

Vom Kupferschiefer zum Metall – Die Verhüttung

von Dipl.-Ing. Dr. Wolfgang Eisenächer, Dipl.-Ing. Walter Klette, Dipl.-Ing. Heinrich Prohl

1.	Die verfahrenstechnische Frühzeit	209
1.1.	Möglichkeiten und Voraussetzungen zur Verhüttung des Kupferschiefers	209
1.2.	Das Silber	214
1.3.	Auswirkungen des Saigerprozesses	215
1.4.	Die Hütten im 15. und 16. Jahrhundert	219
1.5.	Die gewerkschaftlichen Betriebe des 17. und 18. Jahrhunderts	227
1.5.1.	Die Rohhütten	227
1.5.2.	Die Saigerhütte bei Hettstedt	233
2.	Die Zeit der Innovationen 1800 - 1870	236
2.1.	Die Rohhütten	236
2.2.	Die Kupfersteinverarbeitung	240
2.3.	Die Röstgase - ein Umweltproblem	244
3.	Von Manufaktur und Empirie zu technisierten Großbetrieben	248
3.1.	Die Rohhütten, einschließlich der Röst- und Spuranlagen	248
3.2.	Rohhüttenflugstaub und das Blei	256
3.3.	Die Eisensau	258
3.4.	Vom Garkupfer zum Mansfeld - Feuerraffinat	260
3.5.	Zusammenfassung und Ausblick	265
4.	Die Zeit um die beiden Weltkriege bis 1945	267
4.1.	Die Rahmenbedingungen für die Kupferproduktion der „Mansfeldschen Kupferschieferbauenden Gewerkschaft“ zu Beginn des 20. Jahrhunderts	267
4.2.	Die Modernisierung der beiden Rohhütten	268
4.3.	Die neue Gottesbelohnungshütte - die Verarbeitung des Kupfersteins nach modernen Methoden	279
4.4.	Von der Kupferkammerrohhütte zur Bleihütte	292
5.	Höhepunkte und Ende der Kupferschieferverarbeitung 1945 – 1990	300
5.1.	Die Rohhütten	301
5.2.	Die Kupfer-Silber-Hütte im Umbruch	313
5.3.	Die Entwicklung der Sekundärkupferverarbeitung im Mansfeld Kombinat	317
5.5.	Das Ende der Bleihütte Konsequenzen aus der Veränderung der Kupfererzzusammensetzung und dem Rückgang der Erzförderung	331
6.	Die Mansfelder Verhüttungsprozesse und die Auswirkungen auf die Umwelt	339
7.	Mansfeld nach der Wende	
	Neue Verhüttungsanlagen mit Auswirkungen auf Qualität und Umwelt	350

III. Vom Kupferschiefer zum Metall – Die Verhüttung

Unter Verhütten versteht man die Bearbeitung eines Rohstoffes mit physikochemischen Methoden, die, großtechnisch machbar und insbesondere hinsichtlich des energetischen Aufwandes wirtschaftlich vertretbar, seine schrittweise Zerlegung zu Einzelkomponenten oder Stoffgruppen zum Ziel haben.

Dabei galt dem Hüttenmann von jeher die Maxime, die in den einzelnen Verfahrensschritten neben dem jeweiligen Zielobjekt entstehenden Zwischen- und Abprodukte

- in ihrer Menge zu minimieren,
- zu nutzbaren Produkten zu verwerten,
- zu recyceln oder sie
- unschädlich zu beseitigen.

In dieser Hinsicht ist Verhüttung ein ständiges Fließen, ein nach dem Optimum der Kombination verschiedener Machbarkeiten strebender und doch stets ein Kompromiß bleibender Vorgang, unterworfen dem jeweiligen wissenschaftlichen Erkenntnisstand und den wechselhaften allgemeinwirtschaftlichen Gegebenheiten. Das macht den Reiz und die Faszination des Hüttenwesens aus. Gerade am polymetallisch vererzten Kupferschiefer haben Generationen von Hüttenleuten gerungen, seine geringen Metallinhalte auszugewinnen und maximal zu nutzen, oftmals dabei Pionierarbeit leistend, als andernorts noch Reste mittelalterlicher Alchimie die Vorstellungswelt beherrschten.

Insgesamt hat der Kupferschiefer 20 Elemente in technisch verwendbarer oder in für eine Weiterverarbeitung hoch angereicherter Form hergegeben, eines davon, das Gallium, nur während kurzer Zeit und in geringen Mengen.

Rechnet man noch Arsen und Antimon hinzu, deren geringe Mengen angereichert in Zwischenprodukten zur Weiterverarbeitung an andere Hütten abgegeben worden sind, und betrachtet man auch den Kohlenstoff des Schiefers, der, zu Kohlenmonoxid umgewandelt, im Gichtgas der Energieerzeugung diente, als genutzte Bestandteile, so erhöht sich die Elementezahl auf 23. Damit stehen der Kupferschiefer als Lieferant und sein Verhüttungsgang zur Ausgewinnung dieser Elemente als weltweite Einmaligkeit da, von keiner großtechnisch ausgebeuteten Lagerstätte und von keinem nur auf einem einzigen Rohstoff basierenden Hüttenprozeß auch nur annähernd erreicht.

Wie die Anfänge des Bergbaues, so sind auch die Anfänge der Verhüttung des Kupferschiefers in Dunkel gehüllt. Es ist nur eine Vermutung, daß nach der sagenhaften „Hettstedter Entdeckung“ sich Abbau und Verhüttung des Schiefers schnell entfaltet und auf das Gebiet um Mansfeld und Eisleben ausgedehnt haben. Manche Bearbeiter nehmen aufgrund angeblich fehlender Belege allerdings einen über 200 Jahre währenden Stillstand der Kupfergewinnung im Anschluß an die „Entdeckung“ an.

Da jedoch aus der Mitte des 14. Jahrhunderts urkundliche Nachrichten zur Kupferschieferverhüttung vorliegen, diese Epoche aber wegen Pest und verheerender kriegerischer Auseinandersetzungen im Mansfelder Raum nur sehr ungünstige Bedingungen für eine wirtschaftliche Tätigkeit bot, darf angenommen werden, daß auch zuvor, im 13. und im ersten Drittel des 14. Jahrhunderts und bei nicht schlechteren äußeren Bedingungen, Kupferschieferabbau und -Verhüttung lebensfähig gewesen waren.

Sicher hingegen ist, daß Abbau und Verhüttung des Schiefers sich gegenseitig bedingen, das Eine ohne das Andere nicht möglich ist, und ebenso steht fest, daß mit Beginn des Kupferschieferabbaus um 1200 die Verhüttung in der Weise stattgefunden hat, wie sie aus dem Anfang des 16. Jahrhunderts mit ausreichender Genauigkeit bekannt ist; eine andere Möglichkeit gibt es nicht.

Daraus ergeben sich einige Erkenntnisse zum vermuteten Ablauf der ersten Phase der Kupferschieferverhüttung, wobei bedeutsam ist, daß die ältesten urkundlichen Belege nicht den Bergbau, sondern die Verhüttung betreffen. So werden

- 1342 die Hütte zu Heiligenthal,
- zwischen 1320 und 1360 (die Urkunde läßt sich nicht eindeutig datieren) „Eisleber Kupfer“,
- 1367 eine Schmelzhütte bei Eisleben,
- 1384 eine Hütte zwischen Wimmelburg und Eisleben
 - und ein ehemaliger (Kupfer?-)Hammer „über der Klippe“ (Eisleben)
- 1387 zwei Hütten der Hettstedter Hüttenmeister an der Eine sowie
- 1430 ein „Hüttenhof“ in der heutigen Innenstadt Eislebens genannt.

Gewisse Schwierigkeiten bestehen bezüglich der Darstellbarkeit der Verhüttung. Es handelt sich in der Regel um optisch nicht in Erscheinung tretende Vorgänge und Umsetzungen, zumeist in geschlossenen Apparaten ablaufend, die sich nur verbal, wobei auf die Formelsprache der Chemie nicht vollständig verzichtet werden kann, und in Fließbildern darstellen lassen. In den nachfolgenden Kapiteln wurde versucht, in gedrängter Form die wichtigsten Methoden, Praktiken und Verfahren der Metallgewinnung aus Mansfelder Erz in ihrer Entwicklung und verschlungener gegenseitiger Bedingtheit seit den ersten Hüttenfeuern allgemeinverständlich darzulegen.

1. Die verfahrenstechnische Frühzeit

1.1. Möglichkeiten und Voraussetzungen zur Verhüttung des Kupferschiefers

Der erste Schritt bei der Verarbeitung der Erze zu Metall ist die Trennung des metallführenden Minerals vom tauben Gestein.

Üblicherweise ist - und war seit den ältesten Zeiten - zwischen der Gewinnung der Erze und ihrer metallurgischen Verarbeitung die mechanisch-physikalische Aufbereitung (ausgeführt als Verlesen, Ausklauben, Waschen, Flotieren, Magnetscheidung u. a.) zur Abtrennung des Gesteinanteiles eingeschaltet. Dadurch wird erreicht, daß der Verhüttung nur relativ kleine Massen im Metallgehalt hoch angereicherter „Konzentrate“ vorlaufen und die recht hohen Verhüttungskosten sich auf einen großen Wertproduktanteil verteilen. Eine derartige Aufbereitung ist infolge der sehr feinkörnigen Verwachsung zwischen Gestein und Erzmineralen - sie liegen in Größen bis unter 0,005 mm vor - sowie anderer Eigenschaften des Kupferschiefers an ihm unausführbar.

Der erste Schritt zur Verarbeitung des Kupferschiefererzes war deshalb das Verschmelzen zu der aus dem Gesteinsanteil entstehenden Schlacke und dem die sulfidischen Erzminerale darstellenden Kupferstein, einem Gemisch von Kupfersulfid (Cu_2S) und Eisensulfid (FeS), der sich auf Grund seiner Dichte von 4,5 m bis 5 im Schmelzfluß gut von der leichteren Schlacke (Dichte ca. 2,8 g/cm³) trennt. Diese „metallurgische Aufbereitung“ des nur 2 % bis 3 % Kupfer enthaltenden Schiefers war über die 800jährige Kupferschieferverarbeitung eine metallurgisch-verfahrenstechnische Besonderheit und bei der Aufnahme des Bergbaues am Ende des 12. Jahrhunderts eine Einmaligkeit.

Die zu diesem Zeitpunkt existierenden und vergleichbaren Metallerzbergbaue basierten auf Derberz führenden Mineralgängen oder Reicherzlagerstätten und produzierten angereichertes Aufbereitungsgut, bestehend aus nahezu reinen Erzmineralen, dessen geringe Mengen chargenweise, d. h. in Größenordnung um 100 kg, in kleinen Ofenschächten (oder zu wenigen Kilogramm auf offenen, Schmiedefeuer ähnlichen „Herden“) „satzweise“ verarbeitet wurden. Die als Brennstoff und Reduktionsmittel dem Erzkonzentrat beigemischte Holzkohle verbrannte unter dem „natürlichen Zug“ der Öfen, wobei Temperaturen um 1.100 °C entstanden, die zur Reduktion der jeweiligen Metalloxide (Cu_2O , PbO , SnO_2 , Fe_2O_3) und zum Schmelzen der entstehenden Metalle (außer Eisen) ausreichten. Diese saigerten aus dem Aufgabegut aus, sammelten sich am Boden des Ofens oder liefen aus diesem heraus. Gegebenenfalls war es bei der Erzeugung von Kupfer - Rohkupfer schmilzt erst ab 1.050 °C - erforderlich, die Windzufuhr zum Ofen durch einige Hübe manuell betätigter kleiner Blasebälge zu verstärken, um die Kohlenstoffverbrennung zu intensivieren und dadurch die Ofenraumtemperatur zu erhöhen; „Blasöfen“ bildeten im 12. Jahrhundert aber noch die Ausnahme.

Eine solche Charge dauerte zwei bis drei Stunden. Nach ihrer Beendigung ließ sich durch Abbrechen der Ofenvorderwand das erzeugte Metall entnehmen und ohne Verzug verkaufen, der Ofenschacht von ungeschmolzenen Beschickungsresten säubern und der Ofen für eine neue Charge vorbereiten. Durch Zerkleinern und Verwaschen der „Ofenausbrüche“ waren nicht ausgesaigerte Metallkörner daraus leicht gewinnbar.

Diese, mit 90 % bis 95 % des gesamten Arbeits- und Kostenaufwandes für die Metallerzeugung den Schwerpunkt auf die Erz- bzw. Konzentratgewinnung legende Arbeitsweise wird als Eigenlehnerbergbau bezeichnet, ausführbar vom einzelnen Bergmann oder einer Kooperative weniger Personen, charakterisiert durch kurzzeitige, unkomplizierte, auch mit geringsten Erzmengen mögliche Verhüttungskampagnen sowie unverzüglichem Verkauf des gewonnenen Produktes.

Das war am und mit Kupferschiefer nicht möglich. Er ergibt, auf beschriebene Art in Öfen mit natürlichem Zug bearbeitet, bei 1.100 °C lediglich eine verklebte poröse Sintermasse mit noch sehr viel unverändertem Schiefer. Ein Austreten und Absaugern der wegen des niedrigen Gehaltes sehr kleinen Mengen metallhaltiger Phase geschieht nicht oder nur sehr untergeordnet. Die für eine Phasentrennung erforderliche totale Verflüssigung des Kupferschiefers tritt erst oberhalb 1.250 °C ein und verlangt neben der Verwendung von Schmelzhilfsmitteln die durchgehende Anwendung eines sehr kräftigen Windstromes bei entsprechend hoher Brennstoffzufuhr.

Ein derartiger Windstrom war im Dauerbetrieb mit den mittels Muskelkraft bewegten Blasebälgen der Schmiede des 12. Jahrhunderts keinesfalls sicherzustellen. Dazu bedurfte es großer Blasebälge, deren Konstruktion und Antrieb mit Wasserkraft sich um diese Zeit in den ersten Ansätzen entwickelte.

Erst ausreichende und nachhaltige Windversorgung gestattet das vollständige Schmelzen, wodurch, indem das Schmelzgut verflüssigt selbsttätig den Ofen verläßt, ein ständiges Zuführen neuer Beschickung ermöglicht wird, d. h. kontinuierliches Verschmelzen. Damit ist die entscheidende Voraussetzung zur Verarbeitung von Armerz, der Massendurchsatz, erfüllt, um das Zielprodukt, in diesem Falle Kupferstein, in wiederauffindbaren und sinnvoll verarbeitbaren Massen zu erhalten. Solcher Massendurchsatz war wiederum Bedingung für die Wirtschaftlichkeit der Verarbeitung von Armerz, indem gegenüber diskontinuierlicher Arbeitsweise der Brennstoffaufgang soweit absank, daß das Verschmelzen finanziell vertretbar wurde.

Diese für die Nutzung von Kupferschiefer notwendigen Voraussetzungen waren damals kein allgemeines Wissen, sondern höchst spezifisches, in seinen Einzelteilen punktuell, lokal begrenztes Können, als Ganzes dem „gemeinen Metallerzeuger“ oder Schmied unbekannt, viel weniger noch dem Mansfelder bzw. Hettstedter Bauer oder Bürger.

Es gab im 12. Jahrhundert keine anwendungsbereit vorliegende Technologie zum kontinuierlichen Niederschmelzen großer Erzmassen, einfach deshalb, weil in den bestehenden Montanbezirken ein entsprechender Bedarf hierfür nicht bestand.

Zu diesem Problemkreis kam hinzu, daß die in den Montanbezirken ausgeübte Metallgewinnung generell unmittelbar auf das auszugewinnende Metall gerichtet war, indem die damals in den oberen Teilen der Lagerstätten abgebauten oxidischen oder karbonatischen Erzminerale unmittelbar zu Metall reduziert wurden. War der primäre, sulfidische Teil der Lagerstätte erreicht, so kam wegen fehlender Verhüttungsverfahren der Abbau zum Erliegen, oder - allmählich im 12. Jahrhundert beginnend - es wurden, bei bestehender Aufbereitungsmöglichkeit, durch Abrösten (eine oxidierende thermische Behandlung) der Schwefel des Konzentrates in flüchtiges SO₂ und die Metalle in ihre Oxide überführt, die sich dann wie die oxidischen Konzentrate zu Metallen reduzieren ließen. Diese Oxidations-Reduktionsmethode gelingt beim Kupferschiefer nicht. Seine Sulfide lassen sich nicht auf einfache Weise oxidieren. „Natürlich oxidiertes“ Schiefer (das ist verwitterter Schiefer aus den oberflächennahen Lagerstättenteilen, der frei vorliegende Kupferkarbonate enthält, die infolge ihrer intensiven Färbung hohe Metallgehalte vortäuschen, was zweifellos schon lange vor 1200 zu Reduktionsversuchen nach der üblichen Metallherzeugungstechnologie geführt haben mag) ergibt, auch vollständig geschmolzen, keine Metallausscheidung, sondern größtenteils in der Schlacke verteilt bleibende feinste Metallflitter. Deshalb durften, im Gegensatz zu den allgemeingebrauchlichen Metallgewinnungsverfahren, die Sulfide des Kupferschiefers vor seiner metallurgischen Verarbeitung nicht oxidiert sein oder mußten, im Falle verwitterten Schiefers, durch Zusatz von Pyrit zum Schmelzen „wiederhergestellt“ werden, denn nur sie sind im Schmelzfluß in ausreichendem Maße aus der Schmelze abtrennbar. Der gewonnene Kupferstein ließ sich dann nach dem von der Sulfidkonzentratverarbeitung bekannten Standardverfahren abrosten und das Röstgut reduzierend zu Metall verarbeiten.

Dieser verfahrenstechnische „Umweg“ zunächst zum Kupferstein - noch gegenwärtig die Standardtechnologie der Kupferherstellung - widersprach den damaligen Vorstellungen, denn er brachte keinen unmittelbaren Arbeitsfortschritt in Richtung Metall. Die „Steinarbeit“, für den nahe der Erdoberfläche anfänglich gewinnbaren verwitterten Schiefer durch Pyritzuschlag sogar gezielt erzwungen, dürfte zu Beginn des 13. Jahrhunderts in Mitteldeutschland eine neuartige Technologie dargestellt haben.

Nicht nur diese Wissenskomplexe waren für das Erkennen der Verwertbarkeit von Kupferschiefer nötig, sondern auch die Kenntnis von der Wirkung des Flußspates (Fluorit) als schmelzförderndes und die Viskosität der Silikatschmelzen verringernendes Agens als Voraussetzung für die weitgehende Abscheidung der Kupfer Steinpartikel. Hierzu gehört vor allem das Wissen um nahegelegene Bezugsquellen, von denen mit tragbaren Transportkosten der mit bis zu 10 % vom Schiefergewicht betragende Flußspatbedarf, ein beträchtlicher Kostenfaktor der Verhüttung, gedeckt werden konnte.

Zusammenfassend ist festzustellen, daß am Ende des 12. Jahrhunderts im Mansfelder Raum eine Technologie zur Verarbeitung des Kupferschiefers nicht existierte, der somit ein nicht nutzbares Objekt war. Man kann davon ausgehen, daß um diese Zeit wesentliche Bestandteile der für den Kupferschiefer erforderlichen Verarbeitungs- und Schmelztechnologie aus einem anderen Bergbaurevier, vermutlich aus Harzgerode, übernommen worden sind, dort zufällig entstanden (Rösten sulfidischer, Flußspat führender Buntmetallerze, wobei diese zu Stein und mit sonstigen Gesteinsanteilen zu „Flußspatschlacke“ zusammensinterten), die als spezifische Varietät dort nur lokale Bedeutung hatten.

Insofern lag der sagenhaften erstmaligen Aufnahme des Kupferschieferabbaues durch Nappian und Neucke weniger die Entdeckung der Kupferführung zu Grunde (sie dürfte sehr wahrscheinlich schon lange bekannt gewesen sein), sondern das Heranbringen der Kupfersteinschmelztechnologie für sehr schwer schmelzbares, metallarmes Material an den bis dahin nicht verwertbaren schwarzen Schiefer. Erst dadurch wurde er zum nutzbaren Erz, und die beiden „Entdecker“ haben dann „die ersten Schiefer gelangt, ... ihr Vermögen“ (das ist ihr Wissen, Können) „dran gewandt und also den Bergbau zu bauen angefangen“. Demnach haben Hüttenleute mit ihrer „Kunst“ des kontinuierlichen Schmelzens und der Steinarbeit den Kupferschieferbergbau begründet. *Cyriakus Spangenberg* läßt dieses Ereignis „nach dem 1190sten Jahre“ auf dem Kupferberg bei Hettstedt geschehen.

Keinesfalls kann es ein, wie behauptet worden ist, „Aufsammeln von Schieferstücken auf Äckern“ oder einen „sporadischen Abbau am Ausgehenden der Lagerstätte“ durch Einzelpersonen und, daraus folgernd, ein gelegentlich vorgenommenes „einfaches reduzierendes Niederschmelzen der zu Malachit oxidierten Kupferminerale des Schiefers“ zu metallischem Kupfer „in primitiven Schmelzöfen“ gegeben haben. Kupferschieferverarbeitung war von Anfang an eine kapitalintensive und für damalige Zeit auch „hochtechnisierte“ Angelegenheit in arbeitsteiligem „Großbetrieb“. Es dauerte ein halbes Jahr, ehe aus dem gefördertem Erz das erste verkaufbare Rohmetall gewonnen war, und eine derart lange Realisierungszeit verlangt kontinuierliche und industrielle Arbeitsweise. Der Einzelbergmann konnte mit „seinem“ individuell gewonnenen Schiefer nichts anfangen.

Auf diese Problematik der Kupferschieferverarbeitung ist es zurückzuführen, daß unter den vielen untersuchten bronzezeitlichen Metallfundstücken aus der engeren und weiteren Umgebung der Kupferschieferlagerstätte sich kein Exemplar befindet, dessen chemische Zusammensetzung auch nur annähernd einem Kupfer aus Kupferschiefer entspricht. Dieses ist durch seine extrem niedrigen Gehalte an Arsen (< 0,05 %), Antimon (< 0,01 %), eine völlige Freiheit von Zinn und Wismut, einen Goldgehalt von max. 2 g/t sowie immer vorhandene Silber- und recht beträchtliche Nickelgehalte charakterisiert und unterscheidet sich damit deutlich von allen anderen mitteleuropäischen Kupfersorten. Insbesondere besitzen die vielfach

als Beleg für die bronzezeitliche Kupferschieferausbeutung angezogenen Depotfunde durchweg Zusammensetzungen, die ihre Herkunft aus Kupferschiefer ausschließen. Sie identifizieren sich damit als importierte Gegenstände, nicht als hiesige zum Export vorgesehene Ware.

Kupferschiefer war eben vor der Hettstedter „Entdeckung“ unverwertbar, und die Behauptung, die bronzezeitlichen Metallfunde aus dem Mansfelder Gebiet bewiesen eine Ausbeutung des Kupferschiefers schon in der Bronzezeit, steht im Widerspruch zu den dafür angezogenen Quellenangaben.

Als Einziger bisher hat es nur *Paterna* unternommen, diese Behauptung sachlich-quellenmäßig zu untermauern. Er benennt eine Anzahl Funde aus dem Mansfelder Land, die von Witter/Otto untersucht worden sind. Ihre Analysenergebnisse lassen jedoch keine Ähnlichkeit mit der Zusammensetzung von Kupfer aus Kupferschiefer erkennen.

Nr.	Fundort	Zinn %	Antimon %	Arsen %	Wismut g/t	Gold g/t
197	Eisleben	<u>0,01</u>	<u>0,15</u>	-	<u>10</u>	
209	Eisleben	<u>0,1</u>	0,05	<u>0,1</u>	<u>90</u>	
544	Eisleben	<u>8,9</u>				
1356	Schraplau	<u>13</u>		<u>0,1</u>		
1357	Schraplau	<u>viel</u>		<u>0,1</u>	<u>80</u>	
1358	Schraplau	<u>4,8</u>		<u>0,1</u>	<u>70</u>	
334	Helfta	<u>0,2</u>		<u>4,0</u>	<u>3400</u>	
982	Helfta	<u>4,0</u>	<u>0,9</u>	<u>1,0</u>		
1124	Wolferode	<u>9,0</u>	<u>0,08</u>			
800	Bornstedt	<u>0,1</u>	<u>1,0</u>	<u>0,6</u>	<u>40</u>	<u>8</u>
990	Pfützthal	<u>10,5</u>	<u>0,2</u>	<u>0,8</u>		
1285	Ihlewitz	<u>3,4</u>	<u>2,1</u>	<u>0,6</u>	<u>60</u>	
312	Zabitz	<u>0,09</u>		<u>0,3</u>	<u>80</u>	
810	Welbsleben	<u>0,04</u>	<u>0,6</u>	<u>0,3</u>	<u>300</u>	
140	Esperstedt	0,003	<u>0,1</u>		<u>40</u>	<u>80</u>

Unterstrichen sind die Gehalte, die gegen eine Herkunft des Kupfers aus Kupferschiefer sprechen.

Keine anderen Ergebnisse bringt die Analyse der übrigen 70 Fundstücke aus der weiteren (50 km) Umgebung des Kupferschieferausbisses, die von Witter und Otto untersucht worden sind. Unberührt von den vorstehenden verhüttungstechnischen Restriktionen bleibt der Problemkreis Sanderze. Bei ihrer Verwitterung bilden sich mohnkorn- bis linsengroße Malachit-Azurit-Konkretionen, die sich bei ausreichendem Verwitterungsgrad des Gesteins aus diesem relativ leicht auslösen oder auswaschen lassen. Sanderze sind stellenweise beim Abbau des Schiefers in mäßiger Teufe angetroffen worden. Sanderzkonzentrate boten einem primitiven Verhüttungsverfahren keine Probleme, eine derartige prähistorische Metallerzeugung ist theoretisch möglich. Aber auch hierfür fehlen entsprechende regionale Belegfunde. Sanderzkupfer ist ebenso rein wie Kupferschieferkupfer.

Diese Polemik zum Schmelzen soll abgeschlossen werden mit der Formulierung von Tafel/Wagenmann in ihrem „Lehrbuch der Metallhüttenkunde“: „Als Brennstoff (für die Schachtöfen) „diente ... Holz und Holzkohle, deren Hitze oft nicht ausreichte, die Schlacke zum Schmelzen zu bringen; die alten Krummöfen arbeiteten dabei, soweit es sich um das Schmelzen von Erzen handelte, diskontinuierlich, d. h., sie mußten nach dem Ausfließen des Rohsteines abgebrochen werden. Erst mit Verbesserung der Gebläse ... gelang der unterbrechungslose Betrieb“. Sie charakterisiert den allgemeinen Zustand der Verhüttungstechnologie in der ersten Hälfte des 16. Jahrhunderts. Daraus erhellt sich das Außergewöhnliche des kontinuierlichen und totalen Verschmelzens als Vorbedingung für die Aufnahme des Kupferschieferabbaus 300 Jahre zuvor. Mit der „Erfindung“ und Beherrschung des Verschmelzens von Kupferschiefer zu Kupferstein war das Problem der Kupfererzeugung aus diesem Vorlaufmaterial gelöst. Das Verfahren, bestehend aus Steinschmelzen, Oxidieren des Steines, Reduzieren der Oxide und anschließendem Reinigen des Kupfers, blieb in seinen Grundzügen für 800 Jahre infolge der über die gesamte Zeit etwa gleichbleibenden stofflichen Substanz des Schiefers und seines Mineralinhaltes unverändert, wenngleich sich auch Apparate und spezifische Ausführung der Operationen ständig, oftmals in vehementem Ausmaß und Tempo, entwickelten.

Die Wirtschaftlichkeit der Metallgewinnung aus Kupferschiefer wurde seit jeher durch seinen erheblichen Silbergehalt bestimmt. Der Wert des Silberinhaltes im erschmolzenen Rohkupfer, in dem sich der Silbergehalt des Erzes konzentriert, war um 1510 (für frühere Zeiten sind konkrete Wertbestimmungen nicht möglich wegen fehlender Angaben und nicht vergleichsfähiger Währungsgrundlagen) fast doppelt so hoch wie der Wert des Kupferinhaltes. Es ist aber anzunehmen, daß eine ähnliche Relation beider Werte auch schon bei der Aufnahme des Bergbaus im 13. Jahrhundert bestand. Insofern war in den ersten 350 Jahren seines Bestehens der Mansfelder Bergbau kein Kupfer-, sondern ein Silberbergbau.

Die Ausgewinnung des Silbers aus dem Kupfer - selbstverständlich mit Kosten, die niedriger sein mußten als der Wert des zu gewinnenden Silbers - ist für die Wirtschaftlichkeit der Kupferschiefergewinnung und -Verarbeitung während der gesamten Zeit ihrer Ausübung, insbesondere bis zum Ende des 16. Jahrhunderts, von existentieller Bedeutung gewesen. In den ersten 700 Jahren der Kupferschieferverhüttung war nicht die Kupfergewinnung, sondern die Silberabtrennung aus Kupfer sowohl technisch als auch wirtschaftlich das Hauptproblem, denn diese gehörte zu den schwierigsten Aufgaben in der historischen Metallurgie. Ein befriedigend arbeitendes Silberextraktionsverfahren aus Kupfer, dessen Betriebskosten etwa 30 % vom Silberwert des Mansfelder Rohkupfers (5,5 kg Silber/t) ausmachten und es damit gestattete, bis zu 70 % des Silberwertes gemeinsam mit dem Kupferwert den das Erz verschmelzenden Hütten zu vergüten, ist erst in den Jahren nach 1430 entwickelt worden.

Vor dieser Zeit standen Gewinnungsmethoden in Anwendung, die nur ein geringeres Silberausbringen ermöglichten, vor allem aber wesentlich höhere Betriebskosten hatten, so daß vom Wert des Silberinhaltes im Kupfer nur etwa 30 % bewertet und bezahlt werden konnte. Dementsprechend niedriger lag der Erlös, den die Produzenten für ihr Roh- oder Schwarzkupfer erzielten. Diese geringere Bewertung des Kupfers war von gravierender Auswirkung für die Schmelzwürdigkeit des Schiefers bzw. auf den Mindestmetallgehalt bzw. -inhalt, der erforderlich war, um die Schmelzkosten zu decken. Dieser Mindestgehalt lag vor 1430 bei 1,9 % Kupfer (einschließlich dessen Silberinhalt). Ein Verschmelzen von Material mit geringerem Gehalt war unwirtschaftlich, das darum aus dem Fördererz „ausgeschlagen“ werden mußte.

Geht man von dem nur 2,6 % bis 2,8 % betragenden Durchschnittskupfergehalt des Schiefers vieler Abbaugebiete in der Mansfelder Mulde aus, so ist diese sogenannte Ausschlägegrenze von 1,9 % Cu sehr hoch, und die Differenz von 0,7 % bis 0,9 % Cu bis zum Durchschnittsgehalt

reichte in vielen Fällen nicht aus, um daraus bzw. aus dem Wert dieser geringen Kupfermenge die Bergbaukosten für die jeweilige Erzmengung zu decken und noch einen Gewinn zu gewährleisten. Der Bergbau mußte sich deshalb auf Felder mit hohen Kupfergehalten im Erz beschränken, oder wenn möglich, aus den erzeichen Feldern nur die Schieferlagen mit den höchsten Kupfergehalten entnehmen. Alles Material mit geringeren als dem „Ausschlägegrenzgehalt“ mußte aussortiert, auf Halde gelegt oder als Versatz in der Grube belassen werden. Letzteres trifft vor allem auf den kupferreichen, aber viel armes Erz enthaltenden Eisleber Berg zu.

In diesem Zusammenhang ist die vielgeäußerte Ansicht, die Entsilberung Mansfelder Kupfers habe erst um die Mitte des 15. Jahrhunderts begonnen, nicht haltbar. Ohne Silberbezahlung, d. h. völlig ohne Silbergewinnung, hätte die Ausschlägegrenze bei ca. 2,6 % Cu gelegen, und auch ein Durchschnittsgehalt im Liefererz von ca. 3,3 % Cu hätte nicht die Verhüttungs- und Bergbaukosten decken können. Derart hohe Gehalte aber ließen sich auf Dauer in technischem Maßstab nicht erreichen. Das bedeutet, daß ohne eine von seinem Beginn an ausgeübte Silbergewinnung der Kupferschieferbergbau unwirtschaftlich und damit nicht möglich gewesen wäre.

1.2. Das Silber

Wegen der wirtschaftlichen Bedeutung des Silbers für den Kupferschieferbergbau, es war für die ersten 350 Jahre wertmäßig das Haupt - und für die restliche Zeit mit 50 % des Wertes vom erzeugten Kupfer das wichtigste Nebenprodukt, bestimmte seine metallurgisch anspruchsvolle Ausgewinnung nicht nur den Verhüttungsprozeß, sondern auch den zeitgenössisch aufsehenerregenden Aufstieg des Mansfelder Bergbaus zum bedeutendsten Metallproduzenten nördlich der Alpen zwischen der Mitte des 15. Jahrhunderts und dem Beginn des Dreißigjährigen Krieges. Das zwingt zum Eingehen auf die Silbergewinnungsproblematik.

Die Kenntnis um das Lösevermögen und die Sammlerwirkung flüssigen Bleies für viele Metalle, vor allem für Edelmetalle, ist uralte, ebenso das Können, es zu ihrer Reindarstellung und zur Abtrennung unedler Metalle von diesen zu nutzen. Es ist die Grundlage der auf ein hohes Alter zurückblickenden hüttenmännischen Probierkunst, der „Dokimasie“, die u. a. auch die Darstellung von Silber aus seiner Verbindung mit Blei und/oder Kupfer zum Ziele hatte, aber mit analytischen Methoden arbeitete, die großtechnisch wirtschaftlich unausführbar waren.

Die technisch durchführbare Entsilberung des Kupfers ging von der Tatsache aus, daß Kupfer, einschließlich eines geringen Silberinhaltes, und Blei oberhalb 1.000 °C eine homogene Schmelze bilden. Aus ihr scheiden sich, wenn genügend Blei (die mehrfache Masse des Kupfers) vorhanden ist, beim Abkühlen im Silbergehalt abgereicherte Kupferkristalle aus, die im spezifisch schwereren Blei aufschwimmen und sich abschöpfen lassen. Knapp oberhalb seines Schmelzpunktes (327 °C) ist das Blei fast frei von Kupfer, enthält aber nahezu das gesamte eingebrachte Silber. Problematisch jedoch ist die Trennung zwischen Blei und Kupfer: Die abgeschöpften Kupferkristalle enthalten in den Zwischenräumen noch sehr viel Blei, das sich nur bis zu einem Gehalt von ca. 65 % abtrennen läßt. In einer Einheit abgetrennten Kupfers bleiben zwei Einheiten Blei und mit diesem auch dessen Silberinhalt, das sind, wenn mit der vierfachen Bleimenge verbleit worden war, 50 % des vorgelaufenen Silbers. Nur 50 % des Bleies und Silbers sind aus der Schmelze ausgewinnbar. Die Silberanreicherung beträgt insofern 50 % je Verbleiungsstufe und der Kupferkristall, „brei“ ist mehrfach zu verbleien, um eine ausreichende Entsilberung zu erreichen. Da das Blei der zweiten und der folgenden Verbleiungen zu arm für eine Ausgewinnung des Silbers war, mußte es in die jeweils voranliegende Stufe rückgeführt werden, so daß im Falle Mansfelder Kupfers mit ca. 0,55 % Silber fünf Verbleiungen nötig waren, um 85 % des Silbers zu extrahieren und im Kupfer einen Silbergehalt von 0,07 % (2 Lot/Zentner in zeitgenössischen Maßen) zu erreichen.

Es ist verständlich, daß das Verfahren wegen seiner Mehrstufigkeit und schlechten Entbleiung hohe Bearbeitungskosten, Blei- (mehr als 100 % der behandelten Kupfermenge) und Silberverluste verursachte und nur bei Silbergehalten oberhalb einer Mindestgrenze (etwa 0,35 % Silber im Kupfer) lohnte.

Um 1430 wandelt sich dieses urtümliche Verfahren zum „klassischen“ Saigerprozeß: Bei Einhaltung bestimmter Legierungsbedingungen und Anwendung von Kniffen gelingt es, die Kupferkristallite fast silberfrei zu erhalten und das Schmelzgemisch zu gleichmäßig zusammengesetzten Gußstücken erstarren zu lassen. Das zwischen den Kupferkristallen befindliche Blei läuft beim Wiedererwärmen auf 327 °C aus den Poren aus, ohne das Kupfer in merklichem Maße anzulösen.

Diese Entbleiung und Entsilberung (das „Saigern“) gelingt zwar auch nur unvollständig; die Struktur des erzeugten Gußstückes ermöglicht aber eine „Nachentbleiung“ (und Nachentsilberung) in einer abschließenden Hochtemperaturbehandlung (dem „Darren“).

Gegenüber seinem Vorgänger ist dieses Verfahren nur halb so teuer wegen des niedrigeren Bleiverbrauches, höheren Silberausbringens und geringerer Bearbeitungskosten. Der Silbergehalt im entsilberten Kupfer ging bis auf 260 g/t, auf 1 Lot/Zentner, zurück; damit wurden Kupfersorten bis zu 0,18 % Silber herab entsilberungswürdig.

Nach diesem Verfahren, das erstmalig *Agricola* um 1550 beschreibt, arbeitete die 1471 bezeugte gräflich-staatliche Saigerhütte zu Mansfeld. Es besteht die zwingende Vermutung, daß in dieser unzugänglich gelegenen, zwischen Burgberg, Burg und Stadt Mansfeld eingezwängten Hütte die alte, gegen Überfälle geschützte Entsilberungsanlage des 13. und 14. Jahrhunderts zu sehen ist. Sie hat dann anstelle des alten Verfahrens den um 1430 erfundenen Saigerprozeß angewandt, was apparativ und betriebstechnisch nur geringfügige Veränderungen erforderte. 1472 mußte ihre Kapazität beträchtlich erweitert werden, was durch Neubau eines „Ablegerbetriebes“ in Schwarza (bei Meiningen/Thüringen) geschah, denn infolge der durch die Saigerung verbesserten Ertragslage expandierten Bergbau und Rohkupfererzeugung gewaltig.

1.3. Auswirkungen des Saigerprozesses

Die Ablösung der alten Entsilberungsmethode durch den Saigerprozeß führte zu einer Verbilligung der Silbergewinnung. Von den 5,5 kg je Tonne Kupfer vorlaufendem Silber wurden nicht mehr 3,6 kg, sondern nur noch 1,6 kg zur Deckung der Ausgewinnungskosten benötigt. Dementsprechend stieg auch der Verrechnungspreis des Schwarzkupfers um ca. 33 %, von bisher 9 auf 12 Gulden/Zentner (fl/Ztr), davon je 6 fl für den Kupfer- und 6 fl für den Silberinhalt. Diese 3 fl Mehrerlös waren Reingewinn für die Rohhütten, der zu einer extensiven Ausweitung der Schwarzkupfererzeugung führte. Der höhere Erlös für das Schwarzkupfer ermöglichte andererseits aber auch die Verhüttung metallärmeren Erzes. Die Ausschlägegrenze sank und Teile des abgebauten Schiefers, die bisher wegen zu niedrigen Metallgehaltes ausgeschlagen worden waren, auf Halde oder in der Grube als Versatz lagen, gehörten nun zum schmelzwürdigen Liefererz. Die Produktivität der Gewinnungsarbeit im bestehenden Bergbau stieg schlagartig, ebenso Erz- und Kupferförderung, zunächst ohne adäquate Zuführung von Bergleuten.

Zum Verschmelzen der größeren Erzmengen wurden die vorhandenen privaten („Erb-“)Hütten erweitert, indem, wenn die Energie-(Wasser-)versorgungslage dies zuließ, weitere Öfen eingebaut wurden, oder die Hütten schufen sich in der Nachbarschaft, meist durch Umbau von Mühlen, „Ablegerbetriebe“. Dies war ohne größeren Kapitalaufwand möglich: Schächte waren nicht erforderlich, die Mehrförderung kam kostenlos aus bestehenden Anlagen bei unverändertem Personal bestand, womit auch kein zusätzliches Kapital zur Alimentierung der erweiterten Erz- und Kupferbestände nötig war.

Parallel zu dieser explosiven Erstexpansion weitete sich der Bergbau, der sich bisher nur auf wenige, besonders günstige Bedingungen bietende Kupferschieferfelder beschränkt hatte, allmählich auf das gesamte Ausgehende der Lagerstätte aus, soweit ausreichende Metallführung vorhanden war, und erreichte seine größte Ausdehnung. Diese zweite Phase der Expansion war an Arbeitskräftezufuhr gebunden, die erforderlichen Produktionseinrichtungen, Schächte und Hütten waren neu zu errichten sowie die Materialbestände in vollem Umfang zu finanzieren. Deshalb vollzog sich diese Phase allmählich und war abhängig vom Mittel- und Personalzufluß. Neben wenigen privaten Investoren traten die Mansfelder Grafen als Unternehmer auf und schufen den größten Teil der Neuanlagen, die sog. Herrenfeuer.

Insbesondere der Mansfelder Berg scheint infolge der Saigerung erneut in Abbau gekommen zu sein, nachdem er mit großer Wahrscheinlichkeit um die Mitte des 14. Jahrhunderts nach Verhieb der zugänglichen Lagerstättenteile wegen Wasserhaltungsproblemen aufgegeben worden war. Hier mußten alle Produktionsvoraussetzungen neu geschaffen werden. Es entstanden nur Herrenfeuer, gräflicher Besitz und anfänglich bis 1485 unter Regie und auf Rechnung der Grafen betrieben, danach jedoch aus wirtschaftlichen Erwägungen heraus verpachtet. Anscheinend hatten nur diese das erforderliche Kapital zur Anlage neuer Betriebe aufbringen können und sich die Nutzung des durch die Saigerung hervorgerufenen Expansionsschubes teilweise vorbehalten. Im Rahmen dieser extensiven zweiten Phase kam auch Hans Luther nach Eisleben und später nach Mansfeld und pachtete seit 1497 Herrenfeuer.

Es ist anzunehmen, daß um 1430 im Eisleber Gebiet jährlich 2.000 Zentner Kupfer in fünf Hütten mit zehn Öfen erzeugt worden sind und in der ehemaligen Grafschaft Arnstein, später als Hettstedter Berg geführt, vier Hütten mit acht Öfen etwa 1.600 Zentner Kupfer/Jahr erschmolzen. Bis 1520 stieg die Zahl der Schmelzöfen auf etwa 106 (davon ca. 18 im Gebiet um Hettstedt, von denen außer den Standorten fast nichts bekannt ist, 24 auf dem Mansfelder Berg in zehn Hütten und 64 auf dem Eisleber Berg in 24 Hütten), mit einer Erzeugungskapazität von je 10 t bis 12 t Kupfer im Jahr. Einige revierferne Hütten waren zu dieser Zeit schon stillgelegt (Hütten zu Rohlingen, Unterrißdorf, Heiligenthal, Augsdorf), auch solche mit schlechter Wasserversorgung (Hütten im Gold- und im Hüttengrund, am Regenbeek). Ihre Öfen waren dann in der Regel von anderen Hütten übernommen worden.

In den benachbarten Kupferschieferrevieren, vornehmlich im Sangerhäuser Amtsbereich und im Gebiet der späteren Rothenburger Gewerkschaft (in der Umgebung von Könnern/Saalkreis), regte die Saigerung Bergbauversuche an. Wegen kupferarmen Erzes, geringer Silbergehalte und/oder hohen Bergbaukosten gewährte auch der Mehrerlös aus Silber hier zunächst keinen nachhaltigen Bergbau.

Bis 1530 stieg die Produktion innerhalb der Berggrenze weiter auf ca. 1.600 t Kupfer (30.000 Zentner) mit 8 t ausbringbarem Silberinhalt/Jahr. Das Kupfer besaß einen Verkaufswert von ca. 200.000 Gulden, das Silber war 310.000 Gulden wert. Hierzu waren etwa 3.000 Bergleute,

750 Hüttenleute,
150 Erzfuhrlleute (einschließlich der Gespanne) in der Region,
1.500 Köhler sowie
700 Kohlefuhrlleute aus dem Unterharz beschäftigt.

Um die gleiche Zeit schätzt *Jakob Welser*, Kopf eines der führenden Handelshäuser jener Zeit, die Bergwerkserzeugung des Deutschen Reiches auf 2,2 Millionen Gulden. Mansfeld hatte demnach einen Anteil von 25 % daran.

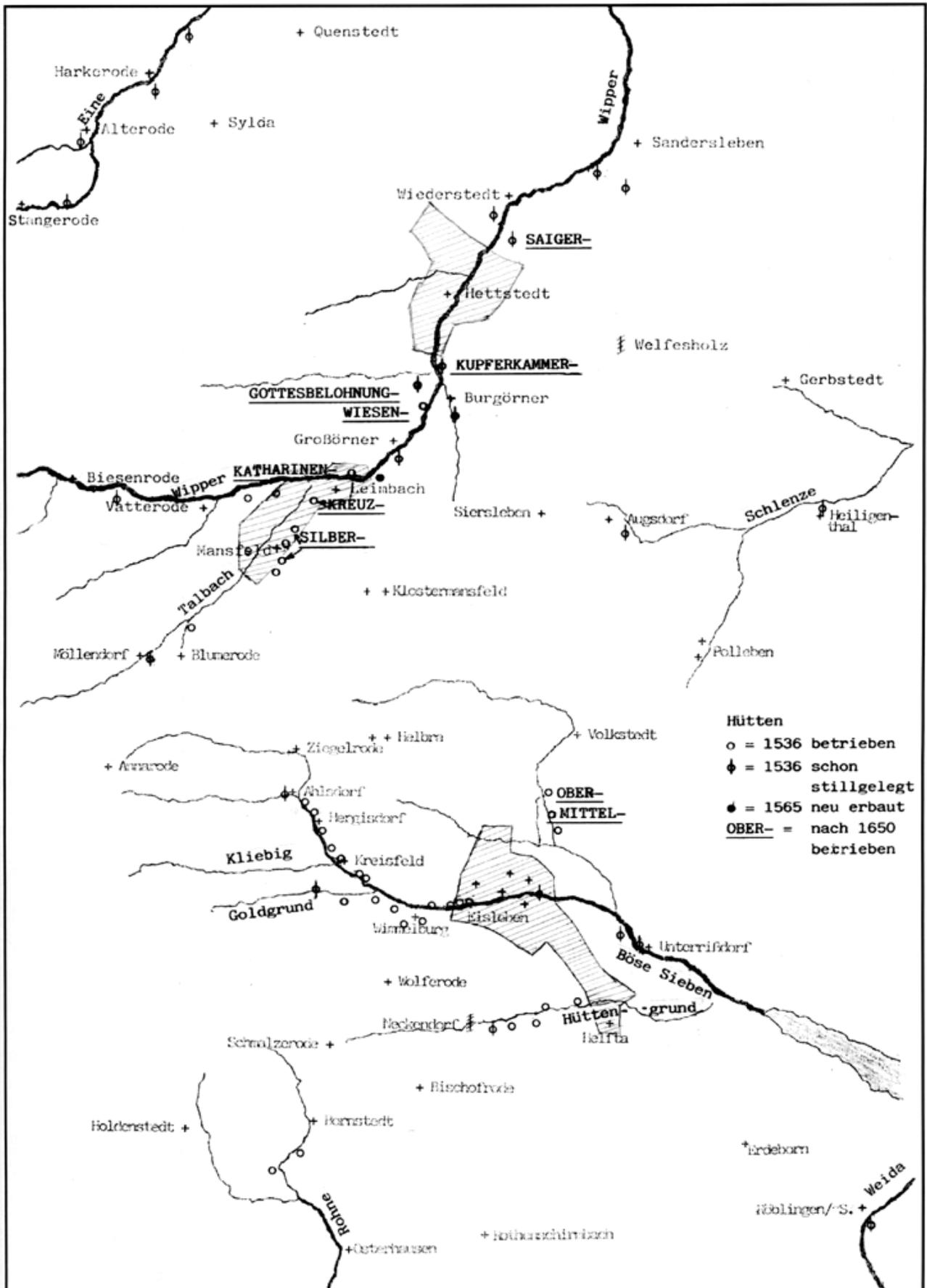


Abbildung 1: Kartenskizze der Hüttenstandorte im Mansfelder Revier

In der zweiten Hälfte des 16. Jahrhunderts erzeugten die Reviere des Oberharzes und Freiberg, die damals ihre Blütezeit erlebten, je etwa 5 t Silber im Jahr.

Mit diesem Produktionsvolumen war das Mansfelder Gebiet auf eine Monostruktur festgelegt, ähnlich den im gleichen Zeitraum entstandenen sächsisch-böhmischen Bergstädten, die ausschließlich auf Bergbau ausgerichtet und sozialökonomisch von ihm abhängig waren, mit allen sich aus dieser Sachlage ergebenden Problemen.

Solche machten sich schon bald, z. T. noch im 15. Jahrhundert, bemerkbar. Zur Erzeugung der jährlich 1.600 t Kupfer waren nicht nur ca. 60.000 t Erz zu fördern (was den Abbau von 0,15 km² bis 0,2 km² Flözfläche verlangte!) und zu schmelzen, sondern auch 4 km² bis 5 km² Hochwald abzuholzen, um 54.000 t Holzkohle zu erzeugen und diese in 72.000 Fuhren zu den Hütten zu transportieren. Die Kohleanfuhrwege zu den Hütten verlängerten sich infolgedessen ständig, lagen schon um 1525 bei durchschnittlich 35 km; durch den Transport hatte sich der Kohlepreis gegenüber der Mitte des 15. Jahrhunderts fast verdoppelt. Zu den Haupttransportzeiten (d. h. vom späten Frühjahr bis zur Heuernte und im Spätherbst) kamen täglich 400 Kohlefuhren zu den Hütten; Tag und Nacht fuhren die Gespanne in 150 m bis 200 m gegenseitigem Abstand die Kohlenstraße (die heutige B 242) herab. Auf der „Leerseite“ herrschte die gleiche Verkehrsdichte, die zeitgenössisch von keiner anderen Straße Mitteleuropas erreicht worden sein dürfte.

Unter diesen Umständen war die Saigerung des Kupfers, weil nicht standortgebunden wie die Erzgewinnung und -Verarbeitung, zweckmäßigerweise in Gebiete zu verlegen, die eine gesicherte Versorgung mit billigem Brennmaterial gewährleisteten. Das geschah zunehmend seit 1465. Da Mansfelder Kupfer hauptsächlich über Nürnberg im südlichen Deutschland Absatz fand, bot sich als Saigerhüttenstandort der Thüringer Wald an. Die Entlastung des Unterharzes vom Brennstoffbedarf der Saigerarbeit bremste den Anstieg der Holzkohlepreise und damit der Rohhüttenschmelzkosten und sicherte somit die Wirtschaftlichkeit der Rohkupfererzeugung. Die neu zu gründenden Saigerhütten benötigten für die Baulichkeiten, vor allem aber für die im Prozeß festliegenden großen Metallbestände, sehr hohe Finanzmittel, die durch Akkumulation aus der Schwarzkupfererzeugung nicht aufzubringen waren. Gleiches gilt für die im Revier zur weiteren Ausweitung der Erzförderung und -Verhüttung notwendigen neuen Rohhütten samt der zugehörigen Schachtanlagen. Zu ihrer Finanzierung und ihrem Betrieb gründeten sich Kapitalgesellschaften (Saigerhandelsgesellschaften), meist unter maßgeblicher Beteiligung großer Handelshäuser, die auch die Vermarktung des Kupfers übernahmen. Denn trotz der stürmischen Zunahme des Verbrauches in der zweiten Hälfte des 15. und in der ersten Hälfte des 16. Jahrhunderts war Kupfer auf dem Markt nicht immer vollständig unterzubringen.

So entwickelte sich das Verlagswesen, indem die Saigerhandelsgesellschaften zunehmend die Rohkupfererzeugung bevorschußten, wodurch sie beträchtlichen Einfluß auf die Primärerzeugung gewannen und die Produzenten vom Markt trennten. Um diesem Einfluß entgegenzuwirken, gründete Albrecht VII. v. Mansfeld-Hinterort (1480 bis 1560) als Hauptbeteiligter eine unter seiner Leitung stehende Gesellschaft, die Leutenberger Saigergesellschaft mit der Saigerhütte in Hockeroda. Mit 120.000 Gulden Kapital ausgestattet und bis zu 12.000 Zentner Kupferdurchsatz/Jahr sowie einem Jahresumsatz von fast 200.000 Gulden war sie das größte einheitlich geleitete Industrieunternehmen der Jahre 1525 bis 1550. Um 1550 stellten von den ca. 700.000 Gulden in Rohkupfererzeugung und Saigerung festliegendem Kapital die Saigergesellschaften ca. 80 %, den Rest die Mansfelder Grafen im Anlagevermögen der sog. Herrenfeuer. Die Besitzer der Erbfeuer, soweit diese ehemals unabhängige Privateigentümer waren, sind im Zuge dieses Kapitalisierungs- und Konzentrationsprozesses gezielt verschuldet und von den Saigergesellschaften zum größten Teil enteignet worden; sie besaßen kaum noch Anteil am produktionswirksamen Vermögen.

