigen See gibt es wegen des Phänomens seines Verschwindens eine Menge von Veröffentlichungen. Sie betreffen sowohl den Ablauf der Ereignisse als auch den Einfluß des Abbaugeschehens in den Gruben des Kupferschieferbergbaus in der Mansfelder Mulde.

Der Salzige See entstand ebenso wie der noch bestehende Süße See und auch der früher fast am Stadtrand von Eisleben liegende ehemalige Faule See in einem tektonisch und stratigraphisch besonders entwickelten Gebiet. Die wesentlichsten Fakten, die zur Bildung der Seen führten, waren die tektonische Beanspruchung entlang des sog. Martinsschächter Flözgrabens und das Vorhandensein mächtiger Steinsalzvorkommen im Gebirge.

Der Martinsschächter Flözgraben als tektonisches Element verläuft von NW aus dem Raum westlich von Eisleben nach SO, wo er sich im Gebiet des ehemaligen Salzigen Sees mit der Hornburger Tiefenstörung kreuzt.

Hier bewirkten die tektonischen Kräfte schon seit dem Tertiär eine langgestreckte Anstauchung des Salzes bis auf Mächtigkeiten von über 1.000 m. Es entstand gleichzeitig eine lokale vertikale Verbindung zwischen dem tieferen Untergrund und der Tagesoberfläche. Am Top des so entstandenen Salzsattels und auch an den Rändern der Steinsalzverbreitung wurde infolgedessen das Steinsalz immer wieder aufgelöst. Die dazu erforderlichen Wässer zirkulierten im Kluftvolumen des Gesteins entlang des Martinsschächter Flözgrabens von West nach Ost. Dabei lag das Einzugsgebiet für die Süßwässer im Zechsteinausstrich am Westrand der Mansfelder Mulde und ihr Wiederaustritt als Salzwasser in den Solquellen des Seegebietes.

Der unterirdische Substanzschwund an Steinsalz zeigte sich übertage als Senkungsbetrag. In der so entstandenen flachen Senkungswanne bildeten sich allmählich die Mansfelder Seen. Auch die Entstehung der Braunkohlenlagerstätte südlich des Salzigen Sees ist auf diese Vorgänge zurückzuführen.

In diesem ursprünglichen und natürlichen Zustand, der sich in Millionen von Jahren seit dem Tertiär herausgebildet hatte, griff mit dem Beginn der Abbaus von Kupferschiefer der Mensch ein.

Als der Abbau am Ende des 19. Jahrhunderts westlich von Eisleben im Bereich der Otto- und der Segen-Gottes (Otto-Helm)-Schächte in der Einflußsphäre des Martinsschächter Flözgrabens diesen Zirkulationsweg unterbaute, entstanden infolge der Abbausenkungen vertikale Verbindungen zwischen dem Grubengebäude und dem im Hangenden zirkulierenden Wasser.

Die Folge waren katastrophale Wassereinbrüche, die sich, beginnend 1884, zunächst im Raum Eisleben abspielten und über die Jahre 1889, 1892, 1896 und 1900 bis 1907 entlang der westlichen Verbreitungsgrenzen des Steinsalzes der Werra- und Staßfurt-Serie nach Norden bis zur 5. Sohle des Zirkel-Schachtes verlagerten. Hier blieb dieser letzte Wassereinbruch mit Speisung aus dem Gebiet des Salzigen Sees stationär als permanenter Wassereinbruch bis zur Flutung der Mulde erhalten.

Die Folgen dieser Ereignisse machten sich schon im September 1892 bemerkbar, als die Stadt Eisleben starke Erderschütterungen erlebte. Diese seismischen Ereignisse leiteten außerdem erhebliche Senkungen der Erdoberfläche ein, von denen im Stadtgebiet vor allem die Zeißing- und die Rammtorstraße betroffen waren. Hier wurden 1894 (Zeißingstr.) Senkungsgeschwindigkeiten von 1 m/Jahr und 1898 (Rammtorstr.) von 1,5 m/Jahr ermittelt. Insgesamt traten hier in den folgenden zehn Jahren Gesamtsenkungen von jeweils fast 4 m auf.

Diese Vorgänge verliefen parallel mit erheblichen Rißbildungen am Nordufer des Süßen und den Wasserverlusten im Salzigen See.

In der Folgezeit verringerten sich die Senkungsbeträge vor allem in der Stadt Eisleben auf wenige Dezi- bzw. Zentimeter pro Jahr. Dies wurde neben der Verlagerung der Schwerpunkte der Wasserzuflüsse weiter nach Norden (Bereich Zirkel-Schacht) vor allem der vollständigen Zerstörung des Steinsalzes zugeschrieben.

Die Senkungsschwerpunkte lagen dann vorwiegend außerhalb, zumindest aber am Rande der Stadt, wenn man vom heutigen Ortsteil Helfta, in dem sich seit Ende der 1950er Jahre zunehmend Senkungen zeigten, absieht.

Der Zusammenhang des Bereiches der Mansfelder Seen mit den Zuflüssen am Zirkel-Schacht ließ sich nochmals 1961 beim Niedergehen eines Großerdfalls am Binder See und den Wasserverlusten aus dem See über diesen Erdfall sowie 1968 bei einer kurzzeitigen Belebung dieses Erdfalls durch deutliche Zuflußerhöhungen untertage in der 5. Sohle am Zirkel-Schacht nachweisen.

Die technische Beherrschung dieser erheblichen Wasserzugänge vor der Jahrhundertwende mit Spitzenwerten von über 80 m<sup>3</sup>/min und einer jahrzehntelangen permanenten Belastung um die 40 m<sup>3</sup>/min gelang vor allem durch den wenige Jahre vor den ersten Wassereinbrüchen fertiggestellten 31 km langen Schlüsselstollen (Anlage 5). Er ist auch heute noch für die Stabilität des hydraulischen Zustandes im Karstwassersystem der Mansfelder Mulde unverzichtbar.

Das Anzapfen des Zirkulationsweges der Wässer zwischen dem Zechsteinausstrich im Westen und dem Seegebiet führte auf dem westlichen Teil des Weges bis in den Raum Eisleben kaum zu Veränderungen. Hier blieb die Zirkulationsrichtung von Westen nach Osten erhalten. Der Abschnitt östlich der Wassereinbrüche bis zum Bereich des Salzigen Sees erfuhr aber eine Umkehr der Zirkulationsrichtung von Osten nach Westen in Richtung Grubengebäude. Die Solquellen im Salzigen See wurden vorübergehend zu Schlucklöchern für das Wasser des Salzigen Sees und dieser ein Teil des Wasserreservoirs für die Wassereinbrüche im Grubengebäude des Kupferschieferbergbaus.

An der kontinuierlichen und jahrzehntelangen Speisung der Zuflüsse im Grubengebäude des Südteils der Mansfelder Mulde aus dem Bereich Salziger See waren von Anfang an auch das Umfeld der Seen durch Wasserabgabe aus den Grundwasserleitern des Tertiärs und des Quartärs beteiligt. Die Trockenlegung des Sees hatte also auf die Wasserabgabe an den Untergrund nur vorübergehend relativ geringfügigen Einfluß. Die Wasserzuflüsse zum Grubengebäude verringerten sich durch diese aufwendige Maßnahme nur unwesentlich.

Mit der Beendigung des Bergbaus in der Mansfelder Mulde und ihrer zwischen 1970 und 1981 erfolgten Flutung ging die erhebliche Druckdifferenz zwischen Tagesoberfläche und den Wassereinbruchstellen im Grubenfeld (ca. 300 m) allmählich verloren, da sich die Grubenbaue der Mansfelder Mulde und der weitestgehend luftgefüllte Hohlraum im unmittelbaren Hangenden der Kupferlagerstätte wieder mit Wasser füllten.

Mit dem Erreichen des Schlüsselstollenniveaus lag diese Druckdifferenz zwischen dem Grubengebäude und der Tagesoberfläche nahe Null. Der Abstrom der im Seegebiet früher versunkenen Wässer reduzierte sich entsprechend, und aus dem Seebecken mußte mehr Wasser gehoben werden als vor der Einstellung des Bergbaus.

Heute ist das über Jahrzehnte entwässerte und luftgefüllte Gesteinspaket des Zechsteins wieder so weit mit salzigen Wässern gefüllt, daß sie im Raum um den ehemaligen Salzigen See wieder an der Tagesoberfläche austreten. Das äußert sich in Salzwasseraustritten, wie am Pegel auf dem Gelände des Sportplatzes Amsdorf (Anlage 7) oder an der Solquelle am Nordrand des Seebeckens (Südhang des Franzosenberges).

Das hydraulische Gleichgewicht ist also nur etwa wieder hergestellt. Für das Gebiet des Salzigen Sees ist damit z. Z. ein an der Grenze eines labilen Gleichgewichts liegender Zustand eingetreten.

### **3.3.2. Die Wassereinbrüche auf dem Otto-Brosowski-Schacht**

Besonders erwähnenswert ist der Wassereinbruch vom 17. September 1958, der sich im Bereich der 5. Sohle ereignete.

Aus der ca. 50 m vom Einbruch entfernten „Großen Schlotte“, die mit mehreren anderen Schloten in Verbindung stand, schossen in vollem Querschnitt Wasser in das Grubengebäude. Für die 63 Mann starke Belegschaft der 7. Sohle entstand eine kritische Situation. Die Bergleute mußten auf enormen Umwegen mit z. T. 15 Stunden Fußmarsch über den Niewandt-Schacht ausfahren. Die Produktionsausfälle wurden durch die teilweise Verlagerung der Erzgewinnung in andere Schächte der Mansfelder Mulde und des Sangerhäuser Reviers gering gehalten.

Bereits am 9. März 1952 war es in der 8. Sohle am H-Flachen des gleichen Schachtes zu einem ähnlichen Ereignis geringeren Umfangs gekommen, wobei Standlaugenwässer von ca. 20 m<sup>3</sup>/min austraten.

Es zeigte sich im Zuge der Auswertung dieser Ereignisse, daß alle Wassereinbrüche sich vorher unterschiedlich lange durch Zuflüsse geringerer Intensität (Tropfstellen oder Traufen) angekündigt hatten. Außerdem stellte sich heraus, daß besonders hohe Zuflußraten dort eintraten, wo der Einbruch nicht aus dem Zechsteinkalk sondern aus im Streckenquerschnitt aufgeschlossenem Steinsalz erfolgte (s. 1958). Daraus ergaben sich wesentliche Lehren für den Schutz der Gruben vor Wassereinbrüchen, nämlich die regelmäßige Kontrolle aller Wasserzuflüsse nach Menge und Qualität, die Vermeidung von Auffahrungen im Steinsalz sowie schonende Behandlung des Hangenden durch entsprechende Abbauführung.

### **3.3.3. Das Zuflußgeschehen im Sangerhäuser Revier**

Die Zuflüsse zur Grube Sangerhausen erhöhten sich im Verlaufe der Abbautätigkeit nach längerer Phase der relativen Konstanz seit etwa 1985 mit dem Abbau im Westfeld deutlich (Anlage 6). Das Maximum wurde im Jahr 1988 mit über 30 m<sup>3</sup>/min erreicht. Im Zuge der Untersuchungen zu den Ursachen dieser hohen Zuflüsse wurden entlang der Verbreitungsgrenze des Staßfurt-Steinsalzes zwischen Riestedt im Osten und Hohlstedt im Westen eine Reihe von Pegelbohrungen niedergebracht. Gleichzeitig wurde an der Abkapselung der Zuflußbereiche durch die Errichtung von Dämmen gearbeitet.

Die mittels dieser Pegel seit 1989 erfolgte Beobachtung der Wasserstände im Karstwasserleiter Zechstein ergab, daß sich im Raum Sangerhausen entlang der Steinsalzverbreitungsgrenzen ein über die Baufeldgrenzen im Osten und im Westen weit hinausreichender, langgestreckter Absenkungstrichter ausgebildet hatte (Anlage 8). Er wirkte sich noch ca. 15 km westlich des Zuflußschwerpunktes im Westfeld des

Schachtes Sangerhausen aus, indem er die am Nordrand des Kyffhäusers bei Kelbra vorhandenen Solquellen zum Versiegen brachte und im Gefolge dieses hydraulischen Defizits im Randbereich des Stausees Kelbra erstmals die sonst unter Wasser stehende sog. Numburger Höhle freigab und in deren Umfeld im Beckenbereich des Stausees zu einer Reihe von großformatigen Erdfällen führte.

Die Herkunft der im Westfeld des Schachtes Sangerhausen zusitzenden Wässer aus dem Bereich des Stausees Kelbra wurde durch einen Tracerversuch nachgewiesen.

Die Abkapselung des Westfeldes war gegen Jahresende 1988 so weit vorbereitet, daß die Dämme geschlossen werden konnten. Mit dem Schließen des Dammes in der 5. Sohle erfolgte ein rascher Anstieg des Wasserstandes in diesem Teilfeld.

Doch schon Mitte 1989 war der Damm in der 5. Sohle, der unter ausgesprochen ungünstigen geologischen und technischen Voraussetzungen errichtet worden war, wieder undicht. Eine Reparatur durch einen vorgesetzten Damm brachte vorübergehend Besserung. Dennoch mußte die Reparatur 1991 wiederholt werden. Die vorübergehenden Verringerungen der Wasserzugänge und der danach wiederum einsetzende Anstieg der Zuflüsse ist deutlich an der Bewegung der Wasserstände im Gebirge nachzuvollziehen (Anlage 8).

Als 1992 der Schacht Sangerhausen für die Flutung vorbereitet war und die Wasserhaltung beendet wurde, trat mit der Flutung der Grube der letzte Anstieg ein. Seitdem ist das hydraulische Niveau in weiten Teilen des Einflußbereiches etwa konstant geblieben. Das vollständige Abklingen dieses Wiederanstiegs wird in einem sehr langfristigen Prozeß erfolgen.

Darauf weisen u. a. Veränderungen im Altbergbaubereich am Ausgehenden hin. Sie sind vor allem darauf zurückzuführen, daß im Unterschied zu den Verhältnissen in der Mansfelder Mulde ein ungehindertes Abfließen der im Grubenfeld Sangerhausen gestauten Wässer über dem Segen-Gottes-Stollen durch zwei Dämme in der 1. Sohle am Röhrig-Schacht verhindert wird. Dadurch wurde ein Salzwasserabfluß über diesen Stollen in den Vorfluter unterbunden und der Erhalt des Bergbaumuseums im Röhrig-Schacht ermöglicht.

Einen besonderen Platz unter den Wasser- und Gasaustrittsstellen nahm der Aufschluß der sog. Hochscholle im Baufeld des Schachtes Niederröblingen ein. Hier wurden im Zuge der Streckenauffahrungen 1978 zunächst Wasserzuflüsse aus Geschlossenen Systemen angetroffen. Die Wassermengen steigerten sich allmählich (max. ca. 0,5 m<sup>3</sup>/min) und wurden dann von stickstoffreichen Gasen (N<sub>2</sub>-Gehalte >92 %) begleitet. Dabei waren das größere Problem die Gasaustritte, zumal Drücke um die 1,6 MPa anstanden. Dieses Vorkommen von Wasser und Gas behinderte den Vortrieb erheblich und erforderte teilweise sogar den Vortrieb durch die Grubenwehr zu gewährleisten. Insgesamt trat dadurch ein Zeitverzug von etwa fünf Jahren beim Aufschluß dieses Baufeldes ein. Bis zur vollständigen Entgasung wurden etwa 30 Millionen m<sup>3</sup> Gas abgefördert. Die Wassermenge lag insgesamt bei etwa 1,2 Millionen m<sup>3</sup>.



## 4. Zur Geschichte des Markscheidewesens im Mansfelder Kupferschieferbergbau

Über den Stand des Markscheidewesens in den ersten Anfängen des Mansfelder Kupferschieferbergbaus gibt es keinen Nachweis. Dies ist durchaus verständlich, wenn man bedenkt, daß die Entstehung des Mansfelder Bergbaus in einen Zeitabschnitt der Geschichte des Markscheidewesens fällt, der an sich sehr arm an schriftlichen Aufzeichnungen ist. Aus bergmännischen Unterlagen ist zu entnehmen, daß die Markscheidekunst bis in das 18. Jahrhundert als eine „Geheimkunst“ angesehen wurde.

Erst mit den Lehrveranstaltungen der Markscheidekunst nach Gründung der Bergakademie Freiberg (1765) und der Herausgabe des ältesten Lehrbuchs über die Markscheidekunst im deutschsprachigen Raum (1686) durch den im Kupferschieferbergbau tätigen Markscheider *Nikolaus Voigtel* hörte die Geheimhaltung allmählich auf. Vor *Voigtel* wurde von *Ulrich Rülein von Calw* (1505) und von *Georgius Agricola* (1556) in ihren Werken über den Bergbau bzw. von *Erasmus Reinhold* (1574) in seinem Bericht über das Feldmessen auch über die Markscheidekunst informiert.

*Nikolaus Voigtel* war ein bekannter Markscheider und Zehnter der Mansfeld-Eislebenschen und Hettstedter Bergwerke. Sein Fachbuch, betitelt „Geometria subterranea“ oder „Markscheidekunst“, handelt erstmals nur von der bergmännischen Vermessungskunst und deren mathematischen Grundlagen. In seinem Buch wurden die wichtigsten markscheiderischen Meßgeräte und -verfahren erläutert, von denen er einige selbst erfunden bzw. weiterentwickelt hat.

Besonders hervorzuheben ist, daß *Voigtel* die Dezimalteilung des Lachters (in 100 Zoll) einführte, da die Teilung in Achtel bei den trigonometrischen Berechnungen große Schwierigkeiten bereitete. Obwohl von vielen Markscheidern als sehr vorteilhaft anerkannt, konnte sich die Dezimalteilung erst nach zwei Jahrhunderten durchsetzen.

Mit diesen Veröffentlichungen ist der Anteil der im Mansfelder Kupferbergbau tätigen Markscheider an der Entwicklung der Fachwissenschaft keineswegs erschöpft. 1876 gab auch *Adolf Liebenam*, erster Markscheider der Mansfeldschen Kupferschiefer bauenden Gewerkschaft und Lehrer für Markscheiden, Zeichnen und Mathematik an der Eislebener Bergschule (1862 - 1882), ein Lehrbuch der Markscheidekunst heraus.

### 4.1. Die Entwicklung der Instrumente

Das Hauptinstrument des Markscheiders war bis zur Mitte des vergangenen Jahrhundert der Kompaß. 1200 n. Chr. wurde er nachweislich im Kupferbergbau bei Massa-Maritima in Italien in der Gestalt der Wasserbussole benutzt. Ob er in dieser Form auch in Mansfeld Eingang gefunden hat, ist unbekannt.

Bei diesem Magnetinstrument wurde eine magnetische Eisennadel auf einem Stück Schilf oder Holz befestigt, und man ließ sie, in einem mit Wasser gefüllten Gefäß schwimmend, die Nordrichtung anzeigen. Mit der Weiterentwicklung dieses Instrumentes wurde die Kompaßnadel zunächst an einem Haar drehbar aufgehängt, um sie endgültig auf eine Nadelspritze (Pinne) drehbar aufzusetzen. Eine wichtige Entwicklungsstufe des Magnetinstrumentes war der Setzkompaß mit Wachsscheibenringen, in denen die ermittelte Richtung der Strecke eingestochen wurde.

Der Setzkompaß wurde auf einem Stock oder einem Stativ fest aber drehbar aufgesetzt. Diese Ausführung war in der Zeit von 1500 bis etwa 1670 in der Markscheidekunst sehr gebräuchlich. Daher ist mit Sicherheit anzunehmen, daß diese Form des Kompasses auch im Mansfelder Kupferschieferbergbau längere Zeit verwendet wurde. In *Voigtels* „Markscheidekunst“ von 1686 ist der erste Hängekompaß abgebildet. Dieses Instrument wurde zur Messung des magnetischen Richtungswinkels an eine Bastschnur bzw. später an einen Messingdraht bzw. seit 1800 an eine Meßkette gehängt.

Der Kompaß mit Stundenteilung wurde im Mansfelder Bergbau bis Ende des 19. Jahrhunderts benutzt. Auch heute gibt es noch eine Reihe bergmännischer Ausdrücke, die an die Stundenteilung des Grubenkompasses erinnern. So fährt z. B. der Bergmann seine Strecken nach der Stunde auf.

Seit *Nikolaus Voigtel* die Zulegeplatte erfand, ist sie etwa zwei Jahrhunderte lang ein unentbehrlicher Zubehörteil für die Zulage der Kompaßmessung gewesen. Die Zulegeplatte besteht aus einer rechteckigen Platte, in der die Kompaßbüchse vom Hängekompaß befestigt werden kann. Dieses Zulegeverfahren ist in der Marschelderei des Mansfelder Kupferbergbaus etwa bis 1850 angewandt worden. In dieser Zeit wurde die Zulegeplatte durch den Zulegetransporteur abgelöst.

Vom Steiger sind die Strebmessungen noch bis zum Jahr 1923 mittels der Zulegeplatte aufgetragen worden. In einer Direktionsverfügung vom Dezember 1922 wurde der Gebrauch der Zulegeplatte untersagt und die Benutzung von Halbkreistransporteurern angeordnet.