Dieser Zustand führte 1555 infolge des Konkurses der Steinacher Saigerhandels-gesellschaft, die 45 % der gesamten Mansfelder Produktion verlegte und beherrschte, zu der katastrophalen Existenzkrise und zur drohenden Einstellung des gesamten Kupferschieferbergbaues. Die Gesellschaft stellte die Zahlungen an die Rohhütten ein, verlangte das Aufschmelzen der verlegten Vorräte und die Auslieferung des erzeugten Kupfers ohne Bezahlung sowie die Auszahlung ihrer Kapitalanteile an Schächten und Hütten. Geld zur Fortsetzung des Bergbaues und der Verhüttung ging nicht mehr ein, der Betrieb stockte bzw. wurde eingestellt, Löhne konnten nicht gezahlt werden. Um die Gläubiger zu befriedigen, nahmen die Grafen Kredite auf und betrieben die Anlagen in Eigenregie weiter.

In diesen Vorgängen liegen die Gründe und Anlässe der Lohnstreiks (darunter drei Wochen Generalstreik) in den Jahren 1556 bis 1563 sowie für die Verschuldung des Bergbaues, die seine Geschicke bis weit über das 18. Jahrhundert hinaus bestimmte.

1.4. Die Hütten im 15. und 16. Jahrhundert

Die technischen Anlagen der alten Kupferschieferschmelzhütten (Rohhütten) bestanden um 1500 aus dem Hüttengebäude mit in der Regel (je nach der Versorgungslage mit Aufschlagwasser) vier bis acht etwa 1 m hohen Schachtofen mit 0,6 m x 0,6 m weiten Schächten, von denen jeweils die Hälfte in Betrieb standen, während die andere Hälfte repariert wurde, ferner aus Radstube mit ein bis zwei Wasserrädern (bis über 6 m Durchmesser), Wasserzu- und Abflußgraben, Kohleschuppen, einigen Wohnhäusern, Ställen und ausreichend Gelände für Schlackehalde, Schieferbrennplatz und Steinröststadel. Zur Hütte gehörten weitestgehend auch die Schächte, teils unmittelbar hütteneigen, teils in Kooperation mit anderen Hütten angelegt und betrieben.

Vor dem Verschmelzen im Schachtofen war der Schiefer zur Entfernung der organischen Kohlenstoffverbindungen zu „brennen“. Dies geschah in großen 50 t bis 200 t Schiefer umfassenden Haufen im Freien. Ein Haufen brannte je nach Witterungsbedingungen zwei bis vier Monate. In den Brennhaufen lag eine Erzmasse von fast einer halben Jahresproduktion fest, was erheblich zum hohen Kapitalbedarf der Kupferschieferhütten beitrug



Abbildung 2: Schachtofen (nach Agricola), wie er vermutlich zum Schmelzen des Kupferschiefers zwischen 1515 und 1570 verwendet wurde

Schiefer und Holzkohle wurden in einzelnen Losen zu je einem Tagesdurchsatz dem Ofen „vorgelaufen“ und unmittelbar von der Hüttensohle aus in Maßgefäßen („Füllfässern“) aufgegeben. Bei einem Schmelzkohleaufgang von ca. 65 % bezogen auf Möllermasse bestand vor 1515 die Füllung der Ofenschächte zu 85 Volumenprozent aus Holzkohle und nur zu 15 % aus zu schmelzendem Möller.

Die Durchsatzleistung eines Ofens betrug ca. 1,6 t Schiefer bzw. 2 t Schmelzgut (Möller) pro Tag. Der Schlackelauf war infolgedessen mit ca. 1 kg/min (0,4 l) extrem gering.

In diesem Wert drückt sich die Kupferschieferverarbeitungsproblematik am deutlichsten aus, und es ist das Erstaunliche, daß ihre Lösung, das vollständige Verschmelzen, schon um 1200 gelang und hierdurch der Bergbau aufgenommen werden konnte und nicht erst 300 Jahre später zu Beginn des 16. Jahrhunderts. Bedingt durch die Schwerschmelzbarkeit des Schiefers und die begrenzte Leistungsfähigkeit der Blasebälge war dieses Verschmelzen nur in sogenannten Sumpfföfen möglich, deren Konstruktion es gestattete, die zähe Schmelze bei Bedarf ohne Unterbrechung des Betriebes aus dem Ofen herauszuziehen.

In den neuen Öfen (nach 1515) floß die Schmelze selbsttätig durch das „Auge“ in die davor befindlichen Vorherde. Die Trennung von Kupferstein und Schlacke geschah weitestgehend schon während des Schmelzens der Beschickung. Der Stein erstarrte an der tiefsten Stelle des Herdes, die Schlacke mußte als sogenanntes „Fell“ abgezogen werden.



Abbildung 3: Röstschaft (nach Agricola), zum Steinrösten

Der Kupfergehalt der Schlacken lag bei ca. 0,35 %.

In den Stein gingen von den mit dem Schiefer vorlaufenden Metallverbindungen etwa

90 % des Kupfers, Silbers, Nickels, Kobalts und sulfidischen Eisens,

80 % des Selens und

50 % des Schwefels.

Außerdem nahm er je nach Vorlaufen unterschiedliche Mengen Blei und Zink auf, von denen er 1 % bis 3 % bzw. 1 % bis 8 % enthielt.

Gold und Vanadin liegen im Schiefer nicht an die Erzminerale gebunden vor, gingen daher nur zu etwa 10 % vom Vorlauf in den Stein; gleiches gilt für das nur spurenhaft vorhandene Zinn und Wismut, die im Stein aus reiner Kupferschieferarbeit nicht nachzuweisen waren.

Die geringen Mengen Arsen und Antimon verflüchtigten sich als Sulfide beim Brennen und beim Verschmelzen des Schiefers, so daß der Stein nur sehr geringe As-Gehalte und kaum Sb enthielt.

Zur Ausgewinnung des Kupfers aus dem Stein war dieser zu „rösten“, zu oxidieren, um die Sulfide in Oxide zu überführen und den Schwefel als SO_2 zu verflüchtigen. Diese Röstung geschah in Röstschächten, kleinen Schachtöfen ähnlich, nur ohne Vorderwand, jeweils mit dem innerhalb einer Woche von einem Ofen erzeugten Stein. Nach Anzünden einer Holzunterlage brannte der Stadel eine Woche, während der ersten drei Röstungen fast autotherm, also ohne weitere Wärmezufuhr; bei späteren Röstungen mußte Holzkohle in steigenden Mengen zugesetzt werden. Je nach dem Kupfergehalt des Steines war die Röstung sechsmal, bei armem Stein achtmal auszuführen. Die Hettstedter Hütten erzeugten Stein mit etwa 30 %, die Eisleber mit etwa 40 % und die Sangerhäuser mit etwa 50 % Kupfer.

Das „fertige“ Röstgut, eine Mischung von Kupfer- und Eisenoxiden mit noch restlichen Sulfiden, wurde jeweils zu Beginn einer der nachfolgenden wöchentlichen Schieferschmelzkampagnen reduzierend verschmolzen, wobei, neben einer geringen Menge Stein, metallisches Kupfer, Schwarzkupfer genannt, entstand. Die Eisenoxide bildeten mit zugeschlagener Schlacke vom Schieferschmelzen „Steinschlacke“.

Für die Kupferarbeit waren die Öfen als Tiegelöfen zugestellt, d. h. ohne ständigen Auslauf der Schmelze, die sich im Ofen staute.

Nach Ansammlung einer bestimmten Menge Kupfer wurde es in einen Vorherd abgelassen, von mitgerissenen Schlackenteilen und Steinresten befreit und „gescheibt“. Hierzu besprühte man die Oberfläche der Kupferschmelze mit Wasser; die dadurch erstarrte obere Metallschicht ließ sich als „Scheibe“ abheben. Bei der Verarbeitung des Steines zu Kupfer verschlackte ein Teil des Nickels und der Großteil des Kobalts; beide liefen mit der Steinschlacke zur Erzarbeit zurück, gingen hier aber zum größten Teil in die Schieferschlacke über- und verloren. Das auf diese Weise erzeugte Schwarzkupfer enthielt etwa:

95,0 % bis 96,5 % Kupfer,
1,0% bis 1,2% Schwefel,
je 0,5 % bis 0,6 % Silber, Nickel und Eisen sowie
je 0,1 % bis 0,3 % Blei, Zink und Sauerstoff.

Es war nahezu frei von Arsen, Antimon, Wismut und Zinn und damit von ausgezeichneter Qualität.

Schwarzkupfer mit mehr als 0,2 % Silber ging zur Entsilberung, Kupfer mit geringerem Silbergehalt, der die Entsilberung nicht lohnte, wie beispielsweise das der Leinunger Hütte oder auch Teile des Sangerhäuser Kupfers, wurde gleich auf der Rohhütte zu Marktware weiterverarbeitet. Dieses „Garen“ (der Raffinationsprozeß) fand „auf Herden“ in Chargen zu 150 kg bis 200 kg statt, indem das gescheibte Schwarzkupfer unter Holzkohleabdeckung oxidierend eingeschmolzen und nach Abziehen von Holzkohle und neugebildeter Schlacke (sog. „Krätzen“, herrührend vom Abkratzen des Metallbades) wiederum gescheibt wurde. Es ging als gängige Handelsmarke „Garkupfer“ in den Handel mit einem Gehalt von

ca. 98,0 % bis 98,5 % Cu,
0,4 % Ni, 0,5 % bis 0,6 % Sauerstoff und, wenn es gesaigert war,
0,6 % Blei.

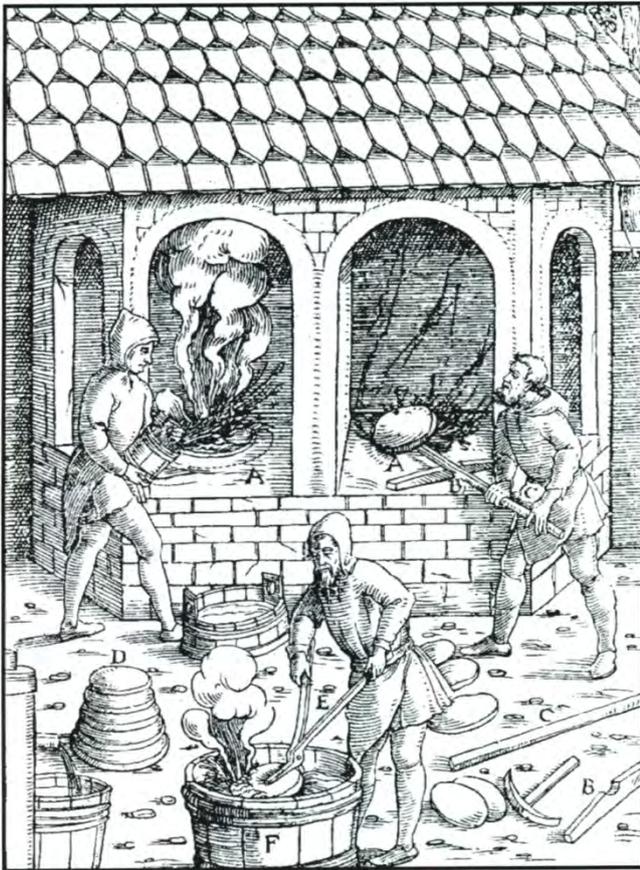


Abbildung 3: Garherd (nach Agricola),
A – Garherde; D – Garkupferscheiben
(Verkaufsprodukt)

Vor 1515 waren je Schachtofen fünf Arbeitskräfte angelegt. Die Arbeitszeit betrug zwölf Stunden. Schmelzer und Aufträger arbeiteten in Wechselschichten, die je um 5.00 Uhr bzw. 17.00 Uhr begannen. Die Öfen standen sechs Tage, jeweils von Sonntag Mittag bis Samstag Mittag, in Betrieb (Reisezeit) und waren danach niedergeführt. An ihre Stelle trat dann ein anderer Ofen, der vorher „angewärmt“ worden war. Diese alternierende Arbeitsweise zweier Öfen wurde als „Feuer“ bezeichnet. Die Erzeugung eines Feuers lag in 42 Betriebswochen (im Winter, zwischen Weihnachten und Mittfasten, ruhte der Betrieb wegen Vereisung der Wasserräder und niedriger Wasserführung der Bäche) bei 200 bis 240 Zentner Kupfer aus 160 Fuder (400 t) Schiefer.

In den Jahren 1490 bis 1515 herrschte die erste faßbare Wirtschaftskrise im Kupferschieferbergbau. Bis 1510 war der Holzkohlepreis von 0,9 Gulden 1450 auf 1,5 fl pro Fuder gestiegen. Bei einem Gesamtbedarf von 3,2 Fuder Kohle pro Fuder Erz betragen jetzt allein die Holzkohlekosten 4,8 fl pro Fuder Erz, die direkten Verhüttungskosten 7,2 fl. Das ist der Gegenwert von 0,6 Zentner silberhaltigem Schwarzkupfer. Da die Hütte infolge der Besteuerung mit dem Zehnt aber nur 90 % des erzeugten Kupfers verkaufen konnte, waren 0,66 Zentner, d. h. über 50 % des Kupferinhaltes im Erz (durchschnittl. 1,25 Ztr./Fuder), allein zur Deckung der Hüttenkosten notwendig. Der Abbau mußte sich wieder, wie schon vor Einführung der Saigerung, auf die Gewinnung kupferreichen Materials beschränken.

Nie wieder im fernerem Verlauf seiner Geschichte haben die Brennstoffkosten einen so hohen Anteil vom Produktwert erfordert. Die Hütten erwirtschafteten kaum noch Überschüsse, teils entstanden Defizite. Diese beglichen die Saigerhütten dadurch, indem sie sich das Eigentum der Hüttenmeister am Bestands- und Anlagevermögen allmählich aneigneten. Auch in diesen Vorgängen lagen die Ursachen für das Verlagsystem und die Verschuldung.

Um 1520 stieg die Durchsatzleistung der Öfen infolge Verwendung verstärkter Blasebälge und Einführung einer neuen Ofenkonstruktion auf über das Doppelte, etwa 3,8 t Schiefer/Tag, was einer Produktionskapazität von 460 bis 550 Zentner Kupfer/Jahr und Ofen oder 55.000 Zentnern insgesamt entsprach. Die Ofenbesetzung erhöhte sich auf sieben Mann, der Kohleaufgang sank auf 55 % der Möllermasse, die Betriebskosten verringerten sich beträchtlich. Die Betriebsergebnisse verbesserten sich, es entstand ein kräftiger Produktionsschub. Die Kupfergewinnung des Mansfeld-Eisleber Gebietes erhöhte sich, wie schon erwähnt, von etwa 20.000 Ztr./Jahr um 1508/1510 auf über 30.000 Ztr. um 1530. Das überforderte die Konditionen der Lagerstätte und die der Kohleversorgung, weshalb 1521 der Neubau von Öfen untersagt und 1531 die Jahreserzeugung auf 300 Zentner Kupfer/Feuer limitiert wurden. Damit bestand eine Überkapazität der Rohhütten von ca. 40 %, die allmählich durch Stillsetzung von Öfen in den einzelnen Hütten, aber auch durch Zusammenlegung von Hütten abgebaut wurde. Derartige Stilllegungen dürfen indessen nicht als Produktionseinschränkungen gedeutet werden.

Infolge der Streitigkeiten der Grafen untereinander über die zweckmäßigsten Wege dieser Rationalisierung - Albrecht VII. von Mansfeld-Hinterort strebte einen Gemeinschaftsbetrieb, eine Beschränkung der Hütten auf die notwendige Anzahl und Vollausslastung der verbleibenden Anlagen unter gräflicher Leitung an - kam es zu der in der Literatur häufig behandelten „Feuerteilung“ von 1536, zur Teilung der Feuer in fünf Teile, von denen drei Teile den drei vorderortischen Grafenlinien und je einer dem Mittel- und Hinterort zufielen. Die Anzahl der Feuer wurde auf 95 in 36 Hütten und die Kupfererzeugung auf 28.500 Ztr./Jahr beschränkt.

Die Beschränkung der Erzeugung auf 300 Ztr. Kupfer je Feuer und Jahr hatte infolge der vorhandenen Kapazität von 450 bis 500 Ztr. Kupfer/Ofen eine Wandlung des Begriffsinhaltes „Feuer“ zur Folge. Darunter wurde nunmehr die Betriebsberechtigung zur Herstellung dieser Kupfermenge (und entsprechender Berechtigung zur Versorgung mit Erz und Holzkohle) verstanden, kaum noch der konkrete Ofen. Beispielsweise konnte eine Hütte mit vier Öfen und einer Kapazität von 1.800 bis 2.200 Ztr. Kupfer/Jahr sechs „Feuer“ (Gerechtigkeiten, Produktionsquoten) besitzen und das Erzeugungslimit von 1.800 Ztr. Kupfer auch ausschöpfen. Die Gesamtzahl der Feuer entsprach der Anzahl der ehemals vorhandenen Öfen bzw. den dafür erteilten Betriebsgenehmigungen, unabhängig von den real vorhandenen Öfen.

Geteilt wurden 24 Öfen im Bereich Mansfeld/Größbörner, zu denen sechs Produktionsquoten der gräflichen Berghütte (später Kupferkammerhütte) kamen, ohne daß sich die Zahl der Öfen erhöhte. Auf dem Eisleber Berg waren 57 Öfen vorhanden, die 64 Produktionsgerechtigkeiten besaßen. Das Erfordernis, Feuer gleicher Eigentumsverhältnisse als geschlossene Hüttenanlagen den einzelnen Teilen zuordnen zu müssen, machte es notwendig, daß zwei Hütten je ein Feuer abtraten; zusammen mit einem neu zu schaffenden Feuer wurden diese beiden der neu zu erbauenden Mittelhütte bei Eisleben zugeordnet, so daß hier insgesamt 65 Feuer zur Teilung kamen. Insgesamt wurden also 95 Feuer, aber nur max. 81 reale Öfen geteilt; bis 1546 verringerte sich bei unveränderter Feuerzahl die Anzahl der Öfen um weitere 14.

Im fernerem Verlauf verlor der Feuerbegriff auch den Sachinhalt „300 Ztr. Kupfer/Jahr“. Infolge der Herabsetzung der Kupferförderung des Eisleber Berges sank, da die Anzahl der Betriebsberechtigungen voll bestehen blieb, auch die Kupfererzeugung je Feuer beträchtlich. So erzeugten 1559 26 Eisleber Feuer (zwei der drei vorderortischen Fünftelle) aus 3.900 Fuder Erz 4.680 Ztr. Kupfer, das sind durchschnittlich 150 Fuder Erzdurchsatz und 180 Ztr. Kupfer je Feuer. Vorhanden waren aber nur noch vier voll betriebsfähige und auslastbare Öfen (Durchsatz je 370 Fuder) mit 1.750 Ztr. Kupferausstoß; weitere zwölf Öfen waren nur in wasserreichen Zeiten (Frühjahr/Spätherbst) voll, in der restlichen Zeit nur eingeschränkt, z. T. nur mit „Pferdekünsten“ zum Antrieb der Blasebälge verfügbar. Sie erzeugten aus durchschnittlich je 200 Fuder Erz nur 240 Ztr. Kupfer/Jahr. Zehn der 26 Feuer waren als Öfen nicht mehr vorhanden.

Im Zuge der Feuerteilung von 1536 und der Produktionseinschränkung auf 90 % der vormaligen Höhe wurden den Hettstedter Hüttenmeistern die zwölf Betriebsberechtigungen für ihre fünf Hütten entzogen. Sie betrieben schon längere Zeit Bergbau auf dem Mansfelder Berg, da der Hettstedter Bergbau um 1529 wegen weitestgehender Erschöpfung seiner Erzvorräte eingestellt worden und auch zuvor schon stark in seiner Förderung zurückgegangen war.

Das seit 1520 verbesserte und billigere Verschmelzen des Schiefers sowie ein leichter Anstieg des Kupfermarktpreises ließ die mit ca. 2,0 % Cu relativ armen Dachberge in der Umgebung Pölsfelds bau- und schmelzwürdig werden und 1521 den (sächsischen) Sangerhäuser Bergbau innerhalb des Sangerhäuser Amtsbezirkes mit fünf Hütten entstehen, der ein gegenüber Mansfeld silberärmeres und nicht in allen Fällen entsilberungswürdiges Kupfer lieferte. Mit bis zu 15 % der Kupferproduktion des Mansfelder Bergbaus erreichte er in den Jahren 1530 bis 1550 eine beachtliche Produktionshöhe, fiel aber ab 1560 auf unter 1.000 Ztr./Jahr ab.

Der schon Ende des 14. Jahrhunderts auf Sanderze betriebene Mansfeldische Bergbau bei Morungen hingegen ging wegen Erschöpfung der greifbaren Vorräte zurück.

Auch im späteren Bergbaubezirk Rothenburg/Saale führte das verbilligte Schieferschmelzen zu erneuten Gewinnungsversuchen; aber erst der Kupferpreisanstieg nach 1536 ließ hier einen nachhaltigen Bergbau und drei Hütten entstehen.

Zu Produktionseinbrüchen kam es seit 1548 - auch als Folge des Schmalkaldischen Krieges. Durch den Bergbau und seine Wasserhaltungsbauten verringerte sich die Wasserführung der Bösen Sieben derartig, daß alle Hütten oberhalb Wimmelburg (zwölf mit 33 Feuern, 50 % aller Eisleber Feuer) ihren Betrieb einstellen und auch die unterhalb gelegenen Einbußen hinnehmen mußten. Die Kupfererzeugung des Eisleber Berges sank auf unter 50 % der einstigen Höhe von fast 1.000 t/Jahr. Zum Teil übernahmen die Mansfelder Hütten Eisleber Schiefer, zum Teil wurde die Förderung des Mansfelder Berges verstärkt; es entstand auch noch eine große Hütte, die „Zipfelhütte“ unter Leimbach. Ein vollständiger Ausgleich des Produktionsausfalles ließ sich aber nicht erreichen, weil sich auch andere Grund- und Randbedingungen ungünstig entwickelten: So hielten nach Abbau der leicht erreichbaren Flözfelder oberhalb der Talsohlen Aus- und Vorrichtung neuen Abbaufeldes nicht mehr Schritt mit dem Feldverhieb, des weiteren hatte der Kohleverbrauch den Unterharz entwaldet. Die Kohleanfuhrwege waren stark verlängert, Holzkohle kam aus bis zu 80 km (aus Walkenried und aus dem Ohmgebirge) Entfernung! Zudem verteuerten die Waldbesitzer das Holz.

Diese Vorgänge bewirkten einen Anstieg der Produktionskosten und, da der Kupferpreis zwischen 1565 bis 1600 konstant blieb, die Schmälerung des Reinertrages, obzwar 1570/71 infolge einer technischen Verbesserung an den Blasebälgen der Holzkohleverbrauch um 10 % bis 15 % gesenkt werden konnte.

Auch machte sich wegen der zunehmend schlechteren Arbeitsbedingungen und der Reallohneinbußen infolge des ab den 1570er Jahren verstärkt einsetzenden Silberwertverfalls, der Preisanstiege nach sich zog, Arbeitskräftemangel im Bergbau bemerkbar. Zwar gelang es, bis zur Jahrhundertwende die Kupfererzeugung auf ansehnlicher Höhe zu halten, die Pestjahre 1597 bis 1600 aber brachten die Verhüttung fast zum Erliegen. Nach einer Erholungsphase bereitete die Münzverschlechterung, die Kipper- und Wipperzeit, dem Kupferhandel der Saigerhändler schwere finanzielle Rückschläge.

Bestimmend für den Verlauf der Kupfergewinnung aus Kupferschiefer war neben den technischen Gegebenheiten vor allem die wirtschaftliche Lage, die außer von den technisch bedingten Produktionskosten hauptsächlich vom Erlös für das Schwarzkupfer abhing. Dessen Preis richtete sich am aktuellen Marktpreis des Garkupfers aus nach

$$\text{Garkupferpreis} + \text{Silbernettowert des Schwarzkupfers} = \text{Schwarzkupferpreis.}$$

Der Silbernettowert, das ist der Geldwert des aus dem Schwarzkupfer ausbringbaren Silbers abzüglich der Entsilberungskosten, blieb im 16. und 17. Jahrhundert, solange das Silber selbst Wertmaßstab war und die Silbermasse identisch mit Geld, für einen gegebenen Silberinhalt konstant, weil in diesem Zeitraum auch die Saigerkosten (4 Gulden/Ztr. Kupfer) sich nicht änderten. Für Mansfelder Kupfer mit 17 Lot Silber/Ztr. Kupfer (ca. 0,535 % Ag, Wert 10,5 fl) stellte sich demnach der Silbernettowert auf 6,5 fl. Obwohl sich der Garkupferpreis beträchtlich,

von 6 bis 7 Gulden/Zentner um 1530
auf 13 Gulden/Zentner zwischen 1564 und 1600 und
auf 19 bis 20 Gulden/Zentner um 1620, auf das Dreifache erhöhte,

stieg der Schwarzkupferpreis, d. h. der Erlös, den die Rohhütten für ihr Produkt erzielten, wegen des gleichbleibenden Silbernettowertes hingegen nur von 12,5 auf 26 Gulden/Zentner, aber immerhin noch um 100 %.

Diese Preisentwicklung täuscht aber eine zu hohe Wertsteigerung bzw. eine zu günstige Erlössituation der Rohhütten vor. Innerhalb des betrachteten Zeitraumes fiel der Wert des Silbers (gemessen an Gold und den Verbrauchsgütern) auf 60 % bis 65 % der vormaligen Höhe, damit auch der Wert bzw. die Kaufkraft des dem allgemeinen Zahlungsverkehr dienenden Silbergeldes, weil ja die Edelmetallmasse der jeweiligen Münze ihren Wert bzw. Tauschwert repräsentierte: Die Folge war ein allgemeiner Anstieg der Warenpreise. Deshalb stiegen die Realerlöse auch nicht entsprechend der Geldeinnahmen um 100 %, sondern inflationsbereinigt lediglich um 25 % bis 30 %.

Den höheren Einnahmen standen jedoch auch steigende Sachaufwendungen für die Produktion gegenüber. Die zunehmenden Schachtteufen verlangten immer größeren Aufwand (progressiv steigende Teuf- und Ausbaukosten, erhöhte Sachleistungen für Förderung, vor allem aber zur Wasserhaltung wegen erhöhter Zuflüsse und größerer Hubhöhen). Hüttenseitig bedeuteten die ständig sich verlängernden Kohlefuhrwege Mehraufwand. Der Kohlepreis stieg bis 1570 auf das Dreifache gegenüber 1480, das ist weit über das Maß der Geldentwertung.

Dämpfend auf den Anstieg der Sachaufwendungen wirkte die Fertigstellung der großen Entwässerungstollen in den Jahren 1575/1590, die schon erwähnte Absenkung des spezifischen Schmelzkohleaufwandes im Jahre 1570 sowie die der Geldentwertung nachhinkende Lohnentwicklung. Besonders krass war der Rückgang des Realerlöses zwischen 1564 und 1600, als der Garkupfer- und somit auch der Schwarzkupferpreis stagnierten. Der spezifische Betriebsüberschuß, der 1572/1575 noch ca. 6 fl betrug, fiel auf 2 fl/Ztr. am Ende des Jahrhunderts trotz der kurfürstlich-sächsischen Zwangsverwaltung, die 1571 im Zusammenhang mit dem Bankrott des Mansfelder Grafenhauses eingeführt wurde und die den Bergbau vor Verfall bewahren sollte. Aus dieser divergierenden Entwicklung von Sachaufwand und Realerlösen, sowie den Folgen des Steinacher Konkurses, erklären sich die technischen, Finanzierungs- und Existenzprobleme der Kupfererzeugung in Mansfeld seit der Mitte des 16. Jahrhunderts.

Als Ursache des Silberwertverfalles werden meist die über Spanien zum übrigen Europa laufenden Silberimporte aus Südamerika bezeichnet, die im letzten Drittel des 16. Jahrhunderts gewaltig anstiegen. Nicht unerheblich war aber auch die europäische Binnenproduktion an der „Silberschwemme“ beteiligt.

Allein Mitteldeutschland produzierte zwischen 1500 und 1560 fast 2.000 t Silber, davon das

Mansfelder Kupferschieferrevier	über 400 t
St. Joachimsthal, Erzgeb.	ca. 400 t
Freiberg	ca. 250 t
übriges sächs.Erzgebirge ¹	ca. 300 t
der Westharz ²	ca. 200 t

In diesem Zusammenhang muß auf die weitverbreitete Meinung des „zutiefst verschuldeten Mansfelder Bergbaus“ eingegangen werden: Diese Interpretation ist unzutreffend. Soweit Daten vorliegen bzw. die Verhältnisse abschätzbar sind, d. h. seit Beginn des 16. Jahrhunderts, hat die Kupfergewinnung aus Kupferschiefer stets (mit Ausnahme weniger Jahre) Überschüsse erbracht. Erst seit 1930 wurde er generell defizitär.

Er steht damit im Gegensatz zu den meisten deutschen Bergbauen, bei denen nur wenige Gruben eines Revieres (5 % bis 10 %) Überschüsse, Ausbeuten lieferten, während der Rest zu geringem Teil aus Betrieben bestand, die aus dem Erlös ihre Betriebskosten gerade zu decken vermochten, zum größten Teil aber aus Zubaßgruben, deren „Eigentümer“, die Besitzer von Anteilscheinen (Kuxen), Zubaßen in Geld aufzubringen hatten. Solche Gruben verschuldeten, wenn Zubaßen nicht eingingen bzw. wenn die Eigentümer ihren eigenen Betrieben die defizitären Betriebsergebnisse als Forderung anlasteten. Nur Hoffnung auf „reiche Anbrüche“ bewog die Eigentümer, Mittel zum Fortbetrieb der betreffenden Gruben bereitzustellen.

Solche „Hoffnungsbaue“ waren beim Kupferschiefer nicht möglich bzw. nicht üblich; zeitweilig sinkende Erträge wurden, wie schon erwähnt, durch Besitzwechsel des Kapitalbestandes ausgeglichen.

Aus der Zeit nach 1550 liegen dann ausreichend Belege für die Betriebsüberschüsse vor. So erwirtschafteten die drei Bergteile des Vorderortes, das sind 60 % der Gesamtbetriebe des Mansfelder Kupferschieferbergbaus, während der Zeit ihrer Zwangsverwaltung durch das Kurfürstentum Sachsen

1570 - 1574	270 000	1585 - 1589	267 000
1575 - 1579	301 000	1590 - 1594	162 000
1580 - 1584	248 000	1595 - 1599	166 000 Gulden

Reingewinn, wobei schon jeweils 30 000 fl Kosten für die Zwangsverwaltung abgezogen sind. Zwischen 1570 und 1579 erbrachte demnach die gesamte Kupferschieferverarbeitung jährlich 105.000 fl Reingewinn.

Die vielgenannten 600.000 Gulden „Schulden“ der der Grafenlinie Vorderort gehörenden drei Bergwerksteile sind, vereinfacht zusammengefaßt, „Verbindlichkeiten der Grafen für auf den Bergbau aufgenommene Kredite“, um Schächte und Hütten samt der Vorräte aus der Konkursmasse der Steinacher Saigergesellschaft für 400.000 fl zu erwerben und damit einen Weiterbetrieb und die Weiterbeschäftigung der Arbeiter zur Vermeidung einer sozialen Katastrophe zu sichern.

Als Gegenwert dieses Kredites stand das Anlage- und Bestandsvermögen der erworbenen Schächte und Hütten. Getilgt werden sollte dieser zum größten Teil zinslose Kredit aus einem Teil der Betriebsüberschüsse in Form eines den Kreditgebern und Kupferkäufern gewährten Preisabschlages von 3 fl/Ztr. Kupfer.

¹Schneeberg, Annaberg-Buchholz, Marienberg u.a.

²Clausthal-Zellerfeld, Grund, Lautenthal, Wildemann, Altenau, St. Andreasberg, Rammelsberg

Dieses Geschäft zerschlug sich 1560, das Verlagswesen blieb beibehalten und die jeweiligen neuen Verleger/Kupferkäufer übernahmen jeweils die Kreditschuld und zahlten den Vorgänger aus. Abgetragen wurde sie während der kursächsischen Zwangsverwaltung nicht, obwohl sie aus dem Reineinkommen der vorderortischen Teile bis 1580 hätte getilgt sein können. Sie blieb bis zu Beginn des 30jährigen Krieges bestehen, und nach völliger Zerstörung der Anlagen sowie Verbrauch des Berggebäudes stand sie ohne Deckung an.

Ausgelöst durch den Rückgang des allgemeinen Wirtschaftslebens und der zunehmenden Verunsicherung von Fernhandel und der Geldwirtschaft mit Beginn des 30jährigen Krieges stockte der Kupferabsatz zunehmend, so daß 1631 vom Handel kein Kupfer mehr abgenommen wurde, wodurch die Erzeugung „einschloß, weil Geld zur Fortführung der Produktion nicht einging. Direkte Kriegshandlungen im Mansfelder Gebiet vernichteten die Produktionseinrichtungen substantiell weitgehend. 1631 waren noch ein Schacht auf dem Mansfelder und sechs Schächte auf dem Eisleber Berg in Betrieb sowie als letzte Hütten Stahls Hütte und die Mittelhütte vor Eisleben. Der Sangerhäuser Bergbau hielt sich hingegen noch bis 1636.

Herausragendes technikgeschichtliches Ereignis von Weltrang war in diesem Zeitabschnitt die erstmalige Erzeugung und Anwendung von Steinkohlenkoks. Im Sommer 1584 fand auf der Mittelhütte bei Eisleben das erste „Steinkohleschmelzen“ von Kupferschiefer statt. Dieser erste sowie weitere bis in das 17. Jahrhundert hinein unternommene Versuche blieben ohne nachhaltige Wirkung, weil trotz ihres hohen Preises die Holzkohle noch billiger war als die brennwertadäquate Koksmenge.

Hinsichtlich der technischen Parameter wurden ähnliche Ergebnisse erreicht wie 200 Jahre später, als die Koksverwendung sich allgemein durchsetzte: 55 % der zum Schmelzen erforderlichen Holzkohlemenge sind durch Steinkohlekoks ersetzt worden.

1.5. Die gewerkschaftlichen Betriebe des 17. und 18. Jahrhunderts

1.5.1. Die Rohhütten

Gänzlich erloschen scheint die Kupfererzeugung während des 30jährigen Krieges jedoch nicht zu sein. Neben einigen bergbaulichen Regungen in den Jahren bis 1640 hat das Nachklauben der Bergbau-, vor allem aber der Schlackehalden, gewisse Mengen schmelzwürdigen Materials geliefert. Denn trotz der äußerst ungünstigen sonstigen Bedingungen war während dieser Zeit die Kupfergewinnung recht lukrativ. Die geringen Holzkohlemengen ließen sich aus allernächster Nähe der Hütten beziehen und waren damit sehr billig. Billig war auch Kläubegut von Hilfskräften zu gewinnen, denn kupferhaltige Stücke gaben sich durch die infolge der Verwitterung gebildeten auffällig gefärbten Kupferverbindungen zu erkennen. Der Garkupferpreis mit 19 alten Reichstalern (entsprechend 21 Gulden der Vorkriegszeit) war hingegen recht hoch und behielt diesen Stand im wesentlichen bis zur Mitte des 19. Jahrhunderts bei. Die zwischen den verheerenden Heeresdurchzügen liegenden ruhigeren Zeiten erlaubten in den stadtnahen Hütten (Mittel- und Stahls Hütte bei Eisleben, Silber-, Kreuz- und Katharinenhütte in Mansfeld/Leimbach) Schmelzkampagnen mit diesem zwar metallarmen (bis 1% Cu, 0,4 Ztr./Cu/Fdr. herab) aber ertragbringenden Haldengut. Gesaigert worden ist auf der Katharinenhütte. Kupfer nahmen die noch immer einigermaßen intakten Städte der Umgebung ab. Mehr als 200 bis maximal 300 Ztr. Kupfer scheinen im Jahr jedoch nicht erzeugt worden sein. Spätestens 1643 hat dieser Nachlesebetrieb einen rechtlichen Rahmen bekommen, als dem Münzmeister Koburger das Haldenschmelzen (weiterhin?) genehmigt worden ist.

Ein Versuch im Jahre 1652, den regulären Bergbaubetrieb wiederaufzunehmen und wie zuvor im Verlags-system zu führen, scheiterte trotz ausdrücklichem kurfürstlichen Befehl an den bisherigen Verleger, die Stadt Leipzig: Sie wollte nur 5.000 Gulden Verlag aufbringen, was keinesfalls für einen bescheidenen Anfang ausreichte.

Das Haldenklauben und Verschmelzen des relativ armen Materials war auch die Grundlage der Wiederaufnahme eines geregelten, allerdings noch bescheidenen, des sog. Interimsbetriebes zwischen 1666 und 1676. Er erbrachte knapp 800 Zentner (40 t) Kupfer und ca. 200 kg Silber/Jahr sowie einen beträchtlichen Betriebsüberschuß von 4,3 fl/Ztr. Kupfer, das sind 15 % des Produktwertes.

Ein grundsätzlicher Aufschwung des Berg- und Hüttenwesens war aber nur durch ausreichende Kapitalzufuhr zu erreichen. Deshalb kam es 1671 zur „Freilassung“, in deren Ergebnis sich Gewerkschaften bildeten, zu denen sich gewinninteressierte und risikobereite Investoren zusammenschlossen. Es waren dies die Gewerkschaften

- zur Oberhütte (Eisleben),
- zur Mittelhütte (Eisleben),
- zur Silberhütte (Tal-Mansfeld),
- zur Wiesenhütte (Großörner) mit je einer und
- zur Kreuzhütte (Leimbach) mit zwei Betriebsberechtigungen, ebenfalls „Feuer“ genannt,

die bestehende und während des „Interims“ genutzte Hütten in den Jahren 1671 bis 1673 muteten (aufgrund der Freilassung Betriebsabsichten erklärten), sich nach ihnen benannten und ab 1676/78, nach Einstellung des Interimsbetriebes, diese Anlagen übernahmen und in Eigenregie betrieben. Schon 1688 kam die Mittelhütte mit 22 Taler je Kux (ca. 25 % des Produktwertes als Reinertrag) in Ausbeute. In dieser Größenordnung hielt sich, von Ausnahmen abgesehen, die Ausbeutezahlung der Gewerkschaften für fast 200 Jahre. 1695 kamen die Gewerkschaft zur Gottesbelohnung bei Großörner und 1723 die Gewerkschaft zur Kupferkammer bei Burgörner hinzu, die auf alten Hüttenstätten neue Anlagen errichteten.

Zwischen den Hütten bestanden enge Verflechtungen. Die Eisleber und Mansfelder Hütten betrieben den Bergbau gemeinschaftlich und teilten sich die Förderung entsprechend der Betriebsberechtigungen. Alle Hütten gemeinsam nutzten die Katharinenhütte als Saigerhütte. Die engste Verbindung stellte jedoch die Kohleverteilung her: Jeder Hütte stand ein bestimmter Anteil an der beschaffbaren Holzkohlemenge zu. Mit dieser Quotenteilung war auch die gegenseitige Relation der Kupfererzeugung der Hütten untereinander festgelegt.

Erst die allmähliche Erschöpfung der Haldenvorräte und der Anstieg der Holzkohlepreise minderten den wirtschaftlichen Effekt des Nachlesebetriebes. Nach dem ersten Jahrzehnt des 18. Jahrhunderts wurde er dadurch zum Teil unwirtschaftlich oder nicht mehr ausführbar. Das traf ebenso auf die Gewinnung von Versatzmaterial im abgebauten Feld zu. Beide Aktivitäten erfuhren auch durch regulative Maßnahmen erhebliche Beschränkungen. Denn solange noch Halden zu klauben oder Versatz zu gewinnen war, unterblieben Bemühungen zum Aufschluß „frischen“ Feldes unterhalb der alten, ersoffenen Abbaue. Nur die Sumpfung der alten Baufelder aber konnte auf Dauer einen Aufschwung der Kupfererzeugung sicherstellen.

Mit Beginn des 18. Jahrhunderts begann dann an wenigen bevorzugten Baupunkten ein regulärer Abbau „frischen“ Schiefers. Im Ergebnis stieg der Kupfer“gehalt“ des verarbeiteten Erzes

von weniger als	0,75 Ztr./Fuder (1,8 % Cu) um 1680
auf	1,0 Ztr./Fuder (2,3 % Cu) um 1720
und	1,25 Ztr./Fuder (2,85 % Cu) um 1770,

auf den Normalgehalt des Eisleber Berges.

In der Zeit der Bildung der Eisleber-Mansfelder-Gewerkschaften entstanden auch

- die Leinunger Hütte 1677 und
- die Sangerhäuser Hütte 1678

nach Gründung der betreffenden Gewerkschaften.

Sie blieben bis 1812 (Leinungen) bzw. 1825/32 selbständig und kamen dann durch Kauf an die Mansfelder Werke.

Aggregate, Einrichtungen und Betriebsweise waren noch die gleichen wie schon 1575, nur ist 1698 ein neuer Ofentyp, der „Ungarische“ mit 0,5 m² Querschnitt in der Düsenenebene, eingeführt worden, von dem Abbildungen vorliegen. Seine Leistungen und Reisezeiten - sechs Tage - unterschieden sich nicht von denen seiner Vorgänger, nur war er etwas höher und der Kohleverbrauch scheint etwas niedriger gewesen zu sein, doch fehlen sichere Vergleichsmöglichkeiten. Schon 20 Jahre später ersetzte der vier Meter hohe „Ehrenberger“ Ofen den Ungarischen. Auch seine Leistungen lagen in der Größenordnung seiner Vorgänger, um vier Tonnen Schiefer, einschließlich der Schmelzzuschläge 4,5 t täglich. Mit 0,9 m² Schmelzfläche (Düsenenebene) war er doppelt so weit wie seine Vorgänger, erreichte insofern bei gleicher Windbeaufschlagung (wie sie der Ungarische Ofen hatte) nur halb so hohen spezifischen Durchsatz. Er hatte aber Reisezeiten von mindestens vier Wochen, also einen höheren wöchentlichen Gesamtdurchsatz und einen Kohlebedarf von nur 28 % bis 31 % der Möllermasse.

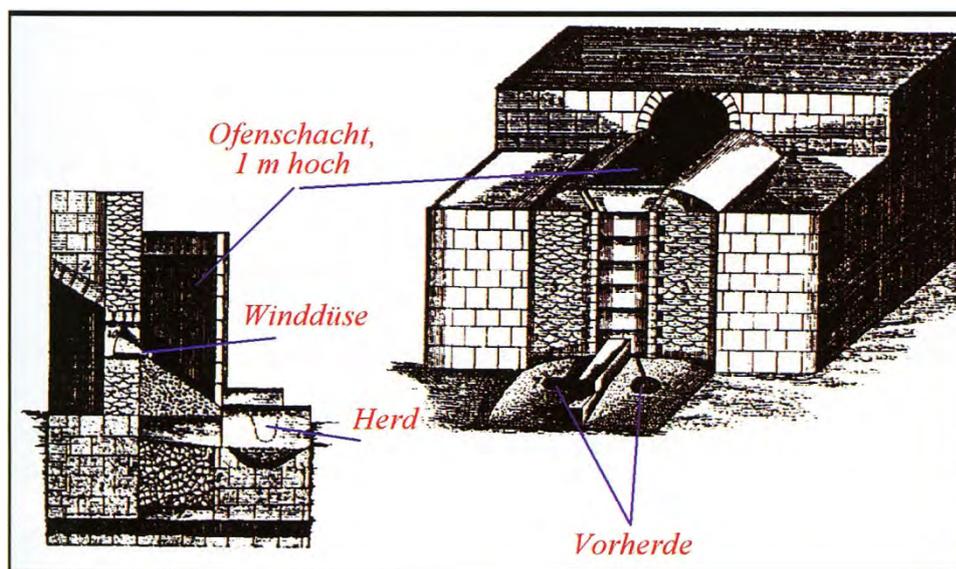


Abbildung 5: Ungarischer Ofen

Der verringerte Brennstoffaufgang ist weniger eine Folge des höheren Ofenschachtes und der dadurch besseren Wärmeausnutzung der Gase, sondern mehr eine Folge der längeren Reisezeit. In den ersten vier bis sechs Tagen einer Schmelzkampagne war zum „Aufwärmen“ der Öfen generell ein etwa 50 % höherer Brennstoffaufgang als in der darauffolgenden Zeit erforderlich.

Die alten Öfen mit sechs Tagen Reisezeit arbeiteten insofern in der Aufwärmphase mit dem hohen Kohleaufgang.

Gegen Ende des Jahrhunderts löste der 5 m bis 5,2 m hohe „Mansfelder Hochofen“ den Ehrenberger Ofen ab. Wesentliche Vorteile gegenüber seinem Vorgänger sind nicht bekannt.

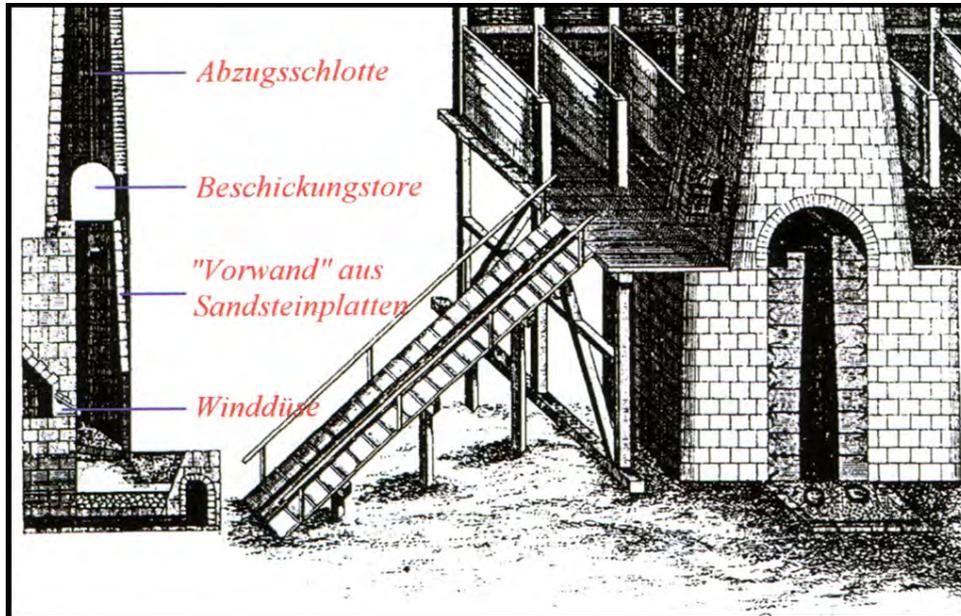


Abbildung 6: Der Ehrenberger Ofen

Gegenüber den Hütten des 16. Jahrhunderts, von denen die großen bis über 100 t Kupfer jährlich produzierten, fielen die neuen Hütten mit 30 t bis 40 t Kupfer/Jahr merklich ab. Über ihr äußeres Bild und damit indirekt auch über das Aussehen der Hütten des 16. Jahrhunderts geben die Stiche von Giebelhausen aus 1835/1839 Auskunft.

Grundlage der Produktion war neben der Erz- und Kohlebelieferung die Versorgung mit Wasser für die den Antrieb der Blasebälge dienenden Räder. Spätestens seit Beginn des 17. Jahrhunderts waren nicht mehr die von Agricola gezeichneten „ledernen“ Bälge in Gebrauch, sondern hölzerne „Spitzbälgen“. Ihre Funktionsweise näherte sich schon dem Kolbenprinzip. Sie waren robuster, weniger reparaturaufwendig und ermöglichten höhere Winddrücke als die alten Lederbälge.

Von der Menge des verfügbaren Aufschlagwasser und dessen „Gefälle“ hingen in entscheidendem Maße Durchsatzleistung und Kupfererzeugung ab. In trockenen Sommern ließ sich der Betrieb, wenn überhaupt, nur eingeschränkt aufrecht erhalten. Während des Frühjahrshochwassers konnten zusätzliche Öfen „angehangen“ werden. Im Winter wiederum ruhte wegen Vereisung der Räder die Verhüttung.

Die schon 1672 wiedererbaute Oberhütte nutzte das Wasser des Hegegrundbaches, anfänglich bis zu dessen Versiegen auch das des alten Faulenseer Stollen. Insgesamt standen ihr bei mittlerer Wasserführung knapp 800 l Aufschlagwasser/min für das 6,2 m hohe Wasserrad zur Verfügung, was einer Leistung von 0,72 kW entsprach. Damit ließen sich vier Bälge, ausreichend für zwei Öfen, betreiben. Bei Betrieb nur eines Ofens kam sie mit 550 l/min., ca. 0,5 kW, aus. Das Abschlagwasser der Oberhütte ging zur 800 m unterhalb gelegenen Mittelhütte, die mit ebenfalls 6,3 m Gefälle gleiche Energieversorgungsverhältnisse und Durchsatzleistungen wie die Oberhütte besaß.

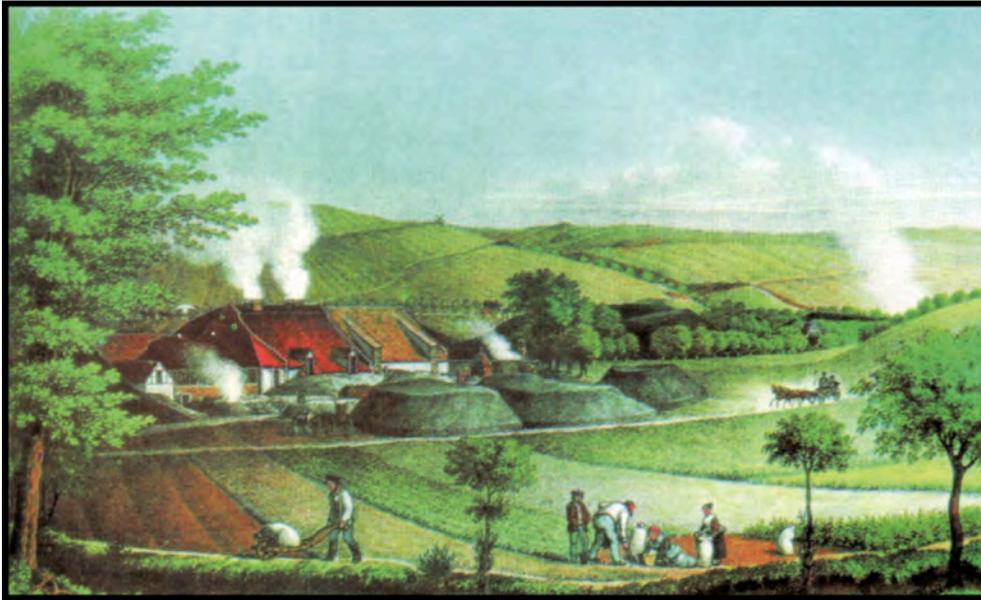


Abbildung 7: Die Mittelhütte bei Eisleben im Jahre 1836, gesehen vom Huthberg in Richtung West, rechts Rauchfahne der Oberhütte (nach einem Stich von Giebelhausen)



Abbildung 8: Die Oberhütte bei Eisleben im Jahre 1834, gesehen von Nordost, links im Hintergrund Eisleben (nach einem Stich von Giebelhausen)

Beide Hütten bestimmten mit ihrer infolge der schlechten Wasserversorgung begrenzten Kapazität wegen der bestehenden Quotenregelung zur Teilung der gemeinschaftlichen Minernförderung und der beschaffbaren Holzkohle Durchsatz und Kupfererzeugung auch der anderen Hütten. Sie beschäftigten 10 bis 20 Arbeitskräfte und erzeugten bei einer Mann-Jahresleistung von ca. 80 t Erz und ca. 2,5 t Kupfer im Zeitraum 1730 bis 1760 je 30 bis 35 t Kupfer/Jahr
1775 bis 1780 je 55 bis 60 t Kupfer/Jahr.



Abbildung 7: Die Kupferkammerhütte bei Hettstedt im Jahre 1835
(nach einem Stich von Giebelhausen)

Ein Ofen (alternierend betriebenes Ofenpaar) setzte in ca. 42 effektiven Betriebswochen 1.000 t bis 1.200 t Erz mit (je nach Kupfergehalt des Möllers) 15 t bis 30 t ausbringbarem Kupfers durch, d. h., erst ab 1760 hielten beide Hütten je zwei Öfen ständig in Betrieb.

Ähnliche Größe und Betriebsdaten hatten die Silber-, Gottesbelohnung-, Wiesen- und Kupferkammerhütte, nur besaßen sie eine wesentlich bessere Energieversorgung in der Wipper, bzw. die Silberhütte im Talbach, den auch die Kreuzhütte zusätzlich zum Wipperwasser nutzte, was Grundlage ihrer zwei Gerechtigkeiten war.

Die Silberhütte verlegte um die Wende zum 18. Jahrhundert ihren Schmelzbetrieb vom bisherigen Platz in der alten Silberhütte zu Mansfeld auf eine wüste Hüttenstätte 800 m weiter unterhalb und baute hier die „Rohschmelzhütte der Silberhütte'schen Gewerkschaft“, die, kurz „Silberhütte“ genannt, ihren Namen bis zur Neuzeit führt. Dies hat immer wieder zur Behauptung geführt, hier sei die alte Silbergewinnungsstätte gewesen, obwohl in ihr niemals Silber erzeugt worden ist: In der Silberhütte ist nur Schiefer verschmolzen worden. Etwa 100 Jahre später, in der Rezessionsphase der nachnapoleonischen Zeit, legten Kreuz- und Silberhütte ihren Schmelzbetrieb auf der energetisch ausreichend versorgten Kreuzhütte zusammen und 1849 die Silberhütte endgültig still.

Auf preußischem Territorium entstand 1698 die Rothenburger Hütte mit zwei Ungarischen Öfen, die aber wegen fehlender Minern meist still lagen, obwohl der Hütte in der Saale ein nahezu unerschöpfliches Energiepotential zur Verfügung stand. Nach Inbetriebnahme des Gollwitzer Reviers 1715 stieg aber die Erzförderung schnell, weitere Öfen entstanden, 1730 zwei, 1743 der dritte Ehrenberger Ofen und daneben eine zweite, die obere Hütte mit zwei Öfen. Zeitweilig erschmolzen sie und die 1746 angegliederte Friedeburger Hütte mehr als 250 t Kupfer/Jahr. Der Rothenburger Betrieb war damit im 18. Jahrhundert größter Kupfer-Einzelproduzent im Revier. Er war, wie auch die Sangerhäuser und Leinunger Hütte, nicht an die Mansfeldische Quotenregelung gebunden und bebaute unabhängig von den Mansfelder Gewerkschaften Flözfeld außerhalb der Berggrenze.

Nach Einstellung des zwar hohe Bergbaukosten erfordernden, aber kupfer- und silberreichen Schiefer liefernden Gollwitzer Revieres (nördlich Könnern) verfügte der Rothenburger Betrieb weitgehend nur über Feldesteile mit geringmächtigem und kupferarmen Schiefer oder, wie die Sandersleber und Naundorfer (südlich Alsleben) Reviere, mit nicht saigerwürdigem Kupfer. Er wurde defizitär und vom Staat übernommen. Von seinen Revieren erbrachte nur das Burgörner Revier bei Hettstedt Überschüsse. Es wurde deshalb verstärkt bebaut, was den Wasserhaltungsaufwand steigen ließ und zum Bau der ersten Dampfmaschine im Jahre 1785 führte.

Recht beachtlich war im 18. Jahrhundert mit durchschnittlich 35 t Kupfer/Jahr die Erzeugung der Leinunger Hütte bei Sangerhausen. Sie verarbeitete fast ausschließlich Sanderz (3 % bis 6 % Cu) mit einem nur zeitweise betriebenen Ofen. Aus dem Schwarzkupfer erzeugte sie direkt Verkaufsware, weil bei seiner Silberarmut, 5 bis 6 Lot (0,15 % Ag), eine Entsilberung nicht lohnte. Als einzige Rohhütte besaß sie daher Garherde und ihr Produkt war, da nicht gesaigert und somit bleifrei, die beste Sorte auf dem Markt.

Anfänglich ganz bescheiden, seit Mitte des 18. Jahrhunderts auf 35 t, ab den 1770er Jahren auf 50 t/Jahr steigend, war die Kupfererzeugung des Sangerhäuser Werkes mit der Kupferhütte zwischen Gonna und Sangerhausen. Der Kupferinhalt des Möllers bestand zu 50 % bis 60 % aus silberarmen Sanderzkupfer, der Rest kam aus Schiefer, dessen Kupfer 0,4 % Silber, ca. 12 Lot, enthielt. Dadurch lag der Silbergehalt des Sangerhäuser Kupfers, wenn nicht in Schiefer- und Sanderzarbeit getrennt wurde, an der Grenze der Saigerwürdigkeit. Die Entsilberung Sangerhäuser Kupfers, meist in der Saigerhütte Grünthal/Olbernhau (Erzgebirge) ausgeführt, kam an der Wende zum 19. Jahrhundert zur Einstellung (Sangerhausen stand unter kurfürstlich-sächsische Regalhoheit).

Insgesamt war im Mansfeldischen das 18. Jahrhundert ein Abschnitt technologischer Ruhe. Die friderizianischen Kriege brachten gewisse Produktionseinbußen, teils durch Währungsverfall, teils infolge zurückgehenden Absatzes. Abgesehen von diesen Störungen entwickelte sich die Kupfererzeugung jedoch stetig von 150 auf 500 t/Jahr zwischen 1715 und 1780 (ohne Erzeugung der Rothenburger und Sangerhäuser Hütten). Es war das Ergebnis der zur Wasserabführung aus dem Bergbau angelegten Froschmühlen- und Glück-Auf-Stollen, die ab 1740 Aufschlüsse im „frischen“ Feld erbrachten.

Probleme bereitete seit der Mitte des Jahrhunderts wieder die Brennstoffversorgung. Holzkohle mußte aus dem Fläming, aus bis zu 80 km Entfernung, bezogen werden, was die Wiederaufnahme des Schmelzens mit Steinkohlenkoks verursachte.

Ab den 1790er Jahren unterbrach eine Wirtschaftskrise mit einem Preisverfall des Kupfers um 15 % und Absatzproblemen den Aufwärtstrend. Dies führte zum Konkurs und zur Stilllegung der Leinunger-, Gottesbelohnungs- und Wiesenhütte. Die Gerechtigkeit der Gottesbelohnung übernahm die Kupferkammerhütte, die fortan bis 1870 mit zwei Gerechtigkeiten die zweitgrößte Mansfelder Hütte nach der Kreuzhütte war. Die Gerechtigkeit der Wiesenhütte erwarben die Mansfelder und Eisleber Hütten gemeinsam zu je 1/5. Auch die verbleibenden Hütten gingen mit ihren Betriebsüberschüssen stark, zum Teil vollständig zurück; die Kupfererzeugung schrumpfte mit 400 t/Jahr auf 80 %.

1.5.2. Die Saigerhütte bei Hettstedt

Nach Aufgabe der Kupferabnahme und der Saigerung seitens der Kupferhandelsgesellschaften in den letzten Jahren vor 1631 war die Saigerung der nur noch geringen Mengen Kupfer nach Mansfeld in die Katharinenhütte bei Leimbach verlegt und noch während des Krieges ist an der Hütte gebaut worden.

Aber schon um 1685 genügte sie für die steigende Kupfererzeugung wegen der beengten Platzverhältnisse nicht mehr. Sicherlich wurde auch die Bleibelastung der unmittelbar angrenzenden Wohngebiete zu einem Problem. Immerhin wurden ca. 50 kg Blei/100 kg Kupfer verbraucht und größtenteils als Rauch emittiert. Auf der alten Hüttenstätte „in der Aue“ unterhalb von Hettstedt entstand deshalb eine neue größere Saigerhütte, die zu Beginn 1688 mit der seit Mitte des 15. Jahrhunderts unveränderten Saigertechnologie, Betriebsorganisation und Aggregatebestückung in Betrieb ging.

Sie war im 17./18. Jahrhundert der größte Einzelbetrieb im Revier mit

1720	150 t Kupferdurchsatz und ca. 30 Arbeitskräften,
1750	340 t Kupferdurchsatz und ca. 70 Arbeitskräften und
1800	420 t Kupferdurchsatz und ca. 90 Arbeitskräften.

Die Rothenburger Hütte ließ als preußischer Staatsbetrieb ihr Kupfer in der Hütte in Neustadt/ Dosse saigern.

Die erste Verfahrensstufe des Saigerprozesses bestand im verbleienden Schmelzen. In Losgrößen zu je 2,5 t Kupfer wurden jeweils 35 kg Kupfer mit 125 kg Blei satzweise im Schachtofen eingeschmolzen („gefrischt“) und zu 160 kg schweren Scheiben, den Saigerstücken vergossen. Das „Stück“ mußte 240 g bis 250 g Silber enthalten.

Das so einfach erscheinende Zusammenschmelzen der Metalle war der schwierigste Teil des Gesamtprozesses. Die Schmelze mußte mindestens 1.050 °C heiß werden, um homogen zu sein. Das gelang mit den einzig hierfür verfügbaren Schachtofen nur unter besonderen Bedingungen und Anwendung von „Kniffen“, denn die große Masse des schon bei 327 °C schmelzenden Bleies durchläuft sehr schnell den Ofenschacht mit seinem Inhalt an glühender Kohle, heizt sich aber dabei nur sehr wenig auf und gelangt recht „kalt“ in den Tiegel. Es kann dadurch das hier befindliche, ca. 1.200 °C heiße, geschmolzene Kupfer zum Erstarren bringen, womit die Legierungsbildung nicht zustande kommt. Zeitgenössisch wurde das als „Kupfer hat den Saturnus (Blei) schlecht (oder ggf. gut) angenommen“ ausgedrückt.

Beim Wiedererhitzen der Saigerstücke über den Schmelzpunkt des Bleies „saigerte“ ein großer Teil des an Silber angereicherten Bleies aus den Saigerstücken aus. Das zurückbleibende Kupfer, die „Kienstöcke“, enthielten noch ca. 25 % bis 30 % Blei.

Die weitere, auf Grund der erzwungenen Erstarrungsstruktur mögliche Entbleiung (und Entsilberung), Darren genannt, geschah in Gewölbeflammöfen bei Temperaturen von 900 °C bis auf etwa 10 % Blei herab in Losgrößen zwischen 10 t bis 20 t, gegenüber 2,5 t bis 5 t im 15./16. Jahrhundert. Besondere Probleme verursachte dabei die Einhaltung der Temperatur von max. 960 °C, weil bei 964 °C die Kienstöcke schmelzen, womit Entbleiung und Entsilberung verhindert würden. Beim anschließenden oxidierenden Schmelzen der gedarrten Kienstöcke, dem Garen, verdampfte das Blei oder verschlackte. Es entstand Mansfelder Garkupfer, das etwa 0,6 % Blei, 0,4 % Nickel und 0,5 % O₂ enthielt. Die Garchargen, im 16. Jahrhundert 150 kg betragend, stiegen allmählich auf 400 kg bis 600 kg und im 19. Jahrhundert auf bis zu einer Tonne. Abgesehen von dem Preisverfall zwischen 1785 und 1800 fand es seinen Markt bei guten Preisen um 21 bis 22 alte Reichstaler/Ztr. (10 Talerfuß).

Das Saigerblei wurde im Treibofen (Herdofen) bei 1.000 °C einem kräftigen Windstrom ausgesetzt. Das sich dabei bildende Bleioxid, die „Glätte“, nahm Verunreinigungen auf und lief vom Herd ab. Sie ging in die Anfangsstufe des Saigerprozesses zurück. Das nach völliger Verglätzung und Entfernung des Bleies zurückbleibende Silber hatte 990 bis 995 Feine und fand sicheren Absatz zu konstanten Preisen in den Münzstätten.

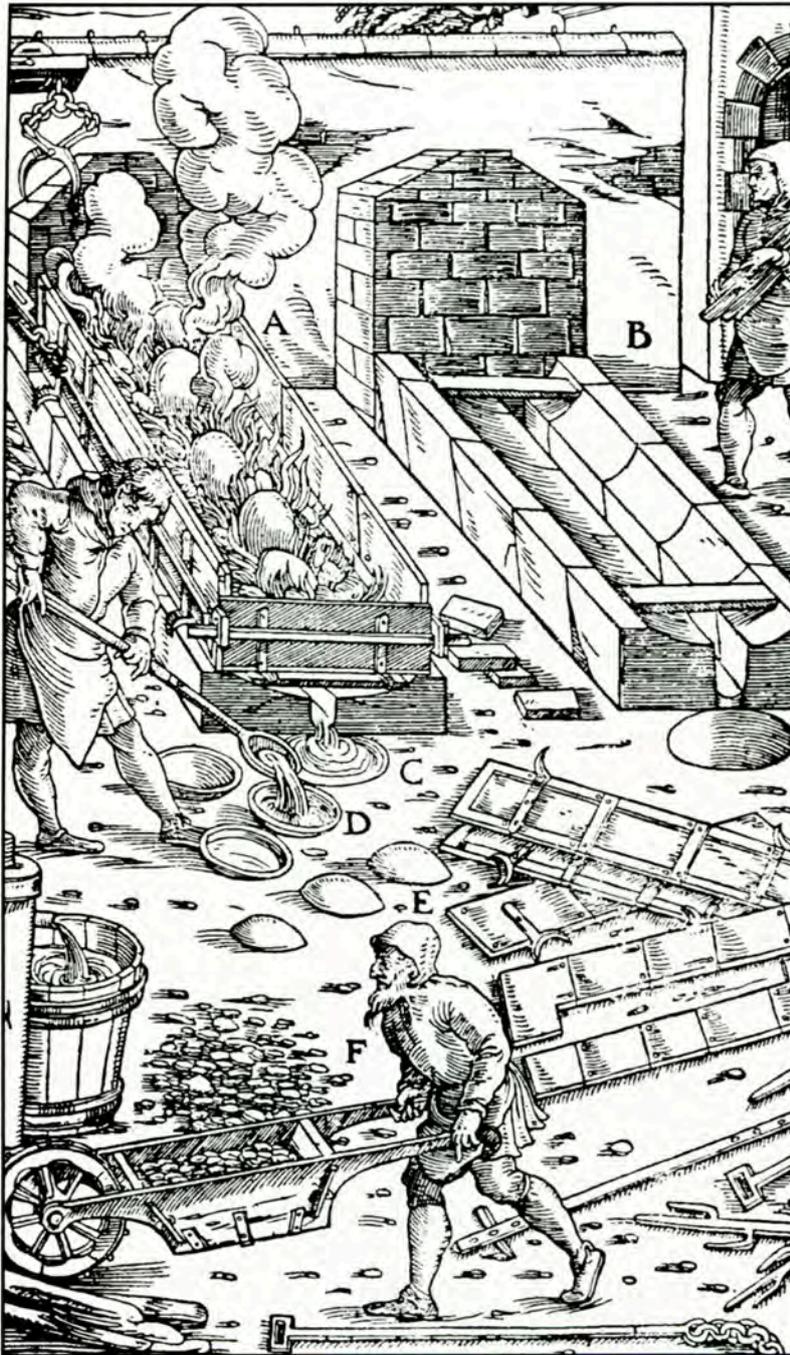


Abbildung 10:

Kupfersaigern (nach Agricola)

A - mit Saigerstücken besetzter Saigerherd, B - leerer Saigerherd

C - Tiegel zum Sammeln des

ausgesaigerten Bleis, D - Gießen der

Saigerbleistücke, E -

Saigerbleistücke

Infolge Verteuerung der Brennstoffe und des Bleies - sie stellten 30 % bzw. 50 % der Prozeßkosten - verteuerte sich auch das Verfahren trotz größerer und verbesserter Aggregate und dadurch verringertem Material- und Arbeitsaufwand. Auch die Treibchargen vergrößerten sich von 2,5 t Blei im 16. Jahrhundert jetzt auf das Zehnfache.

Beanspruchte wertmäßig die Saigerung um 1690 etwa 1/3 des Silberinhaltes im Kupfer (5,5 Lot/Zentner), so waren es 1830 schon 50 % des Silbervorlaufes (8,5 Lot/Zentner).

2. Die Zeit der Innovationen 1800 - 1870

2.1. Die Rohhütten

Die ersten beiden Drittel des 19. Jahrhunderts wurden geprägt durch technische Entwicklungen, die Voraussetzung dafür waren, daß Gewinnung und Verhüttung von Kupferschiefer zur Großproduktion werden konnten.

Von den äußeren Bedingungen her führten nach der Depression der 90er Jahre des 18. Jahrhunderts die ersten Jahre der Napoleonischen Zeit zu einem Aufschwung der Metallpreise und zu sehr guten Betriebsergebnissen.

In diesem Zusammenhang kauften die Mansfelder Gewerkschaften von der Westfälischen Regierung das ehemals preußische Rothenburger Kupferschieferwerk, legten 1821 die Rothenburger Hütte still und bauten sie zum Kupferhammer um, den Vorläufer des ehemaligen Messingwerkes Hettstedt (heute Mansfelder Kupfer und Messing GmbH).

Seit 1812 kam es jedoch zum Niedergang des gesamten Wirtschaftslebens und zu einem Produktionsrückgang auf fast weniger als 50 %, auf nur 200 t Kupfer/Jahr in den Jahren zwischen 1815 und 1817. Bald war der Einbruch jedoch aufgeholt, und in den Folgejahren stieg die Kupfererzeugung der Eisleber, Mansfelder und Hettstedter Hütten auf: 350 t 1820, 850 t 1850,

1.400 t 1860 und

3.500 t 1870.

Das entsprach der Erhöhung des Erzdurchsatzes der Rohhütten von 12.000 t auf 28.000 t zwischen 1820 und 1850 und weiter auf 155.000 t im Jahre 1870.

Eingeleitet wurde die Entwicklung mit der Einführung metallurgischen Koks an Stelle der Holzkohle als Brennstoff für die Schachtöfen. Zunächst erfolgte sein Einsatz seit 1790 in der Rothenburger Hütte, seit dem Jahre 1798 zögernd auch in den sächsischen Mansfelder Hütten. Die laufend gestiegenen Holzkohlepreise, sie lagen mit fast 7 Taler/Fuder (alte Taler im 10 Talerfuß entsprechend 8 bis 9 Taler Courant) um 1800 dreifach höher als 1690, verschafften dem Koks eine wirtschaftliche Chance. Zunächst ließ sich durch Koks zwar nur die teuerste Kohle, d. h. die aus der größten Entfernung von den Hütten bezogene, ersetzen. Infolge des mit der Durchsatzerhöhung steigenden Brennstoffbedarfes erhöhte sich aber bei gleichbleibendem Holzkohlebezug zwangsläufig der Koksanteil. Nach 1835 ist kaum noch Holzkohle zum Erzschnmelzen verwandt worden mit Ausnahme der Sangerhäuser Hütte, die erst 1850 die Holzkohleverwendung aufgab. Mit der Verwendung von Koks zum Schmelzen fielen die der Produktionshöhe seitens der Holzkohle gesetzten Restriktionen. Koks ließ sich in beliebigen Massen beschaffen, ohne daß die Brennstoffpreise mit der bezogenen Menge stiegen.

Die Umstellung auf den neuen Brennstoff verlief nicht ohne Probleme. Die Windgeschwindigkeit im Möller war zu erhöhen, um eine zügige Verbrennung zu erreichen. Das geschah teils durch Verengung der Ofenschächte, aber auch durch schnelleren „Gang“ der Bälge, was wiederum deren Haltbarkeit verminderte, denn höhere Windgeschwindigkeit verursacht einen höheren Durchflußwiderstand der Möllersäule und damit einen hohen Winddruck in den Gebläsen. Diese Nachteile überwand erst die Verwendung von Kolbengebläsen (1833), später auch von Wasserschraubengebläsen, sog. Cagniardellen. Die verstärkte Windbeaufschlagung der Schachtöfen bewirkte eine Leistungserhöhung. Koksöfen setzten gegenüber den Kohleöfen bis zu 20 % mehr durch. Allerdings hatte die hohe Windbelastung auch den Nachteil, daß die

Verbrennung intensiver wurde und die Öfen oberhalb der Düsen oft durchbrannten. Ansonsten entsprachen die Ergebnisse denen, die schon 1584 bei der erstmaligen Anwendung von Koks auf der Mittelhütte erreicht worden waren. Eine Tonne Koks ersetzte 1,2 t bis 1,3 t Holzkohle.

Den Koks bezog man aus den englischen, sächsischen und schlesischen Kohlegebieten auf dem Wasserweg bis Rothenburg oder Friedeburg, von den Gaserzeugern der Städte Magdeburg, Hamburg, Berlin, nach 1816 auch von der königlich preußischen Steinkohlengrube Wettin, die zeitweilig Hauptlieferant war. Zwischen 1840 und 1860 betrieb man eine eigene Kokerei in Rothenburg mit englischen Kohlen. Erst nachdem eine Eisenbahnverbindung zwischen dem Ruhrgebiet und Mitteldeutschland bestand, kam Koks auf dem Schienenwege, 1857 bis Magdeburg, 1860 bis Staßfurt, 1862 bis Sandersleben. Die Qualität wurde gleichmäßiger, stieg von Gaskoksbeschaffenheit auf Hochofenqualität.

Seit dem Ende der 1780er Jahre begann ein fast 100 Jahre sich hinziehendes Experimentieren um Ofen-Größen und Ofenform. Unter Beibehaltung des bisherigen Querschnittes der Düsenebene und nur einer Winddüse erhielten die Öfen Höhen bis zu 6 m. Sie besaßen teils glatte Schächte, teils waren diese in halber Höhe bis auf den vierfachen Querschnitt ausgebaucht. Die Durchsatzleistungen bewegten sich dabei um 5 t/Tag, nur der Brennstoffaufgang verringerte sich leicht. 1820 entstand der „Mittelhüttesche Großofen“ mit trapezförmigem, 0,8 m² großem Querschnitt der Düsenebene und zwei Winddüsen nebeneinander in der Rückwand. Er setzte 9 t Schiefer je Tag durch. In den 1850er Jahren standen bevorzugt solche Öfen mit zwei Winddüsen in Gebrauch. 1837 wurde der Einsatz erwärmten Blaswindes erörtert und ab 1839 erprobt. Seine Temperaturen lagen zwischen 100 °C und 300 °C. Wenn sich dadurch auch der Brennstoffverbrauch um 10 % bis 20 % verringerte, gewährten der niedrige Kokspreis, die beträchtlichen Kosten für die Braunkohlefeuerung der Rekuperatoren sowie die Wind- und Pressungsverluste in den gusseisernen Röhren, die eine Verringerung der Schmelzleistung nach sich zogen, keinen ausreichenden wirtschaftlichen Effekt. Dazu kam, daß in den Jahren 1845 bis 1870 die Schmelzkapazität für die Minernförderung nicht ausreichte. Deshalb fand erst Ende der 1860er Jahre die Verwendung heißen Windes in verstärktem Maße statt.

Bis zu Beginn der 1850er Jahre reichten die inneren Rationalisierungsmaßnahmen der einzelnen Hütten, wie sorgfältige Wasserausnutzung und Ausnutzung des Frühjahrshochwassers, Einführung der Großöfen mit geringerem spezifischen Energiebedarf zur Winderzeugung, Abwerfen der alten Blasebälge und Einführung von Kasten- bzw. Kolbengebläsen, verstärkte Auslastung der energetisch besser gestellten Wipperhütten u. a. m. aus, die steigende Erzförderung verschmelzen zu können. Dann aber waren die Konditionen der bestehenden Hütten erschöpft, die geförderten Erzmengen ließen sich nicht mehr vollständig verarbeiten, wobei einige trockene Jahre die Situation dramatisch verschärften.

Kleine, ab 1854 in aller Eile aufgestellte Dampfmaschinen mit 1 bis 4 PS zum Antrieb der Gebläse brachten zwar Abhilfe, auch ergab sich durch höheren Winddruck und Vergleichmäßigung des Windstromes eine nicht unerhebliche Leistungssteigerung. Das alles waren aber nur Notlösungen, die mehrfach verbessert und erweitert werden mußten. Immerhin stieg die Durchsatzleistung der mit zwei Düsen ausgerüsteten Großöfen im Zuge dieser Maßnahmen von 10 auf über 20 t Schiefer/Tag.

Als bemerkenswert wird in der Literatur herausgestellt, daß 1852 ein Großofen der Kreuzhütte nach 116,5 Wochen (2 $\frac{1}{4}$ Jahr) Reisezeit außer Betrieb ging und während dieser Zeit durchschnittlich 15,1 t Beschickung, 13 t Schiefer/Tag, durchsetzte.

Die Restriktionen, die die alte Quotenregelung der Erzverarbeitung setzte, waren mit den seit 1820 beginnenden Konsolidierungsbestrebungen der einzelnen Gewerkschaften gelockert und durch den 1852 erfolgten Zusammenschluß zur „Mansfeldischen kupferschieferbauenden Gewerkschaft“ aufgehoben worden, so daß die Hütten entsprechend ihrer Energieversorgungs-lage maximal ausgelastet werden konnten.

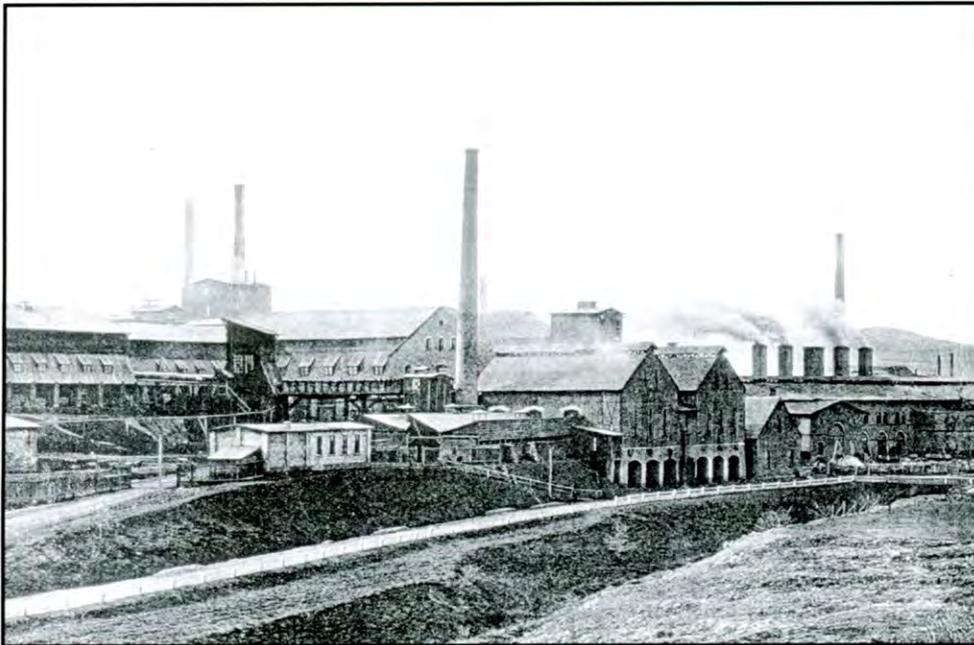


Abbildung 11: Eckardthütte bei Leimbach um 1900

Vordergrund Schlackenhalde und Straße Leimbach - Vatterode,
rechts Rohhütte, Mitte Rösthütte (Kilnhaus),
Mitte hinten Spurhütte, links Bleikammern.

Vordergrund Schlackenhalde und Straße Leimbach - Vatterode, rechts Rohhütte, Mitte Rösthütte (Kilnhaus), Mitte hinten Spurhütte, links Bleikammern

Mit den verlängerten Reisezeiten der Öfen fiel auch die alte Regel, daß von zwei vorhandenen Öfen nur jeweils einer betrieben wurde und der andere in Reparatur stand. Nach den normalerweise 6 bis 9monatigen Ofenreisen waren anschließend nur die Umgebung der Düsen und des Auges innerhalb von 2 bis 3 Wochen zu reparieren und der Ofen konnte unverzüglich wieder in Betrieb gehen. So ließ sich die Oberhütte, die in den 40er Jahren nur zwei „kleine“ 4,5 m hohe Öfen betreiben konnte, auf sechs große Öfen erweitern, von denen sie durchgängig vier bis fünf in Betrieb hielt. Ihr Durchsatz stieg dabei von

2.700 t/Jahr in den	1840er Jahren auf
7.000 t/Jahr	1860 und
30.000 t/Jahr	1870 bei durchschnittlich 20 t Schieferdurchsatz/Tag Ofen (bei 6wöchigem Stillstand wegen Umbau).

Ähnlich entwickelten sich die Kreuz- und anfänglich auch die Kupferkammerhütte. Für die künftigen Anforderungen war das jedoch unzureichend. Die Baulichkeiten und die räumliche Beengtheit der vorhandenen Anlagen gestatteten keine Ausstattung mit leistungsfähigen Aggregaten, keine großzügige Technisierung und auf längere Sicht keine weitere Durchsatzerhöhung. Darüber hinaus zeichneten sich unlösbare Probleme ab, die durch den Transport mit Pferdegespannen und die langen Transportwege auftreten würden.

Die zusätzlich zu schaffenden großen Schmelzkapazitäten mußten zweckmäßigerweise in unmittelbarer Nähe der Förderschwerpunkte entstehen. Die Anwendung der sich in dieser Zeit immer stärker durch-

setzenden Dampfkraft gewährleistete die erforderliche Leistungsdichte und freie Standortwahl unabhängig von den Wasserläufen.

Im Jahre 1857 entstand oberhalb Leimbach an der Wipper - noch immer konnte man sich von der Mitbenutzung des Wassers nicht völlig lösen - die von Beginn an auf Dampfbetrieb ausgerichtete Eckardthütte zur Verarbeitung des Erzes aus dem Gebiet zwischen Burgörner und Ahlsdorf, wofür die Kapazität der Kreuzhütte nicht mehr ausreichte. Als Schlackesturzgelände stand ihr die Halde der alten Hütte „Zum Unterraben“ aus dem 16. Jahrhundert zur Verfügung.

Sie war mit dem neuentwickelten „Eckardthütter Großofen“ bestückt, der bei 0,7 m x 0,7 m großer Düsen-ebene drei Düsen besaß, sich in 2 m Höhe zu 1,6 m weitem runden Ofenschacht erweiterte und 6 m hoch war. Er leistete 21 t /Tag und erreichte erstmals eine spezifische Leistung von über 40 t/m² und Tag. Die Hütte ging 1859 mit zwei solcher Öfen in Betrieb und erhielt bis 1864 sieben Stück.

Wurde dadurch auch eine zusätzliche Kapazität von ca. 30.000 t/a geschaffen, reichte dieser Zuwachs schon während des Aufbaues nicht mehr aus, denn zwischen 1860 und 1867 stieg die Erzförderung von 60.000 auf 120.000 t/a. Deshalb fand parallel zum Aufbau der Eckardthütte der Umbau der Kupferkammerhütte statt. Unter Aufgabe des alten Ofengebäudes mit seinen vier kleinen Öfen entstanden zwischen 1860 und 1865 zwei neue Ofenhallen mit sechs bzw. fünf Großöfen (je zwei Winddüsen). Wegen der zinkreichen Beschickung versetzten sich diese Öfen aber häufig mit zinkischen Ansätzen, erreichten daher nur 13 t Schieferdurchsatz/Tag. Sie hatten kurze Reisezeiten, waren nur durchschnittlich 250 Tage im Jahr in Betrieb und erbrachten ca. 27.000 t Kapazitätzuwachs.

In der ersten Hälfte des 19. Jahrhunderts begann die Nutzung der Schieferschlacke, wenn man einmal von ihrer Verwendung zu medizinischen Bädern bereits seit dem 15. Jahrhundert absieht. Die Koksöfen lieferten heißere Schlacke, die sich in Partien bis zu 15 kg in noch halbflüssigem Zustand von den Herden abziehen ließ. Gewälzt über die stets mit Flugstaub bedeckte Hüttensohle nahm sie diesen zum Teil in sich auf, blähte durch die sich daraus entwickelnden Gase auf und ergab, während des Blähens in Formen gedrückt, eine geformte „Wickel-“ oder „Blähschlacke“, geeignet zum Bau einfacher, wenig beanspruchter Mauern. Diese Bauformsteinerzeugung war Nebenbeschäftigung der Ofenbesatzung und blieb in bescheidenem Rahmen. Eine „Temperung“, d. h. eine Entglasung der Schlacke, trat bei dieser Fabrikationsweise noch nicht ein, die Steine blieben brüchig, bröckelten an den Kanten ab; vereinzelt finden sich noch aus solchen fladenartigen Steinen erbaute Mauern.

Erst um 1864 gelang die Herstellung kristalliner Schlacke. Die zeitspezifisch „großen“ Schlackemengen aus den Öfen mit ca. 20 t Erzdurchsatz/Tag ermöglichten den Abfluß flüssiger Schlacke von den Vorherden in daneben ausgehobene Erdgruben von ca. 0,8 m Durchmesser und 0,3 m Tiefe, die etwa 400 kg Schlacke fassten. Bei normalem Schlackelauf hätte die Füllung einer Grube 40 Minuten beansprucht. Zur schnelleren Füllung mußte die Schmelze daher im Ofen und auf dem Herde angestaut werden. Das Abdecken einer solchen Schlackegrube mit einer Isolierschicht aus Flugstaub und Koksgrus verlangsamte die Auskühlung, und nach 10 bis 16 Stunden war ein Block „getemperter“ Schlacke großer Festigkeit entstanden, aus dem manuell Pflastersteine geschlagen wurden. Der Abrieb diente als „Chaussierungsmaterial“, d. h. als Schotter.

Auf der Eckardthütte montierte man solche „Gruben“ auf Wagengestelle, konnte somit die gefüllte „Grube“ unverzüglich durch eine neue ersetzen, aus der Umgebung des Ofens abfordern und an geeigneter Stelle tempern lassen, wodurch sich der Ausnutzungsgrad der Schlacke vervielfachte. In das Ende dieses Zeitabschnittes fällt auch die weitestgehende Ablösung des Flußspatzuschlages zum Schmelzen, der um 1830 noch ca. 8 % (Sangerhausen bis über 30 %!) betragen hatte; 1870 war er schon auf unter 1 % gesunken, die

Kupferkammerhütte kam schon seit den 1850er Jahren völlig ohne Flußspat aus. Zum einen lag das an den mit den Kolbengebläsen erzielbaren hohen Winddrücken und der dadurch intensivierten Koksverbrennung, die höhere Ofeninnenraumtemperaturen sowie verbesserte Schlackebildungsbedingungen zur Folge hatten. Zum anderen ermöglichte die sehr gute Wirtschaftslage der Kupferschieferverarbeitung eine Herabsetzung der Ausschlägegrenze, wodurch zunehmend die kupferärmeren, über dem Kupferschiefer befindlichen Hangendlagen (Dachberge und die Fäule) schmelzwürdig wurden. Der gezielte Einsatz als gut verteiltes Zuschlagsmaterial ermöglichte - in Verbindung mit den Folgen des erhöhten Gebläsewinddruckes - dann den völligen Verzicht auf Fluorit als generellen Schmelzzuschlag. Für Notfälle und zur Inbetriebnahme der Öfen war Flußspat aber auch in Zukunft noch erforderlich.

Seither sind die Dachberge und die Fäule als Schmelzzuschlag betrachtet worden. Ihre wegen des beträchtlichen Kalkgehaltes positive Wirkung auf Schlackebildung und Schlackenutzung (flußspathaltige Schlacke kristallisiert schlecht und ergibt rissige Produkte), vor allem aber ihr Flußspatersparnispotential (Beschaffungs- und Schmelzkosten), drückte sich fortan in einer gegenüber dem Schiefer um etwa 3 kg bis 4 kg Kupfer/t niedrigeren Ausschlägegrenze für die Berge aus. Für das nun aus Schiefer und Berge bestehende Förder- und Schmelzgut bildete sich die Bezeichnung „Minern“ heraus.

In Verbindung mit den weiter und höher werdenden Öfen rückte die Frage der Brennstoff-(Koks-)qualität zunehmend in den Vordergrund. Die große Anzahl wechselnder Bezugsquellen für Koks mit unterschiedlicher und stark variierender Qualität beeinträchtigte Ergebnisse und Kosten der Schmelzarbeit nicht unerheblich.

Die in Folge des Deutsch-Französischen Krieges katastrophale Transportsituation auf den Bahnen sowie der allgemeine Brennstoffmangel, der sich nach dem Kriege durch den einsetzenden Wirtschaftsboom noch verstärkte, zwangen zur Hereinnahme auch schlechtesten Kokssorten mit z. T. einschneidenden Folgen für die Hütten.

Im Juli 1873 erwarb deshalb die Mansfelder Gewerkschaft im Ruhrgebiet drei Kokereien, darunter die Anlage Bochum-Riemke, die in der Folgezeit einen auf die Mansfelder Bedingungen zugeschnittenen Koks gleichmäßiger Qualität lieferte.

2.2. Die Kupfersteinverarbeitung

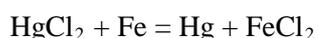
Die größten Fortschritte im Zeitraum der Jahre 1800 bis 1870 wurden auf dem Gebiet der Steinverarbeitung erreicht - eine direkte Folge der stürmischen Entwicklung der Chemie, die zwischen 1830 und 1840 von der völlig unzureichenden und schwer verständlichen Symboldarstellung zur Formelsprache überging.

Der Saigerprozeß war teuer, gesundheitsschädlich und belastete die Umwelt in hohem Maße. Er band große Blei- (in der Saigerhütte) und Kupferbestände (auf den Rohhütten in der Steinverarbeitung zu Schwarzkupfer) und erhöhte durch seinen hohen Bedarf an Holzkohle deren Preis und dadurch die Rohhütten- und Entsilberungskosten. Einen Ausweg bot die Amalgamation. Die Amalgamation, die Gewinnung von Gold und Silber aus gediegenem Metall und/oder Silbersalze, vor allem Halogenide, führenden Erzen mittels Quecksilber, war um 1800 schon fast 250 Jahre bekannt und stand in Gebieten mit warmem Klima in Anwendung, war aber wegen der trägen Reaktionsabläufe langwierig. Theoretisch erforscht und für Mitteleuropa verwendungsfähig entwickelt, vor allem hinsichtlich der Intensivierung der Umsetzungen, wurde sie erst zu Ende des 18. Jahrhunderts vom Freiburger Metallurgen Geliert, vor allem für die Silberextraktion aus metallurgischen Produkten.

Grundlage des Verfahrens ist das direkte Auflösen metallischen Silbers in Quecksilber bzw. zunächst die Zementierung von Silber aus seinen löslichen Salzen am Quecksilber und Bildung von im Quecksilber löslichen Silberamalgam. Das im Stein als Sulfid vorliegende Silber ist jedoch durch Quecksilber nicht aufnehmbar. Für den Amalgamationsprozeß mußte es deshalb in ein lösliches Salz umgewandelt werden, und zwar in Silberchlorid, das in heißer Salzlauge löslich ist. Hierzu war der Kupferstein einer kombinierten sulfatisierend/chlorierenden Röstung zu unterwerfen. Zunächst wurde er, anfänglich von Hand, später durch Pochwerke auf der Katharinen- und Wiesenhütte, grob zerkleinert und mit Stein-, später mit Kugelmühlen, staubfein gemahlen. Die Röstung geschah in zweietagigen direkt - mit Reisigholz - befeuerten Handfortschauflungsöfen, ähnlich gewöhnlichen Backöfen. Das zu röstende Material wurde manuell ständig „gekrählt“, umgeschaufelt, und so langsam vom Eintrag zum Austrag befördert. In der ersten Stufe dieses Röstprozesses, bei ca. 400 °C bis 450 °C, kam es zur Sulfatisierung der Eisen- und Kupfersulfide. Anschließend wurde dieses Röstgut mit Kochsalz und etwas Wasser breiig angeteigt, getrocknet und auf dem untersten Herd der Röstöfen chlorierend geröstet. Bei 650 °C zerfallen die Sulfate des Eisens und Kupfers in ihre Oxide und SO₃. Letzteres setzt aus dem Kochsalz Chlor frei, welches restliches Silbersulfid sowie durch die Röstung entstandenes metallisches Silber und Silbersulfat in Silberchlorid umwandelt.

Je 500 kg dieses Röstgutes wurden mit 200 kg Quecksilber (15 Liter) und einigen Kilogramm Eisenblechschnitzeln in drehbaren hölzernen Fässern mit heißem Wasser aufgeschlämmt und durch Einleiten von Dampf unter ständigem Drehen der Fässer ca. 20 Stunden heiß gehalten. In der heißen Salzlauge liefen die Auflösung des Silberchlorides und seine Umsetzung mit Quecksilber ab. Das nach der Reaktion

$2 \text{ AgCl} + \text{Hg} = 2 \text{ Ag} + \text{HgCl}_2$ gebildete Quecksilberchlorid setzte sich mit dem Eisenblech zu



um, so daß Quecksilber zur Fortsetzung der Reaktionen wieder zur Verfügung stand, während das Silber vom Quecksilber gelöst wurde.

Nach 20stündiger Behandlung wurde der entsilberte Röstgutrückstand, aus Kupfer- und Eisenoxiden bestehend, vom Quecksilber abgeschlämmt, auf Planfilternutschen entwässert, mit Ton und etwas Kalk von Hand geknetet, zu Ziegeln geformt, getrocknet und danach in Schachtöfen „schwarz gemacht“, d. h. auf ein Kupfer mit ca. 90 % Cu verschmolzen. Dieses wurde auf übliche Weise in Herden „gegart“. Es enthielt noch 400-600 g Silber/t, wesentlich mehr als das Saigerkupfer.

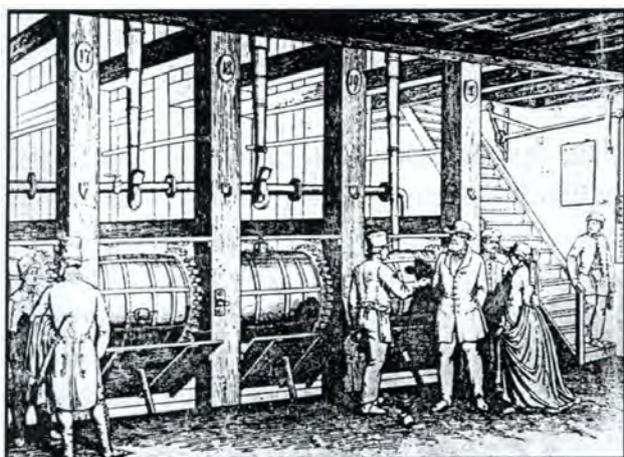


Abbildung 12: Amalgamierfässer
(nach Heuchler)

Zur Entwässerung der Rückstandsschlämme standen nur umständlich und langsam arbeitende Nutschen zur Verfügung. Der Unterdruck entstand nicht durch Vakuumpumpen, sondern hydrostatisch, indem die Nutschen in der obersten Etage des Laugehauses aufgestellt waren, die Laugesammelbehälter hingegen im

Keller. Vor jedem Filtrations-/Waschvorgang wurden die durch Ventile absperrbaren Fallrohre mit der jeweiligen Waschlauge gefüllt und durch Betätigen der Ventile der Filtrationsvorgang eingeleitet.

Aus dem etwa 0,7 % Silber enthaltenden Quecksilber ließ sich nach dem Abkühlen das Silberamalgam in einfachen Filterpressen (Tuchfilter) abpressen und durch Destillation zersetzen. Zurück blieb ein recht reines „Tellersilber“ mit einem Feingehalt von 998, das nach einfachem Umschmelzen Handelsware war und vornehmlich der Münzprägung diente.

Die Amalgamieranlage, 1825 bis 1827 im Gelände der Gottesbelohnungshütte erbaut, war auf einen Durchsatz von 0,7 t Kupfer täglich (1,5 t Kupferstein) ausgelegt; sie ist 1838 um 60 % erweitert worden, reichte aber trotzdem nur für die Steine der Eisleber und Mansfelder Hütten. Die Saigerung blieb daher weiterhin in Gebrauch, vor allem für die zinkreichen Steine der Kupferkammer- und Friedeburger Hütte, für die die Amalgamierung nicht geeignet war. Zinksulfid wird bei der Röstung nur unvollständig zersetzt und resulfidiert beim Erkalten des Röstgutes das entstandene Silberchlorid zu Silbersulfid, das vom Quecksilber nicht angegriffen wird; diese Steine ließen sich nur unvollständig entsilbern.

Für die zahlreichen mechanischen Einrichtungen, Nutschen, Hebezeuge und Pumpen, reichte die auf der Gottesbelohnungshütte verfügbare Wasserkraft nicht aus, weshalb die Anlage eine Dampfmaschine erhielt, deren Kesselanlage auch für Heißwasser und Betriebsdampf sorgte. Es war die erste Hüttendampfmaschine östlich der Weser.

Mit der Errichtung des Amalgamierwerkes, dem sog. Schinkelbau, auf der bis dahin seit 1796 metallurgisch nicht mehr genutzten Gottesbelohnungshütte war ihr Werdegang zur künftigen Feinhütte eingeleitet.

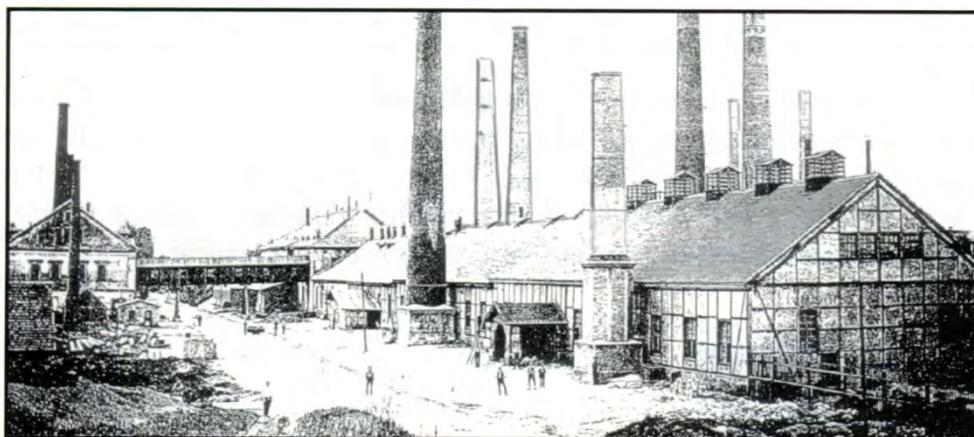


Abbildung 13: Entsilberungsanstalt auf der Gottesbelohnungshütte, um 1880

Amalgamationshaus -„Schinkelbau“- hinten links,
rechts Rösthütte, rechts hinten Laugerei

Der Leiter des Amalgamierwerkes, Augustin, umging im Jahre 1843 den Zementationsvorgang des Silberchlorides am Quecksilber, indem er die bei der Aufschlammung des Röstgutes entstehende heiße kochsalzhaltige Silberchloridlösung abfiltrierte und aus ihr in Steinzeugbottichen mit gelochten Böden und Tuchbespannung das Silber an Kupfergranalien ausfällte. Rost-, Lauge- und Filtriereinrichtungen des Amalgamierwerkes blieben hierzu weiter in Betrieb.

Durch Gegenstromführung von Lauge und Granulat gelang es, am einen Ende der Fällungslinie kupferfreies Zementsilber, auf der anderen Seite völlig entsilberte Lauge zu erhalten, die nach Ausfällung ihres Kupferinhaltes mittels Eisen zum größten Teil in die Vorflut, nur in geringem Maße zur Laugung zurückging.

Die entsilberten Laugerückstände wurden, in gleicher Weise wie die der Amalgamation, zu Kupfer weiterverarbeitet. Mit Einführung des Augustinprozesses kamen Ende 1843 die Saigerung und Mitte 1846 die Amalgamierung zur Einstellung.

Der Augustinprozeß schloß die gesundheitsschädliche Arbeit mit Quecksilber aus und erreichte mit ca. 350 g Silber/t Garkupfer ein etwas günstigeres Silberausbringen als die Amalgamation. Er beseitigte aber nicht die chlorierende Röstung mit ihrem hohen Silberverlust, hervorgerufen durch die hohe Flüchtigkeit des Silberchlorides. Das Verfahren war nur zwischen 1843 und 1851 in Anwendung. Schon 1847 trat neben das Augustinverfahren der Ziervogelprozeß. Ziervogel nutzte die Tatsache, daß in der ersten, sulfatisierenden Röstung des Steines neben Kupfer- und Eisensulfat sich zum Teil auch Silbersulfat bildete, das in heißem Wasser in geringem Maße löslich ist. Das Problem bestand darin, die Sulfatisierung des Silbers technisch beherrschbar und vollständig zu machen.



Abbildung 14: Auszementieren des Silbers aus der Silbersulfatlösung an Kupfergranalien in Steinzeugbehältern

Das gelang, indem die erste Röstung heißer geführt wurde, wodurch die entstehenden Sulfate bei 500 °C zum größten Teil wieder zu Oxiden zersetzt wurden; in einer zweiten, bei 900 °C bis 950 °C geführten Röstung (Gutrösten) zersetzten sich die restlichen Sulfate; das freiwerdende SO₃ überführte das in der ersten Röstung entstandene metallische Silber sowie restliches Silbersulfid in Silbersulfat (AgSO₄).

Die Temperatur durfte dabei nicht über 1.000 °C steigen, um eine Zersetzung des Silbersulfates zu vermeiden, ein erhebliches Problem bei nicht vorhandenen Temperaturmeßgeräten. Eine ganze Anzahl störender Nebenreaktionen mit Nebenbestandteilen des Steines beeinträchtigten die Bildung des Silbersulfates, so daß die Röstung der wichtigste Teil des Verfahrens war und höchste Aufmerksamkeit erforderte. Laugerei (mit schwach schwefelsaurem Wasser) und Verarbeitung der Produkte waren analog dem Augustinprozeß, das Silber hatte nach dem Einschmelzen 999 bis 999,5 Feingehalt. Seit 1852 stand nur noch das Ziervogelverfahren in Anwendung

Silbersulfatbildung und -extraktion waren nicht vollständig, die Laugerückstände enthielten noch 0,015 % bis 0,04 % Ag. Bei mehr als 0,03 % (300 g Ag/t Cu) mußten sie einer Nachbehandlung - Nachrösten/Laugen - unterzogen werden: Das betraf etwa 20 % bis 25 % der Gesamtmenge. Ihr Gehalt sank dadurch auf ca. 0,018 % Ag. Sie gingen zusammen mit den ausreichend entsilberten Rückständen der ersten Laugung zur Weiterverarbeitung. Das erzeugte Kupfer enthielt im Durchschnitt noch 270 g Ag/t.

Da die Durchsatzkosten der Silberauslaugeverfahren fast ausschließlich massebezogen, nicht vom Kupfergehalt bzw. -inhalt des Steines abhängig sind, war es geraten, seinen Gehalt anzuheben, um die Steinmasse entsprechend zu vermindern. Das galt insbesondere für die nur ca. 30 % Cu enthaltenden Steine der Kupferkammer- und der Friedeburger Hütte, für die Augustin- und Ziervogelprozeß geeignet waren. Deshalb behielten nach Einführung des Ziervogelverfahrens die Rohhütten die Stadelröstung zunächst noch bei und verschmolzen nach einer zweiten oder dritten Röstung das Röstgut in Schacht- oder Flammöfen zu einem kupferreichen Stein mit 50 % bis 65 % Kupfer. Dadurch sanken die Entsilberungskosten bezogen auf Kupfer um 25 % bis zu 50 %, und der Röstvorgang teilte sich fortan in zwei, räumlich getrennt ausgeführte Abläufe, in das Stein- oder Rohrösten mit anschließendem Verschmelzen des Röstgutes in Schacht- oder Flammöfen, dem „Spuren“ (auf den Rohhütten), und in das Gutrösten des Konzentrations- oder Spursteines auf der Gottesbelohnungshütte für den Ziervogelprozeß. Das durch den erhöhten Kupfergehalt im Konzentrationsstein vergleichmäßigte Vorlaufen hatte einen günstigen Einfluß auf den Prozeßablauf und erhöhte gleichzeitig die Durchsatzkapazität der Anlage erheblich. Auch bei laufend steigender Erzverarbeitung und Kupfererzeugung waren Erweiterungsbauten der Entsilberungsanlage zunächst nicht notwendig. So sind 1864 an Stelle der 6.900 t von den Rohhütten erzeugten Kupferstein nur 3.100 t Konzentrationsstein zur Entsilberung gegangen.

1872 werden die zweietagigen Gutröstöfen durch dreietagige ersetzt, die ab 1875 mechanische Krählwerke bekamen. Der immense Bedarf des Prozesses an manueller Arbeit, knapp 25 t Cu Jahresleistung/Arbeitskraft, verringerte sich dadurch jedoch nur unwesentlich.

2.3. Die Röstgase - ein Umweltproblem

Trotz der einstweiligen Beibehaltung des Röst-/Spurschrittes auf den Rohhütten für den Kupferstein führte die zur Entsilberung notwendige Röstung in Verbindung mit der steigenden Kupfererzeugung zu einer sich permanent verstärkenden SO₂-Emission im Hettstedter Raum. Das betraf vornehmlich die Umgebung der Kupferkammerhütte, die große Mengen ihres kupferarmen und schwefelreichen Steines verarbeitete und auch noch den Stein der Friedeburger Hütte mit übernahm.