Im Laufe des 19. Jahrhunderts wurde die Vorrangstellung des Kompasses für die markscheiderische Messung durch den Theodolit (Winkelmeßinstrument mit Zielfernrohr, Horizontal- und Höhenkreis) verdrängt. Der Theodolit konnte sich gegen den Kompaß lange nicht durchsetzen.

Erst dem berühmten Markscheider und Hochschullehrer an der Bergakademie Freiberg *Julius Ludwig Weisbach* gelang es, den Theodoliten gegen den erbitterten Widerstand vieler Berufskollegen in der Grube einzuführen. Aus den Unterlagen geht hervor, daß der erste Theodolit von der Mansfeldschen Kupferschiefer bauenden Gewerkschaft im Jahre 1887 erworben wurde. Jedoch ist sicher anzunehmen, daß die damals im Kupferbergbau in einer größeren Anzahl freiberuflich tätigen Markscheider schon früher mit einem eigenen Theodoliten unter Tage gemessen haben.

Die Anwendung des Theodoliten änderte das bisherige Meßverfahren sowie die Rechen- und Kartierungsarbeiten. Der Theodolit wurde in den letzten 30 Jahren umfassend weiterentwickelt. In der Form des elektronischen Theodoliten oder Tachymeters werden die Winkel, die horizontalen Längen und der Höhenunterschied selbständig erfaßt und abgespeichert. In Verbindung mit dem Vermessungskreis ist dieses Instrument das Universalgerät einer Markschelderei für untertägige Hauptzugmessungen. Diese Instrumente wurden im Mansfelder Kupferschieferbergbau in den letzten zehn Jahren bis zur Stilllegung angewendet.

Neben der Winkelmessung gehört zur eindeutigen Festlegung der Meßpunkte die Längenmessung. Die älteste Maßeinheit im Bergbau ist das Lachter. *Voigtel* klagte 1686, daß dieses Lachter in Eisleben (2,014 m) eine andere Länge hatte als das Lachter in Sachsen (1,982 m) oder im Oberharz (1,920 m). Im Mansfelder Bergbau war ab 1815 das preußische Lachter (2,092 m) in Anwendung.

Seit dem 1. Januar 1872 wurde als einheitliches Längenmaß das Meter eingeführt. Doch finden wir heute noch Rechnungsgrößen im Bergbau, die auf das Lachter zurückgehen. So beträgt der senkrechte Abstand zweier Tiefbausohlenstrecken in der Mansfelder Mulde 30 Lachter (62,772 m). *Voigtels* Längenmeßgeräte bestanden aus einer bastenen Schnur von sechs Lachter und einem Maßstab von einem halben Lachter. In der 2. Hälfte des 19. Jahrhunderts wurden die Strecken im Kupferschieferbergbau noch mit Hilfe eines 2 m Maßstabes von ausgetrocknetem Tannenholz längs einer ausgespannten Schnur gemessen. Für die Längenmessungen an der Tagesoberfläche wurden 20 m lange Eisenketten eingesetzt.

Seit Anfang des 20. Jahrhunderts bis in die 1980er Jahre wurden die Längen für markscheiderische Hauptzüge in den Sohlen und Flächen mit Stahlmeßbändern von 20 m bis 50 m Länge in Verbindung mit der Winkelmessung durch den Theodoliten (Polygonzug) gemessen. Seit 1980 wurden von der Markscheiderei für die Hauptpolygonzüge elektro-optische Längenmeßgeräte bzw. elektronische Theodolite eingesetzt, während im Abbaubereich bis zur Stilllegung Meßbänder in Anwendung standen.

## 4.2. Meßverfahren

Solange sich der Abbau des Kupferschiefers über den oder im Bereich der Stollen bewegte, reichten die Kompaßzüge aus, bei denen die Messung mit dem Kompaß, dem Gradbogen, der Meßschnur oder -kette erfolgte. Als der Bergbau aber nach 1860 die eigentlichen Tiefbauschächte anlegte, die etwa 4 km voneinander entfernt liegen und miteinander durchschlägig werden sollten, reichte die Genauigkeit dieser Messungen nicht mehr aus. Daher setzte sich das Polygonzugverfahren mit dem Theodoliten und Meßband zur Aufnahme der Grubenbaue durch.

Dabei wurden bei den Messungen hohe Genauigkeiten erzielt. In einem Bericht von 1925 wird ein Durchschlagsergebnis von 10 cm Querabweichung und 6 cm Höhenunterschied nach einer Auf-fahrungslänge von 5,7 km in der 9. Sohle des Vitzthum-Schachtes angeführt.

Aber bereits in der Abbauphase, während der großen Stollenauffahrungen im 18. Jahrhundert bis etwa 1879, dem Jahr, in dem der 31,7 km lange Schlüsselstollen mit dem Gefälle von 0,24 ‰ (Höhenunterschied 7,6 m) nach 70jähriger Auffahrung zwischen Klostermansfeld und Leimbach zum Durchschlag kam, wurden große markscheiderische Leistungen bei der Vielzahl von Durchschlägen im Kupferbergbau vollbracht. Allein beim Schlüsselstollen liegen 21 Knickpunkte im Gefälle (bei Gefälleschwankungen zwischen 0,01 ‰ und 1,95 ‰) vor, aus denen man auf die Anzahl der Durchschläge schließen kann.

Von der Auffahrung des Froschmühlenstollens (13,6 km Länge), der 1698 angehauen und für den 81 Lichtlöcher geteuft wurden, sind im Rißarchiv zehn Durchschlagrisse vorhanden. Aus diesen Unterlagen und dem rißlichen Verlauf des Stollen ist zu entnehmen, daß über 30 Durchschläge erfolgten und dabei nur geringe Abweichungen auftraten.

Bei den großen Auffahrungen nach 1945 im Bereich des Sangerhäuser Reviers ist besonders der Durchschlag zwischen dem Röhrig-Schacht bei Wettelrode und dem Schacht in Sangerhausen (Entfernung unter Tage 6,2 km) hervorzuheben, bei dem Abweichungen in der Richtung von 41 cm und in der Höhe von 17 cm auftraten. Bei dem Durchschlag zwischen den Schachtanlagen Sangerhausen und Niederröblingen (Entfernung 7,9 km) wurden Differenzen von 30 cm in der Richtung und 15 cm in der Höhe festgestellt.

Ein besonderes Beispiel für die Genauigkeit der markscheiderischen Arbeiten zeigte der gute Durchschlag der Schluckbohrung in 714 m Teufe in eine 4,5 km vom Schacht entfernte Abbaustrecke mit 3,5 m Breite

für die Flutung der Schachanlage Niederröblingen. Zum Zeitpunkt der Entscheidung für das Flutungsprogramm waren die Schachtröhren bereits verfüllt und man mußte sich auf das bergmännische Rißwerk verlassen. Unter Berücksichtigung dieser Unterlagen und der übertägigen Anschlußmessung für den Bohransatzpunkt wurde ein Maximalfehler von  $M_y = \pm 0,90$  m und  $M = \pm 0,78$  m errechnet. Zur Kontrolle für den vertikalen Verlauf der Bohrung wurde das Zielbohrsystem ZBE 5000 der DMT DeutscheMontanTechnologie, Gesellschaft für Forschung und Prüfung mbH, Essen, eingesetzt.

Bei Nachtragsmessungen im Abbaubereich wurde von dem Steiger bis in die 1970er Jahre oft noch der Kompaß mit der Meßkette aus Phosphorbronzedraht benutzt, wenn der Eisenausbau im Streb es ermöglichte. Für Nachtragsmessungen durch die Markscheiderei wurde in den letzten 45 Jahren der Hängetheodolit eingesetzt.

Für die Höhenmessungen wurde bis Anfang des 19. Jahrhunderts vorwiegend der Gradbogen angewandt. Das Nivellieren mittels Fernrohrinstrument mit Libelle wurde im Mansfelder Kupferbergbau nachweisbar seit 1850 eingeführt. Denn in einem Schreiben vom 23. Juli 1889 gibt *Liebenam* folgenden Hinweis: „Das Nivellieren in flachen Strecken habe ich in fast 32jähriger Praxis ausschließlich mit hydrostatischen Instrumenten ausgeführt“.

Die bekannten Wassereinbrüche in den 90er Jahren des 19. Jahrhunderts in die Mansfelder Grubenbaue aus dem Bereich des ehemaligen Salzigen Sees veranlaßten das Oberbergamt Halle, die Senkungsvorgänge der Tagesoberfläche mittels Feinnivellements überwachen zu lassen, um die Auswirkungen beurteilen zu können. Das führte zur Anlage eines ausgedehnten Höhenpunktnetzes innerhalb der Stadt Eisleben und zur Ausführung von jährlichen Senkungsnivellements, die seit Anfang des 20. Jahrhunderts an das Höhennetz der Landesaufnahme angeschlossen wurden.

Diese Senkungsmessungen werden in den Schwerpunktgebieten in Eisleben, Rollsdorf und der Mansfelder Seengebiete einschließlich Helfta und Erdeborn weiterhin durchgeführt, wobei in den letzten Jahren automatische Nivelliere eingesetzt werden.

Die Messung der Schachtteufen erfolgte in der 2. Hälfte des 19. Jahrhunderts durch Aufholen eines Lotdrahtes, der an der Ackersohle horizontal ausgespannt und mittels eines Zweimeterstabes gemessen wurde. Statt des Lotdrahtes wurde gelegentlich am Förderseil entlang gemessen. Die Schachtteufenmessungen wurden seit den 1930er Jahren mit Stahlmeßbändern von 500 m bis 1.000 m Länge gemessen. In den letzten 10 Jahren des Kupferschieferbergbaues wurde die Schachtteufe elektrooptisch ermittelt.

### 4.3. Die Grubenrisse

Das Mansfelder Rißarchiv enthält keine rißlichen Aufzeichnungen aus den ersten Betriebsperioden des Kupferschieferbergbaues. Daher ist anzunehmen, daß die Methode der natürlichen Zulage, die ausführlich von *Agricola* beschrieben wurde, auch in Mansfeld üblich war. Danach ging der Markscheider, nachdem er seine Messungen in der Grube beendet hatte, zu seinem Ausgangspunkt zurück (Stollenmundloch oder Schachtleitbaum), um von dort seine Grubenmessungen über Tage im natürlichen Maßstab 1:1 abzusetzen und aufgemessene Punkte zu verpflocken.

Es wurde dabei eine für damalige Verhältnisse ausreichende Genauigkeit erreicht, da unter und über Tage die gleichen Längen- und Winkelmeßgeräte zum Einsatz kamen. Große Schwierigkeiten traten auf, wenn an der Tagesoberfläche Hindernisse vorhanden waren. Diese Art der Zulage wurde bis Ende des 17. Jahrhunderts angewendet. Erst nach der Erfindung des Zulegegerätes durch *Voigtel* konnte eine exakte rißliche Zulage der Kompaßmessungen vorgenommen werden.

Da um die Mitte des 16. Jahrhunderts auch der Transversalmaßstab erfunden wurde, ist anzunehmen, daß, wie in den anderen damals bekannten Bergbaurevieren im Erzgebirge, auch im Mansfelder Raum in dieser Zeit die ersten zeichnerischen Darstellungen entstanden sind. Diese Karten sind vermutlich während des Dreißigjährigen Krieges vernichtet worden.

Bei den ersten kartenähnlichen Darstellungen, die vor allem aus dem Erzgebirge erhalten sind, handelt es sich um bildliche Darstellungen im Grundriß von kleinen Teilen der Erdoberfläche, unter welcher der Bergbau umging. Die einzelnen Gegenstände (Kauen, Halden, Bingen, Straßen, Gewässer usw.) wurden in etwa perspektivisch und nach Augenmaß dargestellt. Gemessene Punkte dürften selten exakt eingetragen worden sein.

In der ersten Hälfte des 17. Jahrhunderts wurde langsam dazu übergegangen, die Grubenbaue auch in einem verjüngten Maßstab auf Papier aufzutragen. Es entstanden Risse, wobei zunächst nicht die gesamten Grubenbaue dargestellt wurden, sondern jeder Riß einem besonderen Zweck diente und nur die hierzu nötige Messung und Situation wiedergab. Als Beispiel für diese Periode sind die Durchschlagrisse für die Auffahrungen im Froschmühlenstollen erhalten. Diese Risse waren lediglich richtungsmäßig durch Bezeichnung der magnetischen Nordrichtung orientiert.

Die Lage der auf verschiedenen Rissen dargestellten Grubenbaue zueinander läßt sich daraus nicht ersehen, auch wenn es sich um Baue derselben Grube handelt. Nur der im Titel angegebene Name der Grube gibt einen Hinweis, an welcher Stelle sich die dargestellten Grubenbaue befinden können. Signaturen waren wenig gebräuchlich. Man drückte vieles durch mehr oder weniger lange Sätze aus, die man an die betreffende Stelle des Risses schrieb, so daß manchmal die rißliche Darstellung gegenüber der Beschriftung weit in den Hintergrund tritt.

Die ältesten Risse des Mansfelder Rißarchivs stammen aus der 2. Hälfte des 17. Jahrhunderts. Nach dem Inventarverzeichnis sind 1671 zwei Mutungs- oder Verleihungrisse angefertigt worden, auf denen auch der Verlauf der Kaiserlichen Berggrenze dargestellt ist. *Nikolaus Voigtel* hat im Jahr 1698 einen „Abriß der Berggebäude über Tage des Eislebischen und Mansfeldschen Bergwerks samt zugehörigen Stollen“ angefertigt. Einen Ausschnitt von diesem Riß zeigt Anlage 9.

Der Riß zeigt in grundrißlicher Darstellung den Verlauf des Reißdorfer- und Faulenser Stollens. Er ist mit Transversalmaßstab und Anfertigungsdatum versehen. Auch enthält der Riß geologische Angaben, aus denen die Ablagerungen des Gebirges ersichtlich sind. In seinem Fachbuch „Geometria subterranea“ aus dem Jahr 1713 behandelt *Voigtel* die grund- und seigerrißliche Darstellung der Grubenbaue und empfiehlt, beide Arten auf einem Riß zu vereinigen.

Seit Mitte des 18. Jahrhunderts wurden viele Rollrisse angefertigt, auf denen oft schon alle Grubenbaue dargestellt waren. In der Mitte des 19. Jahrhunderts erwarb sich der bekannte Markscheider *Christoph Brathuhn* für das Markscheidewesen im Mansfeldschen Kupferschieferbergbau besondere Verdienste. In langwieriger Arbeit wurden von ihm u. a. die vorhandenen kleineren Grubenrisse, die von den einzelnen Bergrevieren in unterschiedlichen Maßstäben und Größen sowie in Maßeinheiten vorlagen, in die Generalkarte von den gesamten Mansfeld'schen Kupferschieferrevieren 1857 zusammengefaßt und in gedruckter Form übergeben.

1861 wurde die Generalkarte von den gesamten Sangerhäuser, Leinunger und Morunger Kupferschieferrevieren herausgegeben. *Brathuhn* unterrichtete gleichzeitig an der Bergschule in Eisleben von 1842 bis 1861 in den Fächern „Markscheiden“ und „Zeichnen“. Von seiner markscheiderischen Tätigkeit zwischen 1822 bis 1861 im Kupferschieferbergbau sind 116 Risse und Karten im Mansfelder Rißarchiv erhalten.

1876 beschreibt *Liebenam* die Anfertigung der Rollrisse und erwähnt aber auch die Anfertigung der Plattenrisse mit einem Koordinatennetz. Von ihm sind 195 Karten und Risse im Archiv vorhanden. Die große Bedeutung eines zuverlässigen Rißmaterials für die Sicherheit der Grubenbetriebe und den Schutz der Tagesoberfläche veranlaßte die Landesbehörden zu einer gesetzlichen Regelung, die im Allgemeinen Berggesetz von 1865 erfolgte. Danach mußte der Bergwerkseigentümer ein vollständiges Grubenbild in zwei Exemplaren auf seine Kosten durch einen konzessionierten Markscheider anfertigen lassen.

Um für den Mansfelder Bergbau ein einheitliches Grubenbild anfertigen zu können, schuf Markscheider *Endres* 1888 ein rechtwinkeliges Koordinatensystem mit dem Nullpunkt Kochhütte und dehnte dies durch eine Dreiecksvermessung über die Mansfelder Bergbaureviere aus. An dieses Koordinatensystem schloß er die Grubenmessung an und legte ein einheitliches Grubenbild für den Mansfelder Bergbau vor. Viele Jahrzehnte war dies das grundlegende Kartenwerk für die Mansfelder Bergwerke. Einen Ausschnitt aus dem Zulegeriße vom Hirschwinkler Revier im Maßstab 1:1000 ist aus Anlage 10 ersichtlich.

Die Höhenangaben in diesem Rißwerk wurden auf die obere Türschwelle des Chausseehauses in Klostermansfeld als den höchsten Punkt des Mansfelder Bergbaureviers bezogen.

Erst 1914 wurde von dem zuständigen Oberbergamt in Halle der Anschluß der Grubenbaue an das Landesnetz mit den NN-Höhen gefordert. Die Forderung wurde darauf beschränkt, in den Rissen der Grubenbaue von der 8. Tiefbausohle abwärts an ein Koordinatensystem der Landesaufnahme anzuschließen.

Für den Mansfelder Bergbau war dieses das rechtwinklig sphäroidische System nach Soldner mit dem Koordinatennullpunkt Burkersroda. Infolge des Ersten Weltkriegers konnte der Anschluß der Grubenmessungen erst 1920 durchgeführt und auf deren Grundlage das Grubenbild angefertigt werden.

Mitte der 1930er Jahre wurde vom deutschen Normenausschuß (DIN) für das markscheiderische Rißwerk die Einführung des Koordinatensystems nach *Gauß-Krüger* gefordert, wobei für vorhandene Rißwerke langjährige Übergangsbestimmungen galten. Für das umfangreiche Rißwerk von der Mansfelder Mulde mit einem Grubenbild von 612 Blättern stimmte das Bergamt bis zur Schließung des Bergbaues 1969 einer

Ausnahmeregelung zu, da die Umstellung auf das neue Gauß-Krügersche Meridianstreifensystem eine Neuanfertigung des Grubenbildes bedeutet hätte. Dieses Koordinatensystem stellte jedoch die Grundlage für das Reißwerk des nach 1945 umgegangenen Bergbaus im Sangerhäuser Revier dar. Für dieses Revier wurden 464 Reißplatten angefertigt. Die Anlagen 11 und 12 zeigen Ausschnitte von einem Zulegeriß 1:1000 und einen Übersichtsriß 1:5000.

Da der Abbau in der Mansfelder Mulde in den beiden Reißwerken nach dem System Kochhütte bzw. Soldner dargestellt ist und sich diese beiden Systeme im Bereich zwischen der 5. und 8. Sohle zum Teil überschneiden, wurde vom Markscheider in der Zeit von 1964 bis 1969 ein neuer zusammenfassender Übersichtsriß im Maßstab 1:10 000 in dem neuen auch für die geodätischen Karten üblichen Koordinatensystem angefertigt, um eine ausreichende Grundlage für die Bewertung von Bergschäden und die territoriale Planung zu haben. Dieser Übersichtsriß bildete die Grundlage für die Verwahrung der Grubenbaue in der Mansfelder Mulde.

## 5. Bergbauhalden

Der Kupferschieferbergbau ist erloschen, seine Schächte verfüllt, seine Grubenbaue geflutet; hochragende Fördergerüste und übertägige Produktionsanlagen sind in der Regel verschwunden.

Geblichen sind Halden in Jahrhunderten ausgeförderten tauben Gesteins.

Diese Bergehalden verändern die natürliche Reliefform im unterschiedlichen Maße zur Kulturlandschaft. Sie stellen geringsten gesellschaftlichen Aufwand erfordernde Kulturdenkmale dar, geben dem Interessierten Auskunft über die Entwicklung des Kupferschieferbergbaus. Von diesem und als ungestörtes Rückzugsgebiet wildlebender Pflanzen und Tiere, von Naturfreunden gleichermaßen geschätzt, wurden und werden die Halden in ihrem Bestand, aber auch von wirtschaftlichen Interessen der Land- oder Bauwirtschaft bedroht.

Den augenfälligsten Eindruck machen die in Form und Größe an ägyptische Pyramiden erinnernden Kegelhalden der Betriebsperiode der Großschachtanlagen.

Nähert man sich Sangerhausen auf der B 80 von Nordhausen oder auf der B 86 vom Harz, ragen sie auf 11 ha bis 16 ha Grundfläche bei Sangerhausen, Nienstedt und Niederröblingen 100 m bis 144 m über das Gelände. Diese 5 bis 8,5 Millionen m<sup>3</sup> umfassenden Halden bestehen zu 90 % aus Dachbergen, Fäule und Zechsteinkalk, zu 7 % aus Anhydrit, zu 2 % aus Sand- und Tonsteinen sowie Konglomeraten des Rotliegenden und zu 1 % aus Salzen.



**Abbildung 129:** Kegelhalden (Thomas-Münzer-Schacht)

Eine etwas andere Form weisen die Pyramiden des Mansfelder Landes bei Volkstedt, Hübitz und Augsdorf auf, die bei Annäherung auf der B 180 von Aschersleben oder Querfurt, der B 242 von Harzgerode oder Halle oder der B 86 von Sangerhausen her nicht zu übersehen sind. Sie wurden seit 1941/1952 auf bestehenden, 30 m bis 50 m hohen Flachhalden 104 m bis 153 m mittels „Höhenförderern“ durch automatisch kippende Gondeln am umlaufenden Seil über Gelände aufgehaldet.