Eine Beseitigung der SO₂-Röstgase wurde unumgänglich. Das war nur durch ihre Aufarbeitung zu Schwefelsäure nach dem schon lange bekannten Bleikammerverfahren möglich. Vorbilder betreffs Röstausführung mit Erfassung der Röstgase aus metallurgischen Produkten gab es aber nicht. 1854 sind deshalb erste Voruntersuchungen beschlossen worden. Die Gutröstgase des Ziervogelprozesses hielt man wegen ihres geringen Schwefeldioxidgehaltes als Folge der Verdünnung durch die Feuerungsgase und des zum Rösten erforderlichen Luftüberschusses für eine Nutzung ungeeignet, die Erfassung der Abgase aus den Rohsteinröststadeln für unlösbar. Keinesfalls waren die „Röstgase“ vom Schieferbrennen Ausgangspunkt der Schwefelsäuregewinnung. Im Jahre 1857 begannen auf der Kupferkammerhütte die ersten Versuche zum Rösten stückigen Kupfersteines in geschlossenen, von außen beheizten Muffeln, z. T. unter Anwendung erhitzter Oxidationsluft. Im Mai 1857 „fiel“ die erste Säure in den noch sehr kleinen Bleikammern an. Völlig unbefriedigend war anfangs der Abröstgrad des Steines; erst nach dessen Zerkleinerung – hierzu wurde er schon auf den Rohhütten beim Abstich oder Ausschöpfen aus den Vorherden granuliert -und nach Anwendung höherer Temperaturen stieg der Abröstgrad soweit an, daß beim nachfolgenden Verschmelzen des Röstgutes (dem „Spuren“) ein Stein mit ca. 65 % Cu entstand. Diese Röstung war wegen des hohen

Brennstoffbedarfes, hohen Arbeitsaufwandes (die Beschickung mußte häufig durchgekrählt werden) und der instabilen Betriebs Verhältnisse recht teuer. Dennoch entstanden 1859 auf der Kupferkammerhütte eine bis 1866 betriebene und 1861 auf der neubauten Eckardthütte eine 1862 in Betrieb gekommene und bis 1865 genutzte Muffelofenanlage mit zugehörigen Bleikammern und Nebeneinrichtungen, zeitgenössisch bezeichnet als „Röstdampfkondensationsanlagen“. Sie verarbeiteten 1864 erst 35 % des produzierten Rohsteines und brachten aus den Röstgasen knapp 40 % des Schwefels als Schwefelsäure aus.

Das Verschmelzen des feinkörnigen Röstgutes zum Konzentrations-(Spur-)stein und Spurschlacke fand unter Zuschlag von 10 % Sangerhäuser Sanderz oder 5 % Quarzsand in kleinen, 2,5 t bis 3 t fassenden Flammöfen mit 3,5 m x 2,5 m großen ovalen Herden statt. Die Chargendauer betrug sechs bis acht Stunden, der Brennstoffaufgang 50 % Steinkohle. Im Laufe der Jahre bis 1870 nahm das alte, aus dem Jahre 1723 stammende Hüttengebäude der Kupferkammerhütte (Abbildung 9), in das 1923 die Bleiraffination und 1970 die Zinkumschmelze einzogen, acht solcher Öfen auf. Die Eckardthütte erhielt 1873 zwei, 1887 vier und 1895 zehn dieser Spuröfen.

Abgelöst wurden die Muffelöfen durch den „Gerstenhöfer-Schüttofen“, einen Röstschacht mit sehr vielen Einbauten, über die die zerkleinerten Steingranalien in gebremstem freien Fall herabrieselten und ausreichend abrösteten. Die Röstung in diesem Ofen lief autotherm, was eine enorme Einsparung an Brennmaterial und Bedienungsaufwand bedeutete. Allerdings verstaubte ein beträchtlicher Teil des Steinmehles und verunreinigte die Säure. Noch wesentlich höher war die Verstaubung der Röstmehle beim anschließenden Spuren. Bis zu 5 % der Substanz wurden durch die Feuerungsgase aus den Essen ausgeworfen.

In den Jahren 1864/1865 kamen auf der Eckardthütte drei und seit 1866 im Schmalzgrund neben der Kupferkammerhütte zehn Gerstenhöfer-Öfen einschließlich großer Bleikammersysteme samt Konzentrationsapparaten für die dünne Kammersäure (ca. 65 % H_2SO_4) in Betrieb, womit die Verarbeitung des gesamten Steines der Rohhütten gesichert war. 1872 wurden 95 % des Steines in geschlossenen Rösteinrichtungen geröstet, die Schwefelausbeute lag aber immer noch bei nur 50 %. Erst nach 1880 stieg sie auf über 80 %.

Probleme bereitete anfänglich der Absatz der Schwefelsäure, da ein ausreichender Markt noch nicht bestand. Zwecks Absatzsicherung wurde eine Superphosphatfabrik im Schmalzgrund angesiedelt.

2.4. Die ersten Nebenprodukte aus dem Stein

Nach Kupfer und Silber sowie dem Nickel als nicht vollständig zu beseitigender, insofern schon lange genutzter (und als Kupfer bezahlter) Legierungsbestandteil des Garkupfers ist der Schwefel das vierte aus dem Kupferschiefer ausgebrachte Element. Man nutzte ihn schon seit dem 18. Jahrhundert, vielleicht noch früher, indem die bei der Stadelröstung des Steines sich bildenden Eisen- und Kupfersulfate ausgelaugt und auf Vitriole versotten worden sind.

An die Schwefelsäuregewinnung ist auch die erstmalige Gewinnung des fünften Kupferschieferelementes, des Selens, gebunden. Man entdeckte es 1852 in den Flugstäuben der Gutröstöfen des Ziervogelverfahrens. Der Selengehalt lag z. T. weit über 20 %. Seine Gewinnung daraus war, da es als SeO_2 vorlag, durch einfaches Rösten mit Natrium- oder Kaliumkarbonat zwecks Umsetzung zu wasserlöslichen Seleniten und deren Zersetzung zu elementarem Selen mittels Reduktionsmitteln, beispielsweise Schwefeldioxid, möglich. Hierzu genügte einfaches Durchleiten der Röstgase durch die Lösung.

Auch im Bleikammerschlamm fand sich bis über 5 % Selen, allerdings reduziert als Element. Hieraus versuchte man anfänglich die Gewinnung durch direkte Destillation, jedoch mit recht bescheidenen Ausbeuten. 1871 entstand ein Verfahren, das mit Schwefelsäure das Selen des Schlammes zu seleniger Säure oxidierte und diese dann elektrolytisch(!) zerlegte. Aus dieser „Elektrolyse“ ging 1874 die erste Kupfer-Versuchelektrolyse auf der Gottesbelohnungshütte hervor.

Da der Verkauf der Bleikammerschlämme an Bleihütten auch für den Seleninhalt eine annehmbare Bezahlung erbrachte, kam nach 1875 die bescheidene und mit einfachsten Mitteln beiläufig labormäßig ausgeführte eigene Selenerzeugung zur Einstellung. Immerhin aber hat Mansfelder Selen 1862 auf der Weltausstellung in London, mehr noch durch die bis dahin unbekannt großen Massen (ca. 6 kg) 1867 auf der Ausstellung in Paris Aufsehen erregt.

Auch im Bleikammerschlamm fand sich bis über 5 % Selen, allerdings reduziert als Element. Hieraus versuchte man anfänglich die Gewinnung durch direkte Destillation, jedoch mit recht bescheidenen Ausbeuten. 1871 entstand ein Verfahren, das mit Schwefelsäure das Selen des Schlammes zu seleniger Säure oxidierte und diese dann elektrolytisch(!) zerlegte. Aus dieser „Elektrolyse“ ging 1874 die erste Kupfer-Versuchelektrolyse auf der Gottesbelohnungshütte hervor. Da der Verkauf der Bleikammerschlämme an Bleihütten auch für den Seleninhalt eine annehmbare Bezahlung erbrachte, kam nach 1875 die bescheidene und mit einfachsten Mitteln beiläufig labormäßig ausgeführte eigene Selenerzeugung zur Einstellung. Immerhin aber hat Mansfelder Selen 1862 auf der Weltausstellung in London, mehr noch durch die bis dahin unbekannt großen Massen (ca. 6 kg) 1867 auf der Ausstellung in Paris Aufsehen erregt.

Wenn auch das Nickel im Mansfelder Prozeß kein prinzipielles Problem darstellte, erschwerte es doch die Weiterverarbeitung der Zwischenprodukte, in denen es sich besonders anreicherte. Seine nicht unbeträchtlichen Gehalte in einigen Produkten reizten bei den hohen Nickelpreisen in der Mitte des 19. Jahrhunderts zu Gewinnungsversuchen. Anlaß zur Inangriffnahme einer Nickelerzeugung waren die Nickelerzfunde in den Sangerhäuser Revieren. Durch einfaches Umschmelzen der Rot- und Weißnickelkiese stellte man zwischen 1850 und 1864 verkaufsfähige Nickelspeise her (Nickelarsenide mit Eisen- und Kupferarseniden), erzeugte aber noch keine definierten und unmittelbar anwendungsfähigen Nickelverbindungen oder Legierungen.

Seit den 40er Jahren des 19. Jahrhunderts stieg infolge der Aufgabe der Saigerung der Nickelgehalt des zum Garen gehenden Kupfers und damit der Nickelgehalt der Garkrätzen kräftig an. War bisher durch Rohsteinrösten und schwach reduzierendes Verschmelzen des Röstgutes zu für den Saigerprozeß bestimmten Schwarzkupfer ein Großteil des Nickelinhaltes aus dem Stein in die Steinschlacke getrieben und das Nickel-Kupfer-Verhältnis von ca. 1 : 100 im Stein auf ca. 0,5 : 100 im Schwarzkupfer herabgedrückt worden, so durchliefen Roh- bzw. Spurstein die neuen Entsilberungsprozesse mit unverändertem Nickel-Kupfer-Verhältnis. Durch das intensive Reduzieren der Laugerückstände im Schachtofen gelangte das Nickel weitgehend in das Kupfer, das bis zu 0,9 % Nickel enthielt und beim Garen nickelreichere Krätzen als beim Garen der Saigerungs-Darrlinge entstehen ließ.

Die seit 1850 zunehmende Herstellung von Kupferraffinat mit nur 0,3 % Nickel (der erste „Gasflammofen“ zur Herstellung solchen duktilen walzbaren Kupfers entstand 1845 auf der Saigerhütte) verschärfte die Situation, weil mit diesem Kupfer noch weniger Nickel als bisher abgeführt wurde. Die wegen des Kupferinhaltes notwendige Weiterverarbeitung dieser Gar- und Raffinierkrätze, ein „scharfes“ Reduzieren im Schachtofen, ergab ein „Krätzkupfer“ mit 3 % bis 7 % Nickel, dessen Aufarbeitung zu verkaufbarem Raffinat durch erneute Raffination schon relativ aufwendig war und eine II. Sorte, sog. Mansfeld-Raffinat B, lieferte. Die dabei entstehende Krätze hatte bereits einen Nickelgehalt von 10 % bis 12 % und das daraus hergestellte 2. Krätzkupfer 14 % bis 16 % Nickel. Nach einer dritten Durchlaufstufe entstand ein 3. Krätzschwarzkupfer mit über 25 % Nickel, dessen thermische Aufarbeitung zu Kupfer nicht mehr sinnvoll war. Im Zuge dieses mehrfachen Verschmelzens und Raffinierens verloren sich zwar über 70 % des mit der

ersten Krätze vorlaufenden Nickels, teils in dem ausgebrachten B-Raffinat, hauptsächlich aber in den bei der Reduktion der Krätze entstehenden, z. T. in die Erzarbeit gehenden, z. T. separat weiter verarbeiteten Schachtofenschlacken. Sie wurden unter Pyritzusatz auf Ni-Co-Stein verschmolzen, der zur Ausgewinnung der Metalle an die Sächsischen Blaufarben werke ging. Ein Ausschleusen des 3. Krätzkupfers mit seinem Nickelinhalt aus dem Gesamtprozeß war jedoch unumgänglich.

In den Jahren 1856 bis 1864 stand dafür auf der Gottesbelohnungshütte eine Anlage in Betrieb, die granuliertes Krätzkupfer der dritten Stufe durch Behandeln mit Schwefelsäure in der Wärme zu Kupfer- und Nickelsulfat löste. Schon der Lösevorgang gestaltete sich schwierig, weil der Bleigehalt der Granalien zur Bildung dichter Überzüge aus Bleisulfat führte, die die Auflösung bald zum Stillstand brachten. Aus der Lösung entstand durch selektive Kristallisation zunächst ein recht reiner verkaufsfähiger Kupfervitriol. Der aus der Restlauge durch Eindampfen entstehende Kupfer-Nickelmischvitriol wurde thermisch vollständig zu Kupfer-Nickeloxid umgewandelt, d. h. „totgeglüht“ und dieses im Tiegel zu einer Legierung mit 40 % bis 45 % Kupfer und 50 % bis 55 % Nickel reduziert.

Trotz intensiver Bemühungen gelang es nicht, die Legierung schwefel- und bleifrei zu erhalten. Sie war deshalb zu Walzzwecken und zur Neusilberproduktion nicht zu verwenden. Wegen Unrentabilität kam das Verfahren 1863 zur Einstellung. Immerhin sind aber im genannten Zeitraum 93 t Nickelvitriol durch fraktionierte Kristallisation aus der Mutterlauge erzeugt und verkauft worden, das erste unmittelbar verwendbare Nickelprodukt aus Kupferschiefer. In der Folgezeit sind die nickelreichen Krätzen ab 20 % Nickelgehalt gemahlen und als „gepochte Spleißkrätze“ an Nickelhütten verkauft worden.

1882 nahm die Kupferelektrolyse auf der Oberhütte die Nickelsulfaterzeugung aus ihrem Elektrolyten auf und setzte damit das Nickelausbringen aus Kupferschiefer fort.

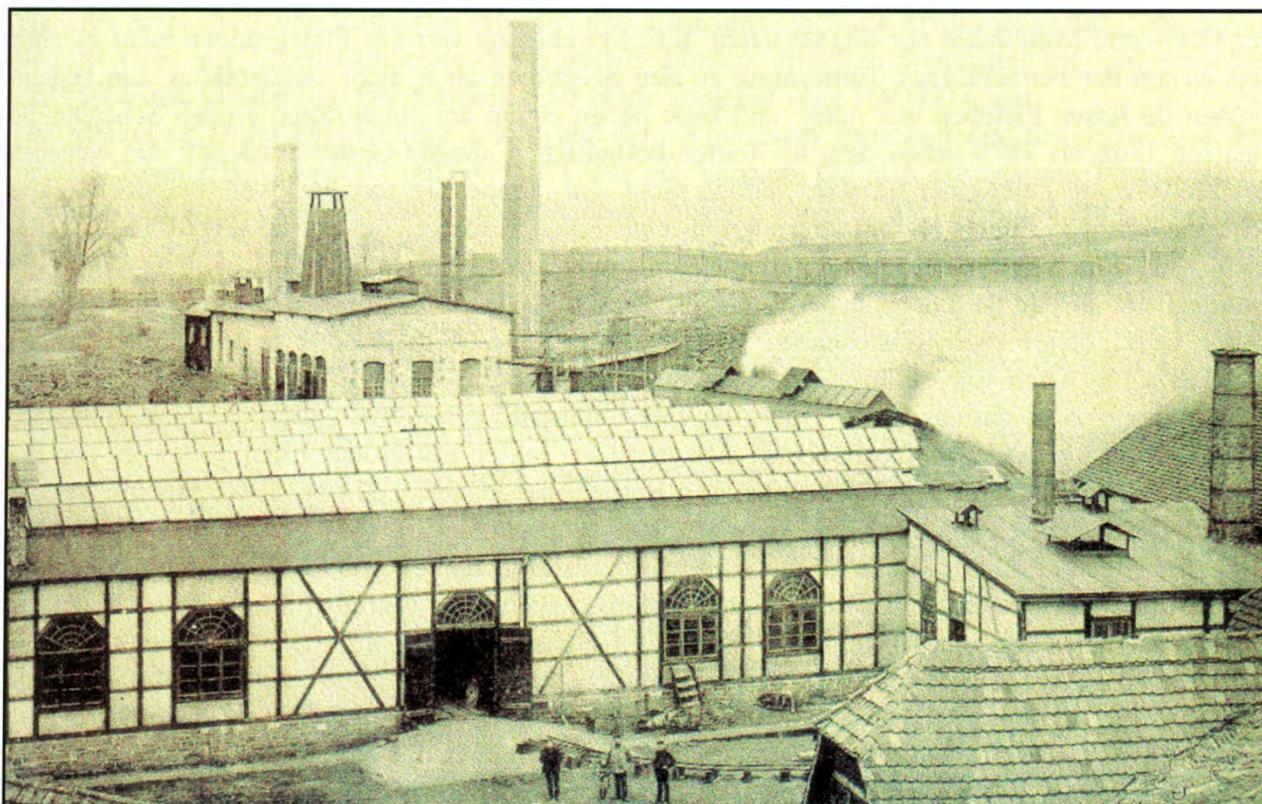


Abbildung 15: Kupferelektrolyse auf der Oberhütte bei Eisleben (1876-1908)

Im Vordergrund Bäderhalle, im Hintergrund Kesselhaus mit Dampfmaschine und Generatoren.

3. Von Manufaktur und Empirie zu technisierten Großbetrieben

3.1. Die Rohhütten, einschließlich der Röst- und Spuranlagen

Die Ausweitung der Kupfererzeugung seit der Mitte des 19. Jahrhunderts war nicht nur motiviert durch Gewinnvermehrung auf Basis einfacher Produktionsausweitung, sondern auch durch das Bestreben, den spezifischen Gewinn zu erhalten bzw. nicht zu stark absinken zu lassen. Die Nebenkosten im Bergbau, vor allem die Wasserhaltungskosten, stiegen mit zunehmender Ausdehnung des Grubenfeldes; größere Abbauteufen brachten eine wesentliche Erhöhung der Wasserzuflüsse, die aus größeren Teufen zu heben waren. Diese Kosten waren notwendigerweise auf eine möglichst große Fördermenge umzulegen. Die beträchtlichen Schachteufen erforderten für Förderung und Fahrung, die in der bisherigen Weise nicht mehr ausführbar waren, maschinelle Einrichtungen. Amortisation und Betriebskosten dieser Ausrüstungen verlangten ihre maximale Auslastung, also ebenfalls große Fördermengen.

In den Jahren ab 1864 wurden deshalb die ersten Tiefbau-Großförderanlagen in Angriff genommen, insbesondere im südlichen Teil des Grubenfeldes mit den Schächten „Otto“, „Segen Gottes“, „Martins“ und „Ernst“.

Im Jahre 1875, noch vor Erreichen des Vollausbau, förderten die südlichen Reviere 110.000 t Erz. Dem gegenüber betrug in den Jahren 1865 bis 1870 in diesem Gebiet die Schmelzkapazität der Ober- und Mittelhütte nur 30.000 t/Jahr. Ihre Erweiterung war aus Platzgründen nicht möglich und wegen der beträchtlichen Entfernung zu den Schächten auch nicht zweckmäßig. Ein Hüttenneubau im Raum Eisleben war nötig, und zwar neben einem der zukünftigen großen Schächte. So entstand 1868 bis 1870 neben dem im Teufen befindlichen „Segen-Gottes-Schacht“, der, entgegen der Zielsetzung, Zeit seiner Existenz jedoch nicht eine Tonne Erz förderte, weil Wassereinbrüche seine rechtzeitige Fertigstellung verhinderten, eine Schmelzanlage, die am 25. April 1870 in Betrieb ging. Sie bestand aus einem Ofengebäude mit einem 9,5 m hohen Großofen, der 1,9 m Durchmesser in der Düsenebene und sechs, je 20 cm in den Ofen hineinragende wassergekühlte Düsen besaß, sowie zwei freistehenden „kleinen“ Öfen von 7,6 m Höhe, 1 m Weite mit vier Düsen. Der große Ofen war ein konstruktives und betriebstechnisches Wagnis. Vorbilder dieser Größenordnung gab es damals nicht. Auch die Eisenindustrie, deren Hochofen-Schmelzbedingungen jedoch anders geartet waren, „versuchte“ sich in diesen Jahren mit großen Öfen. Entgegen den Befürchtungen ging er ohne größere Probleme in Betrieb und leistete 120 t bis 130 t Minern/Tag, das siebenfache der Eckardthütter Öfen, bei ca. 20 % Koksaufrang. Dagegen bereiteten die kleinen Öfen, die gegen Ende des Jahres anstelle des in Reparatur gehenden großen Ofens angeblasen wurden, mit nur 40 t Leistung/Tag Schwierigkeiten hinsichtlich ihrer Betriebsführung und -ergebnisse. Sie wurden nach Bau eines zweiten Großofens zu Gunsten des an ihrer Stelle errichteten dritten Ofens 1872 abgerissen. Im selben Jahr verschmolz die als „Krughütte“ getaufte Anlage schon 65.000 t, doppelt soviel wie die Mittel- und Oberhütte zusammen, und erreichte 1875 bei Betrieb zweier Öfen 100.000 t Möllerdurchsatz. Infolgedessen kamen die Mittelhütte und Friedeburger Hütte Ende 1870, die Kreuzhütte Ende 1872 und die Oberhütte 1874 zur Einstellung. Auf der Oberhütte fand noch für ein Jahr Umschmelzen von Eisensauen statt. Parallel dazu wurde sie zur Elektrolyse umgebaut.

Im Gegensatz zu den bisher verwendeten Öfen, welche sog. Spurofenzustellung besaßen, wobei die Schmelze unmittelbar nach Verflüssigen aus dem Ofen auslief und sich in den Vorherden in ihre Bestandteile trennte, hatte der Krughütter Ofen „Tiegelzustellung“. Schlacke und Stein trennten sich im Unterteil des Ofens und fließen getrennt ab. Vorherde zur Nachabscheidung mitgerissenen Steines aus der Schlacke waren dennoch notwendig.

Die Zustellung als Tiegelöfen hatte einen entscheidenden Mangel: Im Tiegel setzte sich metallisches Eisen ab, die Eisensau, wodurch nach relativ kurzer Zeit (14 Tage) sein Volumen soweit eingengt war, daß es nicht mehr für eine ausreichende Verweilzeit der Schmelze zwecks Abscheidung des Steines und seiner

Ansammlung ausreichte. Dieses Problem hatte man unterschätzt. In den bisherigen Öfen war der Anfall an Eisen gering, 0,1 bis 0,2 kg/t Minern, und es schied sich außerhalb des Ofens in den Vorherden ab. In den Großöfen der Krughütte stieg er auf das zehnfache. Es war darum notwendig, zeitweilig die Minernarbeit zu unterbrechen und mit geändertem Möller die Sau auszuschmelzen. Dadurch verringerten sich die Vorteile der großen Öfen bezüglich des höheren Durchsatzes und des geringeren Bedienungsaufwandes, zumal auch ihr Brennstoffverbrauch höher war als der der Öfen mit Spurzustellung.

Neu waren neben der generellen Anwendung wassergekühlter Winddüsen der in braunkohlegefeuerten Rekuperatoren auf 250 °C bis 300 °C erhitzte Wind sowie der Möllertransport zur Gicht in eisernen, schienengebundenen Kipploren, die mit Dampfaufzügen von der Hüttensohle auf Gichtniveau gehoben wurden. Bis dahin geschah die Zuförderung des Möllers zu den Gichtbühnen der alten Öfen in Schubkarren über schräge Ebenen.

Die bisherigen Maßstäbe wurden auch von der Windversorgung des Ofens gesprengt. Er benötigte fast 6.000 Nm³/Stunde, 90 bis 95 Nm³/Minute. Dafür stand ein schnellaufendes, stehendes, einzylindriges, doppelwirkendes Zylindergebläse mit 110 Nm³/Minute (30 Hübe/Minute) zur Verfügung.

Bis 1900 hatte die Hütte fünf Öfen erhalten und erreichte 220.000 t Erzdurchsatz/Jahr. Nach 1900 sind die Öfen auf 2,2 m Durchmesser vergrößert worden, erhielten Spurzustellung und erreichten 200 t Möllerdurchsatz/Tag. Die Kapazität der Hütte stieg auf über 300.000 t/Jahr. Der Bau einer Drahtseilbahn (der ersten auf dem Kontinent) zwischen der Krughütte und dem Martins-Schacht bei Kreisfeld im Jahr 1871 war ein Versuch, die sich zuspitzende Transportsituation zu entschärfen. Als Versuchsanlage mit einer Leistung von bis zu 11 t/Stunde transportierte sie in täglich sieben bis acht Stunden ca. 30.000 t/Jahr, 50 % der Fördermenge des Schachtes und 30 % des Minerndurchsatzes der Hütte. Erst nach Umbau des Antriebssystems 1880 bewältigte sie mit 30 t/Stunde die Gesamtförderung des Martins-Schachtes von bis zu 100.000 t/Jahr. 1906 wurde sie abgeworfen. Allein von diesem Schacht wären mit Fuhrwerken 280 Fuhren Schiefer/Tag abzufahren gewesen, 17 Gespanne/Stunde im Zyklus von 3 Minuten.

1887 ist nach Inbetriebnahme des Otto-Schachtes III das Seilbahnsystem zu ihm und 1905 bis zum Hermann-Schacht bei Helfta ausgedehnt worden. Während des Ersten Weltkrieges entstand eine Seilbahnverbindung zu den Schächten Wolf und Dittrich zum Transport ihrer Kalisalze zur Kalifabrik neben der Krughütte. Erst 1902 beginnt die Erzversorgung der Krughütte über die Schmalspurbahn.

Die hohe Leistungsdichte der neuen Öfen hatte zwei bedeutsame Folgen:

Die hohe Leistungsdichte der neuen Öfen hatte zwei bedeutsame Folgen:

- Die den Öfen entströmenden großen Gichtgasmengen ließen sich nicht mehr wie bisher „wild“, z. T. unter Abfackeln, unmittelbar aus der Gicht in die Atmosphäre ablassen; brennendes Gichtgas machte das Arbeiten auf der Gicht unmöglich.

Die Gase mußten deshalb unterhalb der Gicht aus dem Ofenschacht abgezogen und über Gasleitungen zu Essen geführt werden. Das ermöglichte eine - zunächst noch unvollkommene - Abdichtung der Gicht durch die Begichtungseinrichtungen Glocke und Trichter, die Erfassung der Gase und letztendlich ihre spätere Nutzung sowie Gewinnung der Flugstäube. 1874 wurden Gichtgase erstmalig unter den Dampfkesseln verbrannt und seit 1876 auch zur Befuerung der Winderhitzer genutzt.

- In der Zeiteinheit fielen gegenüber den alten Öfen wesentlich größere Massen einer beträchtlich heißeren Schlacke an, die sich in Gefäßen fassen, schienengebunden flüssig von den Öfen abtransportieren und getrennt vom Schmelzbetrieb in geeigneter Weise verarbeiten ließ. Damit waren die Voraussetzungen für die großtechnische Schlackeverwertung gegeben, die sich dann auch stürmisch entwickelte. 1873 sind die ersten 2.000 Mansfelder Pflastersteine gegossen worden, 1890 waren es schon 4,3 Mio und 1905 16,8 Mio Stück.

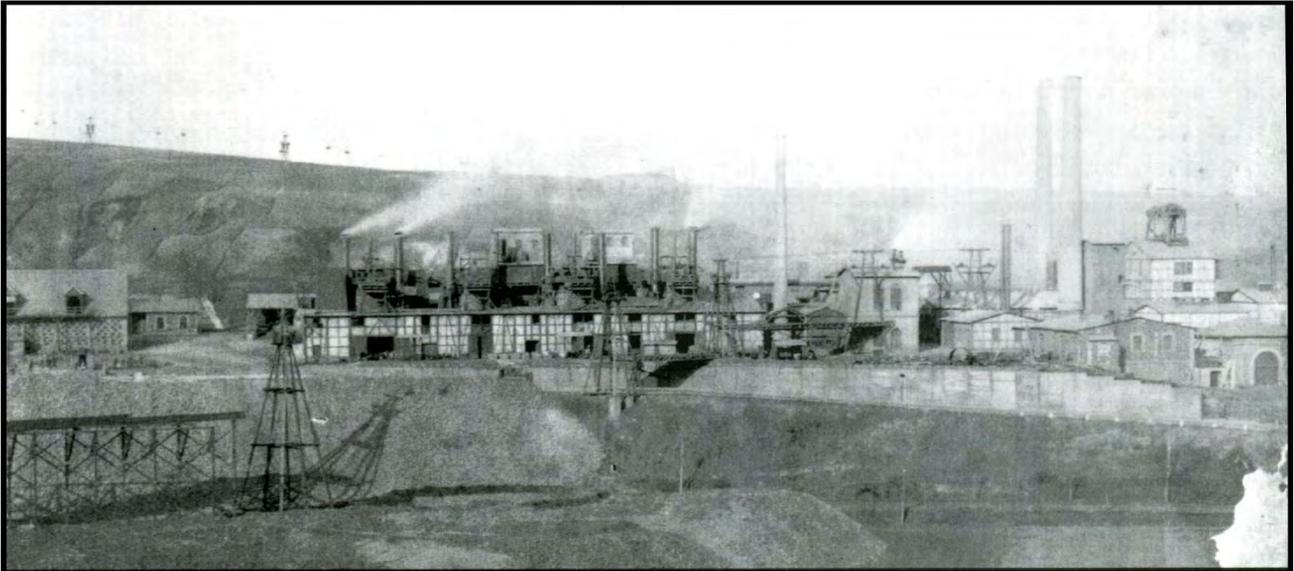


Abbildung 16: Krughütte mit vier Öfen (um 1895)
Am Horizont Stützen der Seilbahn zum Martinsschacht;
rechts Seegen-Gottes-Schächte 1-3

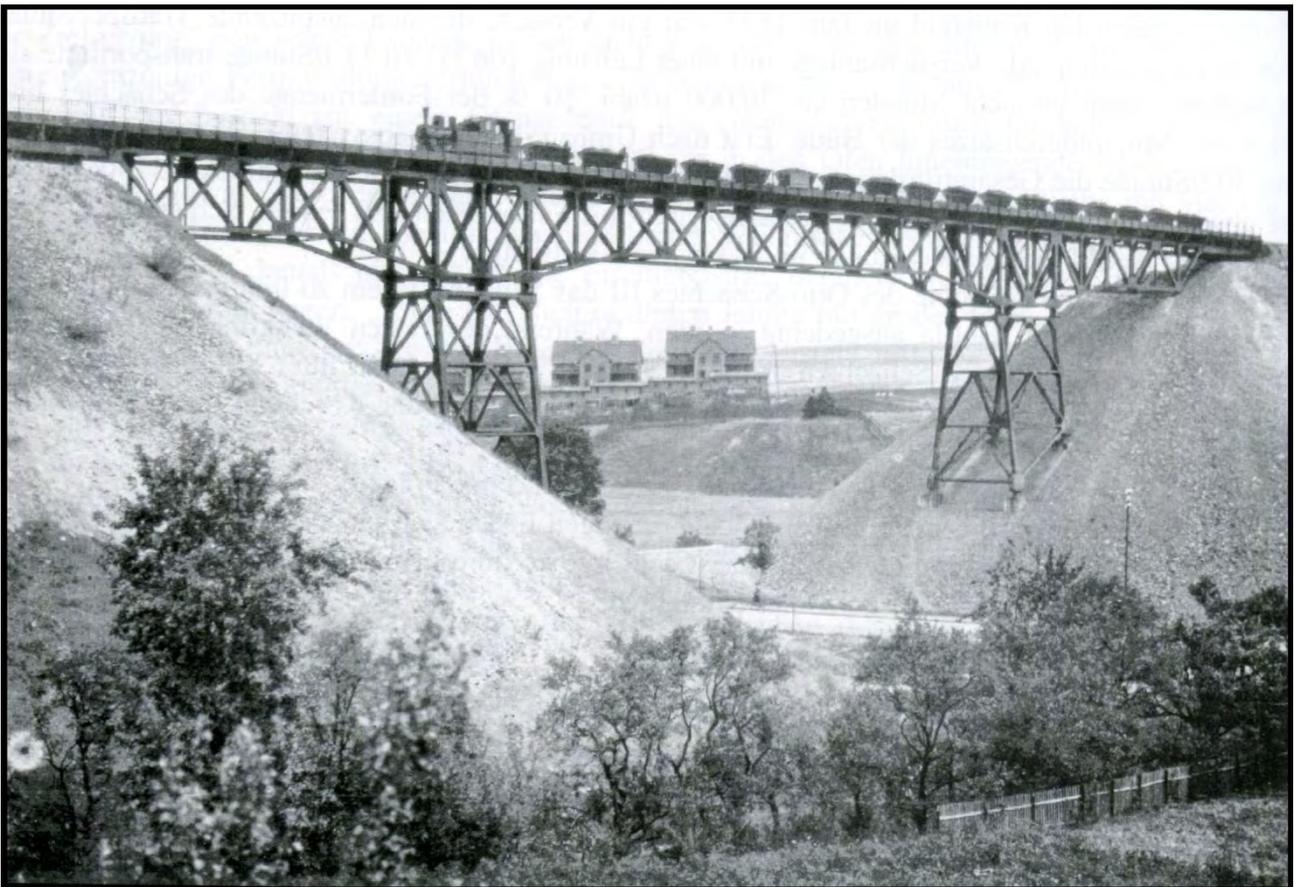


Abbildung 17: Transport des Erzes vom Wolfschacht über die Vogelsangbrücke an der Oberhütte mit der Bergwerksbahn etwa um 1930 (abgerissen 1975).

Hierzu waren in flachen, 1,6 m x 1,6 m großen, gegen den Untergrund durch Koksgrus isolierten Gruben aus entsprechend gestalteten Stahlblechen Formen („Fache“) aufgebaut und mit gelochten Blechen überdeckt. Flüssige Schlacke wurde konzentriert in solchen Massen - ca. 1,2 t, der Inhalt aus vier der damals kleinen, 400 kg fassenden Schlacketransportwagen - in die Grube gegossen, daß die Formen schnell gefüllt und darüberhinaus mit einer ca. 7 cm starken Schlackeschicht als Isolation bedeckt waren. Nach zwei bis vier Tagen langsamer Abkühlung ließen sich nach manuellem Zerschlagen die Deckschicht (Deckelschutt) abräumen, nach „Aufbrechen“ des Formengefaches die vollkristallinen Steine entnehmen und die Grube neu herrichten.

Nur etwa 30 % des Inhaltes der jeweils vier Schlackewagen ergab Steine, 60 Stück/Grube, ca. 500 kg; ca. je 20 % waren Deckelschutt und „Umgänge“ (die Isolierschicht an den Seiten der Formen), während 25 % bis 30 % als „Hüllen“ (halberstarre Schlacke) in den Transportwagen verblieben. Mit ihrer Maßhaltigkeit und den ebenen und dichten „Köpfen“ ergaben die „Mansfelder Schlackepflastersteine“ ein besseres Pflaster gegenüber dem bisher verwendeten, aus Naturgestein geschlagenen Pflastermaterial.

Die Ergebnisse und Erfahrungen auf der Krughütte, die 1890 310 Mann Belegschaft hatte, führten

- 1875/1876 zum Abbruch der erst zehn Jahre zuvor erbauten elf Öfen (Kapazität 1874 ca. 60.000 t) der Kupferkammerhütte und zum Neubau von drei Großöfen mit sechs bis sieben Düsen nach Krughütter Muster. 1890 verschmolz sie 110.000 t Schiefer, hatte 230 Arbeitskräfte in der Roh- und 260 Arbeitskräfte in der Röst-/Spurhütte, die 9.200 t Spurstein erzeugte.
- 1872 zur Umkonstruktion der Öfen der Eckardthütte durch Einsatz wassergekühlter, 15 cm in den Ofenraum hineinragender Düsen. Der Durchsatz der Öfen stieg dadurch von ca. 20 auf 40 t täglich. 1890 hatte sie 280 Mann Belegschaft, verschmolz 125.000 t Schiefer und erzeugte mit 190 Mann im Rost- und Spurbetrieb 13.000 t Spurstein. Insofern war sie zwischen 1888 und 1900 die größte der Mansfelder Hütten mit den höchsten arbeitskräftespezifischen Leistungen.
- 1880 zur Inbetriebsetzung der Kochhütte am Ernst-Schacht bei Helbra mit (1881) sechs je vier Düsen besitzenden Öfen mit 1,6 m weiten, lediglich aus 25 cm starkem Feuerfestmaterial aufgebauten, in der Mitte ausgebauchten Öfen und je 70 t Möllerdurchsatz pro Tag. Schon 1881 sind die Öfen umgebaut worden auf 1,8 m Durchmesser mit nahezu 100 t Durchsatz/Tag. Die Erhöhung der Erzförderung führte bis zur Jahrhundertwende zur Erweiterung der Öfen auf 2 m mit sechs, 1908 auf 2,2m Durchmesser mit acht Düsen und 130 bzw. 200 t Durchsatz/Tag. Sie beschäftigte 1890 400 Mann.

Die Eckardthütter und Kochhütter Öfen hatten Spurzustellung und nicht die Nachteile der Tiegelöfen.

1887 wurde die Sangerhäuser Hütte, der seit dem 1. Oktober 1885 mit Einstellung des dortigen Bergbaues die Erzgrundlage entzogen war, stillgelegt.

Mit der Inbetriebnahme der Kochhütte bei Helbra ist der Beginn des Aufbaues der Mansfelder Bergwerksbahn unmittelbar verknüpft. Schon im Sommer 1880 entstand ein Schienenstrang mit 750 mm Spurweite zwischen der Hütte und dem 400 m entfernten Ernst-Schacht, auf dem, zunächst noch von Pferden gezogen, in Kastenwagen die Schieferanfuhr zur Schaffung des Inbetriebnahmevorrates erfolgte. Seit November standen zwei 10 PS starke Naßdampflokomotiven im Einsatz. 1881 wurde diese Strecke bis zum Bahnhof Klostermansfeld (Anschluß an das Normalspurbahnnetz) ausgebaut. Von dort erfolgte die Versorgung der Hütte und des Ernst-Schachtes mit Brennmaterial, seit 1882, nach Weiterführung bis Eisleben, auch die Belieferung der Krughütte und des Segen-Gottes-Schachtes.

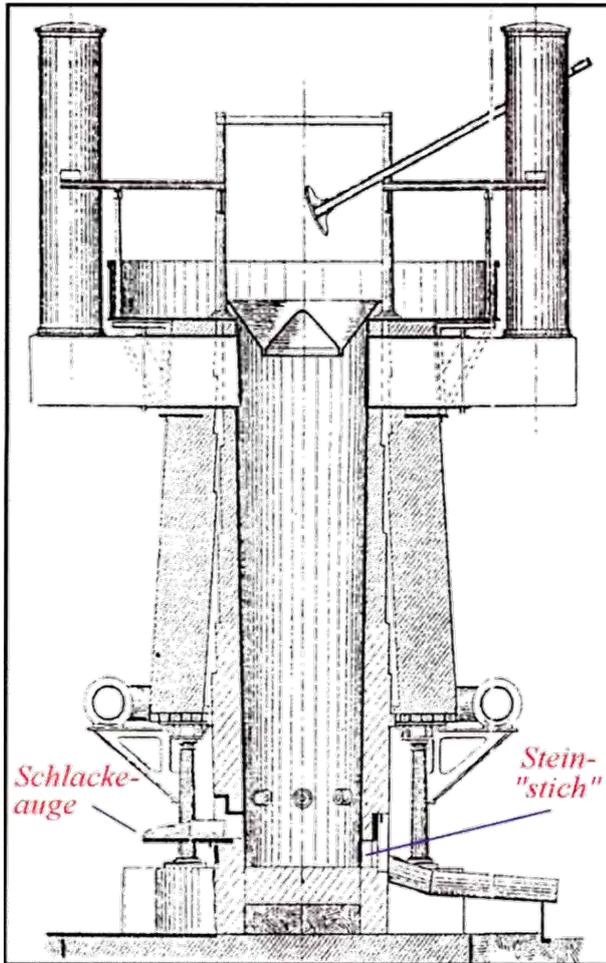


Abbildung 18: Krughütter Schachtofen
(Tiegelofen, um 1890)

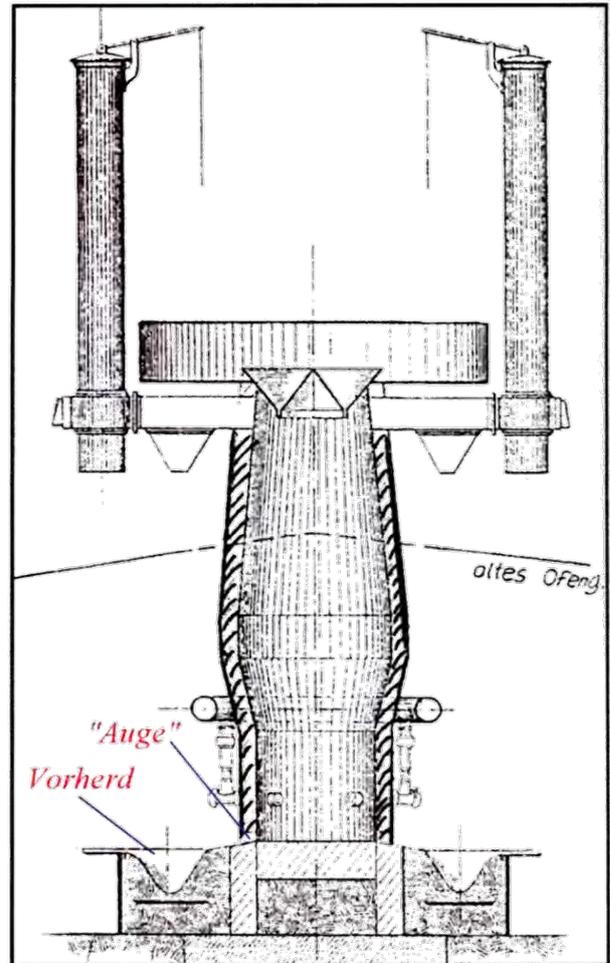


Abbildung 19: Kochhütter-Schachtofen
(Spurofen, um 1890)

Mit Ausbau der Bahnstrecke bis Hettstedt 1886 und Anschluß aller Hütten sowie der meisten Schächte schrumpfte der jahrhundertlang den Lebensnerv der Kupferschieferverarbeitung darstellende Erz- und Brennstofftransport mittels Pferdegespannen auf nur noch geringe Reste. Als in den Jahren 1909 bis 1913 im Nordteil der Kupferschiefermulde die Schächte „Niewandt“, „Eduard“ und „Glückhilf“ wegen Auserzung ihrer Felder den Betrieb einstellten, war der Eckardt- und der Kupferkammer-Rohhütte die Erzbasis entzogen. Sie wären auf Versorgung aus den mittleren und südlichen Feldern angewiesen gewesen. Die Erweiterungsmöglichkeiten der Schmelzkapazitäten auf der Krug- und der Kochhütte boten die Voraussetzungen, beide nördliche Hütten stillzulegen und damit einen Konzentrationseffekt beim Erzschnmelzen zu erreichen. Nicht zu übersehen ist, daß bei dem Entschluß, beide Hütten aufzugeben, auch Aspekte zur Freisetzung von Arbeitskräften, zumindest des potentiellen Nachwuchses, für das 1908/1909 erbaute „Messingwerk“ bei Hettstedt mitgespielt haben.

1908 gingen die Eckardt-Rohhütte und 1913 die Kupferkammer-Rohhütte außer Betrieb. Auf letzterer fand noch für weitere sieben Jahre richtungsweisende Entwicklungsarbeit statt mit neuen Schmelzöfen (Wassermantelöfen) und einer neuen Schmelztechnologie, dem Roherzschmelzen, um das Brennen der Minern im Freien aufgeben zu können.

Seit 1875 begann in Ansätzen die Elektrifizierung der Mansfelder Werke, zunächst noch für Sonderzwecke - Beleuchtung an exponierten Stellen - und, als erster Großverbraucher, 1877 mit der Elektrolyse auf der Oberhütte.

Die Stromerzeugung geschah isoliert auf den einzelnen Werken durch an Kolbendampfmaschinen hängende Generatoren unterschiedlicher technischer Parameter.

Der steigende Elektroenergiebedarf einerseits - seit der Jahrhundertwende wurden zunehmend kleinere elektrische Antriebsmaschinen an peripheren Betriebspunkten eingesetzt, wo ein Einsatz von Dampfmaschinen wegen großer Entfernung von den zentralen Kesselanlagen nicht lohnte oder nicht möglich war -, die durch Zentralisierung der Elektroenergieerzeugung anstehenden Einsparungen andererseits, ließen um die Jahrhundertwende den Aufbau einer zentralen Elektroenergieerzeugung/-versorgung unabdingbar werden. Prädestinierte Standorte der Kraftwerke waren die Rohhütten, deren Gichtgase eine große, bisher nur z. T. zur Befuerung der Dampfkessel und zur Heißwinderzeugung genutzte Energiequelle darstellten. Der Dampfbedarf der Hütten, im wesentlichen für Gebläse, Pumpen und Hebeeinrichtungen, war wesentlich niedriger als die durch die vollständige Verbrennung der Gase erzeugbare Dampfmenge. Andere Dampfabnehmer existierten in der Umgebung der Hütten nicht.

Am 1. April 1901 ging auf der Krughütte eine 1899 begonnene Versuchsanlage (Besetzung mit acht Arbeitskräften) in Betrieb, bestehend aus zwei liegenden Viertaktgasmotoren zu je 125 PS, die über Riemen je einen 75 kW/3 kV-Drehstromgenerator antrieben. Außer der Krughütte (Strombedarf für neu beschaffte schnellaufende Drehkolbengebläse, 1903 auch für den Antrieb der Seilbahn) und dem Segen-Gottes-Schacht war über ein Kabel zur Elektrolyse Oberhütte (ca. 40 kW konstante Lastabnahme) auch der Clotilde-Schacht angeschlossen.

Parallel zum Ausbau einer Kabeltrasse Oberhütte - Hohenthal-Schacht - Kochhütte - Ernst-Schacht - W-Schacht - Krughütte - Kraftwerk in den Jahren 1903/1904 wurde die Versuchsanlage zur „Zentrale Krughütte“ erweitert mit zwei langsamlaufenden, liegenden Zweitaktgasmotoren zu je 1.300 PS und je einem 1 MW-Generator.

Seit dem 23. November 1904 stand jeweils ein Aggregat mit 600 kW bis 800 kW Belastung im Betrieb. 1908 trat ein Viertaktmotor von 1.800 PS mit einem 1,2 MW-Generator hinzu, so daß ständig zwei Maschinen bis zu 2,2 MW Nennleistung in das Netz speisen konnten. Erster Großverbraucher an Elektroenergie war die Schachtfördermaschine des Hermann-Schachtes seit 1905. 1913 kamen die Zweitaktmotoren, auch wegen der enormen Lärmbelästigung durch die Auspuffgeräusche, in Abgang, nachdem - zunächst acht - Flammrohrkessel mit Gas-/Braunkohlefeuerung zur Versorgung einer Kondensations-turbine mit einem angeschlossenen 2,5 MW-Generator erbaut worden waren, und bis 1918 im Zuge des weiteren Ausbaues auch die übrigen Motoren. Zur Ergänzung, Reserve und Notversorgung (Umstellung der Wasserhaltung auf elektrischen Antrieb der Kolbenpumpen) entstand 1905/1906 auf dem Hohenthal-Schacht in Anlehnung an die Kesselanlagen der Wasserhaltung ein kleines Kraftwerk mit zwei 750 PS Dampfmaschinen und je einem 0,5 MW-Drehstromgenerator. Es war nur zeitweise zur Aushilfe in Betrieb und ist in den 1920er Jahren aufgegeben worden.

1906 wurde die weitgehend braunkohlegefeuerte „Zentrale Kupferkammer“ (die Hütte verwandte zu dieser Zeit noch als einzige ihr Gichtgas zur Warmwinderzeugung, Gichtgas diente nur zur Beifeuerung der Kessel) mit zwei 1.800 PS starken, vierzylindrigen Verbund-Dampfmaschinen zum direkten Antrieb je eines 1 MW-Drehstromgenerators mit 10 kV und einer stehenden Dreizylindermaschine mit 600 PS für einen 500 kW-Generator gebaut und am 1. Dezember 1907 in Betrieb genommen. Seit 1910 erfolgte die allmähliche Umrüstung/Erweiterung auf Turbo-Generatoren (1910 ein 2,2 MW- und 1913 ein 4 MW-Generator). Großverbraucher war hier die Fördermaschine des am 1. Dezember 1908 in Betrieb genommenen Paul-

Schachtes. Den Abschluß bildete 1912 die gichtgas-/braunkohlefeuerte „Zentrale Kochhütte“ mit anfangs zwei Turbo-Generatoren mit Kondensation und je 1,5 MW/ 3 kV.

Alle Werke sind, seit 1907 untereinander verbunden und bis in die 60er Jahre des 20. Jahrhunderts im Inselbetrieb, ohne Verbindung zum öffentlichen Netz, im wesentlichen nur zur Versorgung der Mansfelder Werke betrieben, entsprechend des technischen Fortschrittes sowie des steigenden Energiebedarfes fortlaufend modernisiert und erweitert worden.

Unbefriedigend waren zu Beginn des betrachteten Zeitabschnittes noch der bis 1880 zur Rohhüttenarbeit gerechnete Kupfersteinröst- und -spurprozeß samt der Schwefelsäuregewinnung. Zwar waren mit den Gerstenhöfer-Öfen die Steinröstung und Schwefelsäuregewinnung aus den Röstgasen wirtschaftlich gelungen und die großen Röstanlagen im Schmalzgrund und auf der Eckardthütte entstanden, die Zerkleinerung des Steines war aber aufwendig und verlustbehaftet und das anschließende Spuren des Röstmehls brachte immense Verstaubung. Dieser Nachteile wegen griff man auf das in der Stadelröstung bewährte alte Prinzip der Behandlung stückigen Steines zurück, nur daß jetzt der Röstvorgang in abgeschlossenen Räumen unter regulierter Luftzufuhr und Gasabsaugung ablaufen sollte. Dazu entstanden im Jahre 1871 auf der Eckardt-Rösthütte zwei sog. Kilns, kleine 2,5 m bis 3 m hohe und 1,25 m x 1,25 m weite Röstschachtöfen mit mehreren fest verschließbaren Arbeitstüren zum „Durchstokern“ der Ofenfüllmasse. In ihnen blieb der stückige Stein, ähnlich wie Kalk in den Kalkbrennöfen, ungeschmolzen, nur die Oberflächen der Steinstücke wurden von den entstehenden Oxiden verklebt, die zu einer blasig-schlackigen Masse zusammensinterten. Der Erfolg der Kilns war so groß, daß schon 1873 die Gerstenhöfer-Öfen durch 72 Kilns auf der Kupferkammer- und acht auf der Eckardthütte ersetzt waren. Bis zur Jahrhundertwende war erstere auf 92 Kilns erweitert und die Eckardthütte zur Großanlage mit 72 Stück ausgebaut, die tägliche Leistung auf 1,3 t Stein/Kiln gebracht worden, die Gaserfassung auf fast 95 %. Auch der Abröstgrad ließ sich gegenüber den Gerstenhöfer-Öfen erhöhen und damit auch der Kupfergehalt im Spurstein. Neben den Einsparungen an Durchsatzkosten beim Ziervogelprozeß und Verringerung der Silberverluste infolge geringerer Menge an Auslaugerrückständen ergab ein reicherer Stein bessere Rost- und Laugebedingungen und -ergebnisse. Zwischen 1871 und 1873 stieg der Kupfergehalt des Spursteins von 65 % auf 74 %.

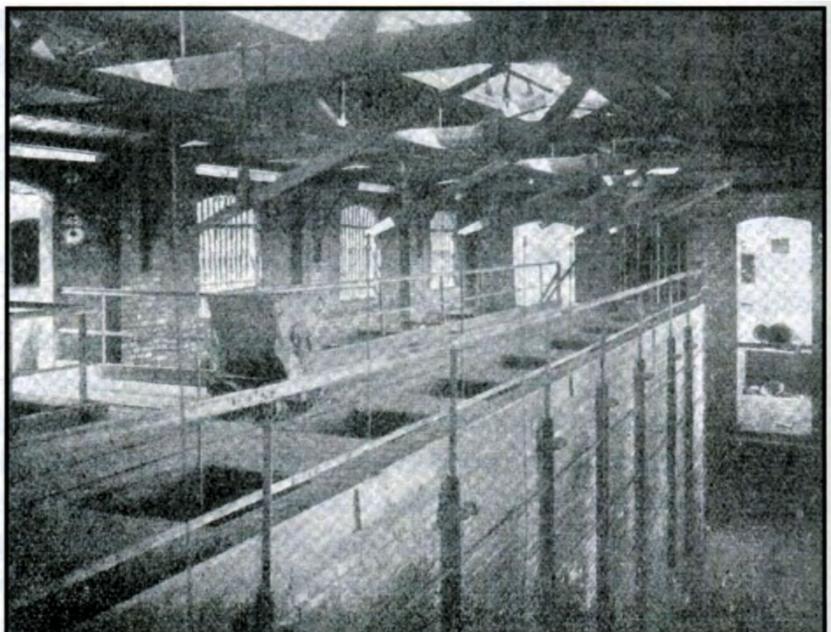
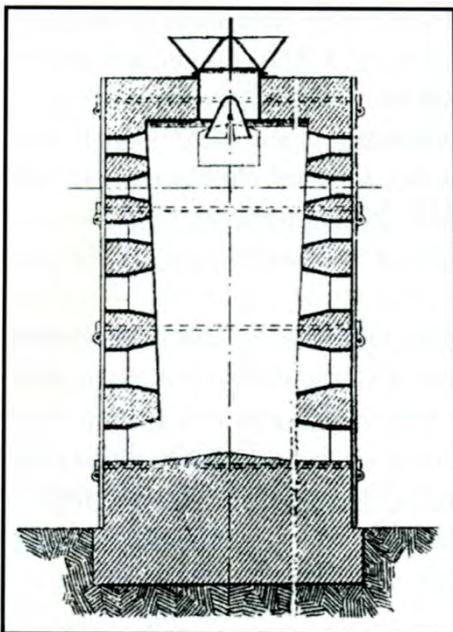


Abbildung 20: Mansfelder Kiln,

Beschickungsboden einer Kilnbatterie

Ab 1878 entstand neben der Rösthütte im Schmalzgrund eine neue Spürhütte mit zunächst sechs Öfen, um die beengten Platzverhältnisse im alten Ofengebäude der Kupferkammerhütte zu entlasten. 1919 kam die alte Spürhütte außer Betrieb.

Damit hatte die Rohsteinverarbeitung einen gewissen Endstand erreicht. Die Rost- und Spürhütten arbeiteten mit der beschriebenen Technologie bis zur Inbetriebnahme der Bessemerei und wurden, die Eckardthütte am 31. August 1926, die Kupferkammerhütte Ende Juli 1927, außer Betrieb genommen und anschließend abgerissen.

Völlig offen blieb jedoch noch das Problem der „Röstgase“, die in der Gottesbelohnungshütte beim Rösten des Spürsteinmehls für den Ziervogelprozeß entstanden. Bedingt durch die Feuerungsgase und den hohen Luftüberschuß waren sie in ihrer Konzentration stark schwankend und enthielten im Durchschnitt kaum 2 % SO_2 . Eine Aufarbeitung solch armer Gase nach dem Bleikammerverfahren bot zwar keine prinzipiellen technischen Probleme, verursachte aber Kosten, die nur unwesentlich niedriger waren als der zu erwartende Verkaufserlös für die Säure. Erst gewerbeaufsichtliche Regulative im 20. Jahrhundert und die gestiegenen Schwefelsäurepreise im Ersten Weltkrieg ließen in den Jahren 1916/1918 hierzu eine große Bleikammeranlage mit 20.000 m³ Reaktionsraum für 350.000 m³ Gas auf der Gottesbelohnungshütte entstehen.

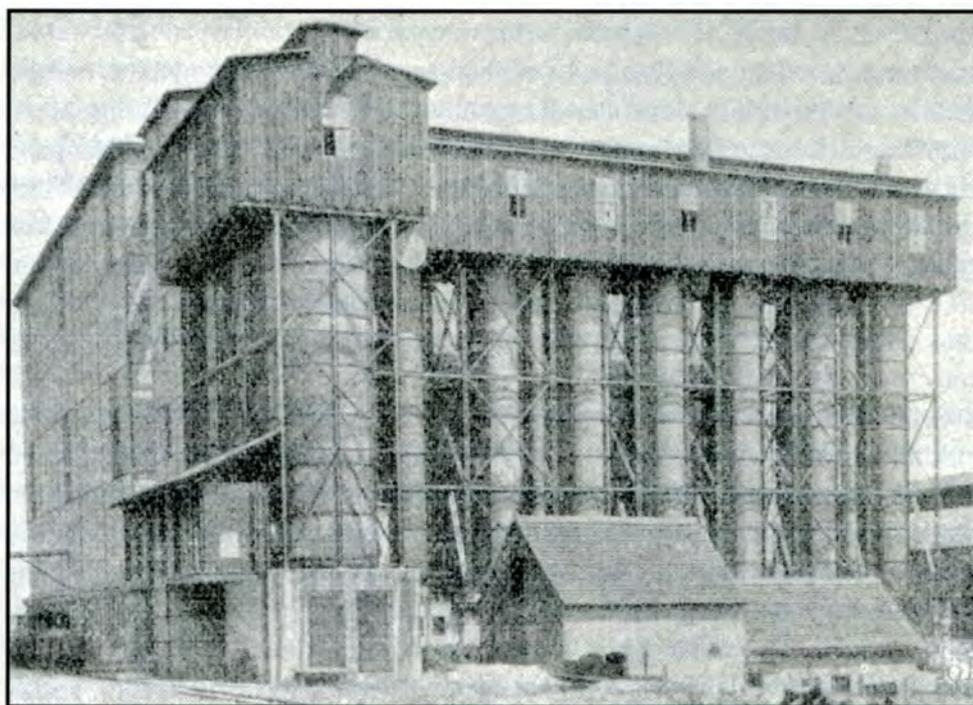


Abbildung 21: Schwefelsäurefabrik der Gottesbelohnungshütte

Das 25 m hohe massive Gebäude, in das 1939 die Kontakanlage einzog, bestimmte das äußere Bild der Gottesbelohnungshütte und ist 1994 abgerissen worden.

Im Zusammenhang mit der Verarbeitung dieser „Gutröstgase“, es waren aus dieser Anlage beträchtliche Mengen selenhaltigen Bleikammerschlammes zu erwarten, und einem Preisanstieg für Selen im Verlauf des Ersten Weltkrieges nahm die „Mansfeldsche kupferschieferbauende Gewerkschaft“ 1917 die Selenherstellung wieder auf. Obwohl zum nächsten Zeitabschnitt gehörend, sei die Verfahrensbeschreibung hier angefügt. Die Oxidation des im Schlamm elementar vorliegenden Selens zu seleniger Säure (Se IV) geschah mittels Kaliumpermanganat in einer Aufschlammung des Bleikammerschlammes mit 70%iger

Schwefelsäure. Das Aufnehmen des Reaktionsgutes mit warmem Wasser ergab einen entselenierten Bleischlamm, der zur Bleiarbeit ging, und eine klare Selenlösung mit 15 g/l Se, aus der nach mehrere Stunden dauerndem Einleiten von Röstgas das Selen vom Schwefeldioxid reduziert wurde und als schwamm- bis koksartige Masse ausfiel. Das Selenausbringen erreichte nur ca. 40 % vom Vorlaufen im Kammerschlamm. Deshalb, sowie aus Kostengründen wurde 1920 das Permanganat durch Kaliumchlorat ersetzt, wodurch das Ausbringen auf nahezu 90 % stieg und die Schwefelsäure durch 10 %ige Abfallsäure ersetzt werden konnte.

Das Rohselen mit 85 % bis 95 % Se mußte durch Umdestillieren raffiniert werden. Beim damaligen Stand der Werkstofftechnik war die Auswahl eines geeigneten Retortenmaterials ein Kompromiß und entscheidend für die Wirtschaftlichkeit des Verfahrens. Als einigermaßen brauchbar erwies sich ein hochsiliziumhaltiges graphitisches Gußeisen. Die Destillation ergab ein Reinselen mit 99,5 % Se.

Da inzwischen in der Glasindustrie ein Markt für Alkaliselenit entstanden war, verarbeitete man einen Teil des Rohselens in einem komplizierten, selektiven Oxidations- und Kristallisationsprozeß zu Natriumselenit (Na_2SeO_3). Mit Aufgabe des Ziervogelprozesses samt Bleikammerverfahren endete 1938 dieser Selengewinnungsprozeß, der bis zu 8 t Selen/Jahr geliefert hat.

3.2. Rohhüttenflugstaub und das Blei

Die Großöfen der Rohhütten und die Gichtgasausnutzung riefen eine neue Produktionslinie hervor, die Flugstaubverarbeitung. Bis zur Inbetriebnahme der Krughütte gab es kein Flugstaubproblem. Aus der Gicht ausgeblasene Beschickungsteilchen, später Primärstaub genannt, fielen in Ofennähe nieder, wurden, wenn nötig, zusammengefegt und dem Möller nach Anbatzen mit Ton wieder zugesetzt. Feinstaub und verdampftes Blei und Zink - wegen der niedrigen Temperaturen im Ofen war deren Verdampfung gering - schieden sich z. T. im Ofenschacht an den Wänden oder an dem porösen und viel freies SiO_2 enthaltenden gebrannten Schiefer ab und verschlackten. Nur zu sehr geringem Teil gingen sie als „Hüttenrauch“, später als Sekundärstaub bezeichnet, in die Atmosphäre und verteilten sich.

Das änderte sich mit den Großöfen entscheidend: Höhere Gasgeschwindigkeiten infolge stärkerer Windbeaufschlagung bewirkten verstärkten Austrag von Primär- und Sekundärstaub. Die höheren Temperaturen im Unterofen führten zu verstärkter Metallverflüchtigung, denn im Temperaturbereich zwischen 1.200 °C und 1.350 °C steigen die Dampfdrücke von Blei, Bleisulfid und Bleioxid stark an. Das nichtflüchtige Zinksulfid bildet mit Silizium, in geringen Mengen durch die hohe Temperatur und die starke Reduktionswirkung im unteren Teil des Ofens entstehend, flüchtige Verbindungen. Auch wird es durch intermediär freigesetztes Eisen und Kupfer zerlegt, wodurch Zinkdampf entsteht. Dieser resulfidiert in der schwefelhaltigen Ofenatmosphäre und das erneut entstehende Zinksulfid setzt sich z. T. im Ofen ab, die gefürchteten zinkischen Ansätze bildend, die oft zum Ausblasen des Ofens zwangen.

Infolge der Erfassung und Fortleitung der Gase vom Ofen fielen die Stäube in den Leitungen und Kesselzügen aus, mußten entfernt und beseitigt werden; auch unter diesem Aspekt der Schadstoffbeseitigung sind die Mansfelder Prozesse zur Verarbeitung der Flugstäube zu sehen. Anfänglich nahm man sie wie bisher in die eigene Arbeit zurück, befürchtete aber bald einen ungünstigen Einfluß auf die Qualität des Kupfersteines und des Raffinatkupfers, insbesondere durch Blei, Arsen und Antimon. Letztere verflüchtigten sich beim Rösten und Schmelzen des Schiefers weitestgehend, wodurch die gute Qualität des Mansfelder Kupfers garantiert war. Die Rückführung dieser Elemente mit den Stäuben zur Erzarbeit barg die Gefahr einer Aufschaukelung der Schadstoffgehalte in allen Schachtofenprodukten.

Zunächst versuchte man, die bleireichen Kessel- und Essenstäube, die 30 % bis 50 % Blei, 12 % bis 18 % Zink und bis 1,5 % Arsen enthielten, auszuschleusen. Aus der Zusammensetzung geht hervor, daß diese, in der größten Entfernung von den Öfen fallenden Stäube kaum noch mechanisch ausgetragene Beschickungsteile enthielten, sondern aus fast reinen Metallverbindungen bestanden, ihrer Entstehung nach weitestgehend Bleisulfat und basisches Zinksulfat führten. Für diese Stäube sah man eine Verarbeitungsmöglichkeit in einem Laugeprozeß. Dieser, eine schwach schwefelsaure Laugung, stand zwischen 1880 und 1890 auf der Krug- und Kupferkammerhütte in Anwendung. Es gelang eine Zinkanreicherung bis auf 5 %; damit war der Bleisulfatschlamm an Bleihütten absetzbar. Die Zinksulfatlösung ging, nachdem mit Zink ihr Kupfer- und Cadmiumgehalt auszementiert war (eine Gewinnung des Cd scheint nicht erfolgt zu sein), in den Vorfluter. Die Aufarbeitung zu Zinkvitriol scheiterte an der Unreinheit des Produktes und am mangelnden Absatz für Zinksulfat.

Nicht geeignet für eine Laugung war der „bleiische Flugstaub“ aus den Leitungen vor den Kesselanlagen und den zur besseren Staubabscheidung seit 1880 zunehmend eingebauten Staubkammern. Er enthielt „nur“ 20 % bis 25 % Blei neben 15 % bis 18 % Zink, beide zum erheblichen Teil als Sulfide. Ihn verschmolz man seit 1882 gemeinsam mit dem in unmittelbarer Nähe der Öfen fallenden Primärstaub nach Brikettierung auf den jeweiligen Rohhütten in Sonderarbeit zu bleihaltigem Kupferstein (10 % Blei) und bleizinkhaltiger Schlacke, die auf Halde ging. Den Kupferstein verarbeitete man, da er den Ziervogelprozeß negativ beeinflusste, separat, vorwiegend nach dem Röst-Reaktionsverfahren (weitestgehendes Abrösten in Kilns, Umsetzung von Cu_2S mit Cu_2O zu Kupfer in kleinen Flammöfen, wobei Blei fast vollständig verschlackte) zu verhältnismäßig unreinem Kupfer, das der Elektrolyse auf der Oberhütte als Anodenmaterial vorlief. Allmählich wurde das sporadische Flugstaubverschmelzen der einzelnen Rohhütten auf der Eckardthütte konzentriert, und hier fiel 1887 das erste Mansfelder Blei als siebentes aus dem Kupferschiefer gewonnenes Element an. Das 1846 bis 1876 auf der Saigerhütte erzeugte und in den Handel gebrachte Blei entstammte dem Verschmelzen der Saigerschlacken, war also fremdes, ehemals für die Saigerung gekauftes Blei.

Da die Rohhütten seit 1890 zunehmend ihren Primärstaub der eigenen Schieferarbeit wieder zuführten und nur die bleireichen Stäube zur Eckardthütte lieferten, entwickelte sich hier eine reguläre Bleiarbeit, die 1908/1909 von der Kupferkammerhütte übernommen wurde. Bis 1900 wurden jährlich ca. 2.000 t, 1913 bereits 9.000 t/Jahr Flugstaub verschmolzen, dazu noch fast 1.000 t auf der Gottesbelohnungshütte zu Zn-Vitriol gelaugt. Die Tagesdurchsatzleistung der anfänglich kleinen Schachtofen mit drei Düsen betrug 10 t Staub und stieg später auf 25 t im mit acht Düsen bestückten großen, 5 m hohen Schachtofen der Kupferkammerhütte. Ursache des steigenden Staubanfalles auf den Rohhütten war die verbesserte Abreinigung der Rohhüttengichtgase. Ihre Nutzung zur Elektroenergieerzeugung verlangte hochreines Gas; bisher ging es nach den Staubkammern mit 10 g bis 15 g Feinstaub/ m^3 in die Kesselfeuerungen, wovon sich nur etwa die Hälfte in den Rauchzügen absetzte. Der Rest ging über die Essen in die Atmosphäre. Die Gasmotoren der „Zentrale Krughütte“ verlangten einen Staubgehalt von weniger als 0,1 g/m^3 . Hierzu wurde das Gas seit 1904 in zwei Theisenwäschern, das sind Wasser versprühende Ventilatoren, mit je 6.500 $\text{Nm}^3/\text{Stunde}$ Reinigungsleistung gewaschen, wozu im Folgejahre noch zwei Sprühtürme als Vorwäscher, 1907 ein 20.000 m^3 -Wäscher und 1912 ein weiterer gleichgroßer hinzukamen. Damit ließen sich die gesamten Schachtofenabgase, weit mehr als 35.000 $\text{Nm}^3/\text{Stunde}$ bei 4-Ofenbetrieb, abreinigen. Seither fiel hier die doppelte Menge Flugstaub als sog. „Theisenschlamm“ an.

Nachdem die Eckardt- und Kupferkammer-Rohhütte mit ihren unbefriedigend wirksamen Staubkammern stillgelegt, ihre Produktion von der Krug- und Kochhütte übernommen und die Kochhütte 1909/1911 mit einer Gasreinigungsanlage für 100.000 Nm^3 Gas/Stunde ausgerüstet worden war, stieg der Anfall an Theisenschlamm auf über 10.000 t im Jahre 1916.

Die Verarbeitung solch ungünstig zusammengesetzter, zumal staubförmiger Materialien gehört zu den unangenehmsten und schwierigsten Aufgaben der Metallurgie: Ein Bestandteil stört die Abtrennungsreaktionen des anderen. Auch eine Röstung/Laugung bleibt unvollständig. Ein thermisches Verfahren zur gleichzeitigen Gewinnung von Blei und Zink aus derartigen Komplexmaterialien ist erst in der Mitte des 20. Jahrhunderts entwickelt worden.

Zwecks Freisetzung des Bleies mußte daher durch massenhaften Einsatz geeigneter Zuschläge der Schwefel des Bleisulfides an Eisen und Kupfer zu einem Stein gebunden sowie das Zinksulfid und daraus z. T. entstandenes Zinkoxid in einer großen Menge geeignet zusammengesetzter, eisenoxidreicher Schlacke gelöst werden. Der hohe Anteil an Zuschlägen (200 % der Theisenschlammmenge) verringerte den Bleigehalt im Möller bis auf 10 % und ergab große Schlackemengen. Dennoch gelang es durch geeignete Möllering und exakte Arbeitsweise, 40 % des vorlaufenden Bleis als Metall auszubringen. Das Blei ging zur Entsilberung und Raffination an die Bleihütte Lautenthal, die ca. 20 % Zink und 0,5 % bis 2 % Blei enthaltende Schachtofenschlacke wurde aufgehaldet. Ca. 18 % der Beschickungsmasse bildeten Blei-Kupfer-Stein mit 12 % bis 13 % Blei (30 % des vorlaufenden Bleis). Zur Verbesserung seiner problematischen separaten Verarbeitung zu Anodenkupfer nach dem Röst-Reaktionsprozeß wurde 1904 auf der Kupferkammerhütte eine Versuchsanlage zum Verblasen dieses Steines im Konverter in Betrieb genommen. Nach Einstellung dieser eigenen Aufarbeitungsaktivitäten ging der Stein seit 1908 bis 1926 in den Handel.

Um die Schwierigkeiten, die der hohe Zinkgehalt des Vorlaufmaterials beim Flugstaubverschmelzen bereitete, abzumindern und gleichzeitig zumindest einen Teil des Zinkes zu verwerten, versuchte man die schon früher praktizierte Laugung des Rohhüttenflugstaubes später erneut. Es entstand auf der Gottesbelohnungshütte eine zwischen 1907 und 1917 betriebene großtechnische Anlage, in der die zinkreicheren Partien der Flugstäube bzw. Theisenschlämme mehrere Tage lang den 450 °C bis 500 °C heißen Gutröstgasen des Ziervogelprozesses ausgesetzt wurden. Deren SO₃- und Sauerstoffinhalte oxidierten die Metallsulfide des Schlammes zum größten Teil zu Sulfaten. Diese Röstart sollte die bei einer „normalen“ schwefelsauren Laugung auftretende Bildung von Kieselsäuregel vermeiden, das die Laugefiltration äußerst stark behindert.

An die Röstung in doppelherdigen Röstöfen mit mechanischem Krählwerk schloß sich eine Naßmahlung und daran ein Löserührwerk an, in dem zunächst neutral, anschließend schwach sauer gelaugt wurde und auch die Abstumpfung mit frischem Röstgut sowie die Cu- und Cd-Zementation stattfand. Das Präzipitat mit bis zu 25 % Cd blieb beim mittels (erstmalig hier angewandten) hydraulischen Druckfilter abgetrennten Löserückstand (Bleisulfat) und ging mit diesem zum Bleischachtofen. Nach Eindampfen der Lauge in einem Vakuumverdampfer lag ein Vitriol mit angeblich ausgezeichneter Qualität vor. Zink war somit in der zeitlichen Reihenfolge das achte aus dem Kupferschiefer ausgebrachte Element.

3.3. Die Eisensau

Neben Kupferstein und Schlacke bildete sich beim Schmelzen des Kupferschiefers eine dritte Phase, hauptsächlich aus metallischem Eisen bestehend, die sich als spezifisch schwerste Komponente im Vorherd unter dem Kupferstein ausschied und hier wegen ihres hohen Schmelzpunktes zum größten Teil erstarrte. Sie bildete die Eisen- oder Herdsau. Nur ein geringer Teil floß mit dem Rohstein ab, sich daraus als sog. Rinneneisen absetzend.

Der zur Trennung von Kupferstein und Schlacke vorgesehene Vorherd verlor dadurch an Volumen, wurde allmählich für eine Trennung der beiden Komponenten unzureichend und mußte außer Betrieb genommen werden. Das erstarrte Eisen, die Ofensau, wurde nach Demontage des Vorherdes ausgebrochen bzw. später, als in den Großöfen bis zu 200 t schwere Blöcke anfielen, zersprengt. Ihr Auftreten ist weniger eine Folge der Reduzierung freier Eisenoxide des Erzes, sondern mehr Ergebnis komplizierter Oxidations- und Platzwechselreaktionen zwischen den Metallsulfiden des Steines, wodurch metallisches Eisen freigesetzt wird.

Es handelte sich bei der Ofensau um ein kohlenstoffarmes Eisen, durchsetzt mit Kupferstein. Wirtschaftlich interessant war sie durch ihre Eigenschaft als Sammler für einige nur in Spuren im Kupferschiefer enthaltene Metalle. Neben Eisen enthielt sie

5 % bis 12 % Cu (Kupfer),	300 % bis 400 g/t Ag (Silber),
2 % bis 4 % Ni (Nickel),	3 % bis 8 g/t Au (Gold),
1 % bis 3 % Co (Kobalt),	ca. 50 g/t Ga (Gallium),
1 % bis 8 % Mo (Molybdän),	ca. 150 g/t Re (Rhenium),

außerdem 3 % bis 4 % Schwefel, 1 % bis 3 % Arsen sowie Silizium und Aluminium. Die höheren Wertangaben für Ni, Co und Mo gelten für ältere Zeiten, als der spezifische Eisenfall noch gering war.

Bis in die 60er Jahre des 19. Jahrhunderts sind die recht geringen Herdsaumengen - sie entstanden bis zu max. 0,3 kg/t verschmolzenen Erzes - in die Steinröststadel mit eingesetzt und dadurch oxidiert worden. Ihr Kupfer- und Silberinhalt gelangte somit in die Kupfer-Silberarbeit, die übrigen Metalle gingen in die Steinschlacke und verloren sich bei deren Weiterverarbeitung. Mit der Beendigung des Steinröstens im Freien mußte diese Art der Verarbeitung aufhören. In den Öfen der Krughütte stieg der Ofensauanfall auf 2 bis 3 kg/t Erz. Damit entstanden Ofensauumengen in der Größenordnung von über 1.000 t/Jahr, die eine beträchtliche Verlustquelle für Kupfer und Silber darstellten.

Bereits ab 1866 begannen Versuche, die Ofensauen im Kupolofen umzuschmelzen, Stein abzutrennen und das Eisen für die Weiterverarbeitung auf Kobalt und Nickel verkaufsfähig zu machen. Wegen des geringen Effektes wurden diese Arbeiten bald wieder eingestellt. Die Ofensauen gingen auf Halde, wurden in kleinstückiger Form der normalen Spuarbeit, auch der Bleisteinarbeit zugesetzt bzw. ließen sich z. T. verkaufen.

Mit Anstieg der Stahlerzeugung zu Beginn des 20. Jahrhunderts rückte das Molybdän in die Reihe der technischen Metalle und damit der Molybdäengehalt der Ofensauen in das Blickfeld wirtschaftlicher Tätigkeit, enthielten sie doch bei einer jährlichen Menge von rund 2.500 t immerhin 75 t bis 100 t Molybdän. Die europäische Molybdänerzeugung betrug um die Jahrhundertwende ca. 130 t und stieg bis zum Ausbruch des Zweiten Weltkrieges auf 500 t/Jahr.

Erstmals begann die Molybdängewinnung aus Ofensauen durch die im Jahr 1911 gegründeten Molybdänwerke Teutschenthal. Das Verfahren bestand in einem (sehr teuren) partiellen Verblasen der Eisensau in einem kleinen, 2 t fassenden Konverter nach vorhergehendem Einschmelzen im Kupolofen. Beim Verblasen oxidierten das Molybdän und ein Teil des Eisens, die zusammen mit der Konverterauskleidung eine Schlacke bildeten. Die Restlegierung aus Eisen, Kupfer, Nickel und einem Teil des Kobalts ging zur Weiterverarbeitung an fremde Betriebe.

Durch Rösten der auf Mehlfeinheit zerkleinerten Molybdänschlacke mit Soda bei 850 °C bildete sich wasserlösliches Natriummolybdat, das nach seiner Auslaugung ein Zusatz von Kalziumchlorid zu wasserunlöslichem Kalziummolybdat umsetzte. Nach dem Abfiltrieren wurde dieses mit Eisen direkt auf Ferro-

molybdän verschmolzen. Über die Reinheit des Produktes ist nichts bekannt. Mo und Co waren somit das neunte und zehnte aus Kupferschiefer gewonnene Element.

Der Preisanstieg für Stahlveredler mit Ausbruch des ersten Weltkrieges veranlaßte 1915 die Leitung der Mansfeld-Betriebe, die Molybdängewinnung nach einem in der Zinnhütte Wilhelmsburg/Hamburg entwickelten (billigerem) Verfahren des Schmelzaufschlusses der Ofensauen mit Natriumhydrogensulfat selbst zu betreiben. Die Anlagen dazu entstanden im Bereich der stillgelegten Kupferkammerrohütte.

Die im Kupolofen eingeschmolzene Ofensau reagierte in einem Flammofen mit geschmolzenem Hydrogensulfat, einem Abprodukt der damaligen Salpetersäuregewinnungsverfahren, nach komplexen Reaktionen zu Natriummolybdat, Eisensulfid und Oxiden der anderen Metalle unter Freisetzen immenser Mengen frei in die Atmosphäre entweichendem SO_3 .

Die nach Mahlen und Laugen des erkalteten Schmelzgemisches entstehende basisch reagierende Molybdatlösung enthielt nach Versetzen mit Natriumsulfid wasserlösliche Mo-Sulfosalze, die nach Ansäuern mittels Schwefelsäure unlösliches MoS_3 , „künstlichen Molybdänglanz“, ergaben. Da bei diesem Aufschlußverfahren auch Phosphor und Arsen ähnlich wie Molybdän reagierten, ebenso in Lösung gingen und z. T. mit ausfielen, war das aus diesem Molybdänglanz erzeugte Ferromolybdän wegen seiner hohen Arsengehalte für die Stahlproduktion nur bedingt verwendbar. Nach Beendigung des Ersten Weltkrieges wurde diese Produktion darum eingestellt. Infolge der Verwendung der eisenhaltigen Laugerückstände in der Bleiarbeit der Bleihütte wurde außer den dabei in den Stein gehenden Metallen Kupfer und Silber erstmalig auch Kobalt und Nickel aus der Sau ausgebracht. Sie bildeten mit Arsen und Antimon Verbindungen, sogenannte „Speise“, die an fremde Hütten abgegeben wurde.

Obwohl zum nächsten Zeitabschnitt gehörend, ist hier zweckmäßigerweise die Arbeit von Feit zu erwähnen, die auf Gewinnung des Rheniums (Re) gerichtet war. Rhenium, 1925 entdeckt, war, labormäßig hergestellt, 1929 erst in einer Menge von 1 g (Welterzeugung) vorhanden und, durch das wissenschaftliche Interesse bedingt, sehr teuer. Es war auch als Bestandteil der Eisensau nachgewiesen worden, auf der Feit sein 1929 aufgenommenes Verfahren aufbaute und daraus in den Jahren bis 1932 in Staßfurt/Leopoldshall mehrere hundert kg Rhenium herstellte. Ein Lösen der Eisensaubrocken in heißer konzentrierter Schwefelsäure ergab eine Fe-Ni-Co-Ga-Sulfate enthaltende Lösung, aus der sich die Salze mittels langwieriger und aufwendiger Methoden getrennt darstellen ließen (darunter das einzige aus Kupferschiefer gewonnene, damals noch sehr seltene Gallium), und einen Rückstand, bestehend aus Eisen, Kupfer, Nickel und Molybdän, teils als Oxide, Hydroxide, Sulfide oder als unlösliche Komplexverbindungen. Dieser Rückstand enthielt das gesamte Rhenium, das nach langer Lagerung im Freien oxidierte und wasserlösliche Rhenate bildete. Aus dem wässrigen Auszug erhielt man durch Eindampfen, mehrmalige fraktionierte Kristallisation und mehrfaches Umfallen reines Kaliumperhenat.

Bei einem Preis des Re von 4 Reichsmark/Gramm (das ist das $1\frac{1}{2}$ fache des Goldpreises von 1930) war das Verfahren noch wirtschaftlich. Da jedoch ein Re-Markt nicht entstand und mit der Wirtschaftskrise die Preise der nebenher gewonnenen anderen Metalle verfielen, kam 1932 das Verfahren wegen Unwirtschaftlichkeit zur Einstellung. Immerhin stellte das aus Eisensau gewonnene Rhenium bis zu den 1940er Jahren die Re-Welterzeugung dar. In der zeitlichen Reihenfolge waren Re und Ga das elfte und zwölfte aus Kupferschiefer ausgebrachte Element.

3.4. Vom Garkupfer zum Mansfeld - Feuerraffinat

Mit dem Anstieg der Kupfererzeugung entwickelte sich die Verarbeitung der Laugerückstände zu Kupfer allmählich zu einem verfahrens- und transporttechnischen Problem. Die Kupferarbeit fand noch immer, herrührend aus der Zeit der Saigerung, in der alten ehemaligen Saigerhütte unterhalb Hettstedt statt. Über 5 km

mußten die Rückstandsmehle mittels Pferdefuhrwerken von der Entsilberungsanlage dorthin unter beträchtlichen Transportverlusten transportiert, noch immer von Hand mit Ton verknetet, nach dem Trocknen in Schachttöfen auf ein Schwarzkupfer mit weniger als 90 % Kupfer verschmolzen und dieses dann in bekannter Weise gegart werden. Garkupfer fand noch bis in die 2. Hälfte des 19. Jahrhunderts hinein Absatz.

Der Einbau von drei Schachttöfen im alten Amalgamierwerksgebäude im Jahr 1851 verringerte zwar die Menge der zur Saigerhütte zu transportierenden Rückstände, wodurch eine Erweiterung auf der Saigerhütte sich erübrigte, die prinzipiellen Unzulänglichkeiten blieben jedoch bestehen, vor allem die Weiterverarbeitung der großen Schlacke- und Krätzemengen.

Bereits 1846 begann man, aus einem Teil des Rückstandsschwarzkupfers in einem kleinen, 5 t fassenden „Gasflammofen“ (Gewölbeblammofen mit Holzkohlefeuerung), eine neue Qualität, duktiles (zähgepoltes) Walzraffinat mit Sauerstoffgehalten unter 0,05 % zu erzeugen.

Die für den Ziervogelprozeß sinnvolle Konzentrierung des Kupfersteines zum Spurstein mit fast 75 % Cu ergab nach der Entsilberung Laugerückstände höherer Reinheit. Sie enthielten nur noch 3 % bis 4 % Verunreinigungen. Deren Verschlackung ließ sich gemeinsam mit der Reduzierung der Kupferoxide in einem Arbeitsgang ausführen, wenn dieser im Flammofen stattfand. Damit konnte das bisherige „Schwarzmachen“ der Rückstände im Schachtofen einschließlich der manuellen Agglomeration ent- und mit der Raffination zusammenfallen.



Abbildung 22: Flammöfen zur Verarbeitung der entsilberten Rückstände zu Kupferraffinat um 1900

Zur Reduktion der Oxide diente etwa 10 % den Rückständen untergemischte Steinkohle, wobei sich bei anfänglich mäßigem Feuer schon unterhalb 500° C vornehmlich das Kupferoxid reduzierte, während die übrigen Oxide eine, unmittelbar nach dem Einschmelzen abzuziehende erste „Krätze“ bildeten. Die Krätzemenge betrug 25 - 30 % bezogen auf Kupfer, während beim bisherigen Schwarzmachen der Rückstände und Raffinieren des Schwarzkupfers insgesamt 80 % Schlacke bzw. Krätze fielen.

An die Reduktion der Kupferoxide und an das erste Krätzeziehen schloß sich dann der übliche Kupferraffinationsprozeß an mit:

- Oxidieren oder „Verblasen“ des erschmolzenen Kupfers mittels Luftsauerstoff, wodurch restliche Verunreinigungen in der Reihenfolge ihrer Sauerstoffaffinität oxidieren, zuerst Schwefel (hauptsächlich aus der Reduktionskohle stammend), dann Zink, Eisen, Blei und zuletzt Nickel.
- „Braten“ (Umsetzen der letzten Reste des Kupfersulfides mit durch die Oxidation entstandenem Kupferoxid), wobei die Badoberfläche zu feinsten Kupfertröpfchen versprüht.
- „Dichtpolen“, wobei durch Eintauchen von Holzstämmen in das Bad eine kräftige Durchwallung erzielt wird und gelöste Gase, hauptsächlich SO_2 , ausgetrieben werden; das Kupfer ist danach, wenn es erstarrt ist, „dicht“, frei von Gaslunkern, enthält aber noch ca. 0,5 - 0,6 % Sauerstoff als Kupferoxid und entspricht der alten Qualität Garkupfer
- „Zähpolen“, Reduzieren des restlichen Kupferoxides auf $< 0,05$ % Sauerstoff, ebenfalls durch Eintauchen von Holzstangen in das Bad bei gleichzeitiger Abdeckung durch Holzkohle. Diese letzte Operation entscheidet über die Qualität des Endproduktes, erfordert größte Erfahrung, ist die „große Kunst des Hüttenmannes“ und einer der wenigen optischen Höhepunkte der Buntmetallurgie. (Abbildung 23)

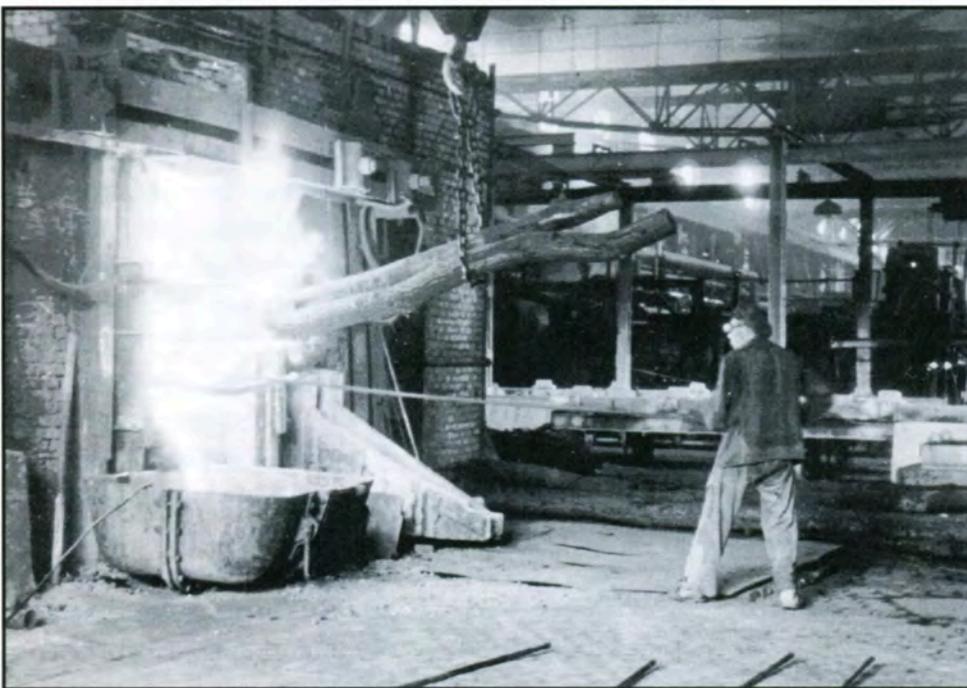


Abbildung 23: Reduktion des oxidierten Kupfers mit feuchten Baumstämmen und gleichzeitiges Abziehen der Krätze („Polen“)

Zur Umsetzung des neuen Verarbeitungsverfahrens für die Laugerückstände entstand 1870 oberhalb der Gottesbelohnungshütte die 1871 in Betrieb gegangene Kupferraffineriehütte mit zunächst zwei Flammöfen. Sie wurde laufend erweitert durch Verlängerung der Ofenhalle um jeweils 10 m für jeden neuen Ofen. 1880 war schon der siebente, 1890 der zehnte Ofen betriebsbereit. Alle besaßen Steinkohle-Planrostfeuerung und einen 4 m langen und etwa 2,5 m breiten ovalen Herd. Ihr Fassungsvermögen, anfangs 10 t Einsatzgut mit etwa 6 t Kupfer, ist in der Folgezeit entsprechend des Bedarfes erhöht worden. Noch 1910 standen alle zehn Öfen mit einer Belegschaft von 100 Mann in Betrieb (Abbildung 22).



Abbildung 24: Ausschöpfen des raffinierten Kupfers aus dem Flammofen (bis 1950)

Der Eintrag der Beschickung erfolgte durch das Gewölbe aus über den Öfen stehenden Trichtern. Die Chargendauer vom Einsetzen bis zur vollständigen Entleerung des Ofens betrug 24 Stunden. Nach Beendigung der Charge wurde das Kupfer mit großen eisernen Löffeln manuell ausgeschöpft und zu verschiedenen Formaten (Barren, Platten, Blöckchen) vergossen (Abbildung 24). Das Mansfeld Raffinat A hatte einen Kupfergehalt von 99,6 % bis 99,7 %

und ca. 0,1 % Pb,
0,2 % bis 0,3 % Ni,
150 ppm As sowie
270 ppm Ag.

In dem Maße, wie die Kapazität der Kupferhütte stieg, ging die Verarbeitung der Laugerückstände auf der Saigerhütte zurück. Das Schwarzmachen in Schachtöfen war schon 1872 aufgegeben worden.

Nur die Verarbeitung der gesamten Raffinierkrätze aus der Kupferarbeit blieb noch auf der Saigerhütte, die sie nach der schon beschriebenen vielstufigen „Krätzearbeit“ zum „B-Walzraffinat“ verarbeitete, das im eigenen Walzwerk zu Rothenburg/Saale der Halbzeugfabrikation diente. Dabei entstand die sog. gepochte Spleißkrätze mit je 30 % Kupfer und Nickel als Handelsprodukt. Diese Arbeit auf der Saigerhütte hinterließ über 150.000 t Schachtofenschlacke mit beträchtlichen Kupfer- (1,3 %), Ni- (0,4 %), Co- (0,6 %) und Blei- (4 %) gehalten, die während des Ersten Weltkrieges unter Pyritzusatz zu einem Ni-reichen Stein verschmolzen wurde, der an geeignete Hütten zur Weiterverarbeitung ging. Während des Zweiten Weltkrieges liefen diese Schlacken den eigenen Rohhütten vor.

1909/1910 wurde die Krätzeverarbeitung von der Saiger- zur Gottesbelohnungshütte verlagert und hierzu eine neue Ofenhalle mit zwei kleinen Schachtöfen sowie eine weitere mit vier Raffinier und Verblaseöfen zur Verarbeitung des Krätzkupfers errichtet.

Auch diese Verarbeitung der Raffinier- und Verblasekrätzen wurde mit steigender Kupfererzeugung zum Problem. Sie und einige andere Zwischenprodukte enthielten vielfach metallisches oder oxidisches Kupfer in hoher Konzentration, was ihre unmittelbare Verarbeitung zu Metall nahelegte. Da in ihnen aber meist auch Verunreinigungen angereichert waren, entstand ein unreines Metall, das nur durch teure und verlustbringende Operationen zu bedingt verwendbaren Verkaufsprodukten aufzuarbeiten war, wofür ein nur enger Markt bestand. Im konkreten Falle Mansfeld kam hinzu, daß diese Produkte Silber mit sich abführen konnten.

Eine Rückführung reichen Materials zur Erzarbeit verbot sich aus wirtschaftlichen Gründen, da das Kupfer dann den gesamten Verarbeitungsprozeß durchlaufen mußte und die Verunreinigungen einige Prozeßstufen ungünstig beeinflussten. Eine befriedigende Methode zur „Scheidung“ derartiger unreiner Metalle existierte vor 1870 nicht.

Weltweit sah man daher in der nach Entdeckung des dynamoelektrischen Prinzips möglich werdenden Metallelektrolyse weniger ein Instrument zur Erzeugung hochgereinigter Metalle, sondern vordergründig ein Scheideverfahren für Legierungen und die Möglichkeit zur Metalltrennung, zum teilweisen Ausschleusen von Fremdbestandteilen aus dem jeweiligen Hauptverarbeitungsgang. Unter diesem Aspekt entstanden die ersten „Elektrolysen“, so 1873 auch eine kleine Versuchsanlage auf der Gottesbelohnungshütte zur generellen Erprobung des Wirkprinzips, im gleichen Jahr eine „galvanische Anlage“ im Zentrallaboratorium in Eisleben zur Scheidung gekauften goldhaltigen Kupfers. Letztere lieferte 1874 schon sechs Zentner „galvanisches Kupfer“.

Aufbauend auf den Versuchsergebnissen begann 1876 der Bau der „elektrolytischen Anstalt auf der Oberhütte“ in Eisleben im alten Rohhüttengebäude, die zum Jahresende mit etwa 100 t Jahresleistung in Betrieb ging. Die Stromdichte war anfänglich sehr niedrig, ca. 50 A/m², der Energiebedarf lag mit ca. 0,5 kWh/kg Kupfer recht hoch.

Schon 1880 ist sie um eine neue Bäderhalle vergrößert und auf 400 t, 1890 auf 700 t, auf ihre Endgröße mit vier Systemen, erweitert worden. Im Jahre 1905 setzte sie fast 2.000 t Kupfer durch, erzielt durch Stromdichten über 100 A/m². Im gleichen Zeitraum änderte sich auch die Zielstellung von der Metallscheidung zur Elektrolytkupfererzeugung.

Die ursprüngliche Absicht, das Elektrolyseverfahren zur „Scheidung“ von Legierungen zu verwenden, hatte sich (weltweit) als Irrtum erwiesen. Der Prozeß war viel zu teuer und brachte kaum zu beherrschende technische Probleme mit sich. Deshalb mußte allenthalben die Absicht, stark verunreinigtes Kupfer zu elektrolysieren, aufgegeben und den Elektrolysen Anodenkupfer hoher Reinheit vorgelaufen werden. Bis weit in die 1890er Jahre hinein ist auch auf der Oberhütte kein „Elektrolytkupfer“ im heutigen Sinne erzeugt worden. Teils wurden die relativ unreinen Katoden vor Ort zu Garkupfer, teils zu normalem Raffinatekupfer verarbeitet.

Elektrolytkupferqualität mit 99,9 % Cu und Verkauf von derartigen Katoden findet erst zu Beginn des 20. Jahrhunderts statt. Elektrolytkupfer wurde zu dieser Zeit bis zu 5 % niedriger (!) bezahlt als gute Raffinatesorten.

Vorlaufmaterialien für die Elektrolyse waren anfänglich „Kupferböden“, Metallausscheidungen, die teils unabsichtlich, später auch gezielt erzeugt, sich beim Verschmelzen des Rohsteinröstgutes im Spurofen bildeten, mit dem Spurstein ausliefen und sich auf den Steinbetten am Boden absetzten. Diese Kupferausscheidungen enthielten einerseits beträchtliche Mengen Verunreinigungen, die durch die Elektrolyse teilweise aus dem Hauptprozeß ausgeschleust werden sollten, andererseits angereichert auch die Edelmetalle Gold - bis 5 g/t - und Silber - bis 1 % -, die sich in dem bei der Elektrolyse bildenden Anodenschlamm sammelten. Seit 1878 ist dieser Anodenschlamm an fremde Hütten verkauft worden, wobei der Goldinhalt (in den Folgejahren 2 bis 6 kg/Jahr) stets gesondert bezahlt worden ist. 1878 kann somit als Beginn des Goldausbringens (als zeitlich sechstes Kupferschieferelement) gelten.

Vermutungen, das Gold für die von den Mansfelder Grafen im 16./17. Jahrhundert edierten Goldmünzen entstamme „ihren“ Bergwerken, sind irreal.

Mit der Kupferelektrolyse lebte auch die Nickelsulfaterzeugung wieder auf, indem im Zuge der notwendigen Aufarbeitung und Reinigung des Elektrolyten das als Sulfat in Lösung gegangene Nickel ausgeschleust wurde. Dieser Anteil war jedoch relativ gering, weil in dem Anodenkupfer Nickel zum großen Teil als Oxid bzw. als Verbindung mit Antimon- und Arsenoxiden vorlag, die anodisch nicht in Lösung gehen, in den Anodenschlamm eintreten und dessen Aufarbeitung entscheidend stören. Die Edelmetalle im Anodenschlamm sind deshalb recht schlecht bezahlt worden.

3.5. Zusammenfassung und Ausblick

Mit der im letzten Kapitel dargestellten apparate- und verfahrenstechnischen Entwicklung war es möglich gewesen, die

	Erzverarbeitung	Kupfererzeugung	Silbererzeugung	
von	40.000 t	1.000 t	4,9 t	1850
auf	62.000 t	1.500 t	7,8 t	1860
	155.000 t	3.800 t	17,5 t	1870
	400.000 t	9.850 t	51,6 t	1880
	540.000 t	16.400 t	88,1 t	1890
	670.000 t	20.300 t	109,8 t	1900
	840.000 t	20.300 t	100,7 t	1910

(1900 einschl. 1.500 t Kupfer- und 12,3 t Silberinhalt in verkauftem 4.000 t Kupferstein und 9,5 t Anodenschlamm) zu steigern und die Zahl der genutzten Elemente auf zehn zu erhöhen.

Damit war aber auch die Grenze der Metallgewinnung aus Kupferschiefer erreicht; eine weitere Steigerung war nicht mehr sinnvoll. Versprach um die Mitte des 19. Jahrhunderts auf der Basis der damaligen Produktionszahlen die Lagerstätte noch eine Lebensdauer von 400 bis 500 Jahren, so reichte 1910 der Erzvorrat unter den gegebenen Konditionen nur noch für 30 bis 40 Jahre. Ein weiterer Ausbau der Kupfererzeugung war nur durch Hereinnahme fremder Rohstoffe möglich.

Auch der alte Verhüttungsgang für Kupferschiefer hatte seinen technischen und technologischen Endstand erreicht, denn das Ziervogelverfahren gestattete nicht die Hereinnahme größerer Mengen fremder Materialien. Nur die Anwendung neuer Wirkprinzipien und Technologien gewährleistete eine Weiterentwicklung und höhere Effizienz der Metallgewinnung aus Kupferschiefer sowie auf weite Sicht das Weiterbestehen des Metallurgiestandortes Mansfeld.

Dazu waren

- auf dem Sektor der Erzverarbeitung die Einführung des Roherzschmelzens unabweislich und die begonnene Erprobung des Wassermantelofens konsequent zu Ende zu bringen,
- auf dem Sektor der Rohsteinverarbeitung der Ziervogelprozeß samt seinen Nachfolgestufen abzuwerfen, um die durch ihn gesetzten engen Grenzen an die Qualität des Vorlaufens aufzuweiten, fremde Rohstoffe einzusetzen und um zeitgemäße Produkte - Elektrolytkupfer hoher Leitfähigkeit herstellen zu können; hierzu war der Bau einer Elektrolyse ausreichender Kapazität nötig
- zweckmäßigerweise mit Aufgabe des Ziervogelprozesses auch der alte aufwendige, zweistufige Röst- und Spurprozeß durch ein Verblasen des Steines in Konvertoren abzulösen,

ferner

- die maximale Erfassung und Abreinigung aller Prozeßabgase zwecks Minimierung der Umweltbelastung sowie optimaler Verwertung der enthaltenen Wertbestandteile
- die Verarbeitung der Eisensauen und
- die weitestgehende Nutzung der Rohhüttenschlacke

anzustreben.

4. Die Zeit um die beiden Weltkriege bis 1945

4.1. Die Rahmenbedingungen für die Kupferproduktion der „Mansfeldschen Kupferschieferbauenden Gewerkschaft“ zu Beginn des 20. Jahrhunderts

Die enormen Produktionssteigerungen der außereuropäischen Kupfererzeuger hatten in Verbindung mit der beginnenden Globalisierung des Handels trotz stürmisch steigendem Kupferverbrauch - insbesondere Deutschlands - im Zeitraum von 1865 bis 1885 den Kupferpreis von ehemals (umgerechnet) ca. 1.800 Goldmark/t auf etwas über 1.000 Mark absinken lassen. Zwar erholte er sich in der Folgezeit, blieb aber nach 1903 (bis 1927) mit 1.200 bis 1.400 Mark (Kriegsjahre ausgeklammert) bei nur 70 % bis 75 % seiner einstigen recht konstanten Höhe. Auch der Silberpreis fiel zwischen 1870 und 1900 von 175 auf 80 Mark/kg, d. h. auf 45 % des ursprünglichen Wertes. Infolge dieser Produktionsentwicklung war die Mansfelder Kupfererzeugung von ihrer ehemals dominierenden Stellung auf dem Deutschen Kupfermarkt verdrängt worden; sie deckte 1910 nur noch 10 % des deutschen Kupferbedarfes. Deutschlands Kupfer(metall-)einfuhr lag beim Sieben- bis Achtfachen der Mansfelder Erzeugung, an der Weltproduktion war der Kupferschiefer nur noch mit 2,5 % beteiligt.

Mansfeld war völlig dem internationalen, von der Londoner Börse bestimmten und beherrschten Kupfermarkt ausgesetzt; der Kupferpreis zeigte nach 1900 jährliche Schwankungen von bis zu ± 50 % mit beträchtlicher Schwankungsbreite innerhalb der Jahresverläufe.

Solche Unsicherheiten erschwerten die Unternehmenskalkulation und die Vermarktung der Produkte ungemein, machten in Verbindung mit den stark verringerten Reinerträgen (der „Ausbeute“) die Kupferschiefergewinnung und Verarbeitung zunehmend unattraktiver, wenngleich auch Reingewinne noch entstanden. Das Interesse der Unternehmensleitung wandte sich stärker den bisherig als Nebenabteilungen wahrgenommenen Geschäftsfeldern - Steinkohle-, Braunkohle-, Kalibergbau und -Verarbeitung sowie der Metallweiterverarbeitung - zu. Innerhalb des Konzerns verringerte sich die Wichtigkeit der Kupfer-Silbergewinnung, der einst einzigen und hohe Gewinne bringenden Produktionssäule.

Auf technischem Sektor standen vor dem Unternehmen neben der Forderung des Marktes nach hochverformbarem und hochleitfähigem Kupfer

- die Beachtung des sich herausbildenden Metallrecyclings, der Verarbeitung von Schrotten und Industrieabfällen sowie
- die Wahrnehmung der sich aus dem Bewußtwerden der Umweltproblematik ableitenden Erfordernisse und die Erfüllung der entsprechenden Gesetze - auch arbeitshygienischen Inhaltes.

Zunehmend, vor allem seit der Zeit nach dem Ersten Weltkrieg, waren auch die gewerkschaftlichen Forderungen in der Unternehmensstrategie zu berücksichtigen.

Diese Sachlage zwang zur Rekonstruktion der Unternehmensstruktur und seit Beginn des Jahrhunderts zu verstärkter innerer und äußerer Rationalisierung als

- Modernisierung und Intensivierung bestehender Produktionsverfahren und Aggregate durch - auch detaillierte - Technisierung, Elektrifizierung und wissenschaftliche Durchdringung. Vor allem bergbauseitig entstanden hieraus beachtliche Ergebnisse. Hüttenseitig fallen hierunter die schon genannte Konzentrierung der Rohschmelzarbeit auf zwei Hütten, die Aufgabe des Dampfmaschinenbetriebes, die Leistungssteigerung durch Vergrößerung der Aggregate sowie der Aufbau der Flugstaubverarbeitung,
- Einführung neuer effektiverer und umweltfreundlicherer Verfahren wie Roherzschmelzen, Steinverblasen und Elektrolyse des Rohkupfers,

- Ausweitung der Rohstoffausnutzung wie weiterer Ausbau der Schlackeverwertung, Verwendung der Gichtgase zur Elektroenergieerzeugung, maximale Verwertung der Flugstäube und anderer Zwischenprodukte sowie der Röstgase.

-

Ferner gehörte zu den Maßnahmen die 1921 vorgenommene Umgestaltung der Unternehmensform „Gewerkschaft“ und ihrer schwerfälligen Leitungsstruktur - Entscheidungsfindung durch die zyklisch stattfindenden „Deputierten“- oder „Gewerkenversammlungen“ - zur Aktiengesellschaft mit voller Entscheidungsbefugnis des Vorstandes. Hierdurch ergab sich größere Flexibilität der Unternehmensführung im Hinblick auf die instabilen Marktlagen.

Damit verbunden war die Auftrennung des Konzerns in Einzelgesellschaften entsprechend der Geschäftsfelder Steinkohle-, Braunkohle-, Kalibergbau und -Verarbeitung, Metallverarbeitung sowie Kupferschieferbergbau und -Verhüttung. Letztere AG führte die Kurzbezeichnung „Kupfergesellschaft“.