Zusammen mit den überschütteten Flachhalden enthalten sie 5,8 bis 9,9 Millionen m<sup>3</sup> Bergematerial auf 23 ha bis 30 ha Grundfläche. Sie enthalten neben Dachbergen, Fäule und Zechsteinkalk weniger als 5 % Anhydrit, Sand- und Tonsteine sowie Konglomerate des Rotliegenden und 0,2 % bis 0,3 % Salzgestein. An den nicht überschütteten Teilen der Flachhalden sind die „Ausschläge“ (nicht schmelzwürdige Kupferschieferlagen) der bis 1960 betriebenen Stallkläubung angeschüttet. Diese machen 1 % bis 4,5 % des Gesamtvolumens aus.

In den Kegelhalden, den diese unterlagernden Flachhalden bzw. Nebenhalden der Aufschlußperiode sind auf 124 ha (davon Sangerhausen 46 ha) insgesamt 45,4 Millionen m<sup>3</sup> (davon Sangerhausen 21 Millionen m<sup>3</sup>) aufgehaldet.

Den Mansfelder Kegelhalden sind bzw. waren in einem Halbkreis von Helfta bis Welfesholz die großen Flachhalden der Tiefbauanlagen des 19./20. Jahrhunderts westlich vorgelagert.

Im Sangerhäuser Revier ist dieser Haldentyp wegen der 1885 erfolgten Einstellung des Bergbaus nur durch den Röhrig-Schacht vertreten.

Ihre Haldensturzhöhe wurde durch die Höhe der „Hängebank“ im Fördergerüst über der Rasensohle des Schachtes bestimmt. Von hier aus gelangten die Bergewagen zum Kopfwipper des Haldensturzes. Spätere Anlagen (Zirkel- und Hohenthal-Schacht) stürzten auf die erste Flachhalde mit Hilfe von aufgeschütteten schiefen Ebenen mit maschineller Seilbahnförderung eine zweite Flachhalde über Hängebankniveau.

Am ungestörten Oberflächenrelief der Halden, das sich bis zur Böschungsförmigkeit fortsetzt, ist die Haldensturztechnologie zu erkennen. Die Ausschläge der Stallkläubung sind den Böschungen der Bergehalden meist angeschüttet, durch ihre dunklere Farbe gut zu erkennen. Z. T. wurden die Ausschläge auch auf die Bergehalden aufgeschüttet. Sie machen durchschnittlich 11,5 % des Gesamtvolumens der Flachhalden aus. Das übrige Haldenmaterial besteht zu über 95 % aus Dachbergen, Fäule und Zechsteinkalk neben Anhydrit und Gesteinen des Rotliegenden.



**Abbildung 130:** Haldenmaterial; Freiesleben-Schacht (Anhydrit, Zechsteinkalk, Fäule, Schwarze Berge und Rotliegendesandstein)

Auf 8,4 ha bis 19,6 ha Grundfläche erheben sich die Flachhalden der Tiefbauanlagen mit 1,9 bis 3,9 Millionen m<sup>3</sup> Rauminhalt 25 m bis 58 m über Gelände.

Von ähnlicher Form und Zusammensetzung sind die Halden der zu Förderschächten ausgebauten Lichtlöcher der Froschmühlen-, Zabenstedter-, Schlüssel- und Gonnaer-Stollen.

Auf 1 ha bis 10,6 ha Grundfläche erheben sie sich mit 0,05 bis 1,9 Millionen m<sup>3</sup> Inhalt 10 m bis 44 m hoch.



**Abbildung 131:** Flachhalden 19./20. Jahrhundert und Kleinhalden  
16. Jahrhundert (Horizont rechts)

Insgesamt werden von den Flachhalden der elf Tiefbauanlagen und zehn Lichtlochschächte 201 ha (davon Sangerhausen 4,8 ha) mit 32 Millionen m<sup>3</sup> (davon Sangerhausen 0,24 Millionen m<sup>3</sup>) Haldenmaterial bedeckt.

Der natürliche Böschungswinkel der Halden, wie auch der Kegelhalden, liegt bei 37°.

Aufgrund des überwiegenden Anteils schwerverwitternder Gesteine ist bei den Flach- und Kegelhalden die beginnende Verwitterung auf deren Oberfläche beschränkt. Das im Haldeninneren vorhandene Hohlraumvolumen von ca. 50 % verhindert das Halten von Niederschlägen im Haldeninneren. So fehlt, bis auf gezielt veränderte Bedingungen, höhere Vegetation auf diesen Halden. Im Inneren der nördlichen Haldenfüße findet sich noch im Sommer Eis.

Von den auf Halden der Mansfelder Mulde lagernden Bergen und Ausschlügen wurden in den 1950er Jahren 8.882 kt Ausschlüge und 44.610 kt Berge bemustert und auf Kupfer, Blei und Zink analysiert.

Dabei wurden folgende Ergebnisse erzielt (Durchschnittswerte Einzelhalden und insgesamt bemusterte Halden):

	kg Cu/t	kg Pb/t	kg Zn/t
Ausschlüge	1,3 - 6,3; $\bar{A}$ 3,57	2,7 - 8,6; $\bar{A}$ 5,4	4,8 - 23; $\bar{A}$ 11,6
Berge	1,7 - 3,5; $\bar{A}$ 2,3	0,9 - 6,1; $\bar{A}$ 3,25	1,6 - 10,6; $\bar{A}$ 6

Daraus wurden folgende Metallinhalte in den bemusterten Halden berechnet:

	<b>Kupfer (kt)</b>	<b>Blei (kt)</b>	<b>Zink (kt)</b>
Ausschläge	32,7	44,6	95,3
Berge	102,8	121,7	224,0
insgesamt	134,5	166,3	319,3

Eine Nachbemusterung der vier reichsten Ausschlägehalden 1981 (4.200 kt Ausschläge mit durchschnittlich 0,41 % Cu) ergab 18,6 g Silber je t Ausschläge oder 79,4 t Silber.

Eine mehrmals untersuchte Gewinnung dieser Metallmengen führte zu folgenden Ergebnissen: Bei Aufbereitung durch Flotation waren wegen der feinen Verwachsung (in den Bergen 5 µm bis 10 µm, selten 20 µm Sulfidkorngröße) und dem hohen Oxidationsgrad der Sulfide (in den Ausschlägen rd. 50 %) bei 11 % Masse- und 40 % bis 60 % Wertstoffausbringen nur Konzentrate von 1 % bis 3,4 % Kupfer, 0,4 % bis 3,5 % Blei und 1 % bis 6,3 % Zink zu erwarten.

Eine chlorierende Röstung ließ zwar ein 90 %- bis 98 %iges Ausbringen der Buntmetalle in einem Chloridkondensat mit 10 % Cu, 19 % Pb, 28 % Zn und 500 Ag/t erwarten, erforderte jedoch einen hohen Entwicklungs- und Apparatenaufwand.

Beide Verfahrenswege schieden aus wirtschaftlichen Gründen aus.

Eine schwefelsaure bakterielle Laugung scheiterte am hohen Carbonatgehalt der Ausschläge (20 % bis 30 %) und Haldenberge (45 % bis >60 %).

In den Jahren 1958/1960 wurde Haldenmaterial von ausgewählten Halden direkt auf den Rohhütten eingesetzt: Im I./II. Quartal 1959 15,7 kt Haldenfäule mit 0,36 % Kupfer (das waren 2,1 % des Minernmöllers) und im III./IV. Quartal 1960 16,7 kt Ausschläge mit 0,53 % Kupfer (2 % des Minernmöllers).

Am Nordrand der Halle/Hettstedter-Gebirgsbrücke, zwischen Golbitz und Quenstedt, rings um die Mansfelder Mulde, zwischen Friedeburger-Hütte und Bischofrode und am Südharrand zwischen Neustadt und Pölsfeld markieren kleinere bis kleinste Halden den mehr oder weniger intensiven Kupferschieferbergbau von seinen Anfängen bis zur Periode der Stollen- und Kunstbaue.

Dabei fallen vor allem die perlschnurartig angeordneten Halden der Stollenlichtlöcher ins Auge.

In unmittelbarer Nähe des Ausgehenden haben sich teilweise eng beieinanderliegende Kleinsthalden des Duckelbaues erhalten. Ihnen folgen etwas größere Halden von mit Hilfe von Kunstbauten oder Stollen betriebenen Schächten.

Im Sangerhäuser Revier wurden auf einer Längsausdehnung von ca. 10 km zwischen Morungen und der Kloppgasse (B 86) 185 Kleinhalden, 46 Lichtlochhalden und 72 Halden namentlich bekannter Schächte gezählt.

In der Mansfelder Mulde sind 48 Halden mit weniger als 0,5 ha Grundfläche offiziell erfaßt. Sie gehören vorwiegend zu Lichtlöchern der Schlüssel-, Zabenstedter-, Froschmühlen- und Erdebörner-Stollen sowie größeren Kunstbauten.

Über die in größerer Anzahl vorhandenen Halden älterer Stollen und des Duckelbaues besteht keine Übersicht.

Da bei Handhaspelförderung die Halden rings um den Schacht geschüttet und die Schachtzimmerung und Haspel mit der Halde aufgesattelt wurden, weisen oftmals Vertiefungen in deren Oberfläche auf die Lage des Schachtes hin.

Der größere Anteil der Gesteine vom Schachtabteufen - Lockergebirge, leichter verwitternder Buntsandstein und Rückstandsgebirge -, geringe Höhe und fortgeschrittene Verwitterung begünstigten die Vegetation auf den Kleinhalden.

Oftmals sind Kleinsthalden in vergangenen Jahrhunderten in Rigolen unter die Pflugsohle versenkt worden. Die Drainagewirkung ihres Abbaus und ihrer verfüllten Schächte verursachen helle Stellen in der Saat und markierte deren ehemalige Lage.

## 6. Zwischen Schacht und Hütte: Kläbung, Aufbereitung und Transport

Seit dem Mittelalter wurden Kupferschieferanteile und Nebengestein mit nichtschmelzwürdigen Kupfergehalten vom Rohhüttenmöller ferngehalten. Sofern dies nicht bereits bei der Gewinnung unter Tage möglich war, geschah dies über Tage durch Scheiden und Auskläuben. Dazu wurde die unterschiedliche Farbe und Schichtung der einzelnen Flözlagen genutzt, weil die intensive und feinstverteilte Kupfersulfidvererzung dem bloßen Auge verborgen bleibt.



**Abbildung 132:** Kläuberställe, Sturzbunker und Scheidehaus mit Schurre für Ausschläge (1959)



**Abbildung 133:** Kläuberställe, Abfuhr der Ausschläge  
(Fortschritt-Schacht, 1959)



**Abbildung 134:** Schieferkanal, Abziehen der gekläubten Stücke aus den Verladebunkern in Sattelbo-denkipper der Werksbahn  
(Fortschritt-Schacht)

Im Jahre 1956 wurden bei 50,- M/t Durchsatz Rohhütten- und 3,- M/t Durchsatz Kläubekosten ca. 7 % der Schieferförderung ausgekläubt. Das entsprach ca. 0,5 M/t Schieferförderung eingesparte Schmelzkosten. Als im Jahre 1959 wegen Einbeziehung Schwarzer Berge mit weniger als 6 kg Cu/t in die Hüttenlieferung und der Reduzierung des Abbaus in der Lagengültigkeit 1 bis 3 nur noch 4 % der Schieferförderung

ausgekläubt wurden, verursachte die Kläubung Mehrkosten von 1,- M/t Schieferförderung. Die auf den Schächten der Mansfelder Mulde durchgeführte Stallkläubung wurde deshalb 1960 eingestellt. Die 300 bis 400 Kläuberinnen und Kläuber wurden auf andere Arbeitsplätze im Kombinat umgesetzt.

An den mit Werksbahngleisen (750 mm-Spur) versehenen „Schieferkanälen“ waren beidseitig reihenweise nebeneinander Kläbeställe mit 10 t fassendem Sturzbunker und 7 t fassendem Verladebunker angeordnet. Sie wurden zu Durchgangsbunkern umgebaut.

Die Bunkerkapazität je Schacht betrug bei 100 bis 150 Kläbeställen je Anlage 700 t bis 1.050 t gekläubte und 1.000 t bis 1.500 t ungekläubte Minern, zusammen ein bis zwei Tagesproduktionen.

Die auf den neuen Schachtanlagen im Sangerhäuser Revier projektierten und baulich z. T. schon realisierten Bandkläbeanlagen kamen nicht mehr zur Ausführung. Lediglich die Verladebunker über den Normalspurgleisen der Reichsbahnanschlüsse des Thomas-Münzer-Schachtes (4.350 t Fassungsvermögen) und des Bernard-Koenen-Schachtes I (7.200 t Fassungsvermögen, später durch eine Schrapperhalde zur Auslagerung und Rückverladung von max. 3.000 t bis 4.000 t ergänzt) wurden wie projektiert betrieben.



**Abbildung 135:** Erzverteilung, Erzverladebunker und Schrapperhalde zur Bevorratung Wochenendabfuhr (Bernard-Koenen-Schacht)

Die Kläubung des Erzes erfolgte nur noch stichprobenweise auf Kläubebändern zur Überwachung der Nebengesteinanteile im Erz und diente damit als Faktor bei der Entlohnung der Brigaden.



**Abbildung 136:** Kommissionskläubeband (Vitzthum-Schacht, Aug. 1949)

Bis zur Inbetriebnahme des Reichsbahnanschlusses der August-Bebel-Hütte (1961) mußten die Minern aus dem Sangerhäuser Revier über den Umladebunker auf der Karl-Liebknecht-Hütte in 20 t-Werksbahnwaggons der 750 mm-Spur umgeschlagen werden. Mit Inbetriebnahme des Waggonkipper im Reichsbahnanschluß der August-Bebel-Hütte kamen 50 t Stirnwandkipper für den Reichsbahntransport Niederröblingen/Sangerhausen nach Helbra zum Einsatz.

Ursprünglich (1942/1945) war ein Seilbahntransport über ca. 15 km zwischen dem Sangerhäuser Schacht und der Helbraer Hütte projektiert, da die Reichsbahn sich weigerte, die zusätzliche Erzfracht auf der „Kanonenbahn“ Posen-Frankfurt/O.-Berlin-Magdeburg-Kassel-Köln zu transportieren. Ein Standpunkt, von welchem sie - im irrigen Vertrauen auf die in Potsdam erklärte „Behandlung Deutschlands als wirtschaftliches Ganzes“ - auch nach Kriegsende nicht abrückte.

Die teilweise bereits gelieferten Seilbahnstützen sowie die Antriebs- und Winkelstationen Riestedt und Annarode wurden gebaut.

Die zwischenzeitlich unübersehbare Eingliederung der deutschen Teilstaaten in die sich feindlich gegenüberstehenden Machtblöcke ihrer Besatzungsmächte ermöglichte dann 1951 den Reichsbahntransport.

Auf den Stützmasten der Seilbahn wurde die 10 kV-Leitung zwischen den betrieblichen Kraftwerken und dem Thomas-Münzer-Schacht verlegt.

Die Transportkosten betragen (1965) 4,01 M/t vom Bernard-Koenen-Schacht (27,75 Streckenkilometer) und 3,51 M/t vom Thomas-Münzer-Schacht (18,25 Streckenkilometer) nach Helbra.

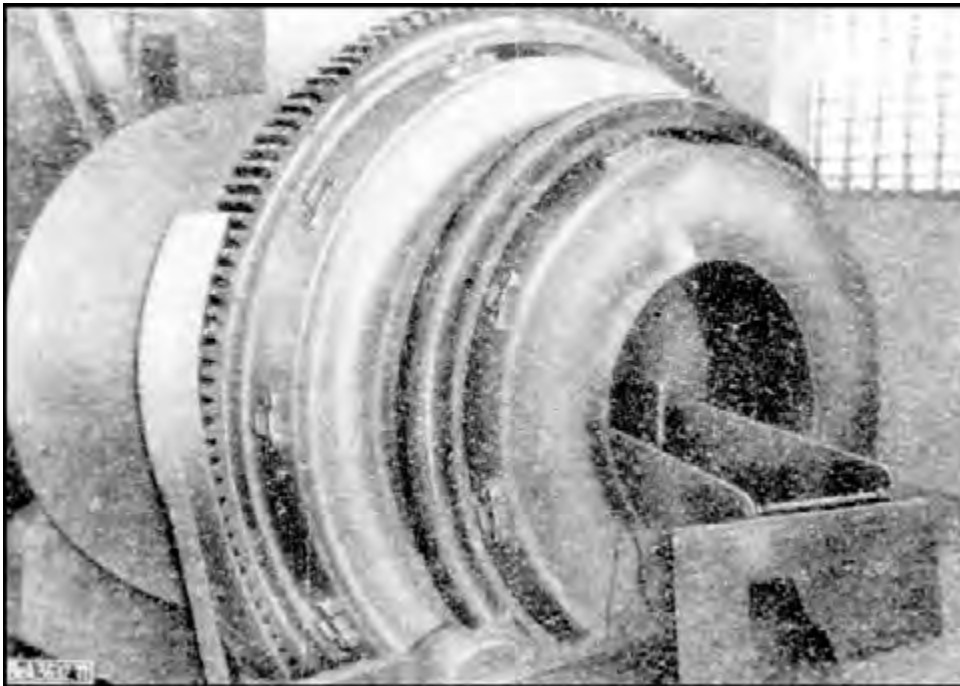
Betrag 1958/1960 bei Flächenanteilen der Geradstrebe von 1 % bis 2 % die in der Schiefernförderung tatsächlich enthaltene „Verdünnung“ durch nichtschmelzwürdige Erzanteile mit ca. 2,5 kg Cu/t zwischen 5 % und 10 %, so mußten in den 1960er Jahren an der Förderung aus Geradstreben 20 % bis über 30 % Verdünnung festgestellt werden.

Dieses Problem gedachte man durch Aufbereitung des Fördererzes zu lösen.

Als Alternative zur arbeitskräufteaufwendigen Stallkläubung und wegen Absinkens des Kupfergehaltes der Erzförderung auf 1,29 % (1953) begannen 1950/1951 Forschungs- und Entwicklungsarbeiten für ein geeignetes Aufbereitungsverfahren durch Forschung-Projektierung-Erzbergbau Leipzig.



Dieses sah nach Absiebung bei 5 mm Siebschnitt eine Schwertrübescheidung des Siebüberlaufes (ca. 70 %) bei  $\sim 2,55 \text{ g/cm}^3$  in ein bitumenreicheres Leichtgut (20 % bis 30 % mit 36 % bis 55 % des Kupferinhaltes) und ein bitumenärmeres Sinkgut (ca. 38 % bis 50 % mit 7 % bis 20 % des Kupferinhaltes) vor. Das wegen seines hohen Gehaltes (ca. 7,5 %) an flotationsfreudigem Bitumen mit vertretbarem Wertstoffausbringen flotativ ungenügend anzureichernde Leichtgut mit  $\sim 2 \%$  Cu sollte direkt verhüttet werden. Für das Sinkgut mit  $\approx 2 \%$  Bitumen und das Feinkorn  $< 5 \text{ mm}$  wurde eine gemeinsame Flotation vorgesehen. Bei Aufgabegehalten um 1 % Cu wurde mit Kupfergehalten im Konzentrat von 5 % bis 6 % bei ca. 15 % Masse- und über 80 % Kupferausbringen gerechnet. Zusammen mit dem Leichtgut ergaben sich ca. 90 % Kupfer bei 35 % bis 48 % Masseausbringen. Infolge der geringeren Schlackenmenge war, bezogen auf den Kupferinhalt im Fördererz, mit dem gleichen Kupferausbringen im Rohstein wie bei direkter Verhüttung von  $\approx 85 \%$  zu rechnen. Die Mitte der 1950er Jahre auf dem Walter-Schneider-Schacht gebaute Großversuchsanlage zur Schwimm-Sink-Aufbereitung des Kupferschiefers setzte im April 1961 ca. 3.200 t Schiefen mit schmelzwürdiger Vererzung in den Lagen 1 bis 3 durch. Da keine Möglichkeit zur Flotation bestand, ging das Sinkgut mit 0,2 % bis 0,25 % Cu auf Halde und das Feinkorn zusammen mit dem Leichtgut zur Hütte. Insgesamt wurden im April 1961 1.598 t Feinkorn und Leichtgut mit 1,55 % Cu zur Hütte geliefert. Zur Anlieferung gelangten vorwiegend Geradstreberze, aus denen fast 50 % Sinkgut abgeschieden werden konnte. Die Schwertrübe im Trommelscheider enthielt ca. 25 Vol.% Ferrosilizium (70 %  $< 0,06 \text{ mm}$ , 100 %  $< 0,5 \text{ mm}$ ), womit die Trübedichte auf  $\pm 0,01 \text{ g/cm}^3$  genau geregelt und Flözlagen mit Dichteunterschieden  $> 0,02 \text{ g/cm}^3$  getrennt werden konnten.



**Abbildung 137:** Schwimm-Sink-Trennapparat

Die Höhe des Dichtesprunges (von  $0,02$  bis  $0,3 \text{ g/cm}^3$ ) zwischen den Flözlagen 1 bis 3 und 4, 5, 6 wechselte von Feldesteil zu Feldesteil, so daß wegen fehlender nachgeschalteter Flotation Fehlausträge der Lage 1 bis 3 im Sinkgut vermieden und das Erz jedes Gewinnungspunktes getrennt gebunkert und mit unterschiedlicher Trübedichte verarbeitet werden mußte.



Bei 39 Arbeitskräften (1965), einem Verbrauch an Frischwasser von  $0,38 \text{ m}^3$  und Ferrosilizium von  $800 \text{ g}$  je t Durchsatz lagen die Durchsatzkosten bei  $5,- \text{ M/t}$ .

Aus den vorstehenden Zahlen ergaben sich im April 1961 für den Abstoß von  $1.602 \text{ t}$  Sinkgut Kosten von  $16.000 \text{ M}$ . Bei  $35,- \text{ M/t}$  Möller variablen Rohhüttenkosten konnten dafür  $56.070 \text{ M}$  eingespart werden. Da der Kupfergehalt des auf Halde abgestoßenen Sinkgutes kaum größer als die Rohhüttenverluste je t Möller war, wurde der Kupferinhalt im Rohstein nicht verringert.

Diese günstigen Ergebnisse waren jedoch nur bei Erzen mit Begrenzung der schmelzwürdigen Kupfergehalte auf die unteren drei Flözlagen zu erreichen.

In der Erzvorratsberechnung für das Sangerhäuser Revier per 1. Januar 1963 war diese „Lagengültigkeit 1 bis 3“ mit  $33,4 \%$  an der Vorratsfläche und mit  $20,8 \%$  am Kupferinhalt beteiligt. Die durchschnittliche Kupferschüttung in diesen Vorräten betrug  $10,6 \text{ kg Cu/m}^2$ .

Infolge des selektiven Abbaus wurden solche Feldesteile kaum noch in den Abbau einbezogen.

Um 1965 erfolgte eine Umbewertung der Vorräte, weil die Konditionsgrenzwerte von  $^3 5,5 \text{ kg Cu je t bzw. m}^2$  auf  $£ 25 \text{ TM/t Cu-Katoden Selbstkosten}$  umgestellt wurden.

$39,6 \%$  der Vorratsfläche und  $23,4 \%$  der Kupfervorräte des Sangerhäuser Reviers mit einer durchschnittlichen Kupferschüttung von  $10,3 \text{ kg Cu/m}^2$  mußten ausgebucht werden.

Unter diesen Umständen kam das Schwimm-Sink-Verfahren als alleinige Aufbereitung über seine - hier durchaus effektive - Anwendung in Einzelfällen nicht hinaus.



**Abbildung 138:** Aufgabebunker, Zerkleinerung, Klassierung, Mahlung, Flotation (Versuchsflotation Sangerhausen)



**Abbildung 139:** Flotationszellen (Versuchsflotation Sangerhausen)

Im Jahre 1958 wurde unterhalb des Thomas-Münzer-Schachtes eine Pilotanlage mit 25 t Tagesdurchsatz für technische Flotationsversuche mit Sinkgut und Feinkorn aus der Schwimm-Sink-Aufbereitung sowie Haldenschiefern und Bergen in Betrieb genommen. Bei Aufmahlung auf eine Körnung  $\leq 50$   $\mu\text{m}$  und Kupferausbringen von 80 % konnte eine fünf- bis sechsfache Kupferanreicherung im Konzentrat (ca. 4 % Cu) sowie der Abstoß von ca. 85 % Bergen mit Kupfergehalten um 0,2 % erreicht werden. Höherer Anreicherung standen bei vertretbarem Ausbringen die feinste Verwachsung der Sulfide (20 % Kupferinhalt in Korngrößen  $\leq 20$   $\mu\text{m}$ ) und die innige Verwachsung der flotationsfreudigen Bitumina (ca. 3 %) entgegen.

1959 und 1960 wurden 18,5 bzw. 16,4 t Konzentrat mit 2,32 bzw. 2,77 % Cu zur Hütte geliefert. Die „Volkswirtschaftliche Aufgabenstellung für das Investprojekt ‚Aufbereitungsanlage Helbra‘“ ging 1961 von 75 Millionen M Grundinvestitionen und 12,30 M/t Aufbereitungsdurchsatz aus. Bei variablen Rohhüttenkosten von damals 35,- M/t Möller (77,- M/t Koks und 240 kg Koks/t Möller) war eine jährliche Kosteneinsparung von 15,9 Millionen M zu erwarten. In der Investitionssumme nicht erfaßte Folgeinvestitionen zur Wasserversorgung und auf der Rohhütte sowie der mit der Verlagerung des Bergbaus in das Sangerhäuser Revier wieder ansteigende Kupfergehalt im Fördererz führten im März 1965 zu der zentralen Entscheidung gegen den Bau einer Aufbereitungsanlage.

Die 1974 vom „Instytut Metali Niezależnych Gliwice“ vorgelegten Ergebnisse von Laborflotationsversuchen an Bohrkernmaterial der Lagerstätte Spremberg ließen zukünftig ein Flotationskonzentrat folgender Zusammensetzung erwarten: Kupfer 14 %, Blei 0,5 % bis 0,7 %, Zink 0,4 % bis 0,7 %, Silber 0,025 %, Eisen 3,0 % bis 4,7 %, Sulfidschwefel 6,0 % bis 8,3 %, organischer Kohlenstoff 7,9 %, Kalziumoxid 19,3 %, Magnesiumoxid 2,3 %, Alkalien 1,6 %, Tonerde 5,5 % sowie Kieselsäure 17,6 %.

Aufgrund der wegen der feinen Verwachsung des Erzes erforderlichen weitgehenden Aufmahlung war die Korngröße des Konzentrates zwischen  $\leq 0,075$  mm bis  $\leq 0,035$  mm zu erwarten. Eine höhere Anreicherung des Kupfergehaltes (im vorliegenden Fall zehnfach bei 9 % Masse und 89,9 % Wertstoffausbringen) wurde bei dem angestrebten hohen Wertstoffausbringen durch 33 % Kupferschieferanteil mit 46 % des Kupferinhaltes im Fördererz verhindert.

Die jährliche Konzentratmenge aus Spremberg war mit 301.500 t geplant.

Nach Abbruch der Aufschlußarbeiten in Spremberg (1980) mußte die Aufmerksamkeit wieder verstärkt dem Sangerhäuser Revier gewidmet werden.

Hier war im ersten Quartal 1980 bei 70 % Flächenanteil der Geradstrebe die Verdünnung in der Schieferförderung auf 30,5 % mit 1,8 kg Cu/t angestiegen.

Die vor allem seit 1982 rapide Steigerung der Kokspreise von 285 M/t Koks 1980 auf 720 M/t Koks 1988 war zu 62 % an der Steigerung der Durchsatzkosten der Rohhütte von 92,48 M/t kupferhaltigen Möller 1979 auf 193,40 M/t kupferhaltigen Möller 1988 beteiligt. Darüber hinaus mußten für die Beschaffung metallurgischen Koks Devisen aufgewandt werden. Deshalb wurden 1984/1987 Untersuchungen zur Koksablösung durch Schmelzen von Kupferschieferflotationskonzentrat mit sauerstoffangereichertem Wind im flüssigen Bad angestellt.

Die Laborflotation einer der Durchschnittsförderung entsprechenden Probe (Aufgabegehalt 1,85 % Cu) im Forschungsinstitut für Aufbereitung Freiberg ergab bei 90 % Kupfer- und 26 % bis 33 % Masseausbringen im Konzentrat in diesem 5 % bis 5,3 % Cu, 0,33 % Pb, 0,62 % Zn, 0,0515 % Ag, 11 % C organisch.

Eine 1984/1986 erarbeitete Studie ergab einen erforderlichen Investitionsbedarf von 227 Millionen M für die Aufbereitungsanlage und Durchsatzkosten von 48 M/Aufgabe.

Anhand der Ergebnisse von 1985/1986 in Rjasan an unaufbereiteten Minern von 15 mm bis 20 mm Körnung unter Zuschlag von 25 % pyritischer Kupferkonzentrate mit Erdgaseinsatz und sauerstoffangereichertem Wind durchgeführten Schmelzversuchen konnte für Kupferschieferflotationskonzentrat mit ca. 11 % Bitumina und ca. 8 % Sulfidanteil dessen annähernd autotherme Verarbeitung im Schmelzbad mit ca. 94 % Kupferausbringen im Stein eingeschätzt werden.

Der Gesamtenergieaufwand für Aufbereitung und Schmelzen im flüssigen Bad wurde mit ca. ¼ desjenigen des Schachtofens angenommen.

Die allgemeine volkswirtschaftliche Situation und die durch ständigen Rückgang der Anzahl des Strebersonals tendenziell sinkende Erzförderung verboten die ernsthafte weitere Verfolgung des Vorhabens.

## **7. Die Stilllegung des Bergbaus**

### **7.1. Vorbemerkung**

Der Bergbau auf Kupferschiefer, der sich - wie bereits mehrfach erwähnt - seit 1970 ausschließlich auf das Sangerhäuser Lagerstättenrevier erstreckte, war langfristig bis 2012 vorgesehen. Anfang 1989 wurde jedoch entschieden, den Abbau auf Kupferschiefererz bereits 1995 einzustellen.

Basis für diese Entscheidung bildeten die ständig sinkende Lagerstättenqualität sowie die immer komplizierter werdenden hydrologischen Bedingungen - beides entscheidende Faktoren für die sich kontinuierlich verschlechternden ökonomischen Effekte.

Der starke Produktionsrückgang von 1967 (= 30.615 t Cu) bis 1989 (= 9.047 t Cu) und der damit verbundene enorme Anstieg der Bergbaukosten je t Katodenkupfer aus Erz von 6.000 Mark auf 38.100 Mark einerseits und die nicht mehr gewährleistete hüttentechnische Gewinnung von Elektrolytkupfer und Feinsilber aus dem aus Erz auf der Rohhütte gewonnenen Rohstein auf der Kupfer-Silber-Hütte infolge der Stilllegung der Verfahrensstufe Bessemerie im November 1989 andererseits erforderten im 1. Quartal 1990 eine erneute Korrektur des Bergbaukonzeptes mit dem Ziel, die Bergbauproduktion 1992 zu beenden.

Am 26. Juni 1990 schließlich verfügte der Wirtschaftsminister *Dr. Pohl* der Regierung *de Maizière's* die Einstellung des Kupferschieferbergbaus zum 30. September 1990 (siehe Fernschreiben Anlage 13).

Die Leitung des Bergbaus faßte jedoch am 7. August 1990 den Beschluß, die Bergbauproduktion aus Gründen der Bergbausicherheit bereits ab 10. August 1990 einzustellen.

Damit endete in einem der ältesten, viele Zeitepochen überdauernden, aktiven Bergbaubezirk der Welt die Bergbautätigkeit.

Die Mansfelder Kupferbergbau GmbH erhielt den Auftrag, das Bergbaurevier Sangerhausen prinzipiell nach den gleichen Grundsätzen, wie sie in der Mansfelder Mulde angewandt wurden, zu verwahren.

### **7.2. Allgemeine Bemerkungen**

Der Bergbau auf Kupferschiefer hat, wie schon oben ausgeführt wurde, neben einer Vielzahl von Schächten und Lichtlöchern, Stollen, Strecken- und Sohlenauffahrungen vor allem ausgedehnte Abbauräume hinterlassen. Hinzu kommen die Auswirkungen der in den Gesteinen des Zechsteins zirkulierenden Wässer, die in dem über der Lagerstätte liegenden Schichtenpaket für zusätzliche Hohlräume sorgten. Bei diesem Aspekt mußte man zusätzlich bedenken, daß die Produktion von Hohlraum im Gebirge durch Lösung von Gestein auch bei Einstellung des Abbaus solange weitergeht, wie die Wasserhaltungen das Grubengebäude wasserfrei halten. Natürlich setzte sich damit auch die Senkungstätigkeit an der Tagesoberfläche mit all ihren negativen Auswirkungen fort. Die Aufgabe des Kupferschieferbergbaus war damit vordringlich ein hydrogeologisches und weniger ein technisches Problem. Dies traf sowohl für die Mansfelder Mulde als auch für das Revier Sangerhausen zu.

Als eine der wichtigsten Verwahrungsmaßnahmen wurde deshalb von vorneherein die Flutung der Gruben angesehen. Nur damit war es möglich, den erheblichen Zustrom von Wässern in das Grubengebäude und damit die enorme Salzauflösung im Gebirge, die Senkung der Tagesoberfläche und die Schäden an Gebäuden und Infrastruktur einzuschränken bzw. zu minimieren.

Die mit der Flutung der Gruben zusammenhängenden Fragen wurden im Vorfeld des Vorhabens ausgiebig diskutiert, um abzusichern, daß die angestrebten positiven Auswirkungen nicht durch

ungewollte negative Folgen ad absurdum geführt werden. Dabei stand immer außer Zweifel, daß die Flutung eines solchen umfangreichen Reviers ein Novum darstellt und nicht in allen Details überschaubar war.

Die Verfüllung der Schächte, die Rückgewinnung von Material aus den Gruben, das Umfunktionieren der Tagesanlagen der Schächte usw. nahmen sich vor diesem Hintergrund faßt unbedeutend aus, obwohl auch hier viele Probleme zu bewältigen waren.

Wesentliche Fragen warf die Verwahrung der Schächte auf. Sie wurde als notwendig erachtet, um die Stabilität der Schachtröhren für die Nachbergbauphase zu garantieren und eine möglichst uneingeschränkte Nachnutzung der Tagesoberfläche zu ermöglichen.

Es wurden deshalb eine Reihe von Grundsätzen für diese Aufgabe erarbeitet:

- Vollverfüllung der Schächte,
- Verfüllung vor der Flutung, also ins „Trockene“,
- Unterbindung einer vertikalen Wasserzirkulation in der Verfüllsäule bei Schächten mit Salzaufschluß durch Einbringen von Tonsperren sowie
- Sicherung der Standsicherheit der Verfüllsäule in den Füllorten.

Diese für die Verwahrung in der Mansfelder Mulde erarbeiteten Grundsätze wurde im Prinzip auch für die Verwahrung des Sangerhäuser Reviers angewandt.

Die Verwahrung als Gesamtvorhaben wurde von der Bergbehörde Halle bzw. vom Bergamt Halle beaufsichtigt.

### **7.3. Die Verwahrung der Mansfelder Mulde**

#### **7.3.1. Die Verfüllung der Schächte**

Bei der Einstellung des Abbaus in der Mansfelder Mulde im Dezember 1969 standen unterhalb des Schlüsselstollens, also im zu flutenden Bereich, 66 Schächte. Davon wurden 26 bereits vor der Flutung verfüllt.

Alle anderen Schächte der Mansfelder Mulde, deren genaue Zahl nicht ermittelt wurde, stehen oder standen mit ihrer Endteufe oberhalb des Niveaus des Schlüsselstollens. Auch viele dieser Schächte waren mehr oder weniger erfolgreich schon von den Alten verwahrt worden. Teilweise wurden sie als Wetter- oder Fluchtschächte auch noch genutzt. Eine Reihe von ihnen ist erst im Zuge der Verwahrung der Mansfelder Mulde endgültig gesichert worden.

Der tiefste Schacht war der Otto-Brosowski/Paul-Schacht, der mit 830 m Teufe seinen tiefsten Füllort in der 11. Sohle (-603,4 m NN) hatte. Er mußte verfüllt sein, ehe die Wasserhaltungen ihre Arbeit beenden und die Flutung beginnen konnte. Hier begannen deshalb die Verfüllungsarbeiten. Sie gestalteten sich kompliziert, weil der Zeitdruck einen raschen Beginn der Flutung erforderte, denn pro Monat fielen allein fast 1 Mio Mark Wasserhaltungskosten an. Hinzu kam die laufende Schädigung der Tagesoberfläche durch die Salzauflösung und deren Folgen. Andererseits mußte berücksichtigt werden, daß gerade die tiefsten Schächte in der Schachtröhre selbst Stein- und Kalisalze enthielten, deren Auflösung während der Flutung vermieden werden sollte.

Es wurde deshalb auf die Standsicherheit der Schachtröhren besonderer Wert gelegt. In den Füllorten wurden durch Sprengarbeiten Widerlager geschaffen, an denen sich die Verfüllmassen anlehnen konnten. Außerdem wurden in den Schächten zum Schutz des Salzes Tonsperren eingebracht.

Das Verfüllgut gelangte in den tiefsten Schächten per Skipförderung an seinen Bestimmungsort. Dies ergab geringe Versturzhöhen, wodurch die Schachteinbauten im Schacht verbleiben konnten.

Die Schächte ohne Salzaufschluß wurden dann generell im freien Versturz verfüllt. Als Füllortsicherung gelangte hier Schlackenmaterial zum Einsatz. Nach der Verfüllung und dem Abklingen der Setzung im Verfüllgut erhielten die Schächte über Tage eine Betonplatte als Abschluß.

Die Setzungsvorgänge hielten in Schächten mit Salzaufschluß teilweise über mehrere Jahre an.

Abschließend läßt sich zu dieser Verfahrensweise feststellen, daß sich die angewandte Verwahrungskonzeption für Schächte mit Steinsalz als nicht geeignet erwies, da die Standsicherheit der Verfüllsäule nicht erreicht wurde.

### **7.3.2. Die Flutung der Mansfelder Mulde**

Die Flutung der Mansfelder Mulde begann nach langer Vorbereitung am 1. Juli 1970 mit dem Sprengen des Dammes in der Ritzstrecke 7. Sohle am Fortschritt-Schacht 1, wo eine Kontrollstelle für die Registratur der Wassermengen vorbereitet worden war.

Es war von vornherein klar, daß nur durch eine Flutung der Grubenräume eine Verringerung der Zirkulationsgeschwindigkeit der Wässer und damit eine Verminderung der ausgedehnten Senkungen der Tagesoberfläche und der in ihrem Gefolge in zahlreichen Ortschaften und an der Infrastruktur eingetretenen Schäden bewirkt werden konnten.

Die Vorbereitung der Flutung ging nahtlos aus der Phase zur Klärung der Ursachen der schweren Wassereintrüche im Otto-Brosowski-Schacht 1952 und 1958 hervor. Bereits 1965 fanden erste Beratungen einer Expertengruppe dazu statt. Untersucht wurden von einem breiten Kreis von Fachleuten und unter Leitung des damaligen Rates des Bezirkes Halle, welche negativen Folgen diese als wesentlichste Schutzmaßnahme gegen die Fortsetzung der Senkungstätigkeit konzipierte Flutung des Grubenfeldes haben könnte.

Diese Untersuchung zogen sich zunächst bis 1969 hin, erst dann beschloß der Rat des Bezirkes Halle, einer ersten Etappe der Flutung bis zur 3. Sohle (-110 m NN) zuzustimmen, weil bis in dieses Niveau keinerlei Auswirkungen auf Dritte zu befürchten und in der 3. Sohle eine Wasserhaltung mit einer für eine eventuell erforderliche Unterbrechung der Flutung ausreichender Kapazität vorhanden war.

Mit Abschluß dieser Etappe und unter Berücksichtigung der inzwischen erzielten Untersuchungsergebnisse legte der Rat des Bezirkes auf Vorschlag der o. g. Expertengruppe Ende 1973 fest, die Flutung mit Erreichen der 3. Sohle ohne Unterbrechung bis zum Endniveau Schlüsselstollen fortzusetzen. Dieses Ziel sollte nach unterschiedlichen Prognosen zwischen 1976 und 1988 abgeschlossen sein.

Seit dem 1. Juli 1970 waren etwa 38 m<sup>3</sup>/min Salzwasser ins Muldentiefste geflossen.

Mit diesen Mengen war

1971 die 5. Sohle,

1974 die 3. Sohle überstaut und

1981 der Schlüsselstollen erreicht worden (Anlage 14).

Damit hatte sich der Anstau der Wässer im Grubengebäude innerhalb der errechneten Toleranzen vollzogen.

Die derzeitigen aktuellen Ganglinien des Wasserstandes im Grubenfeld der Mansfelder Mulde gibt Anlage 15 wieder. Sie zeigt einen deutlichen Niveauunterschied zwischen dem Südteil der Mulde (W-Schacht) und dem im Norden liegenden Hauptabfluß in den Schlüsselstollen. Die Wasserstandsveränderungen seit 1990 am Bolze-Schacht und am W-Schacht (1993) sind in der Einleitung von Salzwasser aus Sangerhausen und der Einstellung dieser Einleitung 1992 begründet.

Der Anstau hatte auf das Territorium im allgemeinen positive Auswirkungen. Dies betraf vor allem die Senkungstätigkeit. Hier war erwartungsgemäß eine deutliche Reduzierung eingetreten, d. h. es war im Niveau der Steinsalzhorizonte zu kurzzeitigen Senkungsbeschleunigung mit sich anschließender rascher Abnahme der Senkungsbeträge bzw. sogar zu Hebungen gekommen.

Es gab aber einen Bereich mit deutlich anderer Entwicklung, nämlich den der Stadt Eisleben. Hier traten seit 1975 zunächst allmählich, dann aber deutlich zunehmend, im Stadtgebiet Senkungen auf, die im Bereich der Vorderen und Hinteren Siebenhitze Senkungsgeschwindigkeiten von 1 m/Jahr erreichten. Insgesamt sind hier in den folgenden 10 Jahren Gesamtsenkungen von etwa 2,8 m gemessen worden. Das Senkungsgebiet ist mit Werten unter 5 cm/Jahr auch jetzt noch aktiv.