Wenn dadurch auch erstaunliche Effekte erreicht worden sind - zwischen 1900 und 1930 verringerte sich bei gleichbleibender Kupfererzeugung aus Erz die Zahl der in Bergbau und Verhüttung unmittelbar Beschäftigten von über 18.000 auf unter 13.000, obwohl die Nebenprodukterzeugung sich ausweitete -: Der durch die Wirtschaftskrise 1930 ausgelöste rapide Verfall der Metallpreise ließ die Metallgewinnung aus Kupferschiefer (und nicht nur diese, sondern auch die fast aller anderen deutschen sowie der meisten europäischen Buntmetallvorkommen) auf die Dauer unwirtschaftlich werden. Der Kupferpreis fiel von über 1.800 Mark 1927/1929 auf 800 Mark 1931 und 520 Mark/t 1933, der Silberpreis von 75 auf 40 Mark/kg. Deshalb beantragte die Mansfeld AG im Jahre 1931 die Stilllegung des Kupferschieferbergbaus.

Betroffen waren 13.000 Arbeitnehmer; dies hätte in der strukturschwachen Region eine soziale Katastrophe ausgelöst. Zunächst sicherten zeitlich begrenzte staatliche Subventionen den einstweiligen Weiterbetrieb bis zu einer zu treffenden generellen Entscheidung, die dann 1934 von der beginnenden Aufrüstung und dem Zweiten Weltkrieg weit hinausgeschoben wurde. Empfänger der Subventionen war die „Kupfergesellschaft“.

4.2. Die Modernisierung der beiden Rohhütten

Das Brennen der Schiefer im Freien

- erforderte hohen Arbeitsaufwand,
- band eine Erzmasse von drei bis vier Monatsproduktionen, das waren etwa 40 % der Umlaufmittel der gesamten Verhüttung und
- verursachte eine enorme Umweltbelastung durch die Schwelgase, insbesondere für die an die Hütten grenzenden Wohngebiete.

Insofern war das Verschmelzen rohen, ungerösteten Schiefers dringend geboten.

Bislang war aber das vorherige Brennen für das nachfolgende Verschmelzen unverzichtbar.

Roher, ungerösteter Schiefer ließ

- entweder die Öfen „einfrieren“ oder, wenn dem mit erhöhter Brennstoffzugabe zu begegnen versucht wurde,
- das Mauerwerk der Öfen aufschmelzen.

Seit 1860 vorgenommene Versuche, das Brennen in geschlossenen (Kammer-) Öfen auszuführen, um die Gase über Essen ableiten zu können, scheiterten an zu hohen Kosten.

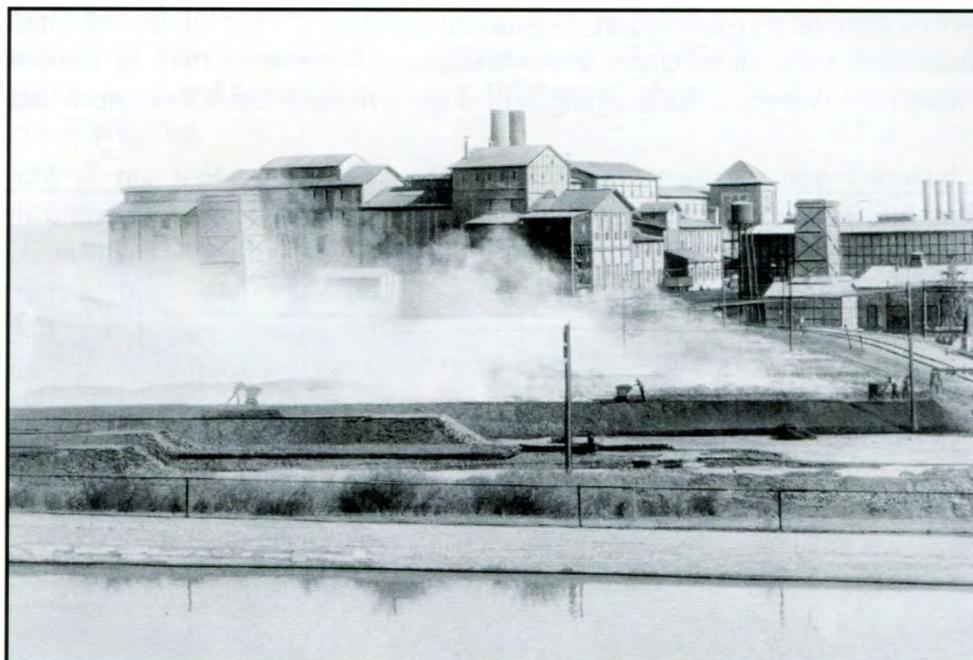


Abbildung 25: Schieferbrennen auf der Krughütte um 1920

Im Hintergrund rechts Kraftwerk I, links Mahl- und Lösehaus der Kalifabrik, spätere Vanadin-Anlage

Neben der Beseitigung des Brennvorganges und seiner Auswirkungen war ein sehr starkes Motiv für das Roherzschmelzen auch die Hoffnung auf Nutzbarmachung des im Erz enthaltenen Kohlenstoffes. Der Schiefer hat einen so hohen Brennwert, daß er beim Brennen sich bis zum Erweichen, auf über 1.100 °C, erhitzte. Ein Zusammenführen und kontrollierter Ablauf der Verbrennung von Erzkohlenstoff und Koks in einem Aggregat versprach eine enorme Einsparung von Schmelzkoks, von etwa 20 % bezogen auf Schiefer, auf (theoretisch) 5 % .

Da das Mauerwerk der Öfen den beim Roherzschmelzen auftretenden hohen Temperaturen nicht standhielt, bot sich hierfür der seit 1880 in den USA zur Betriebsreife entwickelte und für Massendurchsätze schon weitgehend in Anwendung stehende Wassermantelofen an. Das den Ofenschacht bildende Stahlblech bleibt dabei infolge der Wasserkühlung kalt, Schmelze setzt sich am Blech an, erstarrt und erzeugt eine sich je nach Bedarf regenerierende Schutzschicht. Solche Öfen ermöglichen die Beherrschung sehr hoher Temperaturen.

1913 erbaute aus seiner Produktionspalette das Krupp-Gruson-Werk Magdeburg auf der Kupferkammer-Rohhütte einen Wassermantelofen. Er war 8,2 m lang, 1,1 m weit und 5 m hoch und bestand aus einzelnen, schmalseitig aufgestellten und an einem Stahlfachwerk aufgehängten „Wasserkammern“ aus doppeltem Stahlblech mit ca. 15 cm weitem Zwischenraum, in dem Wasser zirkulierte.

Die Abkehr vom runden Ofen geschah aus Leistungsgründen. Runde Öfen waren in ihrer Schmelzfläche und damit dem Möllerdurchsatz, bedingt durch die geringe Eindringtiefe der durch die Düsen einblasenen Verbrennungsluft, gewissen Grenzen unterworfen. Rechteckige Öfen konnten bei geringer, der Eindringtiefe des Windes angemessener Weite in ihrer Länge und Schmelzfläche beliebig groß gehalten werden.

In diesem Ofen gelang nach einigen anfänglichen Schwierigkeiten das Schmelzen rohen Schiefers bei Durchsatzmengen bis über 500 t/Tag, weit mehr als das Doppelte der Leistung, die die alten gemauerten Rundöfen mit gebranntem Schiefer erreichten.

Aufgrund der Ergebnisse, 1914 geplant und projektiert, begann im Spätherbst 1915 neben der alten Krughütte der Bau einer neuen Schmelzanlage, deren erster Ofen am 11. Oktober 1916 in Betrieb ging. In der Anfangszeit waren die Ver- und Entsorgung sowie die Wartung des Ofens noch auf die alte Hütte angewiesen.

Wegen kriegsbedingter Schwierigkeiten verzögerte sich der Ausbau der Hütte. Erst am 7. Mai 1918 waren Ofen II und im Juli 1918 auch Ofen III fertiggestellt. Sie standen intermittierend in Arbeit in einer Art Probetrieb, auch bedingt durch die wirtschaftlichen und politischen Umstände jener Zeit. Erst 1924, nach Fertigstellung der Gasreinigungsanlagen und Schaffung des doppelten Gichtverschlusses, konnte die neue Hütte einen durchgängigen 2-Ofen-Betrieb aufnehmen und nach Erreichen von 500.000 t Jahresdurchsatz die bis dahin voll betriebene alte Hütte stillgelegt werden.

Von 1936 bis 1943 standen drei Öfen in Betrieb, womit die Hilfs- und Nebenanlagen, besonders die Gasabreinigungsanlagen, überlastet waren.

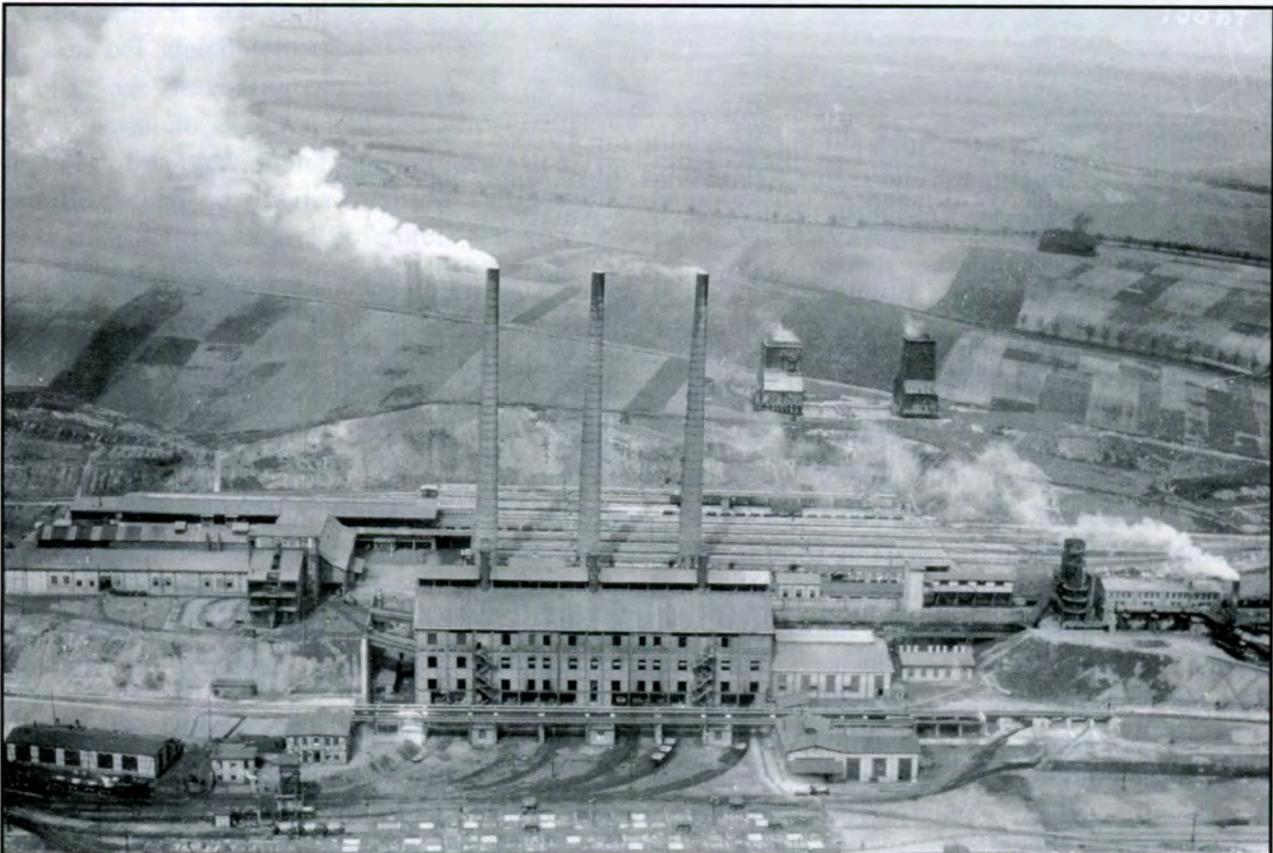


Abbildung 26: Gesamtansicht der neuen Krughütte

Für die damalige Zeit war die Hütte ein Musterbeispiel einer Industrieanlage; sie war übersichtlich, geräumig, für eine Hütte gut belüftet, besaß zweckmäßige Anordnung der Neben- und Hilfsanlagen und einen optimalen Transportfluß, ermöglicht durch die Hanglage.

Auf der obersten Ebene erfolgte die Anlieferung von Erz in selbstentleerenden Werksbahnwaggons und Koks (Normalspuranschluß) in eine großzügig angelegte Bunkeranlage, aus der der Möller über manuell betätigte Schurren in von Elektrolokomotiven gezogene Ganzzüge von Selbstentladewaggons abgezogen und in gleicher Ebene den Gichtschüsseln zugeführt wurde. In dieser Gichtebene befanden sich auch die Erzklassier- und Agglomeriereinrichtungen. Die Klassierung des Roherzes in mehrere Fraktionen war er-

forderlich, um die Gasdurchlässigkeit des Schachtofenmöllers zu gewährleisten. Zur Vermeidung einer übermäßigen Verstaubung im Ofen waren die Feinkornanteile zu agglomerieren. Hierfür standen anfänglich einfache Ziegelpressen, später ein Band-Sinterapparat, seit 1923 zwei große „Tischsinterapparate“ von 8 m Durchmesser zur Verfügung.

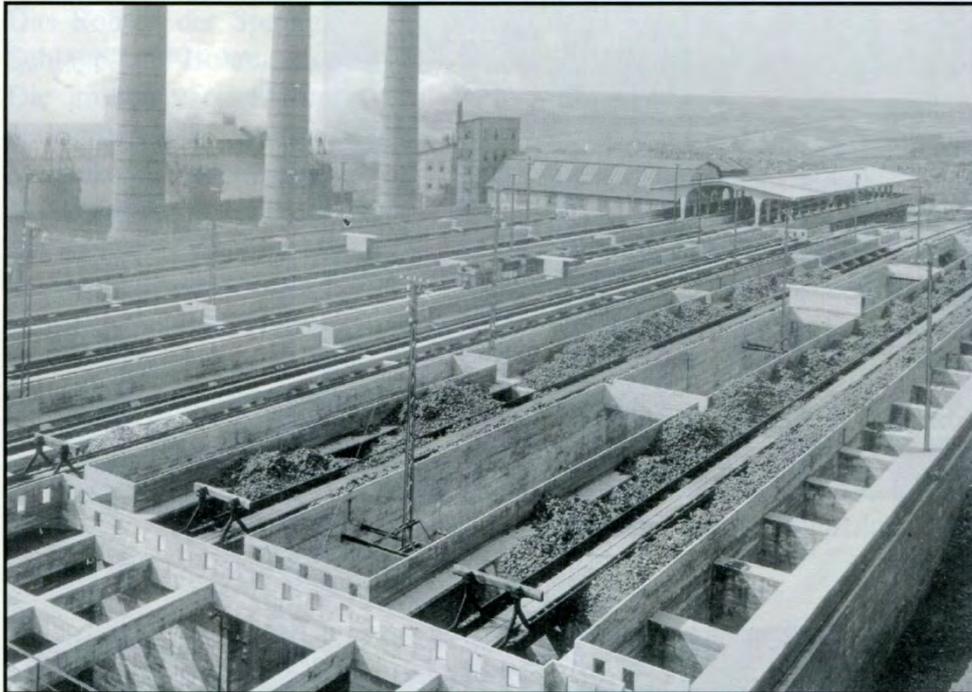


Abbildung 27: Bunkeranlage der Krughütte

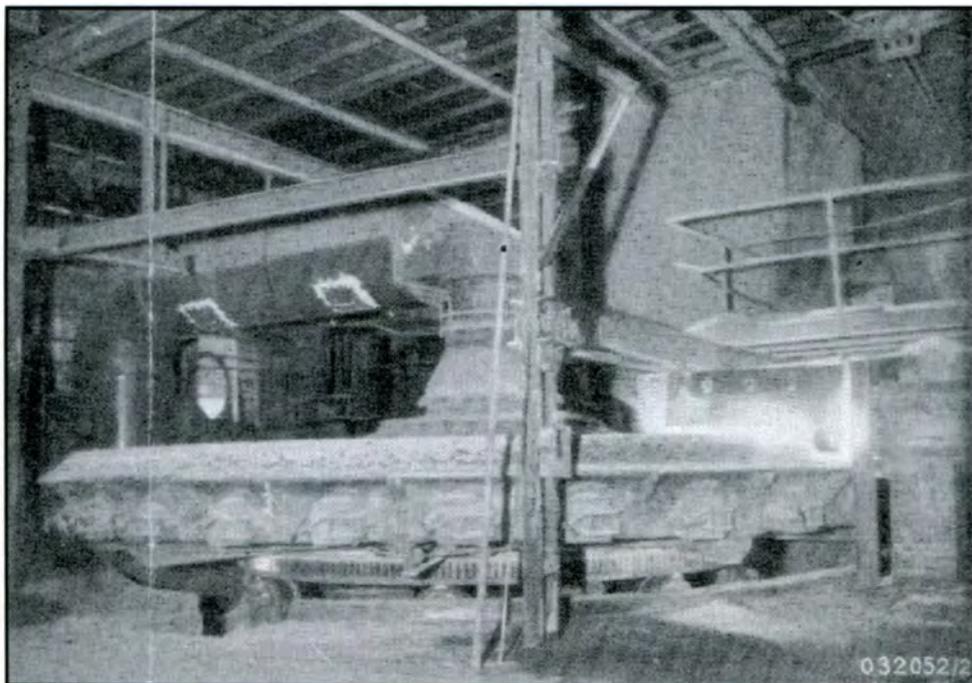


Abbildung 28: Sinterapparat der Krughütte zur Überführung des Feinkorns in stückige Form

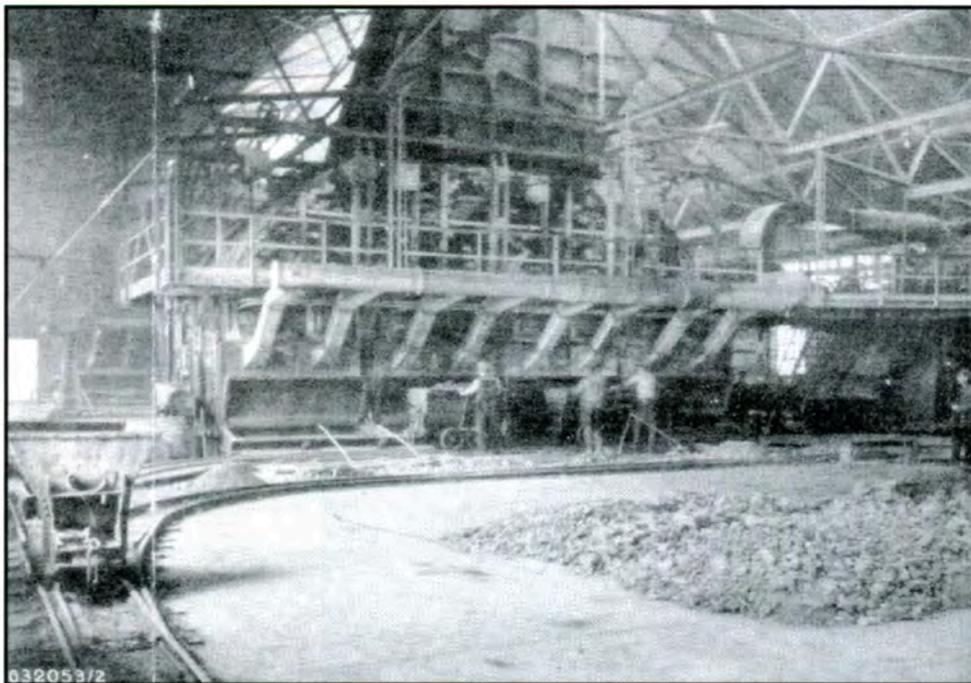


Abbildung 29: Wassermantel-Schachtofen zum Erzschnmelzen
(Gicht Krughütte)



Abbildung 30: Begichtung des Schachtofens

In der untersten Ebene, der „Hüttensohle“, geschah der Abtransport der Schmelzprodukte, die in bislang unbekanntem Größenordnungen entstanden. Hauptmasse war die Schlacke, die aus den Vorherden unmittelbar in gleisgebundene Wagen mit großen, 5 t fassende Gießmulden mit 1.000 mm Spurweite überlief.

Je Ofen war in 12 - 14 minütigem Zyklus ein Schlackewagen gefüllt, abzufahren und ein Leerwagen bereitzustellen. Zweimal täglich waren aus jedem Vorherd 20 - 25 t Rohstein abzustechen, der auf mehr als 100 m² in 5 cm bis 6 cm mächtiger Schicht auslief und bis zum nächsten Abstich abgekühlt und manuell verladen sein mußte. Jeweils nach 4 bis 6 Wochen waren die Herde wegen der Eisensaubildung außer Betrieb zu nehmen und die bis zu 200 t schweren, ca. 5 m x 3,2 m x 1,8 m großen Metallklötze zu sprengen und in Brocken bis zu 40 t Gewicht abzutransportieren.

Das Bohren der Sprenglöcher in die Ofensau war nicht mehr in der bisherigen Art, manuell mit Schlägel und Bohrer, zu bewerkstelligen, sondern erforderte das Brennen mittels Sauerstofflanze. Die großen vergießfähigen Schlackemengen ermöglichten den Übergang zu Schlackegruben mit 300 anstatt der bisherigen kleinen Gruben mit 60 Steinen und eine weitaus höhere Ausnutzung der Schlacke. Überschüssige, nicht nutzbare Schlacke ließ sich zunächst noch in gleicher Ebene auf Halde stürzen. Erst später zeigte die an sich günstige Hanglage der Hütte hinsichtlich des Sturzgeländes ihre Nachteile. Die Schlacke mußte auf die umliegenden Höhen abtransportiert werden, zuletzt von + 167 m NN (Hüttensohle) auf + 240 m NN (Sturz Friedrichsberg), wozu (ab 1944) starke Elektrolokomotiven nötig waren für Steigungen, die für Reibungsbahnen die Grenze darstellen.



Abbildung 31:
Vorbereitung der Gießgruben („Fachen“)

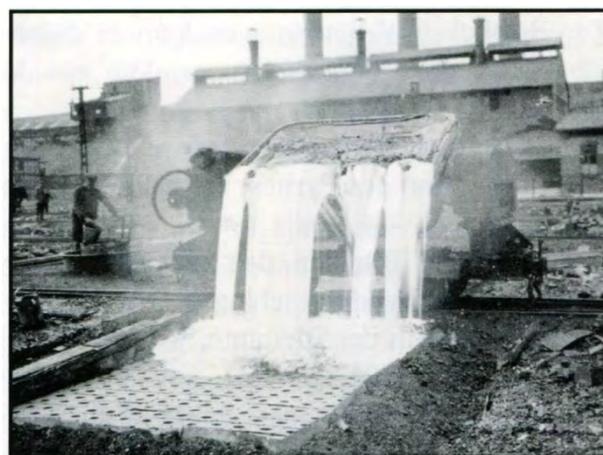


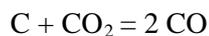
Abbildung 32:
Vergießen der Schlacke

Während sich die an die Roherzverarbeitung geknüpften Erwartungen in Bezug auf Rationalisierung der Arbeit, Verminderung der Umlaufmittel und der Umweltbelastung erfüllten, wurden sie hinsichtlich einer Brennstoffeinsparung enttäuscht.

Der Koksverbrauch lag mit ca. 22 % vom Erzgewicht um 20 % höher, die Durchsatzleistung mit 40 - 45 t/m² und Tag um 20 % niedriger als beim Schmelzen gebrannten Schiefers.

Ursache hierfür war, daß die Verbrennung des Koks- und des Erzkohlenstoffes mit unterschiedlicher

Intensität abliefern und räumlich nicht zusammengeführt werden konnten. Der als Stützgerüst für die Möllersäule und als Wärmelieferant erforderliche Koks verbrannte vor den Düsen mit dem gesamten Sauerstoffinhalt des Gebläsewindes zu Kohlendioxid. Zur Verbrennung des Erzkohlenstoffes stand insofern kein Sauerstoff zur Verfügung, die Entkohlung des Schiefers konnte nur durch das Kohlendioxid nach der endothermen Reaktion



ablaufen. Schieferkohlenstoff lieferte somit nicht nur keine Wärme, sondern verbrauchte sie in erheblichem Maße.

Das Wärmedefizit mußte mit einer größeren Menge je Einheit Erz verbrannten Kokes ausgeglichen, d. h. der Kokssatz heraufgesetzt werden.

Da die Menge des Gebläsewindes an bestimmte Grenzen gebunden ist und somit die Menge des in der Zeiteinheit verbrennbaren Kokes, sinkt mit steigendem Kokssatz die Durchsatzleistung. Andererseits ist der erhöhte Kokssatz Voraussetzung für die Verfügbarkeit ausreichender Mengen Kohlendioxides zur „Vergasung“ des Erzkohlenstoffes, denn obige Reaktion zwischen Kohlendioxid und Kohlenstoff findet nicht nur mit dem Schieferkohlenstoff statt, sondern, unmittelbar an der Entstehung des CO_2 , auch mit dem Kokskohlenstoff. Dadurch sinkt die CO_2 -Konzentration des Verbrennungsgases, was durch die infolge des höheren Kokssatzes größeren Gasmengen ausgeglichen wird.

Das Maß dieser Reaktion zwischen Koks und Kohlendioxid ist die „Reaktivität“ des Kokes. Handelsüblicher „normaler“ Hochofenkoks, wie er vornehmlich in den Eisenschachtofen zur Reduktion der Eisenerze verwendet wird, ist verhältnismäßig reaktionsfreudig und liefert für das Schmelzen „rohen“ Schiefers unzureichende CO_2 -Konzentrationen.

Gelöst wurde diese Problematik 1926/1927 als die konzerneigene Zeche Sachsen in modernen Koksöfen aus ausgesuchten, festverdichteten Kohlen bei hoher Temperatur einen äußerst reaktionsträgen Koks herstellte, mit dem in der Folgezeit Koksauflänge bis unter 15 % herab und Schmelzleistungen von bis zu 55 t/m² und Tag erreicht worden sind.

Zu erheblichen Veränderungen kam es durch das Roherzschmelzen in der Zusammensetzung der Flugstäube. Im Theisenschlamm, dem aus den Schachtofengasen ausgewaschenem Staub, fanden sich nun:

- bis zu 10 % elementarer Schwefel aus der thermischen Spaltung des im Erz enthaltenen Kupferkieses und des Pyrites; bis dahin verbrannte der Zersetzungsschwefel beim Brennen der Kupferschiefer;
- bis zu 20 % Bitumen, das sich aus dem Schiefer, z. T. unter Crackung, verflüchtigte und in der Gaswäsche niedergeschlagen wurde; der Bitumengehalt erschwerte die Verarbeitung des Schlammes in der Bleihütte, wo er zu Explosionen und Bränden im Abgassystem der Sinteranlage führte;
- bis zu 30 % Zink neben nur 15 % bis 20 % Blei; das Verhältnis Blei zu Zink hatte sich umgekehrt;
- bis zu 20 % SiO_2 als Kieselsäuregel, das den Schlamm gelartig „speckig“ machte, die manuelle Gewinnung aus den Schlammbecken erschwerte und bei der thermischen Behandlung metallurgisch schwer angreifbares Zinksilikat bildete;
- merkliche Arsengehalte; bisher war Arsen beim Brennen z. T. als Sulfid verflüchtigt oder oxidiert und an die Silikate gebunden worden, mit denen es verschlackte.

Das Schwelen des Flugstaubschlammes, das aufgrund der durch den Bitumengehalt hervorgerufenen Verarbeitungsprobleme von der Bleihütte 1923 begonnen werden mußte, nahm ab 1926 die Krughütte selbst vor; erst 1936 folgte die Kochhütte mit dem Bau einer eigenen Schweltrommel.

Damit entfiel der unangenehme Schlammtransport nach Hettstedt, die Rohhütten lieferten krümeliges „Schwelgut“.

Große Probleme bereitete der elementare Schwefel im Gas. Bei nicht zu vermeidenden Falschlufteinbrüchen in das Gichtgassystem verbrannte er bevorzugt. Aus dem SO_2 entstanden mit Kalzium bzw. Magnesium-

karbonat der mitgerissenen Beschickungsteile Sulfite, die zu Sulfaten oxidierten. Sie bildeten mit ebenfalls verdampften Phosphorverbindungen und Chlor in den Gaswaschsystemen Inkrustierungen aus Apatit, die nicht zu beseitigen waren und laufend zu Erneuerungen der Leitungssysteme zwangen. Dies galt in erster Linie für die Kochhütte.

Diese Probleme verstärkten sich in späteren Jahren im Zusammenhang mit der Verarbeitung von pyritischen Kupferkonzentraten, wodurch zusätzliche Schwefelmengen in das Abgas kamen. Im Verlauf des Zweiten Weltkrieges ging seit 1942 der Durchsatz wegen Arbeitskräftemangel zurück. Nachdem im August 1943 bereits auf 2-Ofenbetrieb übergegangen werden mußte, stand gegen Kriegsende nur noch ein Ofen in Betrieb. 1945 waren auf der Krughütte 100 Kriegsgefangene und knapp 200 Fremdarbeiter tätig, praktisch 50 % der Gesamtbelegschaft. Nur die notwendigsten Reparaturen kamen zur Ausführung. In der Nacht vom 12. zum 13. April 1945 wurde der letzte Ofen wegen Einmarsches der US-Armee ausgeblasen.

Auch die Kochhütte stand 1922 vor der Notwendigkeit des Roherzschmelzens. Die Öfen erhielten jedoch keine Wasserkammern, was problemlos möglich gewesen wäre, sondern „Panzermäntel“, der Ofengröße und dem jeweiligen Profil angepaßte starkwandige Stahlblechmäntel. Anfänglich waren sie mit einer Rollschicht aus Schamotte ausgemauert, auf die später verzichtet wurde. Gekühlt wurde der Mantel durch Ansprühen von Wasser, was erhebliche Probleme bei der Verteilung und Wiederauffangen des Kühlwassers bereitete. Im Jahre 1926 waren alle Öfen auf Panzerung umgerüstet und unter Aufgabe des ehemals „gebauchten“ Ofenprofils mit glatten zylindrischen Mänteln versehen.

Provisorisch war während der überwiegenden Zeit des Betriebes der Hütte die Feinerzaggglomeration. Bis 1925 war das Feinerz auf Ziegelpressen zu wenig festen Briketts verpreßt worden. In den Schieferbrennhäufen anschließend gebrannt, erhielten sie dadurch ausreichende Festigkeit. Danach behalf man sich zunächst durch „Haufensinterung“, einem „Brennen“ des Feinerzes in 2 m hohen Häufen ähnlich dem bisherigen Schieferbrennen, nur daß die Luft durch die Häufen gesaugt und der Brennvorgang intensiviert wurden, die Sinterung eintrat und das Abgas sich über Hochessen ableiten ließ.

Im Jahre 1929 lösten zwei Kniehebel-Stempelpressen, zu denen im Folgejahr eine dritte kam, das Haufensintern ab. Ein Sulfitablaugezusatz zum Brikettiergut und die hohen Preßdrücke gewährten den flach-zylinderförmigen, ca. 2,5 kg schweren Briketts, jahrzehntelang als „Käse“ bezeichnet, eine ausreichende „Grünfestigkeit“.

Eine Nachhärtung der auf Hordenwagen von Hand aufgestapelten Briketts in gichtgasbeheizten Tunnel-Durchlauföfen bei 250 °C machte sie für den Einsatz in die Schachtöfen geeignet. Sie waren allerdings wegen ihrer hohen Dichte und der geringen Gasdurchlässigkeit schwer schmelzbar. Die Arbeit an den Pressen gehörte zu den monotonsten Tätigkeiten auf der Hütte. Im Zweisekudentakt waren zwei Briketts von den Drehtischen manuell abzunehmen und auf die Hordenbleche der um 90° versetzt stehenden Trockenwagen einzeln aufzustapeln - acht Stunden ununterbrochen, ausgeführt meist von Frauen, bis 1961. Um den steigenden Bedarf an Agglomerierkapazität zu sichern, wurde 1931 ein auf der Krughütte freigewordener Bandsinterapparat aufgestellt.

Schwerstarbeit war auch die Bereitstellung des Möllers für die Öfen. In einer 20 x 40 m großen Halle mit den Bunkeraustragsöffnungen waren täglich und kontinuierlich (Zwischenpuffer waren nicht vorhanden) 5.000 Beschickungswagen (Stirnkipper mit ca. 400 kg Erzinhalt) von dem Seil der Standseilbahn auf der Ankunfts-(Leer)seite zu lösen, auf dem mit Blech belegten Boden zu den verschiedenen Bunkern zu bringen, hier zu füllen, zurück zum Anschlagpunkt der Lastseite zu fahren und in das Seil einzuhängen: Zu Recht trug die Einlasserhalle die Bezeichnung „Rennstall“.

Nicht minder mühsam und umständlich war die Bereitstellung des Kokes. Seine Entladung geschah manuell aus den Normalspurwaggons, meist über die Seitenwände hinweg, und am Fuße der Kokshalde ebenso manuell das Beladen der Gichtwagen, 1.000 Stück pro achtstündiger Schicht. Über die gesamte Zeit

ihrer Existenz litt die Hütte unter ihrer Raumnot. Ursprünglich bestanden bei gegenseitigen Abständen der Öfen von 9 bis 10 m (Ofenmitte zu Ofenmitte), Ofendurchmessern von 1,4 m und den kleinen, beidseitig der Öfen gelegenen Vorherden für 60 t täglichen Durchsatz befriedigende Platzverhältnisse. Die schrittweise Vergrößerung der Öfen auf 3,6 m Durchmesser und die Auslegung der Herde auf über 300 t Durchsatz/Tag schufen eine katastrophale Enge im Ofenhaus, zumal noch die Eisensauen laufend ausgesprengt werden mußten. Bis 1928 wurden die Gichtwagen mit Aufzügen zur Gicht gehoben und dort auf Schienen über den 100 m langen Gichtboden zu den Ofengichten herangeschoben. Seit 1929 übernahmen ein Schrägkettenförderer und eine Seilbahn diese Aufgaben. Ersterer war sehr störanfällig, Kettenrisse waren häufig.



Abbildung 33: Transport der Beschickungswagen auf der Gicht der Kochhütte vor 1920

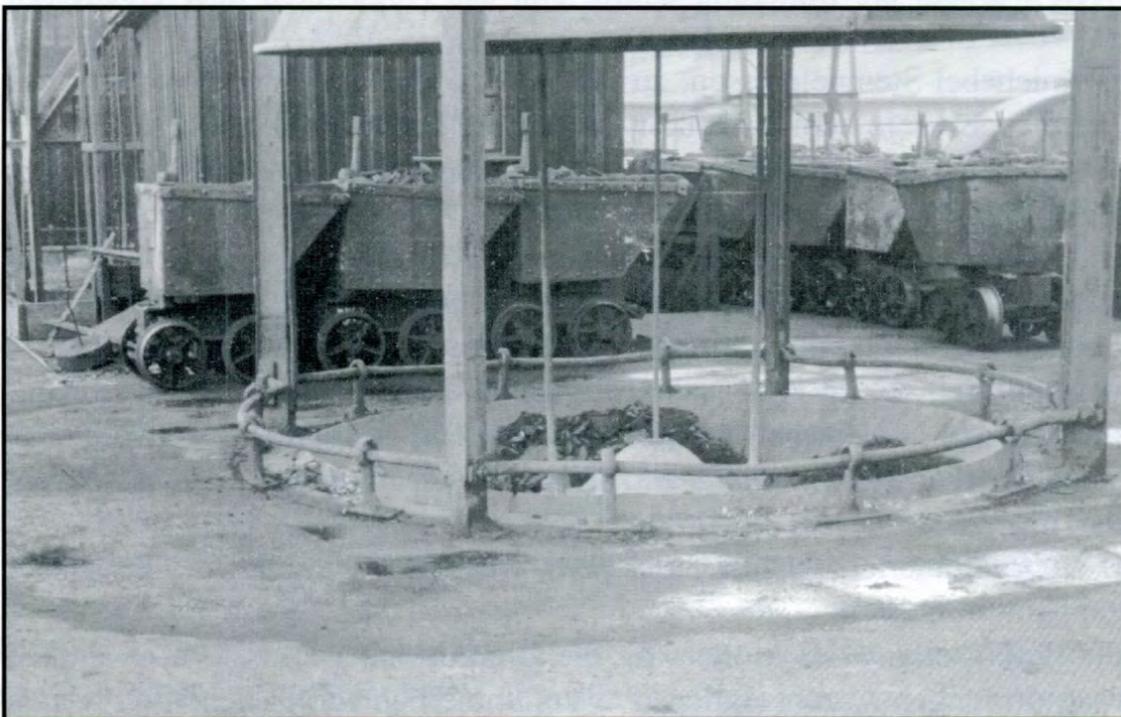


Abbildung 34: Begichtung der Schachtöfen der Kochhütte (Zustand 1952)

Bis 1935 erfolgte die Schlackeabfuhr, wie ehemals auf der alten Krughütte, im Niveau der Hüttensohle in kleinen Kastenwagen, mit ca. 700 kg Inhalt, manuell unmittelbar von den Öfen weg in Richtung Ost bis vor die Ofenhalle und, anfänglich gezogen von Pferden, später von kleinen Diesellokomotiven, weiter auf den 500 mm Gleistrassen längs des Ofenhauses nach Süden zum Schlackeplatz bzw. zur Halde.

Erst nach 1935 wurde auch hier diese arbeitsintensive Transportweise durch Großraumschlackewagen abgelöst, um große Schlackegruben mit 300 Steinen einrichten zu können und den Schlackenutzungsgrad zu erhöhen.

Da die Platzverhältnisse und die zeitspezifisch geringen Schlackemengen die direkte Füllung der Schlackewagen aus den Öfen nicht zuließen - sie hätte 50 Min. gedauert -, wurde der Bau von beheizten kippbaren Schlackesammelpfannen für je zwei Öfen erforderlich, aus denen die Schlackewagen schnell gefüllt werden konnten. Der dadurch bedingte Niveauverlust erzwang den Bau des sog. Schlackekanal an der Westseite der Hütte und 2 m unter dem Niveau der Hüttensohle. Zur Überwindung der Höhendifferenz zwischen Kanal und Schlackeplatz dienten Hubbühnen für die Schlackewagen; erst 1947 ist durch Schrägrampen die direkte Verbindung zwischen beiden Niveaus geschaffen worden.

Die offen aus den mit braunkohlestaubbeheizten Schlackepfannen austretenden stark staub- und SO₂-beladenen Verbrennungsgase verursachten bei den vorherrschenden West-Wetterlagen in der engen Ofenhalle Arbeitsbedingungen, die die Grenzen des Zumutbaren überschritten. Der Schlackenutzungsgrad stieg auch hier durch Einführung der großen Gießwagen und Übergang zu Gruben mit 280 bis 320 Steinen von bisher weniger als 30 % auf 60 %, was im Hinblick darauf, daß Pflastersteine einen aufnahmefähigen Markt fanden und fast 100 % der Schlacke vergossen werden konnte, besondere Bedeutung für Beschäftigung und Erlöslage besaß. Um den Ausnutzungsgrad weiter zu steigern und den Hüllenanteil senken zu können, kamen zeitweilig beheizte Gießwagen (Wegfall der Hüllen) zum Einsatz.

Auch auf der Kochhütte sank während des Krieges die Durchsatzleistung allmählich entsprechend der durch Arbeitskräftemangel und Überforderung der Grubenbelegschaft zurückgehenden Erzförderung. Die Verarbeitung von anderweitig nicht verhüttungsfähigen Materialien wie Industrieabfälle, Schrotte (z. B. geraubtes Gut aus besetzten Ländern) nahm dagegen zu. Dies konnte jedoch nicht den Rückgang der Kupfererzeugung aus Erz ausgleichen.

Infolge der Einberufungen mußte der Betrieb des Schlackenplatzes eingeschränkt werden. Seit 1943 kam die Schlackefabrikation nahezu völlig zum Erliegen. Auch die Reparaturarbeiten blieben auf ein Minimum beschränkt. Immerhin haben aber beide Rohhütten 1944 noch 80 % des Möllerdurchsatzes von 1939 erreicht.

Von direkten Kriegseinwirkungen blieb die Hütte verschont, wenn von den auf dem Brennplatz niedergegangenen Bomben im Herbst 1944 abgesehen wird. Personenschäden traten nicht auf, der Sachschaden war gering.

Treibstoffmangel zwang 1940/1941 zum Übergang von Benzol- auf Dampflokomotiven in der Schlackeabförderung. Gegen Jahresende 1944 mußte zum 5-Ofenbetrieb, von März 1945 an zum 2-Ofenbetrieb übergegangen werden. Die beiden letzten Öfen (8 und 9) wurden in der Nachtschicht des 12. April 1945 (unmittelbar vor Einmarsch der Alliierten) gedämpft. Da an ein Wiederanblasen innerhalb der nächsten beiden Tage nicht zu denken war, froren sie ein und mußten im Mai 1945 ausgeräumt werden.



Abbildung 35: Beheizte Schlackewagen auf der Krughütte ab 1935

Wegen der seit Jahresbeginn 1945 auf 100 t/Tag abgesunkenen Rohsteinerzeugung der Rohhütten ließ sich ab März 1945 der Verblasebetrieb der Bessemerie nicht mehr aufrechterhalten. Erst zur Jahresmitte 1946 gestattete die Steinerzeugung der Rohhütten wieder einen durchgängigen Betrieb der Bessemerie. Für 1,5 Jahre ruhte, abgesehen von einer kurzen Verblasekampagne im August 1945, der Ausstoß von Kupferschieferkupfer und -silber sowie den anderen aus Stein gewinnbaren Elementen.

Anzufügen ist an dieser Stelle noch die Vanadingewinnung, die, verfahrenstechnisch nicht zu den Rohhütten gehörend, doch im Territorium der Krughütte stattfand.

Vanadin war seit 1830 bekannt, 1840 auch in Mansfelder Produkten gefunden worden. Eine technische Bedeutung erhielt es erst in den 20er Jahren des 20. Jahrhunderts, für Deutschland insbesondere im Zeitraum der Aufrüstung seit 1936.

Die größte Menge Vanadin (V) wurde und wird weltweit aus den ersten Frischschlacken des Roheisen-Bessemerprozesses erzeugt, die bis zu 15 % V enthalten können. Aus diesen Schlacken gewinnt man das V ganz allgemein durch Rösten mit Kochsalz, wodurch sich wasserlösliches Natriumvanadat bildet, das ausgelaugt, mit geeigneten Agenzien gefällt und in mehrstufigen Löse-Fällvorgängen gereinigt wird.

Ein geringer Teil von dem bis zu 1 kg/t betragendem Vanadinhalt des Kupferschiefers tritt beim Schmelzen in den Kupferstein ein (Gehalt ca. 0,2 % V) und geht bei dessen Wiedereinschmelzen für den Verblaseprozeß in die sich bildende „Vanadinschlacke“ mit ca. 1,5 % V-Gehalt. Wegen ihrer hohen Gehalte an CaO und SiO₂ ist in ihr das Vanadin nicht als leicht angreifbares Eisenvanadat wie in den Eisen-Frischschlacken gebunden, sondern als Kalzium-Eisen-Vanadin-Silikat. Der Aufschluß dieser Verbindung erfolgte durch Vermischen des Schlackemehles mit Kochsalz, Schwefelsäure und Wasser, wobei naszierendes Chlor die Silikate der Schlacke vollständig zersetzt.

Nach Trocknung des Mischgutes und anschließendem Rösten bei 850° C in Drehrohröfen lagen ca. 60 % des V als wasserlösliches Na-Vanadat vor, Bedingung war ein „Abschrecken“, (d. h. ein schnelles Abkühlen des heißen Röstgutes); weitere 35 % waren in schwacher Schwefelsäure löslich. Nach der ersten Laugung des Röstgutes erhielt man eine Lauge mit 15 g V/l, aus der nach Ansäuern mit Schwefelsäure, langem Rühren und peinlichster Einhaltung der Fällbedingungen „Rohsäure“, teils flockig-

zusammenballend, teils schleimig und dann schlecht filtrierbar, ausfiel. Sie enthielt nur ca. 90 % V_2O_5 neben viel Na_2O , und war in dieser Qualität kaum zur Ferrovandinerzeugung geeignet.

Sie mußte in einem technisch aufwendigen Verfahren - Lösen in Ammoniak, Ausfällen als Ammoniumvanadat und dessen thermische Zersetzung zu Vanadinpentoxid - gereinigt werden; das Produkt war von hoher Reinheit und fand vornehmlich in der Chemie Verwendung. Das Verfahren war eine Eigenentwicklung (Wagenmann und Triebel). Die Anlage entstand 1940 im alten Mahl-Laugehaus der ehemaligen Chlorkalialanlage unmittelbar nördlich des Kraftwerkes I und ging Anfang 1941 in Betrieb. Ihr Durchsatz lag bei 3.500 t Schlacke/Jahr und ihre Erzeugung bei maximal 100 t V_2O_5 /Jahr. Teilweise kamen auch fremde V-Materialien, wie Fällschlämme aus der Chemie, Kontaktmassen u. a., zum Einsatz. In der zeitlichen Reihenfolge war Vanadin das fünfzehnte aus Kupferschiefer gewonnene Element.

Mit Rückgang des eigenen Kupferaufkommens aus Erz und steigender Einschleusung fremder Kupfermaterialien in die Steinarbeit verringerte sich verständlicherweise der V-Gehalt im Stein und in der Schlacke, was sowohl erhebliche technische (das V-Ausbringen fiel stark ab, der Anteil an wasserlöslichem Na-Vanadat ging stark zurück) als auch wirtschaftliche Nachteile zur Folge hatte. In gleicher Richtung wirkte der absolute Rückgang der Steinmenge.

Ein Erdbeben am 26. April 1976 beschädigte die Baulichkeiten der Anlage in höchstem Maße, so daß sie, in voller Produktion stehend, fluchtartig verlassen werden mußte, später auch nicht mehr betreten werden konnte und abgerissen wurde.

1935 wurde auch die Verarbeitung der Eisensauen wieder aufgenommen, nicht in eigenen Betrieben, sondern in einem Werk in Goslar nach dem „Borchers-Verfahren“. Es war hinsichtlich des Aufschlusses der Sau mit Alkalisulfat und Auslaugung/Ausfällung des Molybdäns dem alten Mansfeld-Verfahren gleich. Aus den Rückständen der Mo-Laugung, dem Schwarzschlamm, wurden jedoch das Kupfer, Nickel und Kobalt ausgelaugt, Kupfer als Zementkupfer, Nickel und, zum ersten Mal in unmittelbar verwendbarer Form aus Mansfeld-Produkten, Kobalt als technisch reine Sulfate ausgebracht. Die silber- und goldhaltigen Eisenoxidrückstände gingen zur Bleiarbeit der Hütte Oker; Rhenium und Gallium sind nicht gewonnen worden. Das Verfahren soll nur (im Rahmen der Autarkiebemühungen des Dritten Reiches) subventioniert ausführbar gewesen sein.

4.3. Die neue Gottesbelohnungshütte - die Verarbeitung des Kupfersteins nach modernen Methoden

Anlehnend an die Entwicklung von Bessemer für die Stahlindustrie gelang es nach 1880, auch das Röst-Reaktionsverfahren zur Verarbeitung von Kupferstein zum Rohkupfer direkt im Konverter durchzuführen. Dieser Prozeß, der bereits in den ersten Jahren seines Bestehens vervollkommenet und technisch weiterentwickelt wurde, setzte sich um die Jahrhundertwende insbesondere bei den um diese Zeit führenden Kupferproduzenten in den USA durch, wo er breite Anwendung in Kombination mit der Kupferelektrolyse sowohl für edelmetallarme als auch für edelmetallreiche Kupfersteine fand

Die großen Fortschritte, die dieses neue Verhüttungsverfahren brachte, sind natürlich auch in Mansfeld bereits nach der Jahrhundertwende mit großer Aufmerksamkeit beobachtet worden. Es war einleuchtend, daß ein derartiges Verfahren, das die direkte Erzeugung von Rohkupfer durch Verblasen flüssigen Rohsteins und anschließender elektrolytischer Raffination des Kupfers ermöglichte, große finanzielle Vorteile gegenüber den bis dahin praktizierten Röst- und Schmelzprozessen bieten mußte.

Um dieses Verfahren jedoch sofort unter Mansfelder Bedingungen einzusetzen, bestanden folgende Bedenken:

- Gelingt es, die intensive SO_2 -Gasentwicklung beim Verblaseprozeß umweltverträglich abzuleiten und für die Schwefelsäureproduktion zu nutzen?
- Wie hoch können die besonders zink- und bleireichen Gase entstaubt werden?
- Wie hoch ist der Silberverlust beim Verblasen des relativ edelmetallreichen Kupfersteins?

Um über diese Bedenken Aufklärung zu erhalten, wurde 1906 auf der Kupferkammerhütte eine Bessemerversuchsanlage in Betrieb genommen.

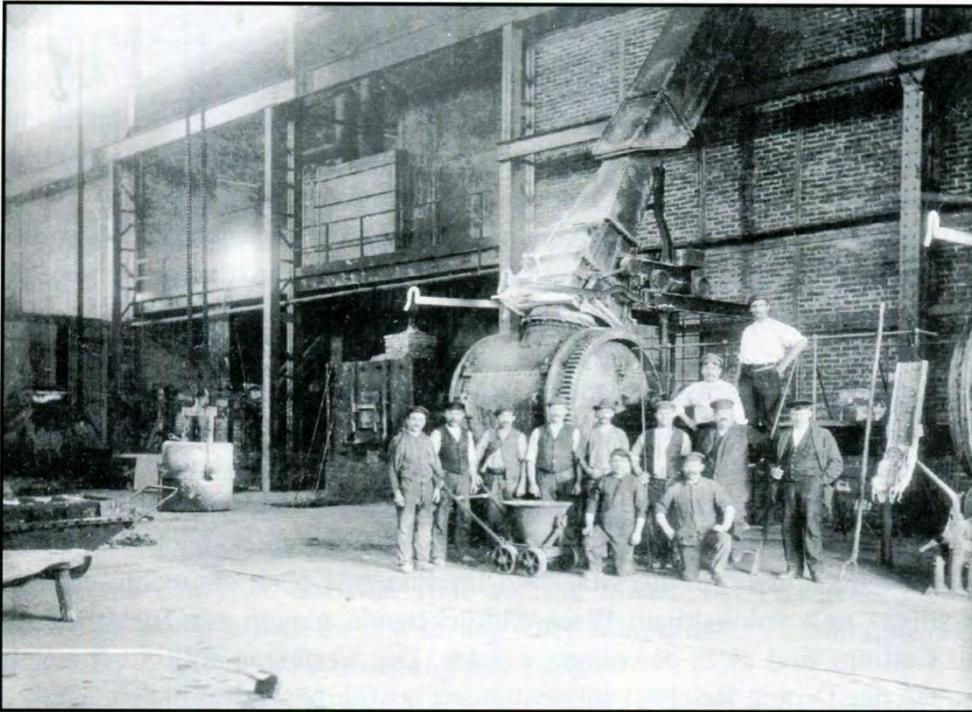


Abbildung 36: Versuchskonverteranlage auf der Kupferkammerhütte, 1906

Während man in Bezug auf die SO_2 -Verwertung zu positiven Erkenntnissen gelangt war, scheint die Aussage über die Kupfer- und Silberverluste nicht eindeutig gewesen zu sein. Die Versuche führten jedenfalls nicht zur Errichtung einer industriellen Konverteranlage.

Im Zusammenhang mit den gewonnenen Erkenntnissen zum zeitlichen Verlauf der Kupfer- und Silberverluste während des Verblaseprozesses und einem Patent von 1904 über die elektrolytische Gewinnung von Kupfer aus Spurstein, wurde ein neuer Weg beschritten, der 1907 zu einer Versuchselektrolyse auf der Krughütte führte. Der Versuch schlug fehl. Im Jahre 1908 wurde diese Entwicklungsrichtung wieder aufgegeben.

Eingestellt wurde 1908 auch die seit 1876 auf der Oberhütte bei Eisleben existierende Kupferelektrolyse. Ausgangspunkt für diese Entscheidung waren sicherlich neben dem Ausgang der Rohsteinverblaseversuche die noch nicht eindeutig erkennbare qualitative Überlegenheit des Elektrolytkupfers und die geringen Erlöse, die für das Silber des silberhaltigen Anodenschlammes erzielt wurden. Die Kupferelektrolyse wurde zu dieser Zeit als Nachbesserungsverfahren für den eigentlichen Silbergewinnungsprozeß nach *Ziervogel* verstanden.

Mit dieser Entscheidung blieb die Kupfererzeugung in Mansfeld bis 1938 im wesentlichen auf die Verarbeitung von Kupferschiefer beschränkt. Die Entwicklung zum Kupfer-Großherzeuger aus fremden Rohstoffen, wie sie zum Beispiel die Norddeutsche Affenerie Hamburg nahm, blieb Mansfeld verschlossen.

Als sich die Fragwürdigkeit der Entscheidung von 1908 herauszustellen begann, verhinderten Krieg und Nachkriegszeit eine Korrektur.