Diese Beanspruchung der Tagesoberfläche hatte einen erheblichen Verlust an Bausubstanz (ca. 700 WE) zur Folge. Dadurch kam es in Eisleben zwischen Altstadt und Friedhof (Helftaer Str.) nach 1976 zum Bau von Ersatzwohnungen. Einen vergleichbaren Anlaß hatte bereits nach 1968 die Bebauung des Sonnenweges in Eisleben als Ersatz für ca. 300 in Helfta aufgegebenen Wohnungen.

Noch im Jahr 1976 trat mit einem kräftigen Gebirgsschlag gekoppelt ein weiteres spektakuläres Senkungsereignis auf. Es ereignete sich am westlichen Stadtrand im Industriegelände der damaligen Karl-Liebknecht-Hütte und erreichte bei einem Durchmesser von etwa 150 m schlagartig eine Tiefe von etwa 8 m. Das Neue war hier das großflächige und schlagartige Auftreten der Senkungen. Bereits 1975 war in diesem Areal (ehem. Baubetrieb) ein ähnliches, aber wesentlich kleiner dimensioniertes Ereignis eingetreten. Damals wurden die Ursachen in oberflächennahen Baugrundschwächen gesehen. Wie die Folgezeit nach 1976 lehrte, traten diese plötzlichen und schlagartigen Senkungen mit Absenkungsbeträgen von mehreren Dezimetern noch mehrfach auf und führten südlich des Kraftwerkes zu weiteren Zerstörungen von Gebäuden.

Diese Ereignisse im Stadtgebiet Eisleben und an seinem westlichen Rand sind, wie dann relativ rasch erkannt wurde, auf wider Erwarten im Untergrund noch vorhandene Steinsalzreste und deren Zerstörung bei Überflutung durch den Anstau zurückzuführen.

Der Erhalt dieser Steinsalzrelikte wurde, wie die 1976/1977 im Bereich des Kraftwerkes durchgeführte Erkundung zeigte, offensichtlich durch die tektonische Situation im Einflußbereich des Martinsschächter Flözgrabens begünstigt.

Heute sind in allen Bereichen der Stadt Eisleben wie auch ihres näheren und weiteren Umfeldes alle Senkungen soweit abgeklungen, daß man vom Erreichen eines nahezu natürlichen Ausmaßes der Senkungsbeträge sprechen kann. Dennoch: Die Mansfelder Mulde, zu der das Territorium der Stadt Eisleben gehört, hat als Bergbauobjekt nach der Verwahrung der Schächte und der Flutung der Grubenräume weder den geotechnischen noch den hydrologischen Endzustand erreicht. Dazu bedarf es noch weiterer Jahre, da diese Vorgänge ausgesprochen langfristig ablaufen. Deshalb ist der Gesamtbereich nach wie vor unter fachlicher Kontrolle bezüglich der Erdbewegungen und hydrogeologischen Daten. Die Kontrolltätigkeit wird sich nach den Festlegungen der Aufsichtsorgane sicherlich allmählich verringern, es ist aber auch unumstritten, daß Teilobjekte ständig weiter unter Kontrolle bleiben müssen.

## 7.4. Die Verwahrung des Sangerhäuser Reviers

### 7.4.1. Die Verwahrung der Schächte

Die Verwahrung der Schächte des Sangerhäuser Reviers ging prinzipiell nach den gleichen Grundsätzen vor sich, wie sie in der Mansfelder Mulde angewandt wurden, d. h. es erfolgte die Verfüllung der Schächte. Wegen der Spezifik der Lage an den einzelnen Schächten (Steinsalz durchteuft oder salzfrei, Anschluß der Schächte ans Grubenfeld) und der zur Verfügung stehenden Zeit gab es aber Unterschiede.

Insgesamt standen im Revier Sangerhausen sechs Schächte zur Disposition

Grubenfeld Sangerhausen:

Thomas Münzer	Füllorte 5., 6., 7. Sohle
Wetterschächte Brücken I und II	Füllorte 6. Sohle

Grubenfeld Niederröblingen:

Bernard Koenen I	Füllort 8. Sohle
Bernard Koenen II	Füllorte 8. und 10. Sohle
Wetterschacht Mönchpiffel	Füllort unterhalb 8. Sohle.

Außerdem war der unvollendete Schacht Holdenstedt mit etwa 300 m Teufe zu verfüllen.

Bis auf die Wetterschächte Brücken wurden alle Schächte vor der Flutung verfüllt. In Brücken war dies wegen der hohen Wasserzuflüsse im Westfeld und dessen vorzeitigem Abwerfen (1988) nicht möglich.

Als Verfüllmaterial wurden klassiertes Schlackenmaterial, Haldenberge, verschiedene Betonqualitäten und Ton als Dichtmaterial gegen vertikale Wasserbewegungen in der Verfüllsäule eingesetzt.

Die Verfüllung wurde 1993 abgeschlossen.

In den Folgejahren erhielt eine Reihe von Schächten an der Tagesoberfläche einen abschließenden Betondeckel. Da bei einigen Schächten (Sangerhausen, Niederröblingen) erstmals in den neuen Bundesländern sog. kohäsives Verfüllgut (Beton) verwendet wurde, konnte hier die Betonabdeckung unterbleiben.

### 7.4.2. Die Flutung des Sangerhäuser Reviers

In Niederröblingen ging Ende 1996 ein weiteres Kapitel des Kupferbergbaus mit der Beendigung der Flutung der Grubenräume dieser Schachanlage zu Ende. Damit wurde ein wesentliches Vorhaben bei der Verwahrung der Schächte des Reviers Sangerhausen abgeschlossen.

Die Flutung des Reviers Sangerhausen nach der Einstellung des Abbaus 1990 erfolgte in zwei Etappen.

Zunächst wurde wegen der erheblichen Zuflüsse unter Tage die Grube Sangerhausen (Thomas Münzer) geflutet. Dies erfolgte bereits 1992 und war wegen der Zuflußmenge innerhalb von etwa vier Monaten beendet. Die Auffüllung des durch die Wasserhaltung im Karstwasserleiter erzeugten Absenkungstrichters (Anlage 8) gestaltete sich wesentlich langwieriger und ist vermutlich auch jetzt noch nicht vollständig abgeschlossen.

Die Flutung der fast zuflußfreien Grube Niederröblingen (Bernard Koenen) war ebenfalls vorgesehen worden, um Pfeiler und Damm, die das schon 1992 geflutete Grubenfeld Sangerhausen vom noch luftgefüllten Grubenfeld Niederröblingen trennten, durch Aufbau eines Gegendrucks zu entlasten. Wegen der geringen Zuflüsse im Grubenfeld Niederröblingen selbst hätte eine Flutung durch Einstellung der Wasser-



haltung Jahrzehnte gedauert. Darum wurde entschieden, die Grube mit Wasser aus dem Vorfluter Helme zu fluten und dadurch die Flutungszeit erheblich zu verkürzen.

Die praktische Vorbereitung der Flutung begann bereits 1990 mit der Räumung der Grube von Schadstoffen, wie Ölen, Fetten und Sprengstoff und setzte sich fort im Bau eines Systems von Dämmen, die die unkontrollierte Zirkulation von Wasser in der Grube während und nach der Flutung unterbinden sollte. Danach wurden die Schachtröhren verfüllt. Diese Phase der Verwahrung war Mitte 1993 abgeschlossen.

Parallel zur Verfüllung der Schächte wurde die Flutung der Grube vorbereitet. Dazu wurde bei Katharinenrieth an der Helme ein Bohrloch bis ins Niveau der 10. Sohle geteuft und ein Einlaufbauwerk zur Einleitung von Helmewasser in dieses Bohrloch errichtet. Des Weiteren wurde am Schacht Nienstedt in das Niveau der 12. Sohle ein Kontrollpegel zur Überwachung des Wasseranstiegs und bei Oberröblingen in die 7. Sohle ein Bohrloch zur Abführung der vom Wasser unter Tage verdrängten Luft niedergebracht.

Nach Abschluß dieser Arbeiten begann im Frühling 1994 die Flutung des über 6 Mio m<sup>3</sup> umfassenden bergmännischen Hohlraums.

Sie begann mit Mengen um 11 m<sup>3</sup>/min oder etwa 16.000 m<sup>3</sup>/Tag (Anlage 16) und reduzierte sich mit zunehmender Füllung der Grube auf Werte um 7 m<sup>3</sup>/min bzw. 10.000 m<sup>3</sup>/Tag. Diese Mengenangaben lassen den Zeitraum von etwa 2,5 Jahren zwischen Beginn und Ende der Flutung etwas zu lang erscheinen. Dabei muß man aber in Rechnung stellen, daß die Flutung aus natürlichen oder technischen Gründen (Reinigung des Einlaufbauwerks) oft unterbrochen werden mußte, so daß die effektive Flutungszeit erheblich geringer war. Andererseits ließen solche Faktoren wie die Ungenauigkeiten in der Hohlraumberechnung, in der Grube verbleibende Restluft, das Verdrücken von Teilmengen des Wassers in das Kluftvolumen des Gebirges und die Hohlraumerweiterung durch begrenzte Auflösung von Salz in der Grube die Einleitmenge über das oben genannte Maß anwachsen. Sie erreichte schließlich fast 8 Mio m<sup>3</sup>.

Der Flutungsvorgang war begleitet von tektonisch motivierten Entspannungsbeben, die im Maximum etwa 2,6 M erreichten (Anlage 17). 1996 wurden die Bohrungen verwahrt und damit die Verwahrung abgeschlossen.

Ein Restabfluß von Wässern aus dem Grubengebäude des Sangerhäuser Reviers in die Vorflut erfolgt lediglich aus dem Altbergbau am Ausgehenden über die von den Alten aufgefahrenen Stollen. Als Beispiel wurde der Segen-Gottes-Stollen bereits genannt. Er führt wegen der im Bergbaumuseum Röhrig-Schacht betriebenen Wasserhaltung schwach salziges Wasser ab.

Neben den in diesen Wässern enthaltenen Salzen ist infolge ihrer Herkunft aus dem Grubengebäude des Kupferschieferbergbaus in ihnen auch eine dieser Herkunft geschuldete Menge an Metallen zu verzeichnen. Wie Anlage 18 ausweist, unterscheiden sich die Gehalte der Stollen aus dem Süßwasserbereich am Ausgehenden von denen des Schlüsselstollens, der einen großen Anteil von Wässern aus den tiefen Teilen der Mansfelder Mulde enthält.

## 8. Bergbauproduktionsbilanz

Das Kupferschieferbergbaurevier Mansfeld/Sangerhausen gehört mit zu den ältesten, viele Zeitepochen durchlaufenden, aktiven Bergbaubezirken der Welt.

Am Ende des Bergbaus in einem so traditionellen Lagerstättenrevier ist es notwendig, eine abschließende Betrachtung zur Erz-, Kupfer- und Silberförderung in fast 800 Jahren Bergbau vorzunehmen.

Die Entwicklung des Bergbaus erfolgte - wie bereits mehrfach erwähnt - vom Ausgehenden des Kupferschiefers in Richtung Lagerstättentiefstes. Dabei können vier Bergbauepochen unterschieden werden.

In der 1. Bergbauepoche (1200 bis 1699) kam die Produktion aus einer Vielzahl kleiner Stollen und Schächte, die im Bereich des unmittelbaren Ausgehenden des Kupferschiefers angelegt waren. Die Produktionshöhe lag zwischen 10 t und 300 t Kupfer, in bestimmten Jahren des 15. und 16. Jahrhunderts auch über 1.000 t Kupfer pro Jahr. Da erst seit 1687 konkrete Förderzahlen pro Jahr bekannt sind, soll die Produktion wie folgt eingeschätzt werden (Tabelle 4).

Zeitraum	Revier	Erz t	Kupfer t	Silber t
1200 - 1699	Mansfeld	6.800.000	200.000	1.000
	Sangerhausen	200.000	5.000	25
	gesamt	7.000.000	205.000	1.025

**Tabelle 4:** Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der 1. Bergbauepoche

Die Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der 2. Bergbauepoche von 1700 bis 1849 (Tabelle 5) kam zu Beginn des 18. Jahrhunderts aus Schächten, deren Abbaufelder bereits in Tiefen von 50 m bis 100 m lagen. Von der 2. Hälfte des 18. Jahrhunderts bis in die 1. Hälfte des 19. Jahrhunderts verlagerten sich die Abbaufelder in Tiefen bis 130 m.

Zeitraum	Revier	Erz t	Kupfer t	Silber t
1700 - 1849	Mansfeld	2.510.000	75.300	388
	Sangerhausen	420.000	10.000	52
	gesamt	2.930.000	85.300	440

**Tabelle 5:** Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der 2. Bergbauepoche

Mitte des 19. Jahrhunderts wird die entscheidende Ära des Kupferschieferbergbaus mit der 3. Bergbauepoche von 1850 bis 1950 eingeleitet. Der Bergbau verlagerte sich in der Mansfelder Mulde unterhalb der Schlüsselstollensohle. Es mußten deshalb weitere Schächte geteuft werden, um den Abbau bis in Tiefenbereiche von 235 m unter NN (5. Sohle) vorantreiben zu können. Im Sangerhäuser Revier erfolgte gleichzeitig die Erschließung des Abbaufeldes unterhalb des Segen-Gottes-Stollens. Die Jahresförderungen von Erz, Kupfer und Silber, verknüpft mit den in dieser Zeit vorhandenen Produktionsschächten, sind in Anlage 19a dargestellt. Erwähnenswert ist dabei die höchste Silberförderung/pro Jahr für die gesamte Bergbautätigkeit von 1200 bis 1990 im Jahr 1933 mit 187 t. Die Gesamtförderung in der 3. Bergbauepoche zeigt Tabelle 6.

Zeitraum	Revier	Erz t	Kupfer t	Silber t
1850 - 1950	Mansfeld	55.250.000	1.514.600	8.623
	Sangerhausen	240.000	5.800	32
	gesamt	55.490.000	1.520.400	8.655

**Tabelle 6:** Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der 3. Bergbauepoche

Die 4. Bergbauepoche von 1951 bis 1990 ist gekennzeichnet durch die etappenweise Stilllegung der letzten Schächte in der Mansfelder Mulde: Ernst-Thälmann (Vitzthum)-Schacht 1962, Max-Lademann (Clotilde)-Schacht 1964, Fortschritt (Wolf)-Schacht 1967 und Otto-Brosowski (Paul)-Schacht 1969. Diese Epoche beinhaltet außerdem die Produktionsaufnahme im Sangerhäuser Revier auf dem Thomas-Münzer-Schacht 1951 und dem Bernard-Koenen-Schacht I 1958. Die Jahresförderungen an Erz, Kupfer und Silber sind Anlage 19b zu entnehmen. Die höchste Kupferförderung pro Jahr seit Bestehen des Kupferschieferbergbaus wurde 1967 mit 30.615 t erreicht.

Der seit 1960 einsetzende kontinuierliche Rückgang der Kupfererzförderung war bedingt durch die Stilllegung des Bergbaus im Mansfelder Revier, die ständige Verringerung des anfahrenen Strebpersonals und die sich verschlechternde Lagerstättenqualität. Die o. g. für den Bergbau negativ wirkenden Faktoren konnten selbst durch die Steigerung der durchschnittlichen m<sup>2</sup>/MS-Leistung von ca. 1,20 Anfang der 50er Jahre auf über 2,50 in den letzten Produktionsjahren nicht ausgeglichen werden. Die Gesamtförderung in der 4. Bergbauepoche ist in Tabelle 7 zusammengestellt.

Zeitraum	Revier	Erz t	Kupfer t	Silber t
1951 - 1990	Mansfeld	16.200.000	219.900	1.100
	Sangerhausen	27.280.000	598.400	2.993
	gesamt	43.480.000	818.300	4.093

**Tabelle 7:** Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der 4. Bergbauepoche

Faßt man die Förderung von 1200 bis 1990 zusammen, ergibt sich für das Bergbaurevier Mansfeld/Sangerhausen die in Tabelle 8 dargelegte Produktionsabschlußbilanz.

Zeitraum	Revier	Erz t	Kupfer t	Silber t
1200 - 1990	Mansfeld	80.760.000	2.009.800	11.111
	Sangerhausen	28.140.000	619.200	3.102
	gesamt	108.900.000	2.629.000	14.213

**Tabelle 8:** Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der Gesamtbergbautätigkeit

Die Tabelle 9 zeigt den Produktionsanteil in den Revieren.

Revier	Erz %	Kupfer %	Silber %
Mansfeld	74,2	76,4	78,2
Sangerhausen	25,8	23,6	21,8

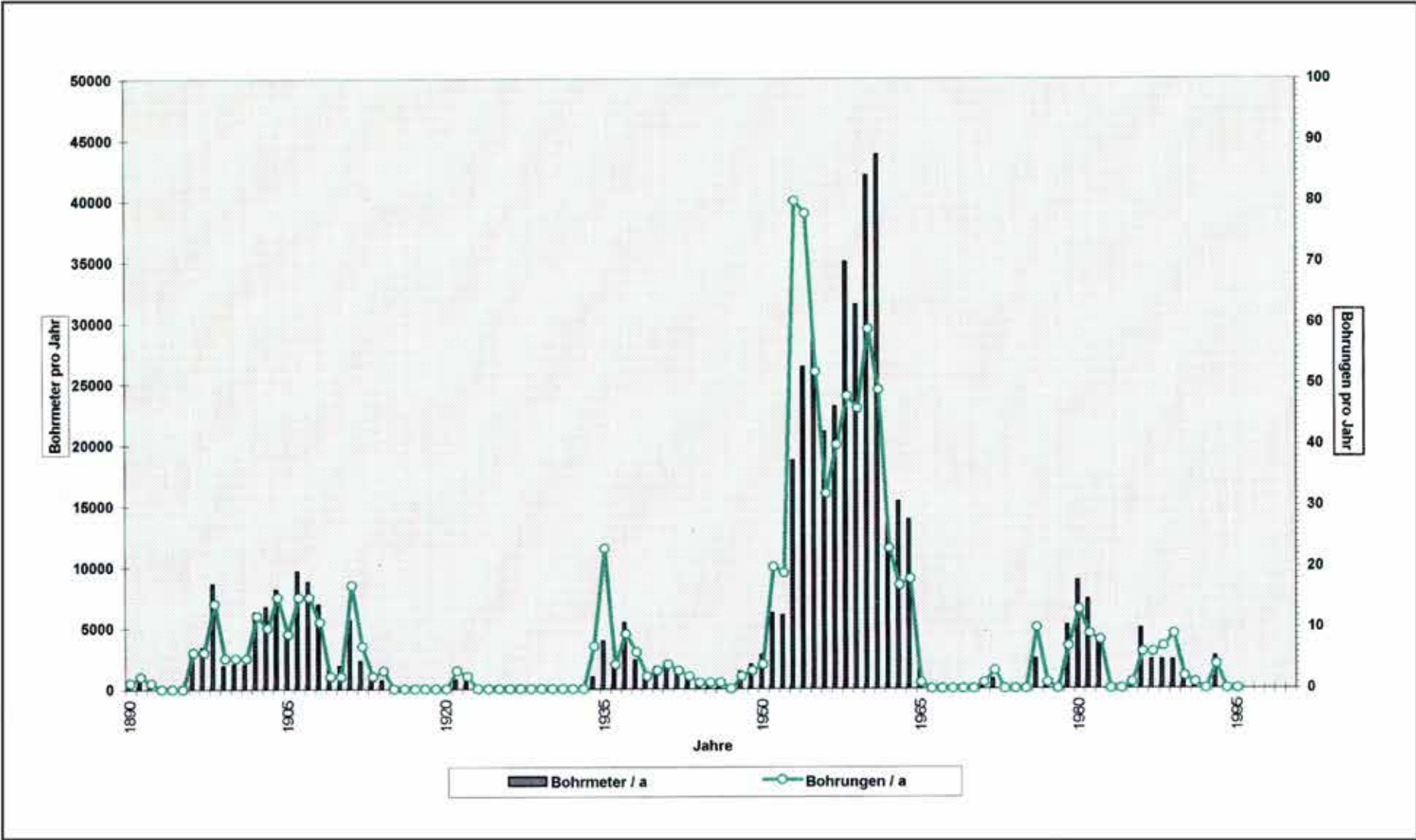
**Tabelle 9:** Produktionsanteil in den Revieren

Die Förderung von 2.629.000 t Kupfer und 14.213 t Silber im Zeitraum von 1200 bis 1990 zeigt, daß die Kupferschieferlagerstätte Mansfeld/Sangerhausen nicht nur die bedeutendste Kupferlagerstätte Deutschlands, sondern auch die größte Silberlagerstätte Deutschlands war. In den anderen Silberlagerstättenrevieren Deutschlands mit den Zentren Rammelsberg, Bad Grund, St. Andreasberg und Freiberg wurden in über 700 Jahren Bergbau nach *Sperling* und *Stoppel* (1981) sowie *Wagenbreth* u. a. (1987) in Summe etwa 10.600 t Silber gewonnen.

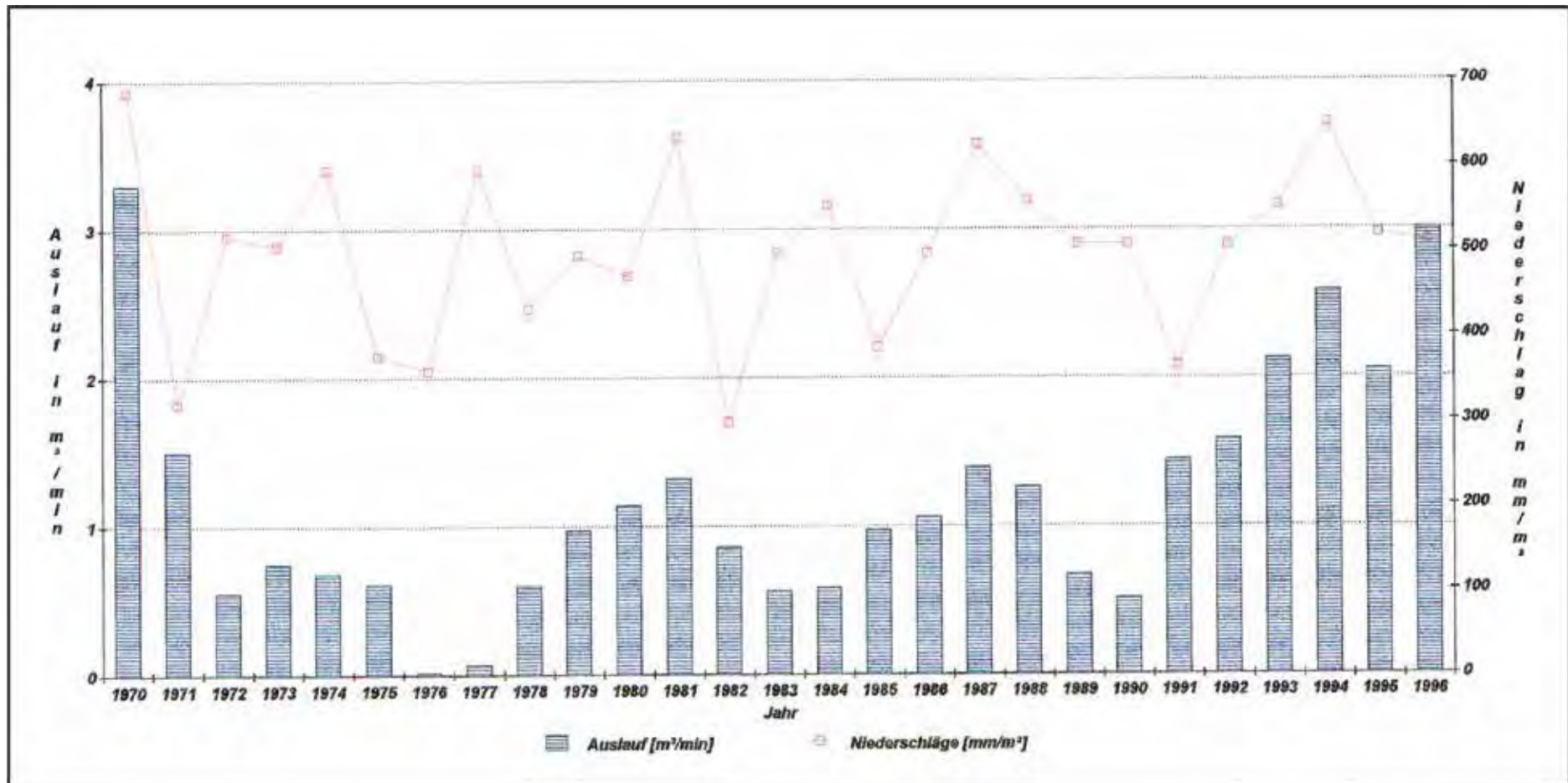
Nach Einstellung des Bergbaus im Sangerhäuser Lagerstättenrevier liegen in den Baufeldern Thomas-Münzer-Schacht, Bernard-Koenen-Schacht, Tiefscholle Osterhausen und Heldrungen noch Restvorräte (berechnet nach den Konditionen 8 bis 10 kg/m<sup>2</sup> Cu) in nachstehender Größenordnung vor: 35.400.000 t Erz mit 860.000 t Kupfer, 4.650 t Silber, 105 t Blei und 102.000 t Zink.

Reviere $\beta$	Magdeburger Reviere (1, 2, 4, 5, 6)	Hettstedter Berg (3, 6)	Mansf. und Eisl. Berg (7)	Sangerhäuser Bergbau (8)	Leinunger Werk (9)	Stolberger Bergbau (10)	Bottendorfer Berg (11)	Kyffhäuser (12)
1200-1400 (1450)		200 - 250		20-30				
1475-1510		100	1.050					
1515-1525		1.500						
1530			1.425	25-120				
1554-1564				72				
1570			800-1.000 <sup>1)</sup>			2)		
1619-1630				25				
1679					10			1,5-3
vor 1750						20-25 <sup>3)</sup>	20-25 <sup>4)</sup>	
1781	200	73,7	427,7	34	32,4		150-200 <sup>5)</sup>	
1851			953	119				

Anlage 1: Bekannte bzw. geschätzte Kupferproduktion (t Cu/a) der einzelnen Kupferschieferreviere zu unterschiedlichen Zeiten

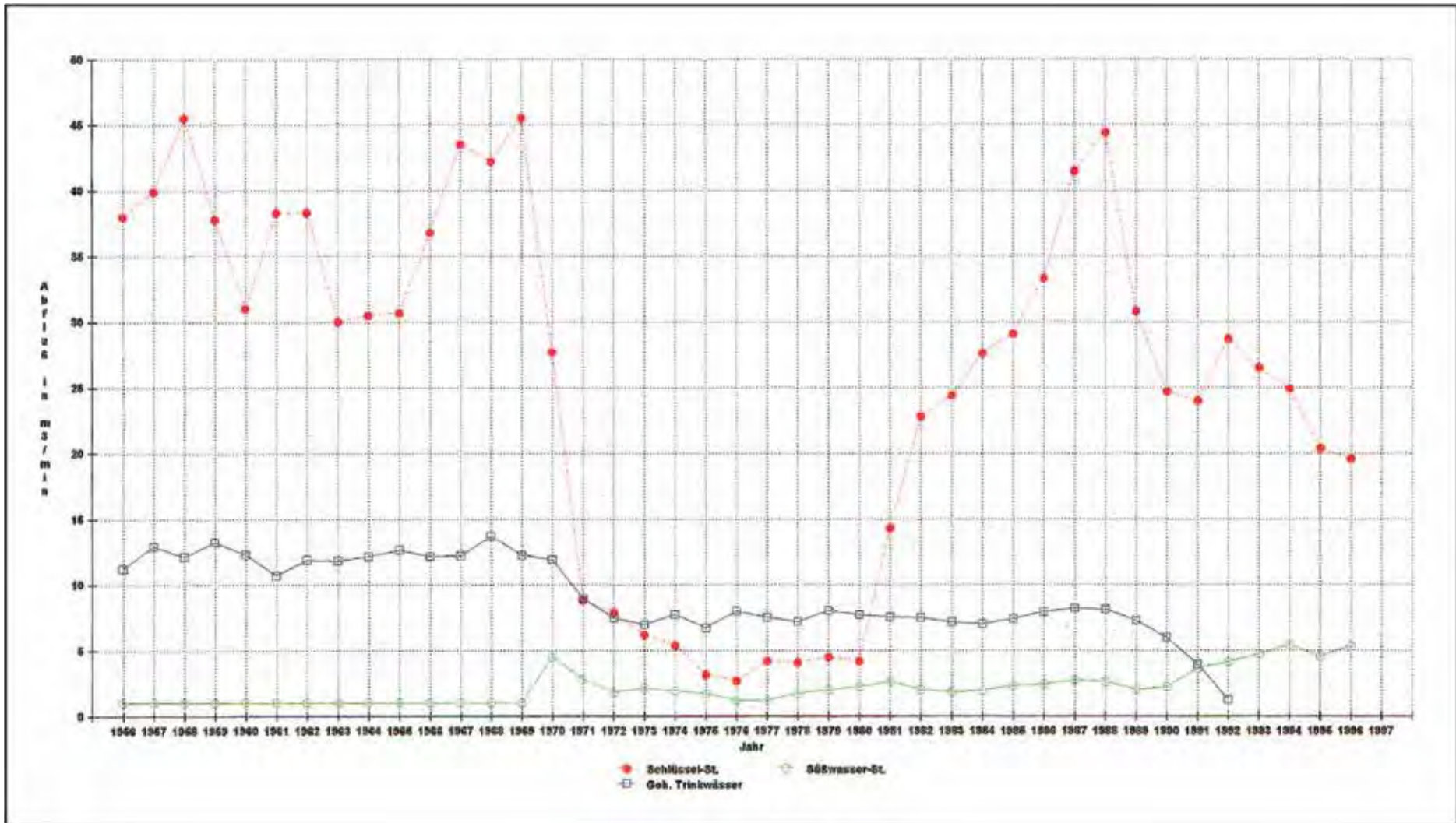


Anlage 2: Bohrerkundung für den Kupferschieferbergbau, 1890 bis 1993



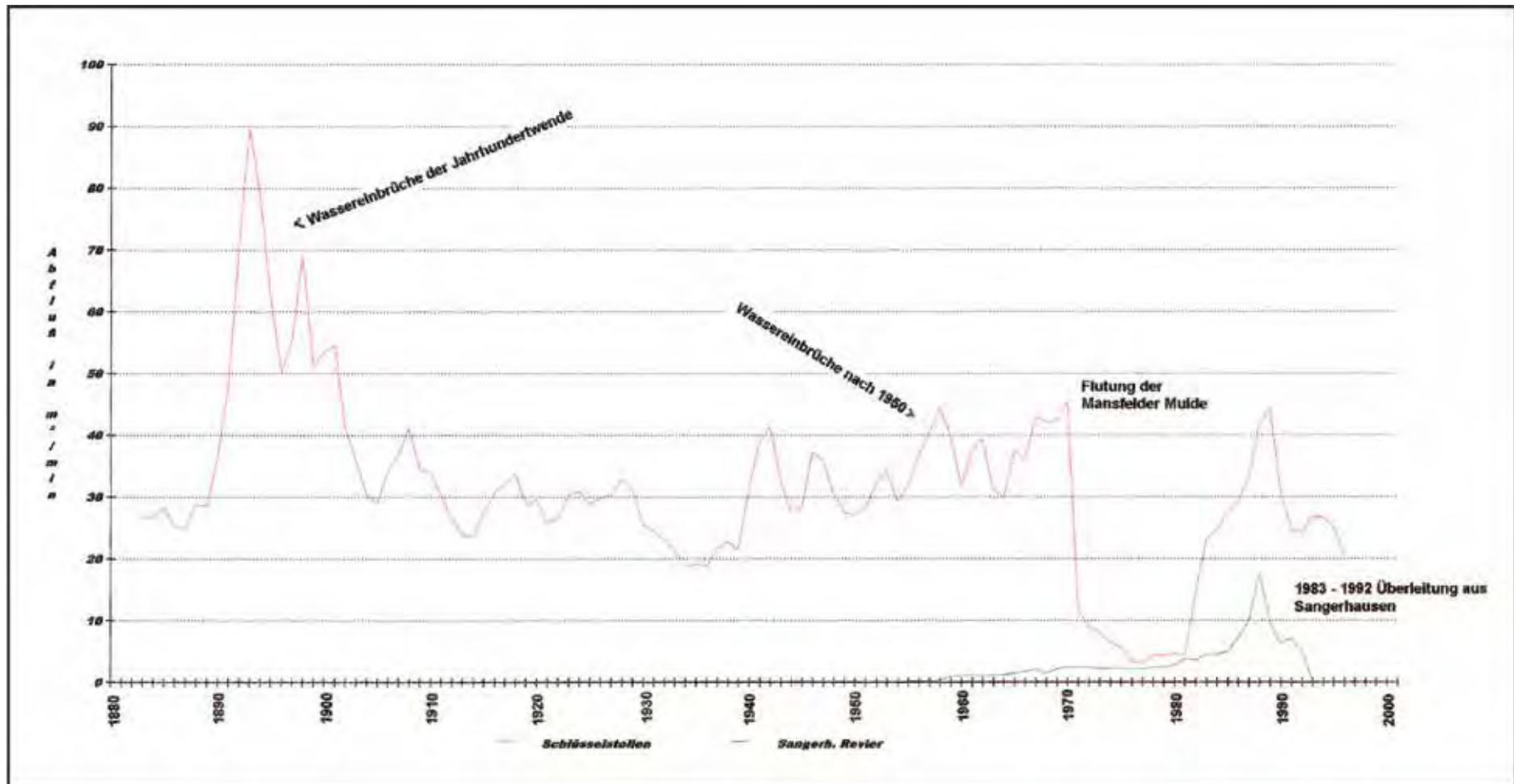
Anlage 3: Frostmühlenstollen Mansfelder Mulde (Niederschlag/Stollenauslauf 1970-1996)



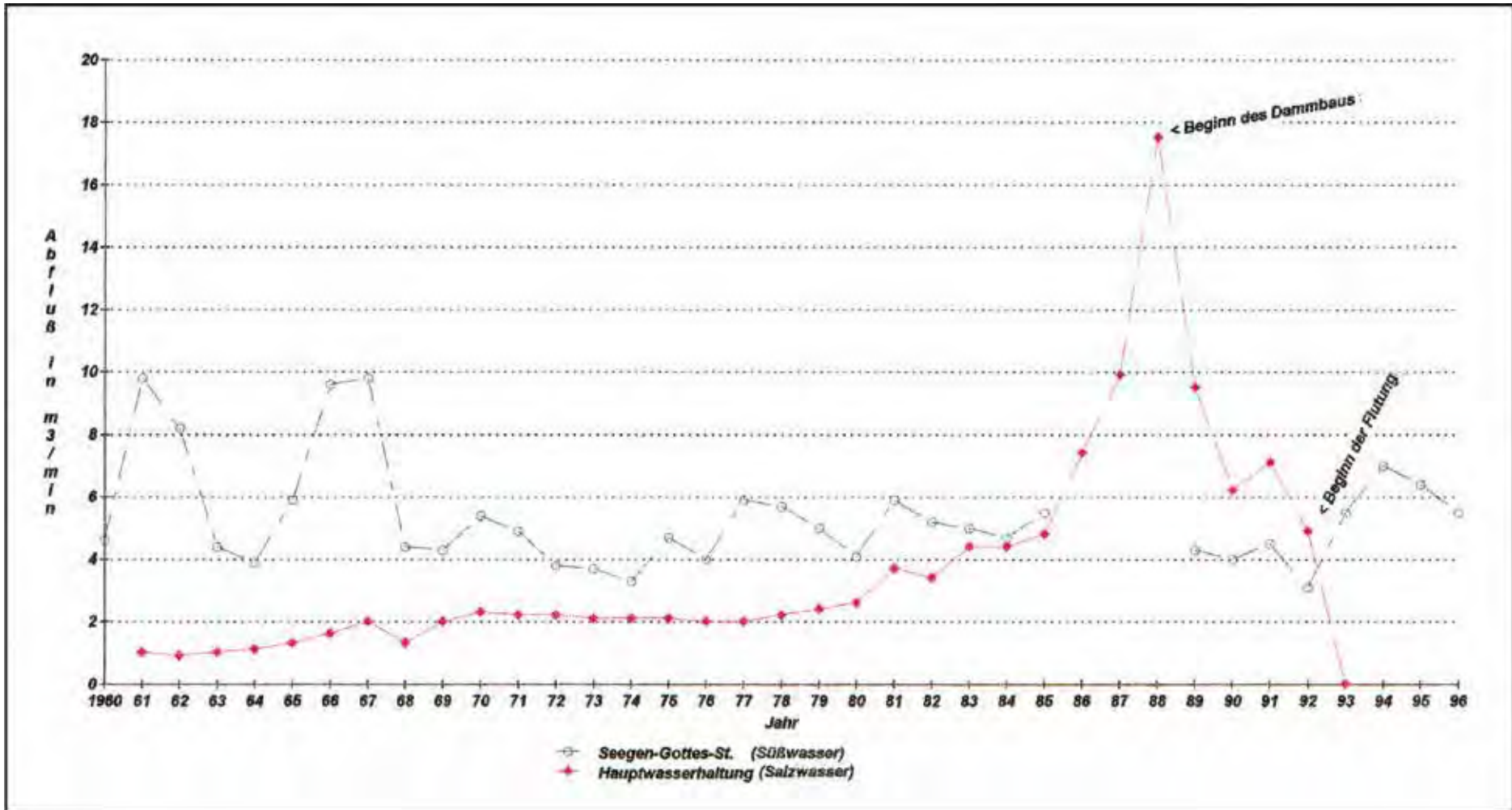


Anlage 4: Abflüsse Mansfelder Mulde 1956-1996 (Jahresmittel in m³/min [einschl. Salzwasserleitung])

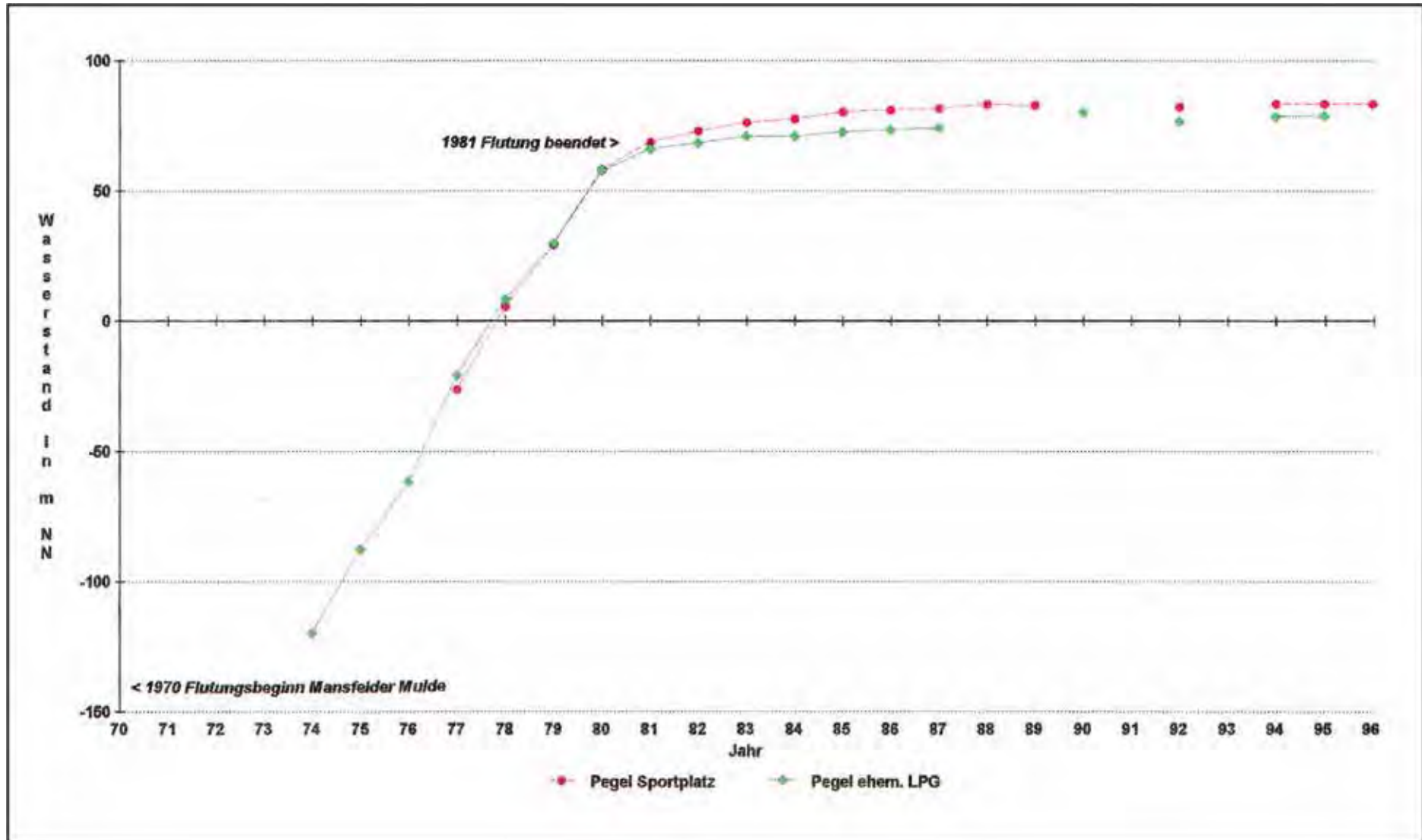




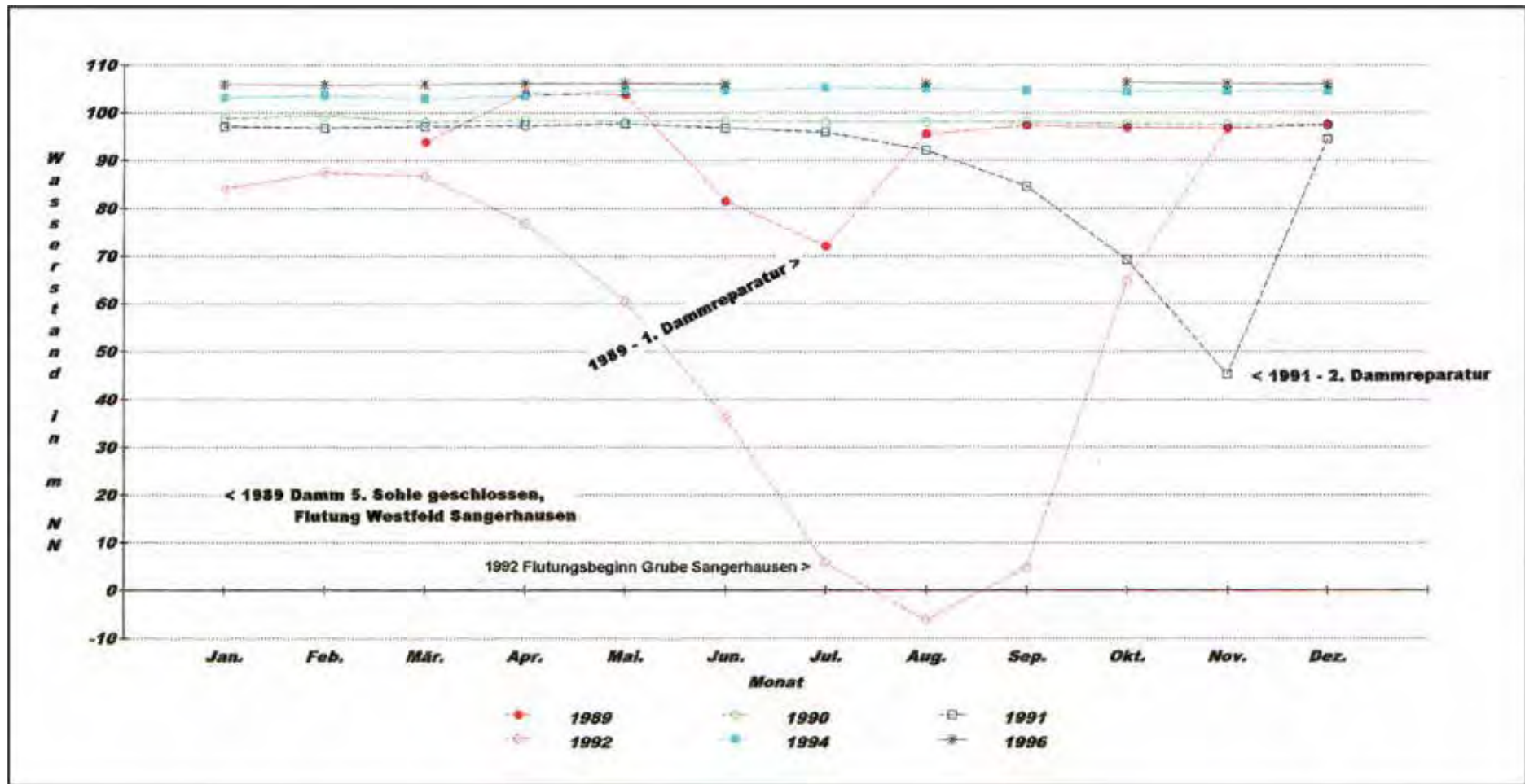
Anlage 5: Mansfelder Kupferschieferbergbau (Salzwasserabfluß 1883-1996)