Erst im Jahre 1924 wurden in der Versuchsanlage der Kupferkammerhütte die Versuchsarbeiten nochmals aufgenommen. Obwohl die Versuche vordergründig dem Verblasen des Bleikupfersteins aus der Flugstaubverarbeitung galten, konnten auch ausreichende Erkenntnisse für das Konvertieren des normalen Kupfersteins gesammelt und noch bestehende Vorbehalte abgebaut werden.

Vom Kupferstein zur Kupferanode

Die gewonnenen Betriebsdaten aus den Versuchen dienten zur Projektierung einer Großanlage zur Verarbeitung des gesamten Mansfelder Kupfersteins. Bereits 2¹/₂ Jahre nach den Verblaseversuchen auf der Kupferkammerhütte, am 2. August 1926, wurde südlich der Wipper, gegenüber der Gottesbelohnungshütte, die Bessemerei in Betrieb genommen. Neben der vorhandenen Kammeranlage auf der Gottesbelohnungshütte wurde eine neue Schwefelsäureanlage für die Bessemerei errichtet. Eine beachtenswerte Leistung von der Versuchsdurchführung und Auswertung über die Projektierung bis zur Realisierung.

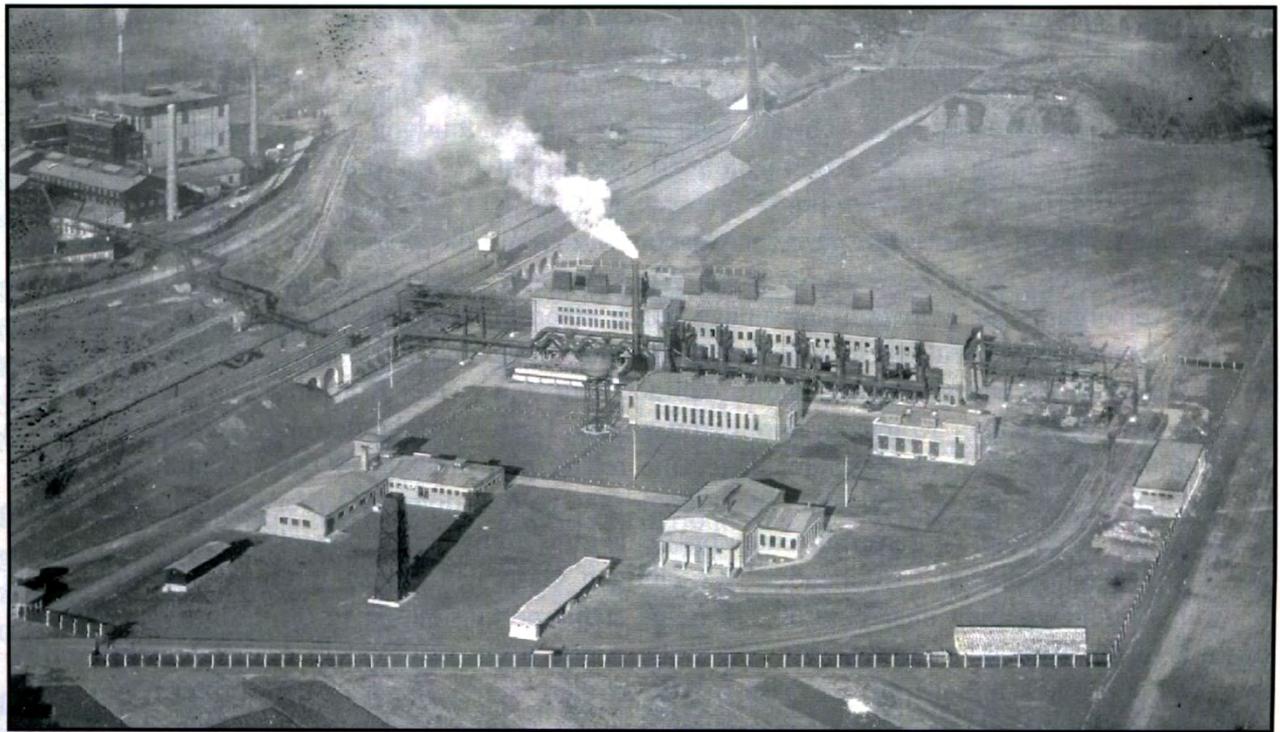


Abbildung 37: Bessemerei im Südteil der Gottesbelohnungshütte 1926

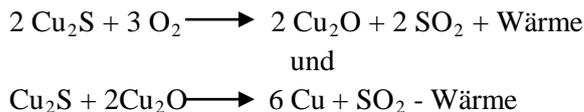
Das Wesen dieses Prozesses besteht im Einblasen von Wind in den flüssigen Kupferstein, wodurch in einer „1. Periode“ das im Kupferstein vorliegende Eisensulfid oxidiert wird und unter Zugabe von Quarzsand die sogenannte Konverterschlacke bildet.

Der Schwefel oxidiert zu Schwefeldioxid und verflüchtigt sich nach



Die bei diesem Prozeß freiwerdende Wärmemenge sorgt dafür, daß der Prozeß autogen, also ohne Zuführung fremder Wärmequellen, abläuft. Während die Konverterschlacke nach der 1. Periode abgegossen wird und wegen ihres relativ hohen Kupfergehaltes ein Zwischenprodukt darstellt, verbleibt der nunmehrige „Spurstein“ (Cu_2S), zur weiteren Behandlung im Konverter.

In einer 2. Periode der Verarbeitung des Kupfersteins zu Schwarzkupfer erfolgt die Umsetzung des Kupfersulfides des Spursteins zu metallischem Kupfer nach



Im Unterschied zum Verblasen von Roheisen ist beim Verblasen von Kupferstein zu beachten, daß nach der Entfernung des Eisens als Konverterschlacke, also nach Abschluß der 1. Verblaseperiode, der Spurstein alleiniger Träger des Brennstoffes für die Aufrechterhaltung der Temperaturen im Konverter ist. Da im Verlauf des weiteren Verblaseprozesses (2. Periode) zunehmend mehr Kupfer entsteht, das sich am Boden des Konverters sammelt, muß abgesichert werden, daß die Verblaseluft stets über dieser Kupferschicht einzuführen ist, da ansonsten das Kupfer kaltgeblasen würde. Das bedeutet, daß die Düsen im Unterschied zum Stahlblasekonverter seitlich so anzubringen sind, so daß sie bis zum Abschluß des Verblasevorganges in den Kupferstein bzw. Spurstein blasen können. Diese Erkenntnis war es auch, wodurch es dem Franzosen *Manhes* 1880 gelang, das Konverterverblasen des Kupfersteins praktikabel zu machen.

Ein besonderes Problem für die Nutzung der schwefelhaltigen Gase stellte die im Verlauf des Rohsteinverblaseprozesses stark schwankende Schwefeldioxidbildung dar. Es wurde dadurch gelöst, daß man mehrere kleine Trommelkonvertoren errichtete. Im praktischen Betrieb befanden sich ständig drei bis vier Konvertoren (Fassungsvermögen 10 t Rohstein). Sie wurden so mit Wind beaufschlagt, daß in Zeiträumen geringer Gaskonzentration - das waren der Beginn und das Ende des Blasprozesses - zwei Konvertoren unter Wind standen, während bei ausreichendem Gasangebot die Versorgung der Schwefelsäureanlage durch einen blasenden Konverter gewährleistet wurde. Der Abnahme des Füllungsgrades durch Verschlackung und Entfernung des Eisensulfides in der 1. Blaseperiode begegnete man damit, daß der Spurstein zweier Konvertoren vereinigt und der Verblaseprozeß in einem Konverter fortgesetzt wurde. Diese Verfahrensweise wurde sehr bald so perfektioniert, daß der Schwefelsäureanlage eine relativ gleichmäßige SO_2 -Konzentration angeboten werden konnte. Es entstand eine Technologie der vollständigen SO_2 -Verwertung aus Konvertergasen, die für kleine Kupferproduzenten bis heute eine Einmaligkeit darstellt. Die beim Verblaseprozeß entstehenden SO_2 -haltigen Gase wurden zu ihrer Verwertung für die Schwefelsäuregewinnung über eine 500 m lange stählerne Gasleitung in die größte bis dahin gebaute Petersen-Turmanlage eingeleitet. Sie funktionierte nach dem Prinzip des Bleikammerversfahrens, wobei das SO_2 mittels nitroser Gase zu SO_3 oxidiert wurde. Die nach diesem Verfahren produzierte Schwefelsäure hatte eine Konzentration von 78 % H_2SO_4 . Der Entstaubung der Konvertergase dienten zwei von der Firma Lurgi gebaute elektrostatische Gasreinigungsanlagen. Mit ihnen wurden gute Ergebnisse erreicht.

Die Kapazität der Bessemerie wurde auf eine tägliche Mindestverblaseleistung von 145-155 t ausgelegt. Das entsprach der Rohsteinproduktion der beiden Rohhütten im Jahre 1926 und gewährleistete bei der gewählten Konvertergröße und dem vorgesehenen Verblaseregime eine kontinuierliche SO_2 -Versorgung der Schwefelsäureanlage.



Abbildung 38: Halle der Bessemerie mit 7 Konvertoren

Im Jahre 1939 wurde das Turmverfahren zur Schwefelsäureherstellung durch eine Kontaktanlage ersetzt. Voraussetzung dafür war die inzwischen mögliche Erreichung und Einhaltung einer gleichmäßigen SO_2 -Konzentration in den Konvertergasen von 5-7 %. Mit der Kontaktanlage wurde es möglich, Schwefelsäure mit einer Konzentration von 98 % H_2SO_4 und Oleum herzustellen. Oleum, das durch Einleitung von Schwefeltrioxid (SO_3) in die Schwefelsäure entsteht, fand seine Verwendung u.a. in der Sprengstoffindustrie.

Im Ergebnis des Verblaseprozesses des Kupfersteins entstand ein Schwarzkupfer (Blisterkupfer) folgender Zusammensetzung:

Kupfer	97 - 98 %	Blei	0,1 - 0,2 %
Silber	0,5 - 0,6 %	Zink	0,1 - 0,2 %
Nickel	0,4 - 0,5 %	sowie: Schwefel, Eisen, Sauerstoff, Arsen u.a. Elemente	

Die Konverterschlacke, die nach der 1. Verblaseperiode aus dem Konverter abgegossen wurde, ging wegen ihres relativ hohen Kupfergehaltes von 2-3 % wieder in den Rohhüttenprozeß zurück. Dazu wurde sie auf Schlackenbetten ausgegossen, erstarrte und wurde in Stücke zerkleinert und auf die Rohhütten transportiert.

Der Bau der Bessemerie war somit der 1. Teilschritt einer grundsätzlichen Veränderung des Mansfelder Verhüttungsprozesses, nämlich der Ablösung der Röst- und Spuararbeit sowie des Ziervogelprozesses.

Mit der Hinwendung zur elektrolytischen Kupferraffination bei gleichzeitiger Konzentration der Edelmetalle in einem Produkt, dem sogenannten Anodenschlamm, wurden auch Voraussetzungen geschaffen, fremde kupferhaltige Vorlaufmaterialien, die bis dahin wegen der Empfindlichkeit des Ziervogelprozesses nur in beschränktem Umfang eingesetzt werden konnten, nun in größerem Umfang zu kaufen und zu verarbeiten. Aus Finanzierungsgründen unterblieb aber der Bau einer entsprechenden Kupferelektrolyse gleich im Anschluß an die Inbetriebnahme der Bessemerie.

Bis es soweit war, im Jahre 1938, wurden zwei Drittel des vorlaufenden Kupfersteins auf Spurstein (rd. 75% Kupfer) Verblasen und weiter nach dem Ziervogelprozeß entsilbert und nur ein Drittel des Kupfersteins direkt zu Schwarzkupfer verarbeitet. Nach der Raffination und dem Vergießen zu Anoden wurde dieses Kupfer auf der Kupferhütte Ilsenburg, die seit 1907 über eine Elektrolyse verfügte, in Lohnarbeit weiter verarbeitet.

Grundvoraussetzung für die technische und wirtschaftliche Durchführbarkeit der elektrolytischen Raffination von Kupfer ist die größtmögliche Reinheit des Vorlaufmaterials der Kupferelektrolyse, die Kupferanoden. Im Konverter erblasenes Kupfer (Blisterkupfer) erfüllt diese Anforderungen nicht. In einem anschließenden Feuerraffinationsprozeß müssen deshalb insbesondere Schwefel, Arsen, Blei, Zink und Eisen weitestgehend entfernt und der Sauerstoffgehalt so weit herabgesetzt werden, daß Anoden ausreichender Festigkeit hergestellt werden können.

Für die Versorgung der Kupferelektrolyse Ilsenburg mit Anoden wurde einer der Löserückständeöfen der Kupferhütte vergrößert und in die Lage versetzt, den jährlichen Anodenbedarf von ca. 8.000 t zu decken. Das erzeugte Schwarzkupfer wurde dazu in Blöcke vergossen und auf die Kupferhütte transportiert.



Abbildung 39: Abgießen der Schlacke aus dem Konverter



Abbildung 40: Vergießen des Schwarzkupfers in Formen



Abbildung 41: Schwarzkupferblöcke

Die Raffination des Schwarzkupfers verlief analog der Raffination der Kupferrückstände aus dem Ziervogelprozeß. Da das Kupfer aus dem Konverter jedoch vorwiegend metallisch vorlief, konnte der Reduktionkohleeinsatz wegfallen.

Für das Abgießen der Anoden kam eine den Platzbedingungen entsprechende stationäre Anodengießeinrichtung zur Aufstellung. Aus vom Kran getragenen Gießkübeln wurden im manuellen Flachguß die Anoden in kupferne Formen gegossen. Die Entnahme der Anoden erfolgte mittels Gehängezug. Die Arbeitsweise ist auch bis zuletzt beibehalten worden.



Abbildung 42: Anodengießen

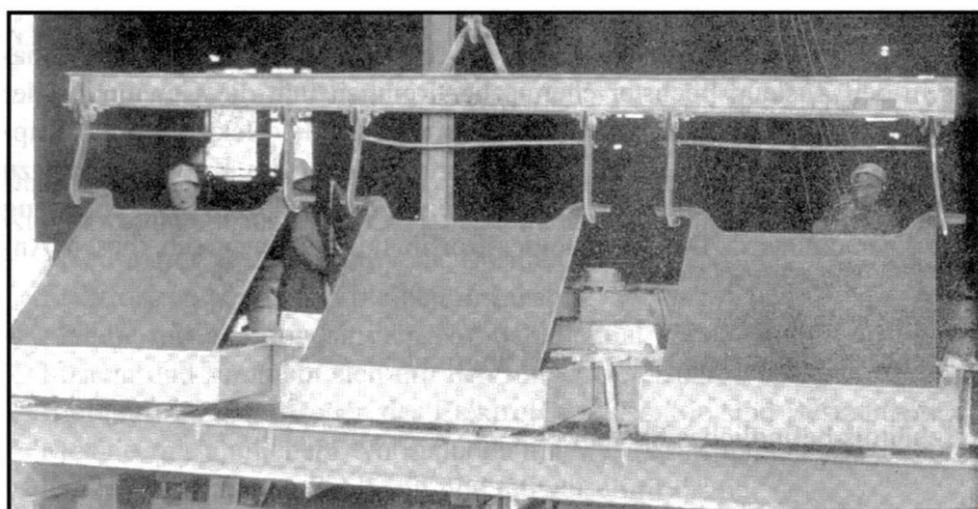


Abbildung 43: Ausheben der Anoden aus den Anodenformen

Im Jahre 1937/1938, im Zusammenhang mit dem Bau der Elektrolyse in Hettstedt, wurden auf der Kupferhütte die Voraussetzungen geschaffen, den gesamten Anodenbedarf herzustellen. Dafür wurden die vorhandenen Löserückstände-Verarbeitungsöfen entsprechend angepaßt und vergrößert.

Nach dem Anlaufen der Elektrolyse entstand am Ort der nicht mehr benötigten Rückständeöfen auch ein 40 t - Ofen zur Weiterverarbeitung der Kupferkatoden auf Kupferformate (Wirebars, Bolzen, Platten).

Im Jahre 1942, zum Zeitpunkt der Erreichung der geplanten Kapazität der Kupferelektrolyse von 24.000 t Katoden, wurden bereits die dafür erforderlichen 28.000 t Anoden im Jahr in der umgebauten Anlage, von da ab „Anodenbetrieb“ genannt, erzeugt.

Da die Feuerraffination und die Anodenherstellung auf der ca. 800 m entfernten Kupferraffinierhütte wegen des Neueinschmelzens der Schwarzkupferblöcke energetisch ungünstig und unproduktiv war - moderne Kupferhütten dieser Zeit gingen bereits bei der Feuerraffination vom Einsatz des flüssigen Schwarzkupfers in unmittelbarer Nähe des Konvertors aus - wurde seinerzeit diese Lösung als Interimslösung verstanden, die allerdings bis zum Auslaufen der Anlage erhalten blieb.

Höhere Kupferqualität und Modernisierung der Edelmetallgewinnung durch Errichtung einer Kupferelektrolyse

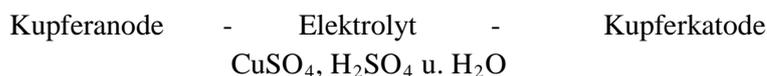
Mit der Entscheidung für den Bau der Konverteranlage auf der Gottesbelohnungshütte waren in den 1920er Jahren auch die Weichen für die weitere Modernisierung des Mansfelder Kupfergewinnungsprozesses, den Bau einer Kupferelektrolyse und deren Standort, gestellt worden. Der große zeitliche Abstand zwischen dem Bau beider Anlagen war hauptsächlich durch die immer größer werdenden finanziellen Probleme der Mansfeld AG bedingt, andererseits bot sich damit auch die Möglichkeit, die vielleicht nicht ganz ausgeräumten Zweifel in Bezug auf das Silberausbringen unter Produktionsbedingungen zu klären.

Die für eine Kapazität von 24.000 t Katoden/Jahr projektierte Kupferelektrolyse wurde am 17. Januar 1938 nach etwa 1^{1/2} jähriger Bauzeit in der Nähe der neuen Bessemerei in Betrieb genommen.

Aufgabe der elektrolytischen Raffination des Kupfers ist die Überführung des durch Feuerraffination vorgereinigten Kupfers in den Zustand höchster chemischer Reinheit und die Gewinnung der in den meisten Rohkupfersorten enthaltenen wertvollen Edelmetalle. Nur die elektrolytische Kupferraffination schafft die Voraussetzungen, den Anteil der Verunreinigungen im Kupfer soweit zu reduzieren, daß eine Kupferqualität entsteht, die den Anforderungen der Elektrotechnik in Bezug auf Leitfähigkeit des Kupfers gerecht wird. Das Mansfelder Raffinatkupfer entsprach diesen Anforderungen nicht mehr.

Dem Verfahren liegt vereinfacht folgendes Reaktionsprinzip zugrunde:

Legt man an ein in einem Behältnis befindliches System



entsprechend Abbildung 44 Gleichspannung an, so werden die im wässrigen System vorliegenden positiv geladenen Kupferionen zur Katode wandern, Elektronen aufnehmen und sich nach der Formel $\text{Cu}^{2+} + 2e \rightarrow \text{Cu}$ als Kupfer abscheiden. Das Anion, der negativ geladene Säurerest, wandert zur Anode und wird im Falle löslicher Anoden diese auflösen.

Zum Konzentrationsausgleich in den elektrodennahen Räumen wird der Elektrolyt einer ständigen Zirkulation ausgesetzt und auf einer Temperatur um 60° C gehalten.

Die dem praktischen Elektrolyseprozeß vorlaufenden Anoden enthalten in Abhängigkeit vom Vorlaufmaterial und den thermodynamischen Eigenschaften der Begleitmetalle mehr oder weniger große Mengen Verunreinigungen. Besonders mit der ständig zunehmenden Verarbeitung von kupferhaltigen Sekundärrohstoffen haben die Verunreinigungen Blei, Zinn, Antimon u.a. im Mansfelder Elektrolyseprozeß eine große Rolle gespielt.

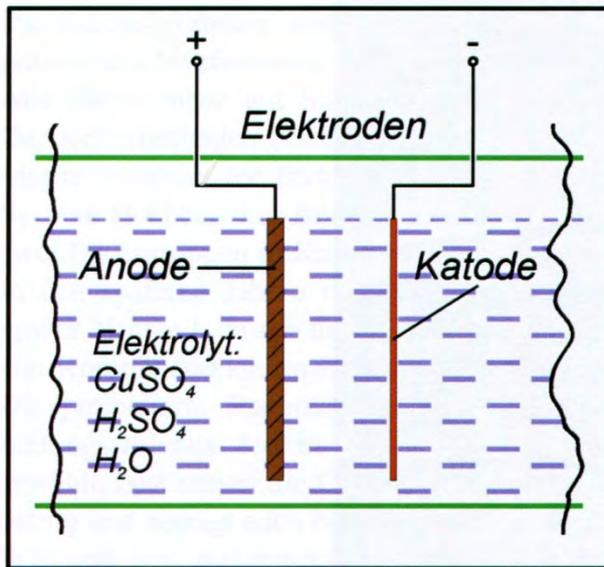


Abbildung 44: Schema der elektrolytischen Kupferraffination

Zum Zeitpunkt der Inbetriebnahme der Kupferelektrolyse in Hettstedt im Jahre 1938 hatte das Anodenkupfer folgende Zusammensetzung:

Cu	Ag	Ni	Pb	As	Se
98,7%	0,6%	0,4%	< 0,05%	<0,06%	0,1%

Bedingt durch die Stellung der Elemente in der elektrochemischen Spannungsreihe gegenüber Kupfer verhalten sich die einzelnen Elemente im Elektrolyseprozeß unterschiedlich:

- Metalle mit elektronegativem Normalpotential (Ni, Fe, Co, Zn) werden im schwefelsauren Elektrolyten gelöst und bleiben in Lösung;
- Metalle mit elektropositivem Normalpotential (Edelmetalle und Selen) gehen anodisch nicht in Lösung und sammeln sich mit den im schwefelsauren Elektrolyten nicht löslichen Metallen, wie Blei und Zinn, am Boden des Elektrolysebades: Sie sind Bestandteile des Anodenschlammes;
- Metalle mit ähnlichem Normalpotential wie das Kupfer, insbesondere Arsen und Antimon, gehen teilweise in den Schlamm und teilweise in Lösung.

Dieses Grundverhalten der „Verunreinigungen“ des Anodenkupfers verändert sich bei bestimmten Prozeßparametern des Elektrolyseprozesses wie Stromdichte, Elektrolytzusammensetzung, Elektrolyttemperatur u. a. Ihre Optimierung und Einhaltung ist deshalb eine wichtige Voraussetzung für die Herstellung von Elektrolytkupfer sowie eines Anodenschlammes, in dem die übrigen Wertkomponenten, die Edelmetalle und das Selen konzentriert sind.

Unter den Gegebenheiten eines relativ gleichmäßigen Kupfervorlaufens, das z. Z. des Anfahrens der neuen Kupferelektrolyse 1938 noch vorwiegend aus dem eigenen Erz stammte, und einer niedrigen Stromdichte von etwa 150 A/m² gelang es von Anfang an, qualitativ hochwertige Katoden herzustellen. Dieses sog. Mansfelder Elektrolytkupfer „MEK“ mit etwa 99,95 % Kupfergehalt wurde im internationalen Metallhandel sehr schnell bekannt, war sowohl Handelsartikel als auch Vorlaufmaterial für die Kupferformateherstellung. Die Katoden waren 950 mm x 950 mm groß und wogen bei einer Dicke von 10 mm etwa 80 kg.



Abbildung 45: Kupferkatoden in der Lagerhalle

Der aus den damaligen Mansfelder Kupferanoden entstandene Anodenschlamm hatte etwa folgende Zusammensetzung:

Cu	Ag	Se	Ni	Pb	As	Sb	Sn
6% - 8%	45% - 50%	10% - 12%	1% - 2%	3% - 4%	< 0,3 %	< 0,1 %	< 0,1 %

und war die Grundlage für das neue Edelmetall- und Selengewinnungsverfahren.

In der 70x50 m großen Bäderhalle sind 288 Bäder untergebracht. Jeweils 12 von ihnen sind zu einer Bädergruppe zusammengefaßt.

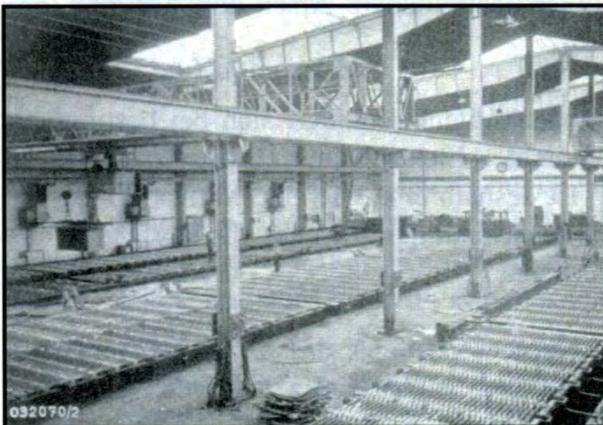


Abbildung 46: Elektrolysehalle

Der vom Gleichstromaggregat erzeugte Strom ist parallel auf die Anoden bzw. Katoden eines Bades geschaltet und ergibt in Abhängigkeit von der Gesamtkatoden- oder Anodenfläche eines Bades die sogenannte Stromdichte, eine wichtige Kennziffer des Elektrolyseprozesses.

Die Elektrolysebäder bestehen aus vorgefertigten Betonplatten und sind zum Schutz gegen den aggressiven schwefelsauren Elektrolyten mit Bleiblech ausgekleidet.

Alle Bäder ruhen auf Stahlbetonpfeilern, so daß der gesamte Bäderhallenbereich unterkellert ist. Der Kellerfußboden besteht ebenso wie der Hüttenflur aus Beton mit säurefestem Belag. Die elektrische Isolation der Bäder gegen Erde erfolgt durch Porzellankörper, die Elektrolytzirkulation im System Hochbehälter-Bäder-Tiefbehälter. Zur Reduzierung des Pumpaufwandes wurden jeweils zwei Bädergruppen in Kaskade angeordnet.

In den späteren Jahren mit ungünstigen Vorlaufbedingungen erwies sich diese Entscheidung als großer Nachteil, da der unteren Gruppe immer ein kälterer Elektrolyt vorlief, was zu einer Vielzahl von Komplikationen im Elektrolyseprozeß führte.

Die projektierte Badgröße und ein möglichst geringer Elektrodenabstand zur Minimierung des Leitungswiderstandes, im Mansfelder Fall wurde ein Abstand zwischen den Anoden von 105 mm gewählt, bestimmen die Größe der Anoden und Katoden und die erforderliche Anzahl pro Bad. Sie betrug und beträgt auch heute noch in der Hettstedter Elektrolyse 30 Anoden und 31 Katoden. Während der Anfahrperiode wurden mit dem Gleichstromaggregat, einem Motorgenerator der Firma Siemens 7.000A erzeugt und je Bad angelegt. Das entsprach bei der gewählten Katodengröße von 950 mm x 950 mm einer katodischen Stromdichte von 150 A/m².

Im Jahr 1939 wurden unter diesen Bedingungen, bei durchgängiger Belegung von 240 Bädern, bereits 17.000 t Elektrolytkupfer erzeugt. Im Jahre 1942, nach Belegung aller 288 Bäder, war die projektierte Leistung der Elektrolyse in Höhe von 24.000 t/a erreicht.

Sämtliche Arbeitsgänge beim Bearbeiten der Bäder, das Einhängen der Anoden und Starterbleche sowie das Beräumen der Katoden und Anodenreste aus den Bädern wurden mittels Kran und Spezialgehänge durchgeführt. Die Auflösungszeit der Anoden bei der angelegten Stromstärke von 7.000 A betrug 24 Tage. Nach jeweils acht Tagen, also insgesamt drei Mal, wurde das abgeschiedene Kupfer in Form der Katoden aus dem Bad genommen. Für diese Arbeitsweise war ein Anodengewicht von ca. 260 kg erforderlich. Man rechnet mit einem Anodenrestanfall von 15 %. Die für den Kupferabscheidungsbeginn erforderlichen Starterbleche entstehen durch eine 24-stündige Kupferabscheidung auf gewalzten Kupferblechen, den sogenannten Mutterblechen. Der etwa 1 mm starke Kupferniederschlag wurde, wie damals üblich, von Hand abgezogen, gerichtet und mit Aufhängeohren versehen. Für die Herstellung der Starterbleche standen 24 Mutterblechbäder im allgemeinen Elektrolytumlauf zur Verfügung.



Abbildung 47: Abziehen der Starterbleche nach eintägiger Kupferabscheidung von den Mutterblechen

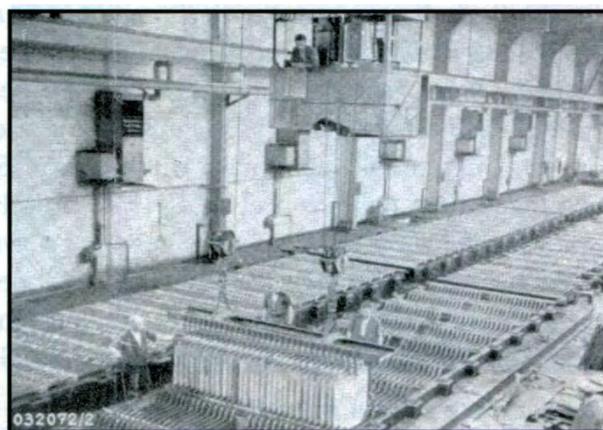


Abbildung 48: Einhängen der mit Ohren versehenen Starterbleche in die Bäder

Das Absuchen der Kurzschlüsse zwischen den Elektroden erfolgte in den Anfangsjahren der Elektrolyse ausschließlich von Hand.

Kurzschlüsse zwischen den Elektroden, die zu starker Beeinträchtigung der Stromausbeute führen, machen sich durch Erhitzung der entsprechenden Katodenträger bemerkbar. In der Anfangsperiode der Kupferelektrolyse wurde mit folgender Elektrolytzusammensetzung gearbeitet:

Cu	freie Schwefelsäure	Ni	As	Sb
40 g/l	160 g/l -180 g/l	< 10 g/l	< 1 g/l	< 0,5 g/l

Als Zuschlagmittel zur Erreichung dichter Katodenniederschläge wurde Leim verwendet. Neben der Gewährleistung eines gleichmäßigen Anteils an freier Schwefelsäure im Elektrolyten waren von Anfang an Voraussetzungen geschaffen, durch Aufarbeitung eines Teils des Umlaufelektrolyten die erforderlichen Kupfer- und Nickelgehalte im Elektrolyten einzustellen bzw. einzuhalten.

Dazu bediente man sich des sog. Segregating-Verfahrens, bei dem in speziell hergerichteten Elektrolysebädern eine Vorentkupferung des Elektrolyten stattfindet. Nach anschließender vollständiger Entkupferung in einer speziellen Entkupferungselektrolyse wurde das im Elektrolyten verbleibende Nickel durch Eindampfen auskristallisiert und konnte somit als Nickelsulfat aus dem Prozeß entfernt werden.

Seine Weiterverarbeitung zu Reinnickelsulfat, einem wichtigen Rohstoff der Galvanikindustrie, erfolgte bis in die 1960er Jahre auf der Gottesbelohnungshütte und später auf der Nickelhütte in Aue, die seit 1966 ein Betrieb des Mansfeld Kombines war

Am 12. April 1945 ging die Anlage mit 192 vollbesetzten Bädern wegen der Kriegereignisse außer Betrieb.

Gewinnung von Edelmetallen und Selen aus Anodenschlamm

Die Konzentration der Silbergewinnung auf der Gottesbelohnungshütte bei Hettstedt begann mit der Ablösung des Saigerprozesses durch das Amalgamierverfahren und dem Bau einer entsprechenden Anlage in den Jahren 1825 bis 1827.

Nach Einführung des Augustinverfahrens 1844 wurde der Saigerprozeß auf der Hettstedter Saigerhütte vollständig eingestellt. Während nach Augustin die Silberabtrennung aus dem Silberchlorid (AgCl) des Röstgutes durch Behandlung mit einer konzentrierten heißen Kochsalzlösung erfolgte, hatte *Ziervogel*, nachdem er die Löslichkeit des beim Rösten gebildeten Silbersulfates mit Schwefelsäure festgestellt hatte, ganz auf die chlorierende Röstung verzichtet und den Röstprozeß des Kupfersteins auf die maximale Bildung von Silbersulfat entwickelt. Der Ziervogelprozeß war es auch, nach dem dann von etwa 1847 bis zur Inbetriebnahme der Kupferelektrolyse das Silber aus dem Mansfelder Kupferschiefer gewonnen wurde. Das nach diesem Verfahren produzierte Zementsilber war mit einem Silbergehalt von mehr als 99,90 % von hoher Qualität. Es wurde nach einer Waschung zu Kuchen gepreßt, geglüht und umgeschmolzen. In den Handel kam es als Mansfelder Feinsilber in Form von Blöckchen und Granalien.

Eine völlig neue Situation für die Entsilberungsanstalt ergab sich im Zusammenhang mit der Inbetriebnahme der Bessemerei 1926/1927, als aus der Kupferelektrolyse Ilseburg der edelmetallhaltige Anodenschlamm zurückkam.

Dieser Anodenschlamm, in seiner Zusammensetzung bereits auf Seite 288 beschrieben, erforderte eine andere, grundsätzlich neue Verarbeitungstechnologie.

Aus dem dabei anfallenden selenhaltigen Flugstaub gewann man auf naßchemischem Wege über Löse- und Fällprozesse ein Reinselen mit etwa 98,5 % Selen. Der entkupferte und entselenierte Anodenschlammrest war dann Vorlaufmaterial für einen thermischen Raffinationsprozeß im Flammofen. Die unterschiedliche Affinität der Metalle zum Sauerstoff ausnutzend, wurden dabei die gegenüber Silber unedleren Metalle oxidiert, durch Zugabe von Quarzsand und anderen Verschlackungsmitteln verschlackt und vom Bad abgezogen. Ein solcher Raffinationsprozeß dauerte mehrere Tage.

Das Ergebnis des Raffinationsprozesses war ein Rohsilber mit Silbergehalten um 98 % bis 99 %. Dieses Rohsilber unterschied sich von dem bis dahin erzeugten Silber aus dem Ziervogelprozeß einmal in Bezug auf seine geringere Reinheit, andererseits dadurch, daß sich in ihm die bisher verlorengegangenen Gold-, Platin- und Palladiumanteile des Kupferschiefererzes konzentrierten. Auch letzterer Aspekt war einer der Gründe, dieses Silber einer elektrolytischen Silberraffination zu unterziehen.

Mit dem Ziel, das Mansfelder Silber auch für die Fotoindustrie zum Einsatz zu bringen, hatte man bereits 1925/1926 eine Silberelektrolyse errichtet, um das Silber des Ziervogelprozesses in seiner Qualität weiter zu verbessern. Das Silbervorlaufen aus dem Ilseburger Anodenschlamm ergänzte das Vorlaufen für die Silberelektrolyse, die aus diesem Grunde auch vergrößert wurde. Etwas später wurde in diesen Prozeß auch das Silber aus der Bleiraffination mit einbezogen.

Bei der Silberelektrolyse erfolgte der elektrolytische Raffinationsprozeß in einem salpetersauren Elektrolyten. In einer sog. Möbiuszelle wurde die aus dem Rohsilber gegossene Anode gelöst und das reine Silber an einer Edelstahlkatode als dendritische Kristalle abgeschieden. Durch Abstreifer wurden die Kristalle periodisch von der Katode abgestreift und fielen zu Boden. Die Anoden befanden sich während des Prozesses in Baumwollbeuteln, um eine Verzettlung des goldhaltigen Schlammes zu vermeiden und um ihn zu sammeln. Das Elektrolytsilber wurde gewaschen, eingeschmolzen und zu Feinsilberblöcken vergossen oder granuliert. Das auf diesem Wege erzeugte Silber wurde mit einem Silbergehalt von mehr als 99,96 % verkauft.



Abbildung 49: Bäderhalle der Silberelektrolyse



Abbildung 50: Tresor mit Silberbarren und mit Granalien gefüllten Säcken

In einer Spezialabteilung des Zentrallabors in Eisleben entstand aus dem goldhaltigen Schlamm Feingold mit 99,90 % bis 99,92 %. Als 1 kg - Barren wurde es an die Notenbank abgegeben. Platin und Palladium fielen bei diesem Prozeß in Pulverform mit je 97 % bis 98 % an. Die Silberproduktion aus beiden Verarbeitungsverfahren (Ziervogelprozeß und Anodenschlammverarbeitung) betrug im Jahre 1936 ca. 143 t. Aus den Schlämmen der neuen Silberelektrolyse wurden 1939 30 kg Feingold sowie je ca. 200 g Platin und Palladium gewonnen. Die Selenproduktion der Entsilberungsanstalt stammte bis 1938 aus der oben beschriebenen Umarbeitung des selenhaltigen Bleikammerschlammes und wurde nach Rückfluß des Anodenschlammes 1927 durch dessen Seleninhalte ergänzt. Nach einer Reinigung des Rohselens durch Destillation ging es als Reinselen mit 99,5 % Se in den Handel.

Mit der Inbetriebnahme der Kupferelektrolyse und der Verarbeitung des Anodenschlammes waren 1938 alle Voraussetzungen gegeben, den Ziervogelprozeß einzustellen.

Die Kupfergewinnung aus Mansfelder Kupferschiefer hatte sich damit dem damals üblichen internationalen Stand angepaßt und in qualitativer Hinsicht Voraussetzungen für die Konkurrenzfähigkeit des Mansfelder Kupfers geschaffen. Mit der Inbetriebnahme der Kupferelektrolyse bestand die Möglichkeit, auch die seit den 1930er Jahren im verstärkten Umfang zugeführten kupferhaltigen Rückstände und Schrotte ohne Beeinträchtigung der Leitfähigkeit des Kupfers wieder in den Kupfergewinnungsprozeß aufzunehmen und damit Kupferrecycling zu betreiben.

4.4. Von der Kupferkammerrohütte zur Bleihütte

Obwohl das unmittelbare Verschmelzen der Rohhüttenflugstäube im Schachtofen zu Blei und Blei-Kupferstein keine besonders glückliche Lösung war und der Einsatz des großen Wasserkammerofens vom Roherzschmelzversuch für die Bleiarbeit unbefriedigende Ergebnisse gebracht hatte, wurde 1921 mit dem Bau eines runden, 1,2 m weiten und 5 m hohen Wassermantelofens mit acht Düsen, zu dem im Folgejahr ein weiterer kam, der Ausbau der Kupferkammerhütte zur Bleihütte begonnen. Mitbestimmend an dieser, trotz der verfahrenstechnischen Probleme getroffenen Entscheidung war der Zwang zur möglichst schadlosen Beseitigung der Rohhüttenflugstäube. Im Verlauf der diesbezüglichen Entwicklungsarbeit ist ein großes Kapitel Mansfelder, aber auch ein nicht unbedeutender Teil überregionaler Metallurgiegeschichte geschrieben worden. Je Ofen waren vier Sintertöpfe zwecks Agglomeration und teilweiser Entschwefelung der Stäube vorhanden. Für die Flugstaubabscheidung stand zunächst nur eine alte große Staubkammer zur Verfügung, der 1923 eine Heißgas-EGR (Elektrostatische Gasreinigung), damals eine Neuentwicklung, nachgeschaltet wurde.

Zur Vortrocknung, Pelletierung und teilweiser Entfernung des Bitumens, Arsens und Schwefels entstand 1923 für die als Schlamm von den Rohhütten angelieferten Flugstäube eine sog. Schweltrommel, weil der Bitumengehalt des Schlammes, insbesondere von der Krughütte, im Abgassystem der Sinteranlage Explosionen und starke Ansätze an den Exhaustoren verursachte. Die Produkte und Ergebnisse der Schachtofenarbeit entsprachen den schon genannten, obwohl der Möller, weil z. T. agglomeriert und teilschwefelt, günstiger zusammengesetzt war. Zur Nutzung eigener Ressourcen und Beschäftigung eigener Arbeitskräfte begann seit 1923 der Ausbau des alten Ofengebäudes der Kupferkammerhütte aus dem Jahre 1723, das zuletzt die Spuröfen enthalten hatte, zur Bleiraffinieranlage. Bereits 1924 kam sie in Betrieb, der Verkauf des Werkbleies nach Lautenthal endete.

Das von den Schachtöfen in Blöcken kommende Rohblei wurde manuell in zwei 50 t fassende Flammöfen eingesetzt, eingeschmolzen und „geschlickert“. Die Löslichkeit von Kupfer und Schwefel in Blei ist bei niederen Temperaturen gering, und es ist möglich, durch Abkühlung des Bades auf wenig über den Schmelzpunkt des Bleies diese Elemente als schlammigen, viel Blei enthaltenden Brei, den Schlicker, abzuscheiden. Dieser konnte von der Badoberfläche mit Kratzen abgezogen werden und ging zurück zum Bleischachtofen. Die Schlickerung wurde durch Hochfeuern des Ofens und wiederholte langsame Abkühlung mehrmals vorgenommen. Anschließend fand die eigentliche Raffination statt. Durch Überleiten der sauerstoffhaltigen Heizgase über die Oberfläche des auf ca. 700 °C hochgeheizten Bleibades, teils auch durch über eiserne Rohre in das Blei eingblasene Luft, wurde es selektiv oxidiert, wobei in zeitlicher Aufeinanderfolge zunächst Zinnoxid als bräunlicher, bei höheren Zinngehalten gelber pulveriger „Zinnabstrich“, der sich mit „Streichhölzern“ vom Bad abstreifen ließ, danach flüssiges gelbes Bleiarsenat (Arsenabstrich genannt), und zuletzt flüssiges schwarzes Bleiantimonat (Antimonabstrich) entstanden. Die vollständige Entfernung des Antimons zeigte ein farblicher Übergang vom schwarzen Abstrich zur gelben Bleiglätte an. Die flüssigen Abstriche mußten zwecks ihrer Entfernung mit Schamottmehl „angesteift“ werden. Zur Ausgewinnung ihrer Metallinhalte wurden sie an geeignete Hüttenwerke abgegeben.

Nach der Raffination wurde das Blei in eiserne Entsilberungskessel abgestochen und ihm mehrfach nacheinander festes Zink portionsweise zugesetzt. Zink bildet mit Silber und Blei Mischkristalle, die sich bei Temperaturen unterhalb 400 °C aus dem Blei abscheiden, im Bad aufschwimmen und einen „Schaum“ bilden, der mit Lochkellen abgeschöpft wurde. In kleinen Kesseln erfolgte seine Saigerung, ein mehrfach wiederholtes Einschmelzen, Abkühlen und Schaumabheben. Dadurch ließ sich anhaftendes Blei entfernen und der Schaum auf ca. 30 % Blei ab- und das Silber auf über 20 % anreichern. Aus dem „Zinkschaum“ entfernte man das Zink durch Destillation bei 1.000 bis 1.100 °C in einer indirekt beheizten Retorte oder Muffel, erhielt das in einer „Vorlage“ kondensierende Zink zurück und ein Reichblei mit bis zu 40 % Silber, das im Treibofen zu Blicksilber abgetrieben wurde. Die silberhaltige Bleiglätte ging zum Bleischachtofen zurück.

Nach der Entsilberung enthielt das Blei noch ca. 0,6 % Zink, das in einem weiteren Ofen durch Einleiten von Wasserdampf in das flüssige Blei oxidiert und als „Poldreck“ in Form eines staubartigen Produktes entfernt werden konnte. Dann war das Blei zum Vergießen bereit; es kam in 50 kg schweren Barren unter der Bezeichnung „Original Hüttenweichblei Mansfeld“ in den Handel. Die gesamte Prozedur vom Einsetzen des Bleies zum Schlickern bis zum Vergießen dauerte bis zu zehn Tage (Produktionsablauf siehe Abbildung 51).

Der beim Verschmelzen der Rohhüttenflugstäube bzw. der Theisenschlämme im Schachtofen anfallende Blei-Kupferstein, mit:

25 % - 35 % Kupfer
8 % - 15 % Zink
10 % - 20 % Blei und
0,25 % Arsen;

minderte das Bleiausbringen. Unzureichende Erlöse für Blei, Silber und Kupfer bei seinem Verkauf führten 1924 zur Wiederaufnahme der 1904 bis 1907 durchgeführten Verblaseversuche im Konverter. Die Ergebnisse waren überzeugend: Blei, Zink und Arsen verdampften bzw. verschlackten weitestgehend und bauten bestehende Ressentiments gegen den Verblaseprozeß ab. Das betraf insbesondere die befürchtete Silberverdampfung und die Abscheidemöglichkeit sowie Weiterverarbeitbarkeit der Stäube. Nach der Errichtung der Bessemerei wurde der Blei-Kupferstein gemeinsam mit dem Stein der Rohhütten verblasen.

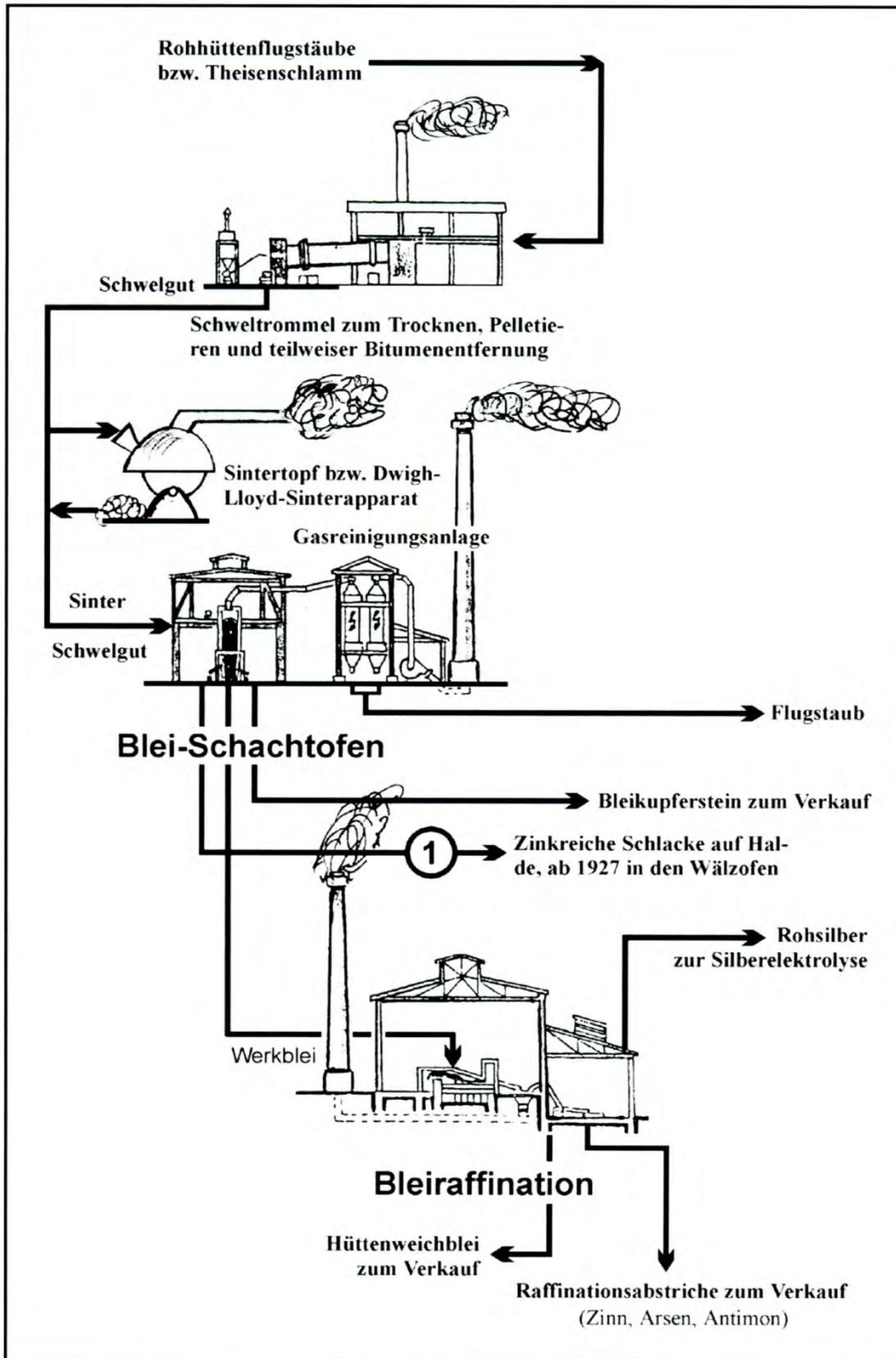


Abbildung 51: Produktionsablauf der Bleihütte von 1921 bis 1928

Zur Weiterverarbeitung der in der Bessemerei beim Verblasen des Kupfersteines, auch des Blei-Kupfersteines, entstehenden und gewonnenen sulfatischen Blei-Zinkstäube entstand 1928 auf der Bleihütte die erste Anlage zur Erzeugung von Zinkvitriol. Das Verfahren bestand in einer schwefelsauren Laugung des Staubes, Abfiltrieren des im wesentlichen aus Bleisulfat bestehenden Löserückstandes, Abstumpfung der Lösung durch frischen Flugstaub mit nochmaliger Abtrennung der Rückstände, Laugereinigung (Zementieren von Cadmium und Kupfer mit Zinkstaub) und Eindampfen der Zinksulfatlösung bis zur Ausscheidung des $\text{ZnSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$ als sog. Schneesalz. Der Bleisulfatschlamm mit seinem Silberinhalt ging zur Bleiarbeit in den Schachtofen.

Anfang der 1920er Jahre hatte die Fa. Krupp-Gruson, Magdeburg, ein Verfahren für die Verarbeitung von Zn-haltigen Produkten entwickelt, das sogenannte Wälzverfahren. Zur Erprobung und Weiterentwicklung stellte die Mansfeld AG 1925 einige Aggregate der Bleihütte zur Verfügung. Die alte Theisenschlamm-trockentrommel wurde auf 12 m verlängert, zum Wälzofen umgebaut und in ihr Versuche mit verschiedenen Materialien (auch fremden) durchgeführt. Sehr gute Verflüchtigungsergebnisse erzielte man an den zinkhaltigen Schlacken der Bleischachtöfen, die bislang aufgehaldet worden waren. Daraufhin entstand in kürzester Zeit eine Großanlage mit zwei 30 m langen Drehrohröfen, die Ende 1927 in Betrieb ging, ausgerüstet mit einer Intensiv-Sackfilteranlage, eine der ersten jener Zeit. Das Verfahren, ein Wälzen des Aufgabegutes bei ca. 1.100 °C unter fortwährendem Weitertransportieren der ungeschmolzen bleibenden Beschickung, basiert auf der Umsetzung des Zinksulfides und Zinkoxides mit metallischem Eisen nach der Formel



wobei das Zinkoxid unmittelbar aus seinen schlackebildenden Verbindungen $2 \text{ZnO} \cdot \text{SiO}_2$ und $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ verdrängt wird. Infolge der über 1.000 °C betragenden Temperatur entsteht das Zink als Dampf, der entweicht und unmittelbar nach Austritt aus der Beschickung mit weißblauer Flamme zu Zinkoxid verbrennt. Es wird durch die Heizgase ausgetragen und in Gaskühlern und Filteranlagen (hier waren es Gewebefilter) abgeschieden. Das Oxid war von minderer Qualität wegen des beträchtlichen Bleigehaltes, nicht optimaler Verbrennung des Zinkdampfes sowie der Asche aus der Braunkohlestaubbefuerung. Es wurde als „Hüttenoxid“ verkauft. Das Eisen für die obige Umsetzung kam aus der hierzu eingesetzten Konverterschlacke, deren Fayalit, $2 \text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$, durch zugesetzten Koksgrus zu metallischem Eisen und $\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ reduziert wurde. Zugesetzter Kalk hatte das Ziel, durch das „Ansteifen“ der Beschickung ein die Verflüchtigung hemmendes Schmelzen der Beschickung zu vermeiden.

Das ausgetragene Gut war der grobkrümelige „Wälzklinker“ mit 3 % bis 4 % Zink, 0,5 % Blei, 2 % bis 4 % Kupfer (je nach Gehalt der vorlaufenden Bleischlacke und der Konverterschlacke), 20 % bis 30 % FeS und beträchtlichen Silbergehalten. Seine Weiterverarbeitung geschah als Zuschlag zum Schieferschmelzen oder, zusammen mit anderem Gekrätz, auf der Bessemerei in einem besonderen Schachtofen zu „Klinkerstein“, der unmittelbar in die Konvertoren ging. Außer der laufend anfallenden Bleischlacke diente auch zerkleinerte Haldenschlacke aus der Bleiarbeit der Jahre seit 1908 als Vorlauf für den Wälzprozeß.