Anlage 6: Abfluß Revier Sangerhausen (Süß-/Salzwasser-Anfall)



Anlage 7: Zechsteinpegel Amsdorf am Salzigem See (Wasserstand 1974 – 1996 in m NN)



Anlage 8: Zechsteinpegel Sangerhäuser Revier (Pegel Ig Wlh I/89 von 1989-1996)



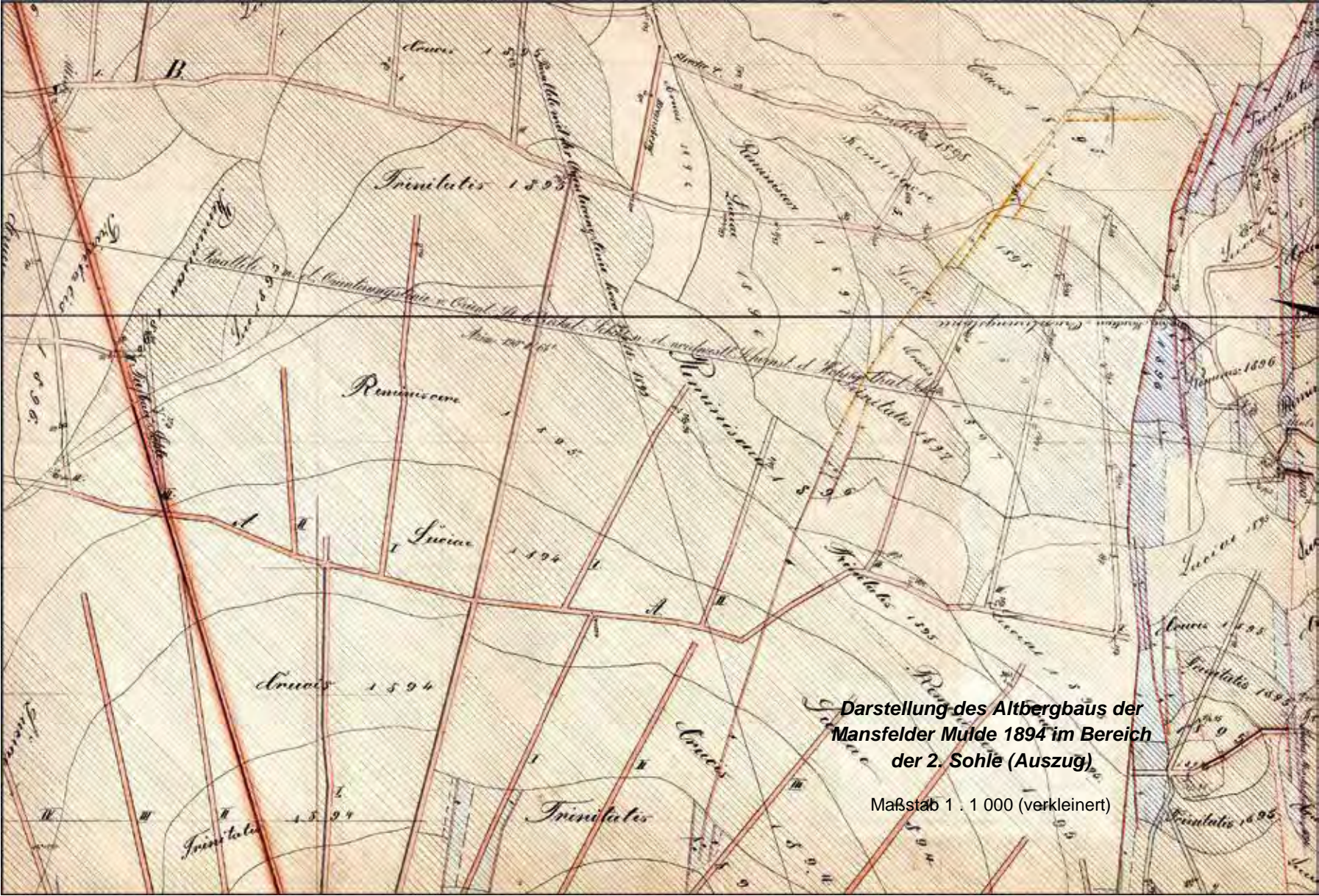


Ausschnitte aus einem der ältesten überlieferten Grubenrisse des Mansfelder Kupferschieferbergbaus

(17. Jahrhundert)

Anlage 9

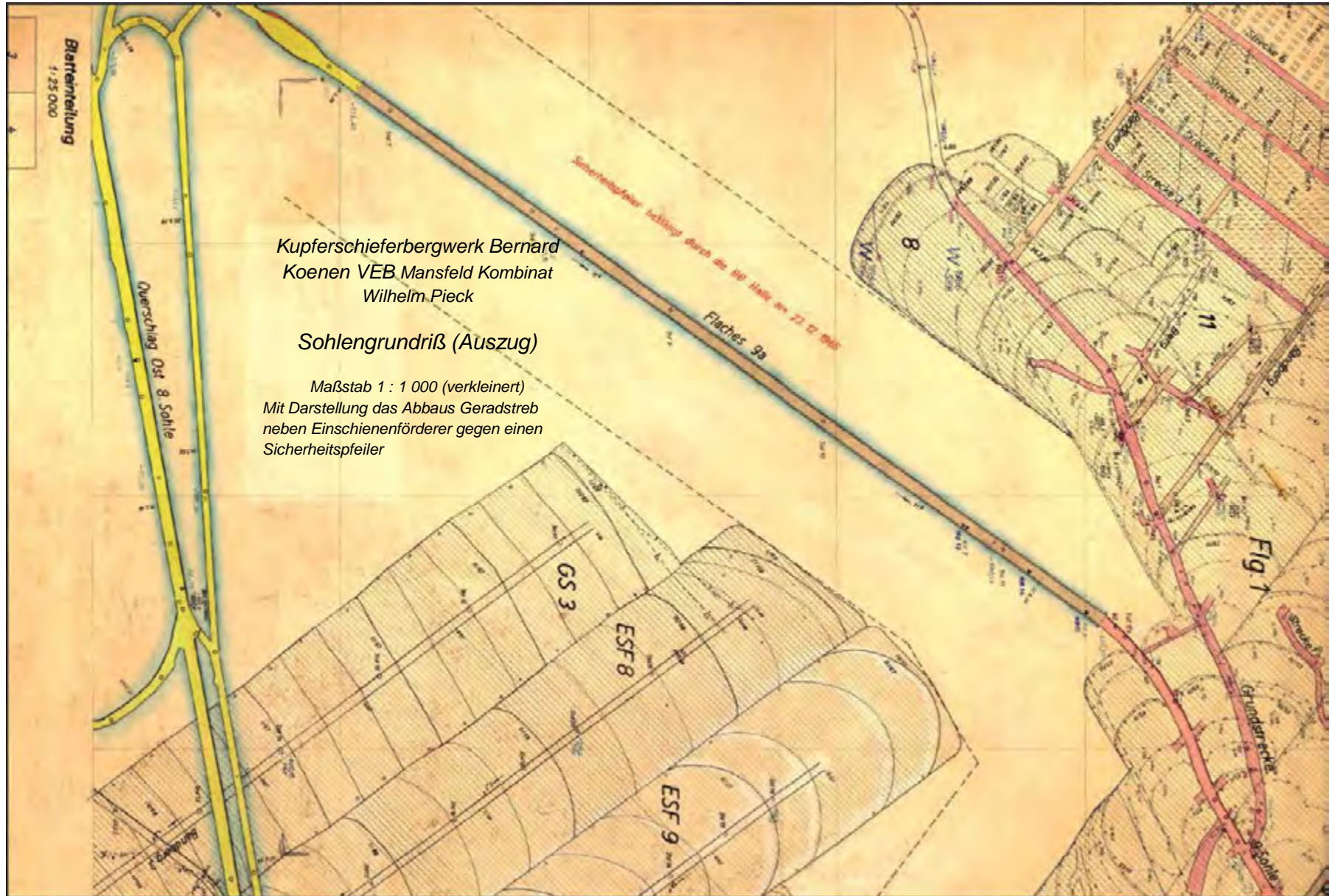




**Darstellung des Altbergbaus der Mansfelder Mulde 1894 im Bereich der 2. Sohle (Auszug)**

Maßstab 1 : 1 000 (verkleinert)





Anlage 11



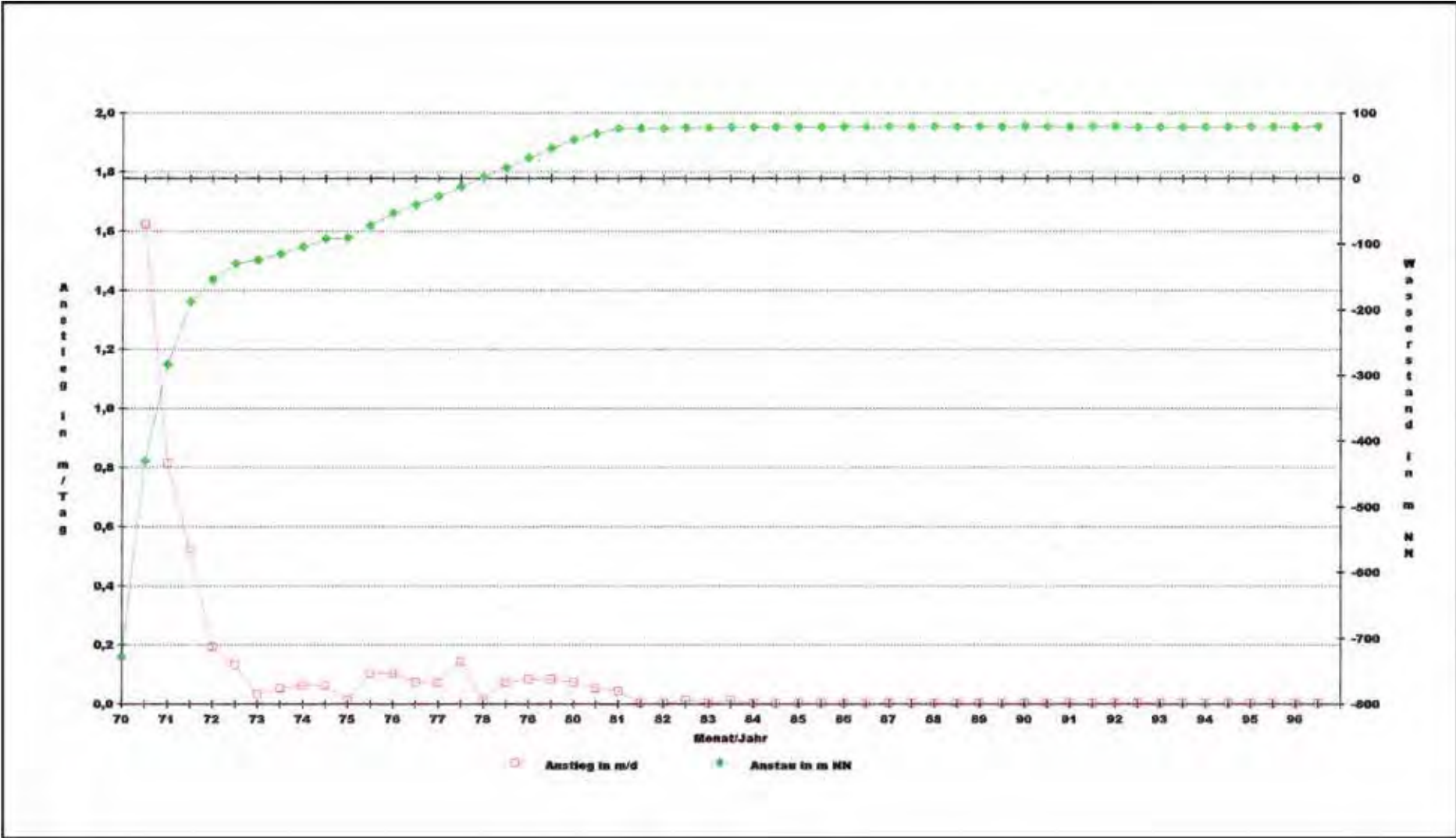


Anlage 12

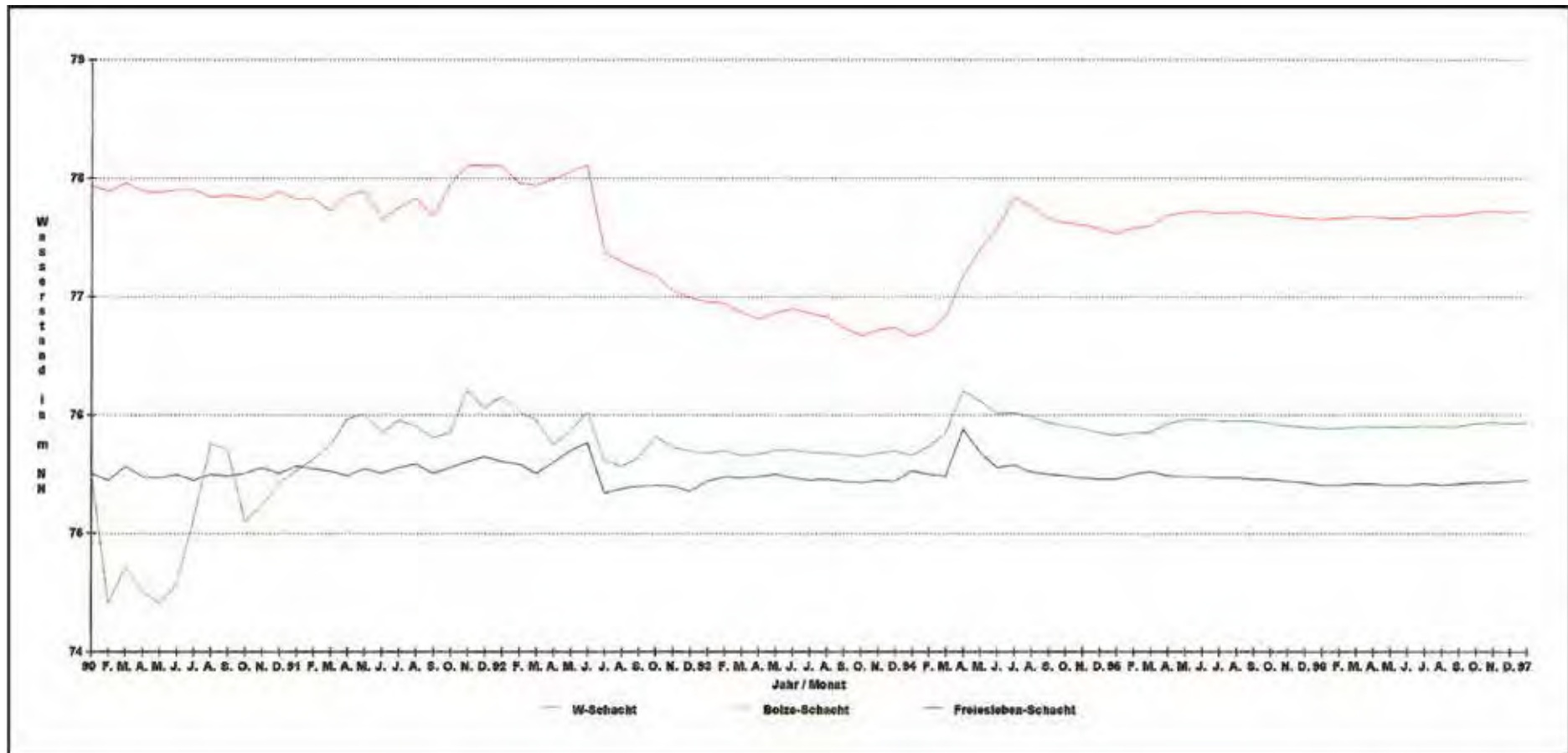


47525y mkom dd 1152-235 dd		es ist nicht meine absicht, sie in die ungewisheit zu entlassen und deshalb bitte ich sie, ruhe zu bewahren und vertrauen in die leitung ihres unternehmens und in die regierung der ddr zu haben. mit dem sozialprogramm sind fuer den ueberbrueckungszeitraum umschulungs- und qualifizierungsmaßnahmen zur vorbereitung auf den spaeteren einsatz vorgesehen.
fs.-nr. 06298    26.06.1990    10.20    76+		ausserdem werde ich mich dafuer verwenden, dass die regierung der ddr das mansfelder gebiet zur schaffung neuer arbeitsplaetze foerdern wird.
mansfelder kupferbergbau-gmbh telex-nr. 48735	berlin, den 25.06.1990	eine erste konzeption zu den moeglichkeiten der ansiedlung von folgeindustrie ist mir bis zum 15.08.1990 vorzulegen. ich werde dem herrn ministerpraedidenten empfehlen, antraege ihrer unternehmensleitung zur foerderung des mansfelder landes zustimmend zu entscheiden, um wesentlich schneller als bisher dieses gebiet mit neuer industrie zu versehen.
an die mansfelder kupferbergleute:		In der gegenwaertigen lage ist besonnenes handeln und ruhe das beste mittel, um die wirtschaftlichen und sozialen probleme zu klaeren.
In anbetracht der wirtschaftlichen lage und des finanzhaushaltes in unserem lande ist eine stuetzung des mk-kupferschieferbergbaues nur noch bis zum 30.09.90 moeglich.		seien sie gewisz, dass die regierung der ddr die mit der schlieszung der mansfelder schaechte entstehenden probleme sehr ernst nimmt und eine fuer alle seiten annehmbare loesung finden wird.
ich kann dem antrag ihrer unternehmensleitung auf weiterfuhrung der stuetzung bis ende 1992 nicht zustimmen. in einer beratung am freitag, dem 22.06.90, sind unter leitung meines stellvertreters, dr. koerber, masznahmen festgelegt worden, wie das abfahren und die verwahrung des kupferbergbaues vorbereitet werden soll. untrennbarer bestandteil dieser konzeption soll ein sozialprogramm sein, dessen 1. entwurf mir die unternehmensleitung der mansfeld ag in zusammenarbeit mit der ig-bergbau sowie unter mitwirkung des ministeriums arbeit und soziales und des ministeriums fuer finanzen bis zum 15.07.1990 vorzulegen hat.		dr. pohl minister fuer wirtschaft +++
dieses sozialprogramm soll ein pilot-programm fuer die bergleute der ddr werden. sie koennen sicher sein, dass ich persoendlich einfluss nehmen werde, dass sie in sozialer sicherheit bleiben und das sozialprogramm sich an den max. moeglichkeiten der wirtschaft der ddr orientiert.		47525y mkom dd 1152-235 dd
		26.06.90    11.01

Anlage 13: Fernschreiben vom 26.06.1990 zur Einstellung des Kupferschieferbergbaus zum 30.09.1990

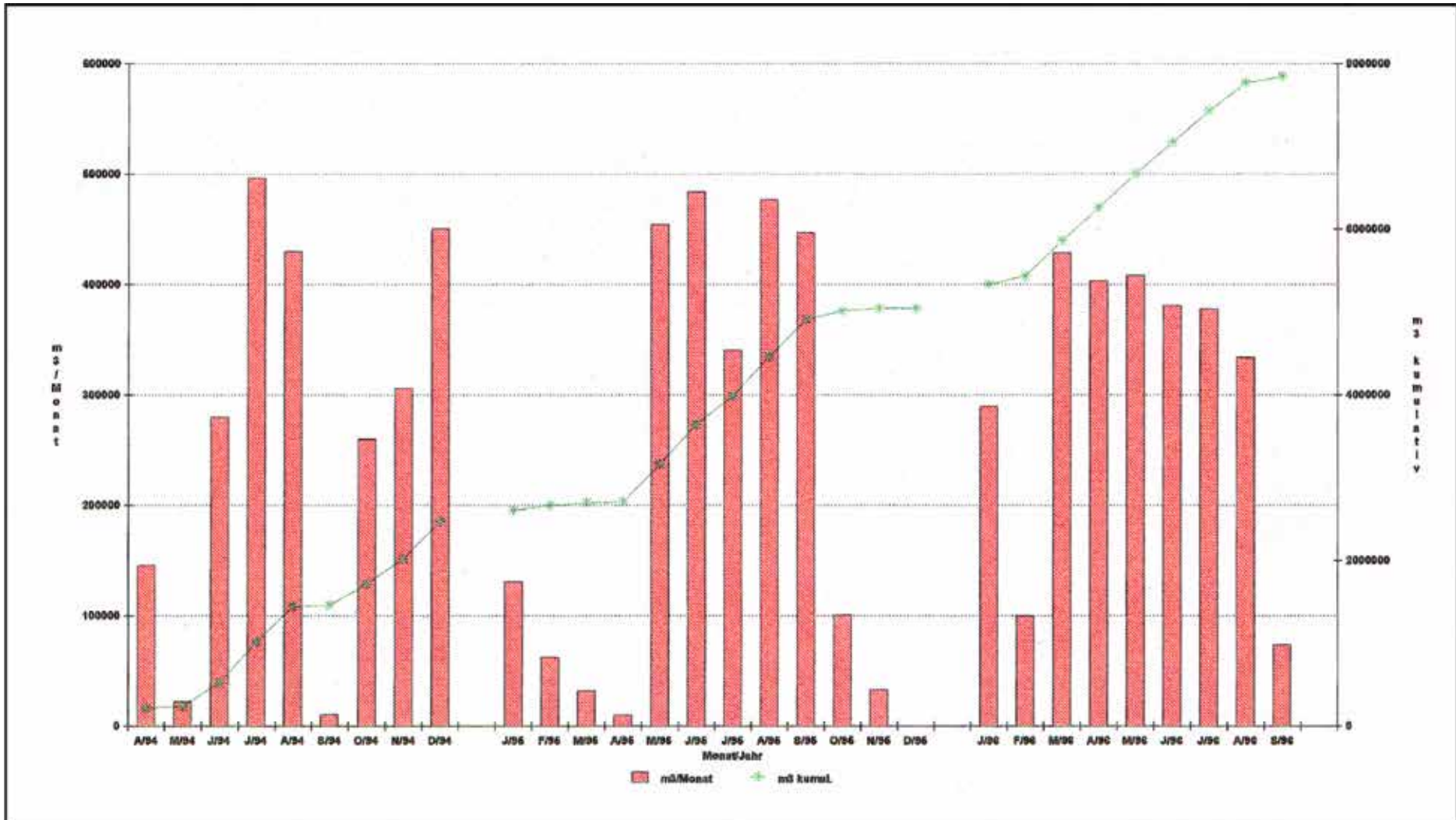


Anlage 14: Flutung der Mansfelder Mulde (Flutungsverlauf 1970-1996)

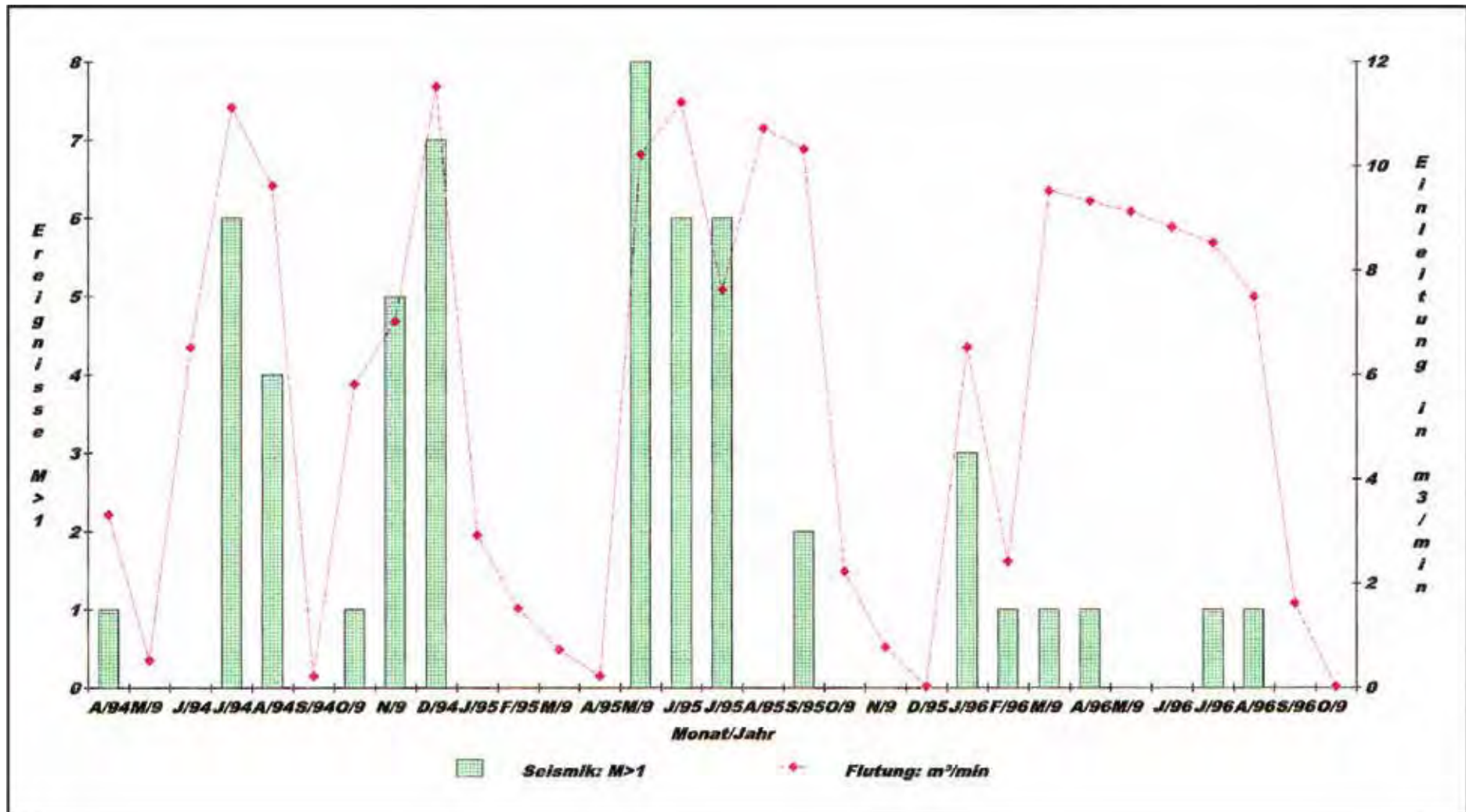


Anlage 15: Grubengebäude Mansfelder Mulde (Wasserstände 1990-1996)

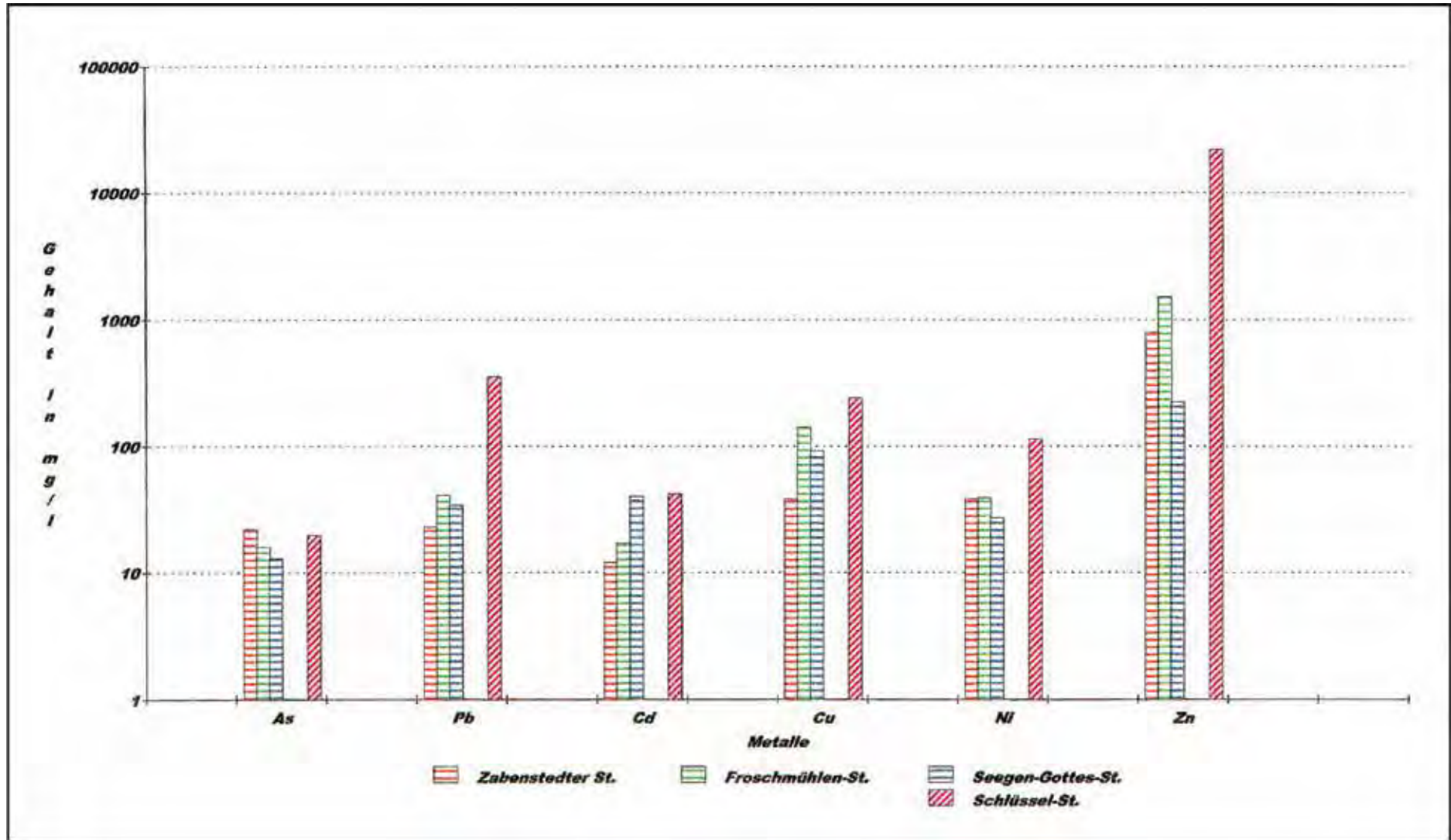




Anlage 16: Flutung Grube Niederröblingen 1994-1996 (Einleitung monatlich u. kumulativ)

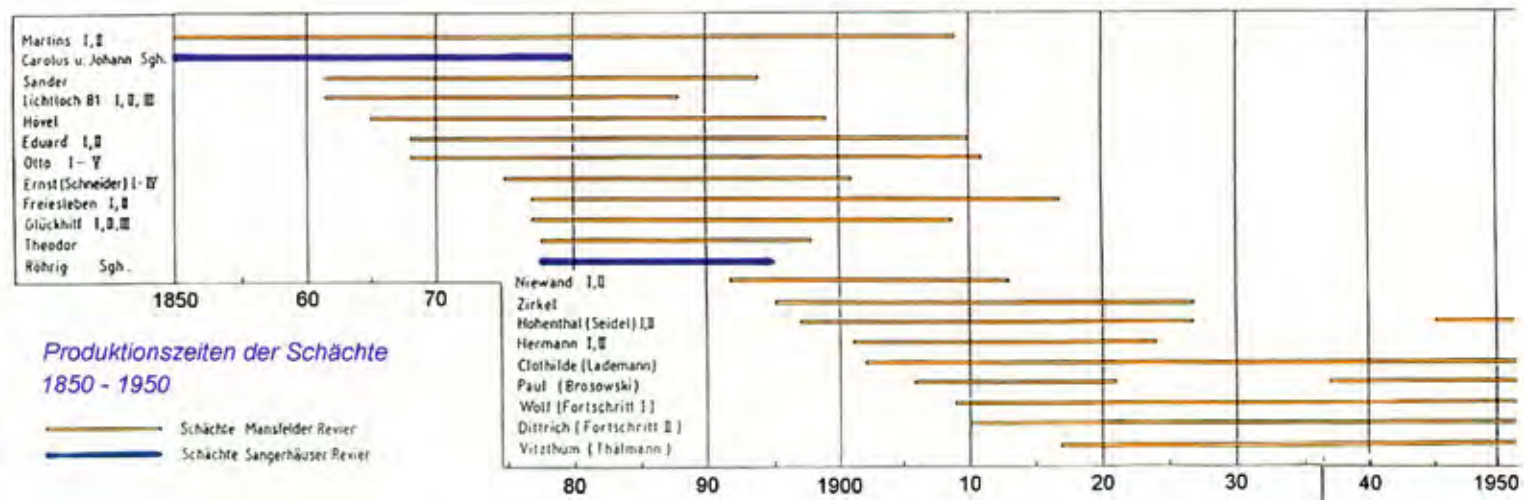
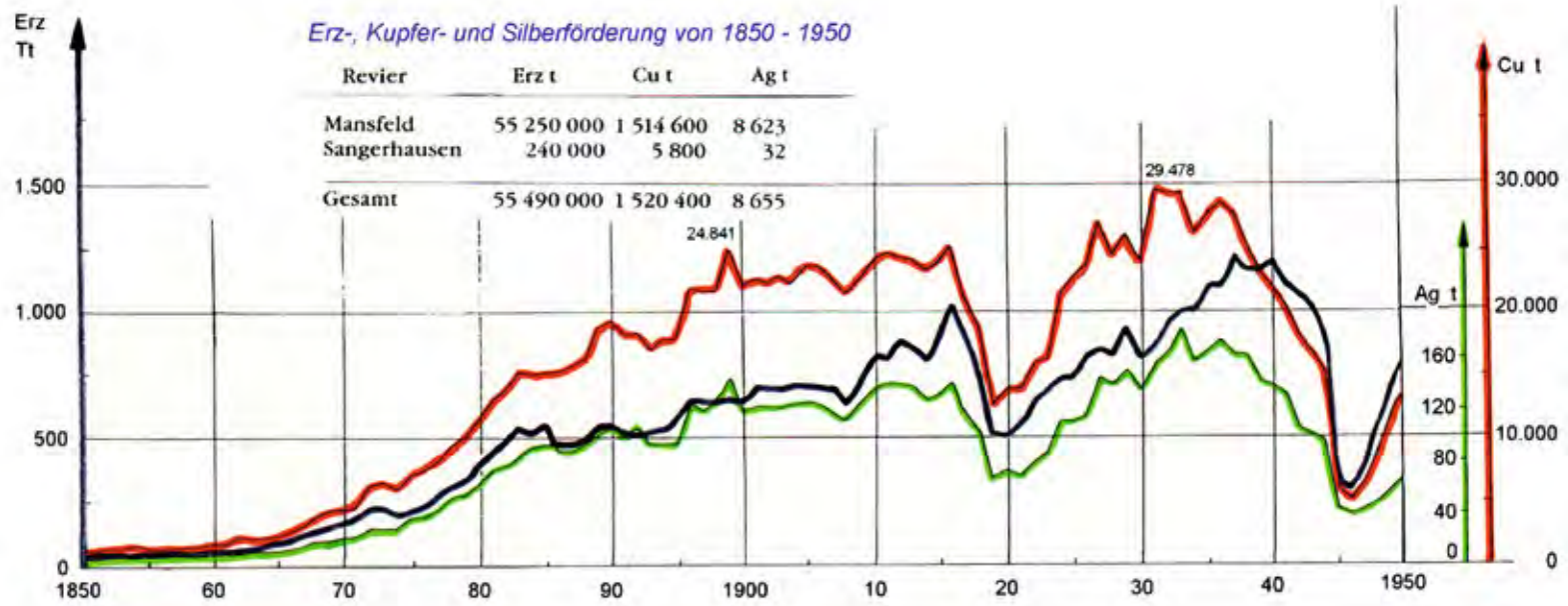


Anlage 17: Flutung Grube Niederröblingen (Vergleich Seismik/Flutung 1994 – 1996)

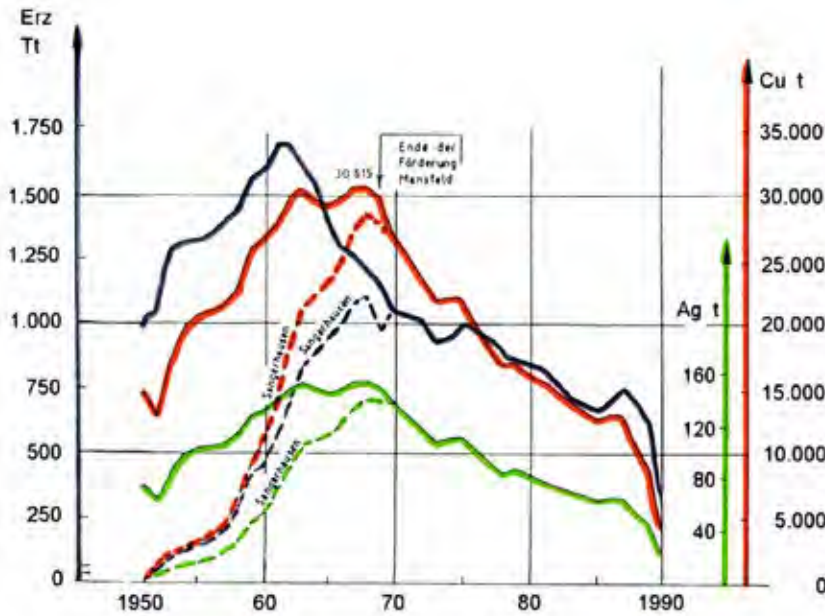


Anlage 18: Metallgehalt Mansfelder Stollenwässer (Durchschnittswerte 1997)







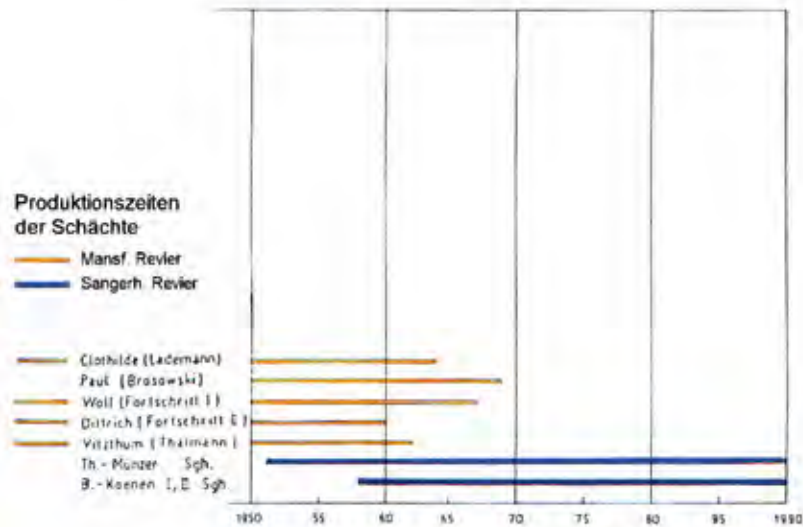


Erz-, Kupfer- und Silberförderung von 1951 - 1990

Revier	Erz t	Cu t	Ag t
Mansfeld	16 200 000	219 900	1 100
Sangerhausen	27 280 000	598 400	2 993
<b>Gesamt</b>	<b>43 480 000</b>	<b>818 300</b>	<b>4 093</b>

Erz-, Kupfer- und Silberförderung in der Gesamtbergbauperiode (1200 - 1990)

Revier	Erz t	Cu t	Ag t
Mansfeld	80 760 000	2 009 800	11 111
Sangerhausen	28 140 000	619 200	3 102
<b>Gesamt</b>	<b>108 900 000</b>	<b>2 629 000</b>	<b>14 213</b>



Produktionsanteil in den Revieren

Revier	Erz %	Kupfer %	Silber %
Mansfeld	74,2	76,4	78,2
Sangerhausen	25,8	23,6	21,8