Während der Wirtschaftskrise fiel der Preis für „Hüttenoxid“ von 160 Mark/t (1930) auf 60 Mark/t (1932). Damit war das Verfahren nicht mehr wirtschaftlich und wurde nach längerer Unterbrechung mit nur einem Wälzofen weitergeführt. Zur Aufbereitung des Oxides zu besser bezahltem Farboxid entstand im alten Kilnofengebäude im Schmalzgrund eine Windsichtanlage, um Ascheanteile aus dem Hüttenoxid zu entfernen. Im anderen Wälzofen fanden ab 1932 Versuche statt, die Flugstaubverarbeitung zu verändern, weil die Bedingungen des Theisenschlammverschmelzens zu Blei im Schachtofen sich verschlechterten (Produktionsablauf 1928 bis etwa 1936, Abbildung 52).

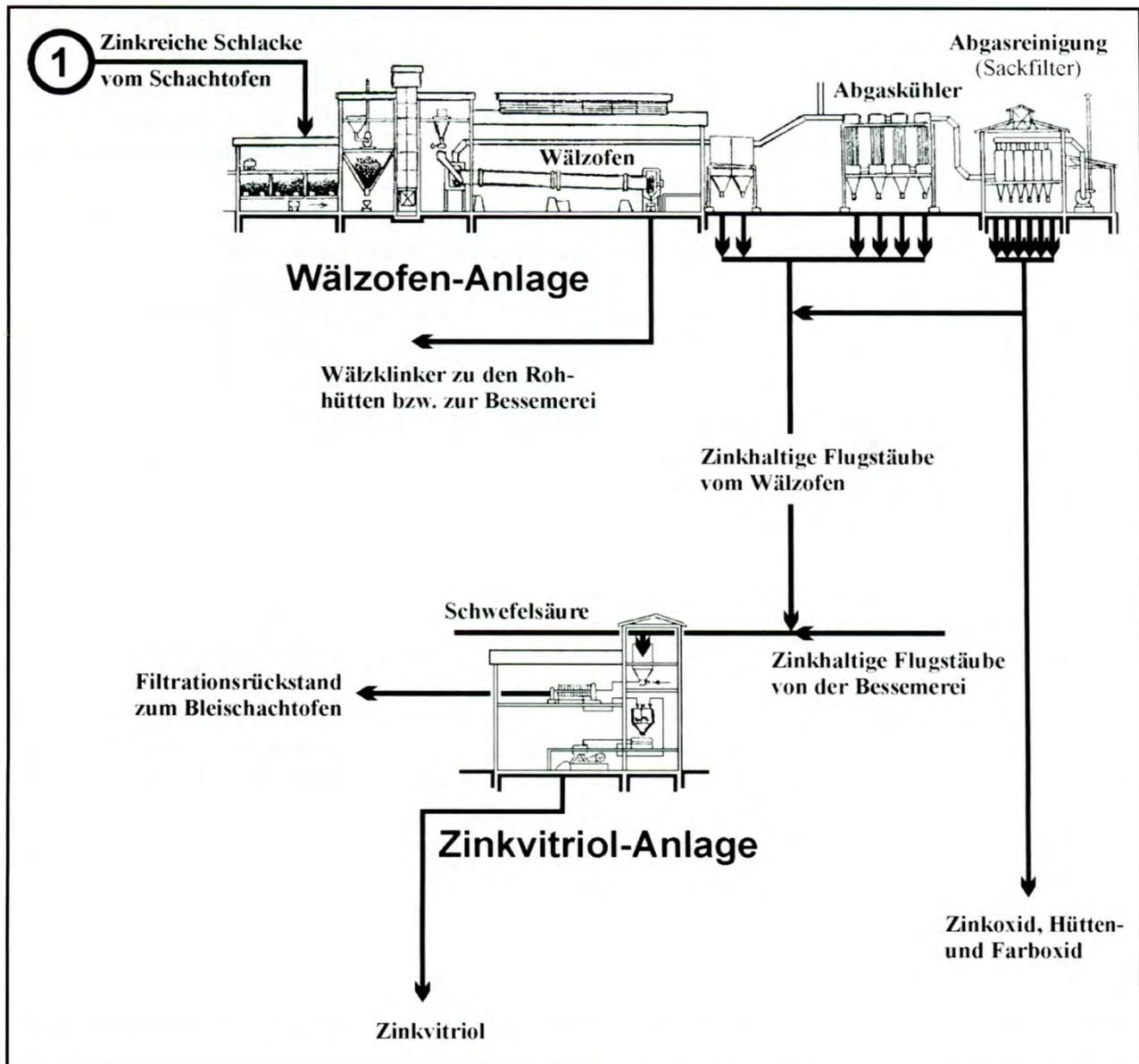


Abbildung 52: Die Weiterentwicklung Bleihütte, Produktionsablauf der von 1928 bis etwa 1936

Mit dem Übergang der Rohhütten zum Roherzschmelzen hatte sich die Metallverflüchtigung, vor allem die des Zinkes, beträchtlich erhöht. Hinzu kam der allmähliche Anstieg des Zink- und Rückgang der Bleigehalte in den Minern mit zunehmender Verlagerung des Erzabbaues nach Osten. Als seit 1928 mit dem rücklaufenden Wälzklinker noch zusätzliches Zink in die Erzarbeit kam, kehrte sich das bisherige Verhältnis Blei zu Zink im Theisenschlamm von 1 : 0,6 auf 1 : 1,5 um. Der Bleigehalt fiel von 25 % bis 30 % auf 15 %, der Zinkgehalt stieg von 15 % auf 20 %, das Verschmelzen des Theisenschlammes im Schachtofen wurde zunehmend problematischer.

Man suchte, aufbauend auf den Versuchen von 1925, die unterschiedlichen Verflüchtigungseigenschaften von Bleisulfid und Zinksulfid für eine Trennung beider Komponenten auszunutzen. Bleisulfid ist bei 1.100 bis 1.200 °C in bewegter Atmosphäre gut flüchtig, Zinksulfid nicht. Wichtig war die Einhaltung einer reduzierenden Atmosphäre, um eine Oxidation des Bleisulfides zu nicht-flüchtigem Sulfat oder zu sofort verschlackendem Bleioxid zu vermeiden sowie die Abwesenheit reduzierbarer Eisenverbindungen, da sonst

Zink freigesetzt würde. Die Versuche, die in den Jahren 1932/33 durchgeführt wurden, erbrachten zwar die erwartete Trennung, der Wälzofen erwies sich jedoch hierzu ungeeignet, da starke Ansatzbildung den Ofen nach kurzer Zeit unbrauchbar werden ließ.

Die Lösung des Problems ergab sich erst aus einer Nebenentwicklung: Nachdem mit der Kunstfaserindustrie ein Großabnehmer für Zinksulfat entstanden war, verwandte man zur Vitriolerzeugung auch die unreinen Partien des Wälzoxides; dadurch ergab sich ein verstärkter Anfall an Bleisulfatschlamm, dessen Aufarbeitung zu Blei über Sinterung und Schachtofen nicht mehr zweckmäßig erschien.

Inzwischen hatten sich in der Metallurgie die Drehflamöfen wegen der in ihnen möglichen Reaktionen bewährt, Reaktionen die in Schachtofen infolge derer hohen Reduktionswirkung nicht durchführbar sind. Hierzu gehören auch die partielle Reduktion des Bleisulfates zu PbS und dessen Reaktion mit PbSO_4 zu metallischem Blei und SO_2 , die bei relativ niederen Temperaturen ablaufen, womit hohe Temperaturen und damit verbundene Blei-Verflüchtigung sowie hoher Anfall an Blei-Kupferstein sich vermeiden ließen. Um diese Vorteile zu nutzen, errichtete man 1934 einen Dörschel-(Kurtztrommel-)ofen von 6 m Länge und 2,5 m Durchmesser. Er war braunkohlenstaubfeuert und ausgebildet als „Schaukelofen“ (nur ca. 300° um die Längsachse drehbar) mit Beschickungseintrag über durch Klappen verschließbare Öffnungen im Längsmantel, aus denen auch die Schmelze ausgetragen wurde. Bei der Verarbeitung des oben genannten Bleisulfatschlammes in diesen Öfen entstanden Blei, wenig Bleistein und relativ wenig Schlacke mit allerdings beträchtlichen Bleigehalten, die den Bleischachtofen als willkommener stückiger Möllerbestandteil (Retour-schlacke) vorlief.

Der viel Bleichlorid enthaltende Flugstaub aus dieser Arbeit ließ sich wegen der Flüchtigkeit des Bleichlorides nicht mehr thermisch zu Blei aufarbeiten. Nach warmem, neutralem Auslaugen der wasserlöslichen Zink- und Cadmiumchloride - aus der Lösung wurde Cd ausgefällt und als Zn-haltiger Schlamm an Fremde abgegeben - stellte man aus ihm Bleimennige her. Zunächst entfernte nach der Wasserlaugung ein heißes Nachwaschen mit Sodalösung, wodurch sich Bleichlorid bzw. Bleisulfat zu Bleicarbonat umsetzten, Chlor und Sulfatschwefelreste. Oxidierendes Erhitzen des weißgrauen Filtrationsrückstandes bei ca. 500°C in einem 6 m langen, nicht ausgemauerten und außenbefeuerten Drehrohr ließ daraus rote Mennige (Pb_3O_4) entstehen. Im Jahre 1936 errichtete man neben dem Dörschelofen zur Bleigewinnung einen weiteren gleicher Abmessung zur Entbleiung und zur Nachoxidation der besseren Fraktionen des Wälz-(Zink-)oxides, um Mengenausbringen und Qualität des Farboxides zu erhöhen.

Mit beiden Öfen fanden 1936 Versuche zur selektiven Verflüchtigung des Bleisulfides aus dem Schwelgut statt, die 1932/1933 im Wälzofen zu keinem Ergebnis geführt hatten. In den Dörschelöfen gelang sie, und das Verfahren trägt seither die Bezeichnung „Differentialles Wälzen“. Im Jahre 1937 errichtete man zur Umsetzung dieses Verfahrens in der Nähe des Wälzofengebäudes eine Halle mit zwei Kurtztrommelöfen, an die 1938 ein Erweiterungsbau mit einem Ofen quer davor gesetzt wurde.

Das in stark reduzierender Atmosphäre bei 1.200°C verflüchtigte Bleisulfid oxidierte am Ofenkopf infolge Zutritt von Falschluff zu Bleisulfat, das, in Sackfiltern abgeschieden, mit ca. 40 % Blei und 10 % Zink der Sinteranlage und dem Bleischachtofen vorlief. Die entbleite Schwelguts-substanz bildete gefrittete Knollen bis große Klumpen, enthielt ca. 60 % Zinksulfid und 4 % Blei neben Kupfer und Silber; sie hieß Zinkklinker und ging gemeinsam mit der Bleischachtofenschlacke nach der Zerkleinerung zur Zinkverflüchtigung in die Wälzöfen.

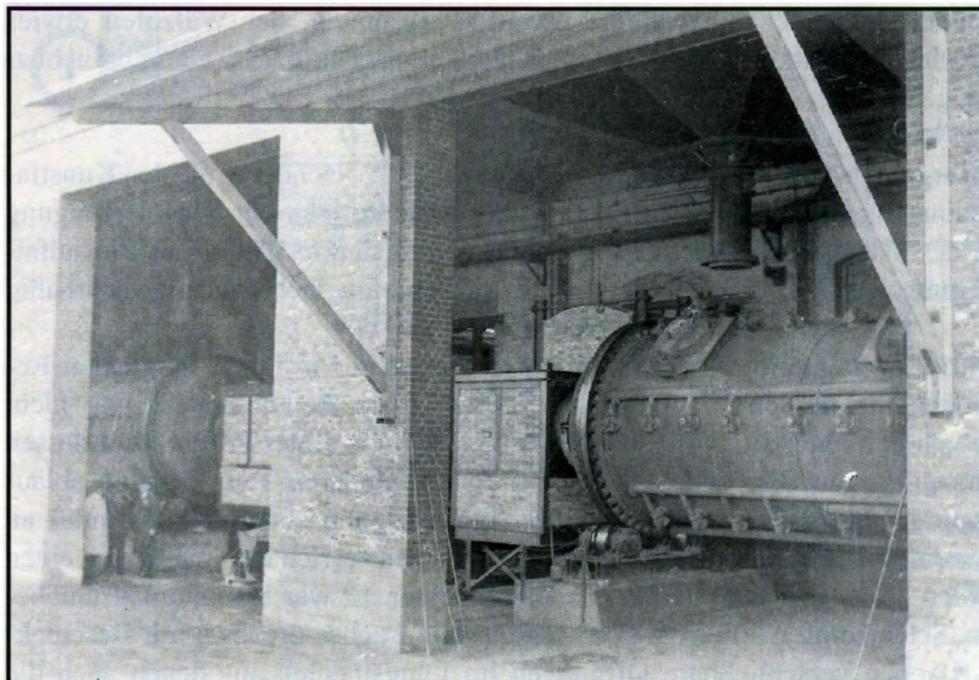


Abbildung 53: Kurztrommelöfen der Bleihütte zur Bleiverflüchtigung

In den Kurztrommelöfen verflüchtigte sich zusammen mit dem Bleisulfid auch Rhenium als Sulfid, das noch vor dem Bleisulfid oxidierte und im Flugstaub als wasserlösliches Rhenat vorlag. Zu seiner Ausgewinnung entwickelten 1948/1949 Wagenmann und Lindemann ein kompliziertes Auslauge-Fällungsverfahren, das 1950 in die Produktion eingeführt wurde und Mansfeld für lange Zeit zum Großproduzenten für dieses Metall werden ließ.

Im Zuge des Rhenium-Gewinnungsverfahrens fiel (neben zementiertem Cadmium) schon beim Eindampfen der Rohlauge aus der Flugstaublaugung Jod als Thalliumjodid aus, das zu apothekenreinem Jod aufgearbeitet worden ist, während Thallium als Fällschlamm an fremde Abnehmer ging (Produktionsablauf von 1934 bis 1950, Abbildung 54). Cadmium, Thallium und Jod waren die 16., 17. und 18. aus Kupferschiefer ausgebrachten Elemente.

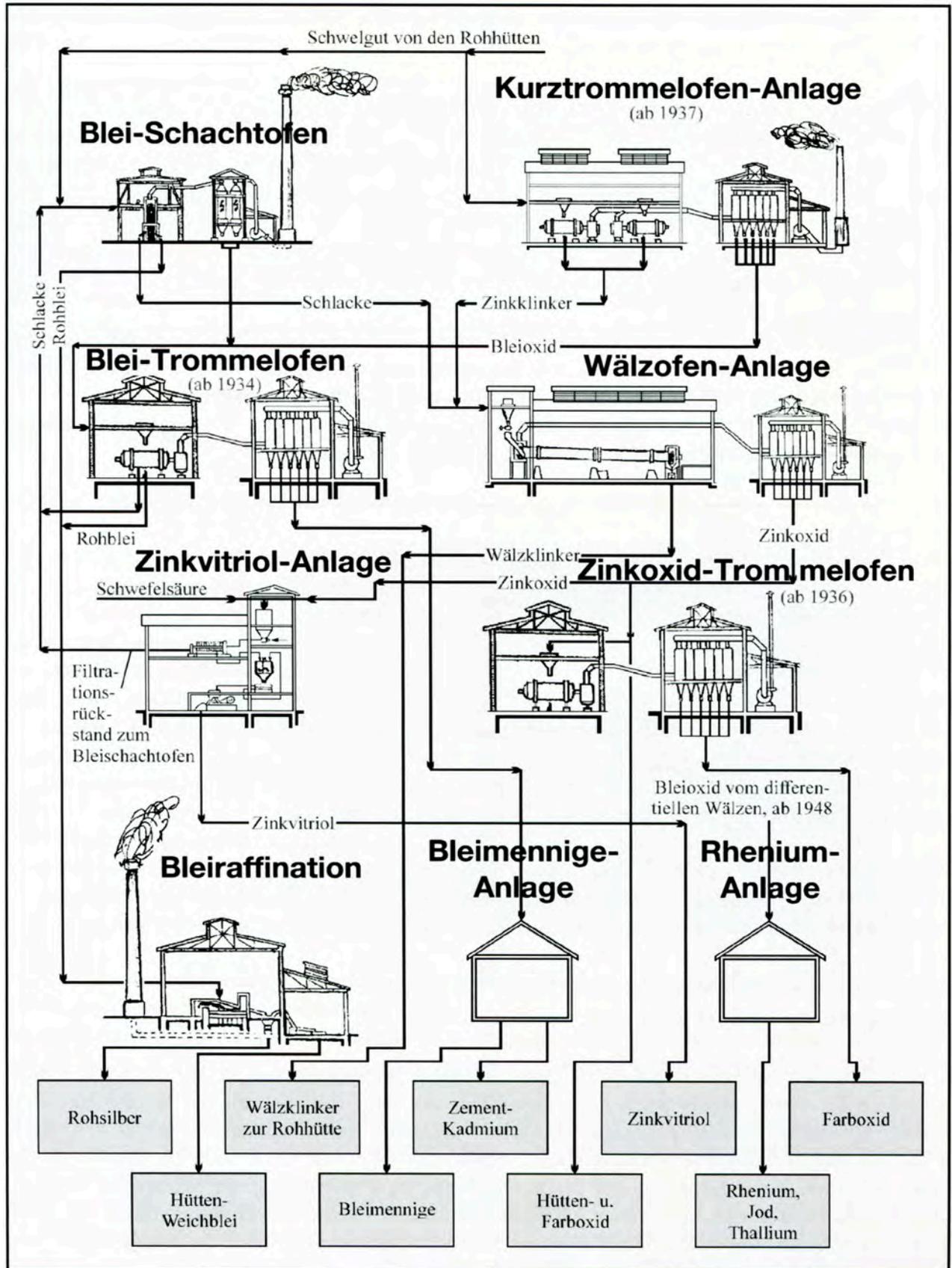


Abbildung 54: Weiterentwicklung Bleihütte seit 1934

5. Höhepunkte und Ende der Kupferschieferverarbeitung 1945 – 1990

Mit der Teilung Deutschlands am Ende des Zweiten Weltkrieges und der Verselbständigung des Industriestandortes Ostzone, später DDR, war den Mansfeld-Unternehmen als größten Kupferproduzenten im Osten Deutschlands die Versorgungsfunktion für Kupfer zugefallen. Diese Aufgabe war der rote Faden, der in diesen Jahren die Tätigkeit der Mansfelder Berg- und Hüttenleute bestimmte. Waren die ersten zehn Jahre noch zusätzlich geprägt durch die Konsolidierung der Hüttensubstanz, so standen die letzten zehn Jahre dieser Periode im Zeichen intensiver Suche, den Kupferstandort Mansfeld zu erhalten. Dazwischen liegen Jahre partieller Weiterentwicklung einzelner Prozesse, ständiger Intensivierung der Prozesse und Erweiterung des Sortimentes an Kupfererzeugnissen und Qualitäten.

Entscheidenden Einfluß auf diese Entwicklung hatten das Verhältnis der Westmächte gegenüber der DDR in Bezug auf die Beschaffung von Erzeugnissen der modernen Technik und das ständige Fehlen konvertierbarer Währungen, um das auf dem Markt Kaufbare zu erwerben. Die Entwicklung der Hüttenbetriebe und ihre Arbeitsweise in dieser Zeit wurden im wesentlichen vom Kupferformatebedarf der Halbzeugbetriebe der DDR bestimmt.

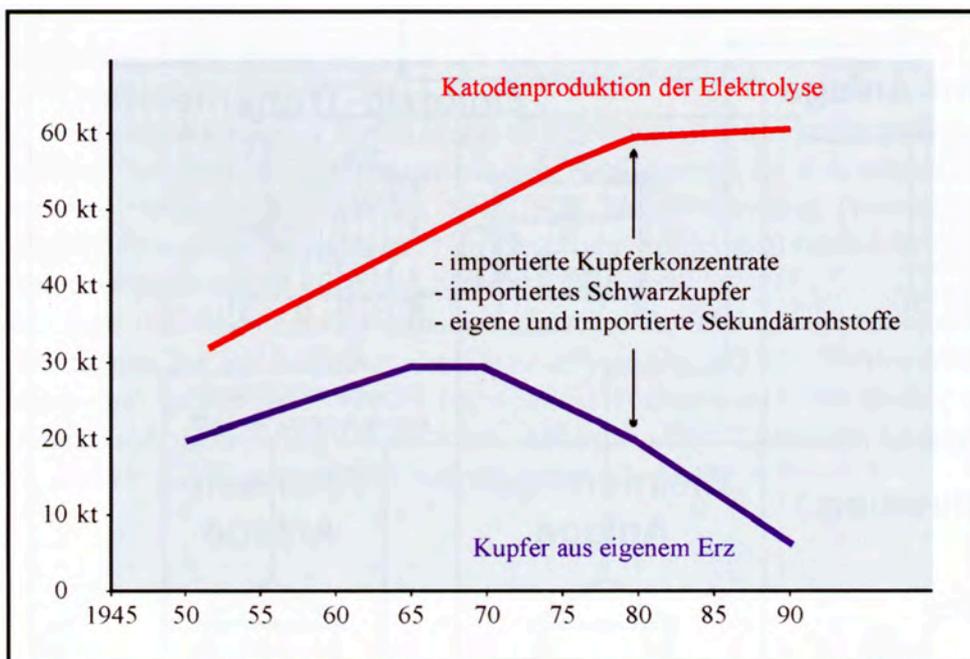


Abbildung 55: Entwicklung der Katodenproduktion nach 1945

Mit dem Ziel, den teuren Kupferkatodenimport für diese Versorgungsaufgabe zu minimieren, wurde als eine der ersten Maßnahmen nach dem Krieg auf dem Hüttensektor die Kupferelektrolyse Hettstedt erweitert, und ihre Kapazität im Verlauf der Jahre durch Intensivierung der Produktion auf die für das komplizierte Vorlaufmaterial maximale Höhe von ca. 60.000 t/a gesteigert. Die Spanne zwischen dieser Kapazität und der ausgewinnbaren Kupfermenge der Mansfelder Schächte war entsprechend den technologischen Möglichkeiten durch Fremdmaterial aufzubringen. Das waren im wesentlichen importierte Kupferkonzentrate und Blisterkupfer sowie landeseigene und importierte Sekundärrohstoffe. In zunehmendem Maße wurden auch freie Kapazitäten durch Lohnverarbeitung dieser Materialien genutzt. Die begrenzte Eignung der thermischen Verarbeitungsstufen des Verhüttungsprozesses (Rohhütte, Besemerei, Kupferhütte) für Fremdmaterial machte sich mit dem Rückgang der Kupferproduktion aus eigenem Erz - insbesondere nach 1970 - in immer stärkerem Maße negativ bemerkbar. Qualitätseinbußen und zunehmende Umweltbelastung waren die Folge.

Die in Erkennung der Erzvorratssituation im Mansfelder Raum bereits nach 1970 eingeleitete Erschließung der Erzlagerstätte Spremberg (Niederlausitz) war auch hüttenseitig insofern angedacht, als mit der Schaffung einer neuen Verhüttungstechnologie für die zu erwartenden Spremberger Kupferkonzentrate eine Konzentration aller thermischen Stufen des Mansfelder Verhüttungsprozesses in einer sog. Konzentrathütte erfolgen sollte. Auch nach Aufgabe des Vorhabens Spremberg wegen Nichtfinanzierbarkeit waren eine Konzentrathütte auf Basis von Kaufkonzentraten neben einer zentralen umweltfreundlichen Verarbeitungsanlage für kupferhaltige Schrotte und Rückstände vieldiskutierte Überlegungen zur Erhaltung des Kupferstandortes Mansfeld. Der Übergang zur Marktwirtschaft und die Überkapazitäten auf metallurgischem Gebiet haben diese Vorstellungen zunichte gemacht.

5.1. Die Rohhütten

Schwerer Anfang nach dem Zweiten Weltkrieg

Das Anlaufen der Produktion im Sommer 1945 gestaltete sich schwierig. Neben technischen Problemen und geringen Erzbeständen kam es zum Ausfall der Koksanlieferungen, so daß nach Abbau der Koksbestände die Produktion wieder eingestellt werden mußte. Mit einem Teil der Belegschaften wurden fast nur Aufräumungsarbeiten durchgeführt. Das Gespenst der endgültigen Stilllegung der Mansfelder Kupferproduktion ging wieder um. Ließen doch die während des Krieges geschaffenen neuen Produktionskapazitäten für Kupfer in Afrika und Amerika eine Überproduktion und entsprechenden Preisverfall des Kupfers erwarten. Andererseits hatte auch die 1933 gebildete Subventionsgesellschaft mit geringen Aktivitäten auf den Rohhütten zu erkennen gegeben, daß die Kupferversorgung des Reiches nach der vorgesehenen „Neuaufteilung der Welt und ihrer Ressourcen“ nicht mehr der Kupfererze des Mansfelder Landes bedurft hätte. Viele Alteingesessene verließen das Mansfelder Gebiet.

Neben objektiven Schwierigkeiten jener Zeit hinderte auch die ungeklärte Finanzierung der Betriebe ihre Wiederingangsetzung. Für das Jahr 1946 wurde deshalb die Landesregierung von der SMAD (Sowjetische Militär-Administration) angewiesen, die erforderlichen Subventionen bereitzustellen.

Nach ersten Kokslieferungen konnte am 19. Februar 1946 die Krughütte mit einem Ofen (500 t Durchsatz/Tag) den Betrieb wieder aufnehmen.

Durch Befehl der SMAD am 19. März 1946 wurden die Weichen für die vollständige Betriebsaufnahme der Mansfeld-Betriebe gestellt. Das Problem der Koksbeschaffung wurde der SMAD übertragen.

Nach Eingang von Koks kamen am 3. Juni 1946 zwei Öfen der Kochhütte wieder in Betrieb. Gegen Jahresende wurde ein dritter Ofen angeblasen. 1947 ermöglichte die geringe Erzförderung jedoch nur einen intermittierenden Zwei - Ofenbetrieb.

Vom November 1946 bis Februar 1947 standen die Mansfeld-Betriebe im Rahmen der Reparationsleistungen unter sowjetischer Leitung, gingen jedoch schon seit März 1947 wieder, nun als uneingeschränktes „Staatseigentum“, in den Besitz des Landes Sachsen-Anhalt über und erhielten die Form einer GmbH.

Im Juli 1948, mit Anlaufen des ersten Halbjahresplanes, bekam die bisherige GmbH den Status eines zentral geleiteten Volkseigenen Betriebes.

Ab diesem Zeitpunkt begann der Aufschwung der Produktion.

Die Entwicklung der Rohhüttenschmelzleistung in diesen Jahren zeigen folgende Zahlen:

1946	371.255 t
1948	522.617 t
1950	806.792 t

Im Jahre 1953 hatten beide Rohhütten die Vorkriegsleistungen in etwa wieder erreicht.

1950, aus Anlaß der Feiern zum 750. Jahrestag des Kupferschieferbergbaus im Mansfelder Land, bei denen auch der Präsident der DDR, Wilhelm Pieck, zugegen war, wurden die Krughütte in Karl-Liebnecht-Hütte und die Kochhütte in August-Bebel-Hütte umbenannt. Das Mansfeld Kombinat erhielt den Namen „Wilhelm Pieck“.

Gemeinsames Problem beider Rohhütten nach dem Kriege war die Koks Versorgung. Mit der endgültigen Überführung der Betriebe in Volkseigentum erloschen die noch bestehenden sachlichen Bindungen zum Rest des Mansfeldkonzerns, vor allem zu den eigenen Kokereien in Westfalen. Der speziell für die Kupferschieferverhüttung hergestellte sehr reaktionsträge Koks ging seit Februar 1947 nicht mehr ein. Mit dem dadurch notwendigen Rückgriff auf normale Hochofenkokse - aus Zwickau/Sachsen., der VR Polen, der CSSR - war der Anstieg des spezifischen Koksverbrauches von 180 kg/t Möller auf ca. 280 kg/t Möller verbunden, was die Diskrepanz zwischen Herstellungskosten und Verkaufserlös für Kupfer noch vergrößerte.

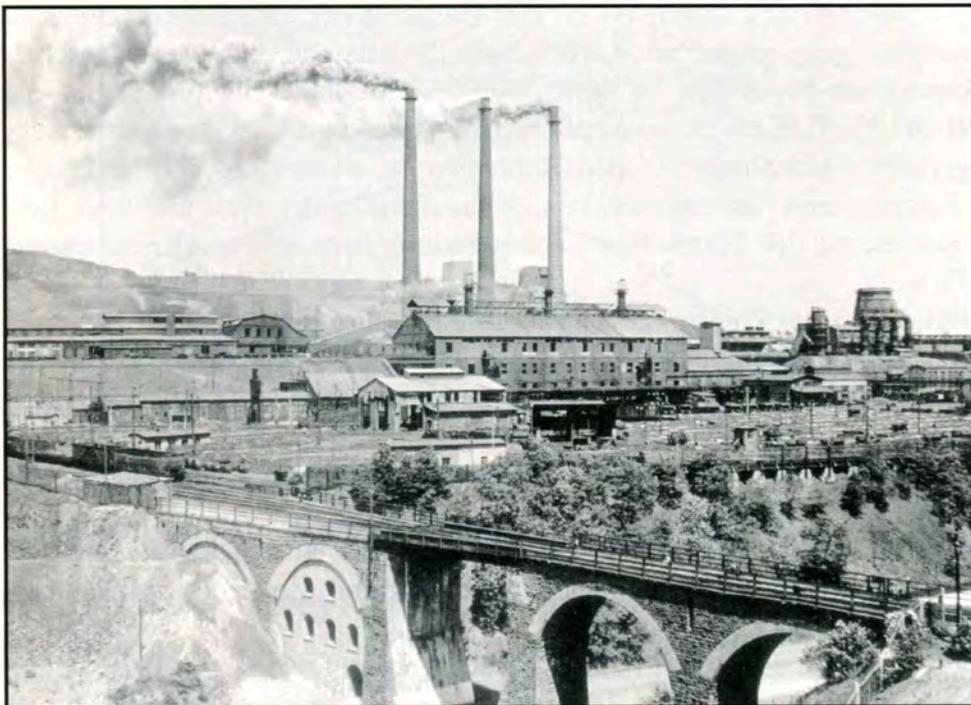


Abbildung 56: Karl-Liebnecht-Hütte bei Eisleben im Jahre 1952

Folgeschwer waren der erhöhte Koksaufrang für die Windversorgung und die Gaswirtschaft. Wind- und Gasmenge erhöhten sich entsprechend dem Anstieg der Koksmenge. Windseitig war die erforderliche Reserve vorhanden, nicht aber gasseitig.

So war die Hochesse zwischen Ofen 5 und 6 der Kochhütte, seit 1951 August-Bebel-Hütte, nicht in der Lage, das überschüssige Gas abzuleiten, so daß ständig 1 bis 2 Öfen „über die Notessen gingen“; dennoch herrschte auf der Gicht starke Gasbelästigung. Dieser Zustand endete erst mit der Inbetriebnahme der neuen Gaswäsche 1956.

Generell ist zu sagen, daß die nunmehrige Karl-Liebknecht-Hütte aufgrund ihres technisch besseren Zustandes relativ schnell die neuen Probleme überwand und bereits am Ende der 1950er Jahre Schmelzleistungen bis zu 800.000 t/Jahr erreichte: Das war das Doppelte der projektierten Leistung. Ungeachtet dieser positiven Entwicklung wurde im weiteren Konzentrationsprozeß der Rohhütten der August-Bebel-Hütte der Vorrang gegeben. Grund dafür waren der Übergang der Kupfererzförderung in die Sangerhäuser Schächte und die territoriale Erweiterungsfähigkeit der August-Bebel-Hütte.

Im Ergebnis von Leistungssteigerungen der August-Bebel-Hütte durch die Heißwindanwendung wurde die Stilllegung der Karl-Liebknecht-Hütte auf das Jahr 1972 festgelegt, in dem sie dann auch erfolgte.

Die technisch-organisatorischen Aufgaben der Jahre 1946 bis 1953 auf der August-Bebel-Hütte lassen sich, abgesehen von dem Problem der Brennstoffversorgung, wie folgt umreißen:

- Aufrechterhaltung der Funktionstüchtigkeit der während des Krieges stark vernachlässigten Betriebseinrichtungen,
- Ermöglichung eines Zuwachses an Produktionsvolumen sowie
- Einsparung von Arbeitskräften, Beseitigung schwerer körperlicher Arbeit und Verbesserung der Arbeitsbedingungen.

Diese Aufgaben mit den Gegebenheiten der Jahre 1947/1950 anzugehen, erforderte ungeheuren materiellen und organisatorischen Aufwand. Am allerdringlichsten war der Ersatz der stark niedergeführten Panzermäntel der Öfen. Durch das politisch motivierte Stahlembargo der Westmächte waren entsprechende Stahlbleche nicht mehr beschaffbar.

In enger Kooperation zwischen Hütte und Maschinenbaubetrieb konnte in kurzer Zeit ein mit Wasserkammern bestückter Ofen konstruiert und trotz der noch allseitig bestehenden Engpässe gebaut werden. Am 7. November 1949 ging nach einer Generalreparatur der Ofen 7 als erster Wassermantelofen der Kochhütte in Betrieb. Bis 1952 erfolgte die Umrüstung auch der übrigen Öfen; Ende Oktober 1953 wurde Ofen 9 als letzter Panzermantelofen ausgeblasen.

Auch die alte Notlösung, den Niveauunterschied zwischen Schlackekanal und Schlackeplatz durch Hubbühnen zu überwinden, entwickelte sich zum Problem, da die erforderlichen Bronzespindeln nicht beschaffbar und außerdem abzusehen war, daß nach dieser Methode die in Zukunft zu erwartenden Schlackemengen nicht zu bewältigen waren.

1950 wurde deshalb durch den Bau der Schrägausfahrt eine direkte Gleisverbindung zum Schlackekanal geschaffen. Mit diesen Maßnahmen war der Betrieb der Hütte gesichert.

Unumgänglich war die Lösung des Kauenproblems und die Zentralisierung der Verwaltung. Immer noch diente das alte Revierhaus des Schmid-Schachtes als Verwaltungsgebäude, die alte Gefangenenbaracke aus dem Ersten Weltkrieg als Kaue.

1951 begann der Bau des Verwaltungs- und Kauengebäudes, dessen erster Trakt im Frühjahr 1952 genutzt werden konnte. 1954 folgten Küche und Speisesaal.

Arbeitsmethodik und Arbeitsbedingungen blieben jedoch trotz dieser Maßnahmen noch unverändert. Mit den Einrichtungen, deren technische Konzeption schon 50 Jahre überholt war, wurden die erforderlichen Durchsatzleistungen nicht erreicht. Der Materialumschlag erfolgte immer noch überwiegend manuell, band eine große Anzahl Arbeitskräfte, das gesamte Möllierzufuhrsystem war ab 1952 bei Neun-Ofenbetrieb voll ausgelastet. Die Feinerzagglomerationskapazität genügte nicht den Erfordernissen. 1951/52 mußte deshalb wieder auf das Haufensintern zurückgegriffen werden.

Leistungsanstieg und Konzentration der Kupfersteinproduktion auf der August-Bebel-Hütte

Entsprechend der Erzförderung des Bergbaus mußten nach 1950 folgende Mengen Kupferschiefer verschmolzen werden:

1952	1.060.429 t
1955	1.322.716 t
1958	1.459.737 t
1960	1.622.710 t
1962	1.704.911 t

Etwa mit dem Jahre 1950 begann deshalb eine neue Periode der Entwicklung der Rohhütten. Es waren die Kapazitäten und Technologien der Rohhütten der stürmischen Bergbau-Entwicklung anzupassen. Damit im Zusammenhang stehend, wurden auf der August-Bebel-Hütte großzügige Investitionsmaßnahmen zur Mechanisierung und Automatisierung der innerbetrieblichen Transporte, der Möllervorbereitung und der Begichtung der Öfen in Angriff genommen.

Aus dieser Zielstellung resultierten 2 Maßnahmekomplexe:

- Der erste galt der Erweiterung der Schmelzkapazitäten. In diesem Zusammenhang wurden die Schachtöfen der August-Bebel-Hütte vergrößert und konstruktiv weiterentwickelt. Es entstand ein Typ des Rundofens, der den Anforderungen des spezifischen Mansfeld Prozesses auch in der weiteren Perspektive prinzipiell entsprach und Abschluß eines jahrhundertelangen Entwicklungsprozesses war (siehe „Parameter der Mansfelder Rohhüttenschachtöfen“, Tabelle 1). Im Jahre 1958 wurde eine Anlage zur Erzeugung von Sauerstoff in Betrieb genommen, wodurch der Sauerstoffgehalt des Gebläsewindes aller Öfen auf durchschnittlich 22,3 % erhöht und eine Schmelzleistungssteigerung von etwa 120 t/Tag erzielt werden konnte. Die Energiesituation gestattete jedoch eine Ausweitung der Sauerstofferzeugung nicht. 1960/1961 wurden die Schachtöfen der August-Bebel-Hütte mit einer automatischen Windmengenregelung ausgestattet und damit wesentliche Voraussetzungen für eine Stabilisierung der Schmelzvorgänge geschaffen. Eingeleitet wurde in jener Periode auch die grundsätzliche Entwicklung der Agglomerierkapazitäten in Richtung der Brikettierung auf Walzenpressen. Zwischenzeitlich mußten Interimslösungen zur Bewältigung des steigenden Feinerzanteils auf der August-Bebel-Hütte gefunden werden. Schließlich sei noch auf umfangreiche Arbeiten hingewiesen, die u. a. in den Gichtgassystemen mit dem Aufbau neuer Turmwäscher und dem Umbau der Gaswäschen erforderlich wurden.

Die genannten und noch viele andere Maßnahmen standen seit Ende der 1950er, Anfang der 1960er Jahre unter sich ständig verschlechternden technologischen Bedingungen. Der zu dieser Zeit einsetzende Konzentrationsprozeß des Bergbaus und die damit verbundene Umlagerung der Förderung in das Sangerhäuser Revier stellten die Mansfelder Hüttenleute vor zusätzliche schwere Probleme.

Die chemische Zusammensetzung des Liefererzes des Bergbaues veränderte sich. Dadurch verschlechterte sich die Schmelzbarkeit des Erzes, die spezifischen Schmelzleistungen gingen zurück und es kam zu immer neuen Störungen des technologischen Prozesses der Schlackenverwertung.

- Der zweite Maßnahmekomplex der Periode 1950 bis 1963 war die Neugestaltung des innerbetrieblichen Transportes auf der August-Bebel-Hütte. Eine solche Veränderung wurde unbedingt erforderlich. Bis dahin mußten hohe Umschlagsleistungen im Sinne des Wortes „von Hand“ getätigt werden. Mehrere hundert Arbeiter waren unter Höchstensatz der Körperkraft damit beschäftigt, Erz, Koks und Zuschläge zu entladen, den Möller vorzubereiten und die Öfen zu begichten. Neben den unzumutbaren Arbeitsbedingungen entstanden durch objektiv und subjektiv bedingte Begichtungsfehler schwere Störungen des Ofenganges mit beachtlichen negativen Auswirkungen.

	Schiefer-/Möller- durchsatz in t/d (bis 1923 gebrannter Schiefer)	Schmelzfläche in der Düsenebene in m ²	Schmelzleistung in t/m ² Düsenebene in 24 Stunden	Brennstoffverbrauch (bis 1820 Holzkohle; in % bezogen auf Möller)
(Sumpf-?)Ofen vor 1515	<u>1,6 / 2</u> ⁵⁾	? 0,5	4	<u>65</u>
Ofen der Agricola-Zeit 1515 - 1570	<u>3,7 / 4,3</u> ⁵⁾	(0,4)	(10)	<u>55</u>
Mansfelder Ofen 1570 - ca. 1700	<u>3,7 / 4,3</u> ⁵⁾	(0,4)	(10)	<u>46</u>
Ungarischer Ofen 1698 - 1730/1760	<u>3,8 / 4,3</u> ⁵⁾	0,5	8,5	<u>41</u>
Ehrenberger Ofen 1730 - ca. 1800	<u>4,0 / 4,4</u> ⁵⁾	0,9	5	<u>30</u>
Hoher Ofen 1800 - 1850	<u>4,0 / 4,3</u> ⁵⁾	0,4	11	<u>27 - 33</u>
Großofen ab 1820	<u>8,0 / 8,6</u> ⁵⁾	0,9	9 - 10	<u>20 - 25</u>
Großofen ab 1865 ¹⁾	<u>18,0 / 20,0</u> ⁵⁾	0,5	40	<u>20 - 25</u>
Krughütter Ofen 1873; 1,9 m Ø HW ²⁾	- / <u>120 - 150</u> ⁶⁾	2,8	50	<u>20 - 22</u>
Kochhütter Ofen 1883; 1,8 m Ø HW ²⁾	- / <u>100</u> ⁶⁾	2,5	45	<u>17,5</u>
Krughütter und Kochhütter Ofen 1912; 2,2 m Ø KW ³⁾	<u>200 / 220</u> ⁶⁾	3,8	55 - 60	<u>17</u>
Schachtofen Krughütte 1935 KW ³⁾	- / <u>bis 800</u> ⁷⁾	14,6	55	<u>14 - 18</u> ⁸⁾
1962 KW	- / <u>bis 750</u> ⁷⁾	18,2	42	<u>22 - 24</u> ⁹⁾
Schachtofen August-Bebel-Hütte 1975 HW ⁴⁾	- / <u>bis 350</u> ⁷⁾	9,1	39	<u>15 - 16</u> ⁹⁾

¹⁾ ausreichende Windversorgung mit Kolbengebläsen

²⁾ Heißwind 250 °C bis 300 °C

³⁾ Kaltwind

⁴⁾ Heißwind 550 °C

⁵⁾ ca. 10 % bis 20 % Flußspat, Stein- und Retourschlacke

⁶⁾ ab 1870 „Minern“, etwa 75 % Schiefer und 25 % leichtschmelzige „Berge“

⁷⁾ Minern einschl. 10 % bis 15 % „Zuschläge“

⁸⁾ Koks der Zeche Sachsen

⁹⁾ Hochofenkoks

Unterstrichene Werte: Urkunden/Literaturangaben

Geklammerte Werte: geschätzt

Tabelle 1: Parameter der Mansfelder Rohhüttenschachtofen

Im Rahmen einer großzügigen Rekonstruktion mit einem Investitionsaufwand von etwa 65 Mio Mark entstanden in dieser Zeit:

- eine Waggonkippanlage zur schnellen Entladung der kontinuierlich ansteigenden Erzmengen aus dem Sangerhäuser Revier und des Schmelzkokes sowie ein Reichsbahnanschluß an die Strecke Erfurt - Magdeburg, wozu zwischen Helbra und Ziegelrode ein Übernahmehnhof errichtet werden mußte;
- ein großzügig angelegtes Bandstraßensystem zum Transport der Massengüter in den Ofenbunker, eine mechanisierte Möllervorbereitungsanlage mit Sieb- und Brechstraßen sowie ein mit drei Kränen ausgestatteter Lagerplatz zur Aufnahme der notwendigen Vorräte. Das gesamte Transportsystem wurde von der Bandsteuerzentrale zentral überwacht und ferngesteuert.
- ein automatisches Möller- und Begichtungssystem. Die Beschickung der Öfen erfolgte mittels Elektrohängebahn, die von kontinuierlich arbeitenden Ofensonden gesteuert wurde. Möllerprogramm und Ablauf der Begichtung wurden von der Automatikzentrale eingegeben und kontrolliert.



Abbildung 57: Doppelwaggonkipper



Abbildung 58: Elektrohängebahn (Transportkübel zur Begichtung der Öfen)



Abbildung 59: Steuerzentrale Schachtofenbetrieb

Alle diese Rekonstruktionsarbeiten mußten bei laufendem Betrieb durchgeführt werden. So verlangte z. B. die Einführung der automatischen Begichtung grundlegende Veränderungen der Oberöfen. Es wurde auch aus diesem Grunde erforderlich, das gesamte Ofenhaus um eine Etage zu erhöhen. So kam es, daß auf der

sog. alten Gicht die Handbesetzung der Öfen noch in vollem Gange war, während gleichzeitig ein Stockwerk höher die notwendigen Ofen- und Gebäudeumbauten mit Hochdruck vorgenommen wurden. Dazu waren große technische und organisatorische Leistungen zur Beherrschung dieser Aufbausituationen erforderlich.

Die nächste Phase der Entwicklung der August-Bebel-Hütte begann etwa Mitte der 60er Jahre. Sie hatte neben der weiteren Erhöhung der Schmelzleistung die Reduzierung des Koksverbrauches und die Beherrschung der veränderten Erzzusammensetzung, insbesondere in Bezug auf die Absicherung der bis dahin erreichten Kupferverluste in der Schlacke, zum Inhalt.

Abgeleitet aus dem umfangreichen Untersuchungsprogramm im Zusammenhang mit der Sauerstoffanwendung im Schachtofen versprach man sich positive Ergebnisse aus der in der Vergangenheit bereits praktizierten Heißwindanwendung.

Im Jahre 1964 wurde die erste Heißwindanlage südlich des Ofenhauses gebaut und mit dem erzeugten Heißwind in unterschiedlichen Anwendungsfällen das Erfolgfeld abgesteckt. Die Untersuchungen führten im Jahre 1968 zum Bau der zentralen Heißwindanlage für alle Öfen. Die damit mögliche Verwendung von Heißwind brachte für den Schachtofenprozeß wesentliche Vorteile. Sie bestanden

Sie bestanden:

- in der Möglichkeit, die Schmelztemperaturen im Ofen um 150° C zu erhöhen und somit die insgesamt schwer schmelzbaren Erze des Sangerhäuser Reviers verlustarm zu verarbeiten
- in der Reduzierung des Koksverbrauches von ca. 245 kg auf 145 kg/t Möller und
- in der Erhöhung der Schmelzleistung



Abbildung 60: Heißwindanlage der August-Bebel-Hütte, 1970

Die mit der Einführung des Heißwindbetriebes verbundene Leistungssteigerung der Öfen und der Bau eines zusätzlichen Schachtofens im Jahre 1972 führten auf der August-Bebel-Hütte zu einer Erhöhung der Schmelzkapazität auf ca. 1.000.000 t/Jahr. Verbunden mit der Reduzierung des Erzvorlaufes, die mit der 1970 abgeschlossenen Verlegung der Erzförderung in das Sangerhäuser Revier eingetreten war, waren damit auch die Voraussetzungen gegeben, die Erzverhüttung auf einer Rohhütte zu konzentrieren. Die Stilllegung der Karl-Liebknecht-Hütte erfolgte deshalb Ende 1972.

Der zu diesem Zeitpunkt aus Erz erschmolzenen Kupfermenge von ca. 25.000 t/Jahr stand seit Ende der 1960er Jahre eine Kupferelektrolysekapazität in Hettstedt auf der Kupfer-Silber-Hütte in Höhe von über 50.000 t/Jahr gegenüber. Diese mit dem Aufkommen an Erzkupfer bereits nach dem Zweiten Weltkrieg immer stärker divergierende Entwicklung (siehe Abbildung 55) hatte dazu geführt, daß zur Auslastung dieser Elektrolysekapazitäten auch auf den Rohhütten in größerem Umfang fremde kupferhaltige Rohstoffe eingesetzt werden mußten.

Wegen des Fehlens von stückigem, für die Schachtofen geeigneten Erzes und stückiger Sekundärrohstoffe auf dem internationalen Markt mußte auf feinkörniges Material (wie Kupferkonzentrate, Kupferaschen, Kupferschlämme und ähnliches Material) zurückgegriffen werden. Die Probleme, die sich aus dieser physikalischen und chemischen Vielfalt des zum Einsatz kommenden Materials ergaben, beeinflussten den Rohhüttenprozeß im Verlauf der letzten 45 Jahre maßgeblich. Erschwert wurde die Situation im Laufe der Jahre noch dadurch, daß die Einführung der produktivitätsfördernden Abbauverfahren des Bergbaus, wie das Geradstrebverfahren und noch stärker der Schältschrappstrebbaue, den Anteil des Feinkorns im Liefererz gewaltig erhöhten. Nachdem man Mitte der 1950er Jahre aus verschiedenen Gründen von einer Agglomeration des Feinkornanteils durch einen Sinterprozeß, der der Vielfalt der verschiedenen Materialien besser gerecht geworden wäre, Abstand genommen hatte, begann ein intensives Arbeiten, die Brikettierung als alleinige Agglomerationsmethode für die Mansfelder Rohhüttenbedingungen geeignet zu machen.

In 20jähriger Forschungsarbeit wurde versucht, eine optimale Brikettiertechnologie zu entwickeln. Starke Schwankungen in der Vorlaufqualität der kupferhaltigen Materialien standen diesem Bemühen im Wege. Zu einer weiteren Erhöhung des Einsatzes von feinkörnigen Kupferkonzentraten in die dafür wenig geeigneten Schachtofen kam es, als mit Beginn der 1980er Jahre - verursacht durch den weiteren Rückgang der Erzförderung - verstärkt Kupferkonzentrate verarbeitet werden mußten, um die Bessemerei mit den erforderlichen Mengen an Kupferstein zu versorgen.

Um den Mindestbedarf der Bessemerei von täglich 150 t bis 160 t Kupferstein abzusichern, waren 1983, bei einem Kupfervorlaufen im Erz von ca. 14.000 t/a, bereits 10.000 t Kupferinhalt im Kupferkonzentrat erforderlich. Bei einem durchschnittlichen Kupfergehalt von 25 % im Konzentrat mußten demnach ca. 40.000 t/a feinkörniges Kupferkonzentrat in den Møller eingebunden werden. Diese Menge erhöhte sich bis zum Auslaufen der Kupferproduktion im Jahre 1990 noch beträchtlich.

Zur Absicherung dieser Aufgabe und bei gleichzeitiger Zielstellung, die mit dem erhöhten Feinkorneinsatz verbundene Umweltbelastung und den Kupferverlust zu entschärfen, wurde in den 1980er Jahren eine neue Brikettieranlage gebaut, die 1988 den Betrieb aufnahm. Sehr negativen Einfluß auf optimale Betriebsbedingungen der Rohhütten hatte die chemische und mineralogische Zusammensetzung des Fremdmaterialzusatzes. Im zunehmenden Maße beeinflussten diese Fremdmaterialien die Zusammensetzung und den Kupfergehalt des Rohsteins. Durch Einbringen von Verunreinigungen (wie Arsen, Antimon, Nickel u. a.) beeinflussten sie die Qualität des Katodenkupfers und erhöhten die Aufwendungen für die Raffination des Kupfers. Hoher Schwefelgehalt des Konzentrates, Chlor und Phosphorverbindungen in den Sekundär-

rohstoffen waren andererseits Auslöser permanenter Korrosion der Gasleitungssysteme und damit ständige Ursache für Umweltbelastungen in der Hütte und in der Umgebung.

Mit dem Übergang der Erzförderung in das Sangerhäuser Revier änderte sich neben der bereits erwähnten Schmelzbarkeit des Erzes auch seine Zusammensetzung in Bezug auf das Blei-Zink-Verhältnis. Nachdem mehrere Jahre der Theisenschlamm auf der Bleihütte zu einem sogenannten Zink-Blei-Mischoxid verarbeitet worden war, das seinen Einsatz in der Zinksulfat-Produktion fand, mußte Ende der 1970er Jahre die Verarbeitung des Materials, nicht zuletzt auch wegen des Fehlens einer geeigneten Abgasreinigungsanlage auf der Bleihütte, eingestellt werden. Seit 1981 wurde der Theisenschlamm deshalb auf einer speziell für diese Zwecke östlich der August-Bebel-Hütte errichteten Deponie (Teich 10) aufgehaldet. Bis zur Einstellung der Produktion der Rohhütte im Jahre 1990 hatten sich insgesamt ca. 200.000 t angesammelt. Wegen seiner komplizierten Zusammensetzung war er jahrzehntelang Gegenstand intensiver Forschungsarbeiten. Nach umfangreichen Diskussionen über potentielle Gefahren, die von diesem Material für den Wasserpfad ausgehen können, wurde in Abstimmung mit den staatlichen Behörden entschieden, die Deponie abzudecken und zu versiegeln.

Die Beseitigung der letzten Schwerarbeitsplätze erfolgte 1969 mit dem Bau der Rohsteinzerkleinerungsanlage und der Inbetriebnahme der mechanisch entleerbaren Flugstaubschlammteiche.

Eine ganz entscheidende Wandlung hat sich in den letzten Jahren auf dem Schlackenverwertungssektor vollzogen. Im Jahre 1958 wurde die Produktion durch Verschleißschutzmaterial erweitert, 1961 durch den Bau der Schlackenwickelmaschine zur Herstellung von Bauformsteinen die schwere Arbeit der Schlackenwickler beseitigt.

Bedingt durch Arbeitskräfte- und Absatzfragen mußte die Schlackeformateproduktion (Pflasterstein- und Verschleißmaterial) sukzessive reduziert und 1977 völlig eingestellt werden. Zum Ausgleich wurde die Zementzumahlstoffproduktion aufgenommen. Eine Großanlage zur Verwertung der gesamten anfallenden Rohhüttenschlacke für die Zementindustrie konnte wegen Änderung des Rohstoffeinsatzes der Zementindustrie nicht realisiert werden.

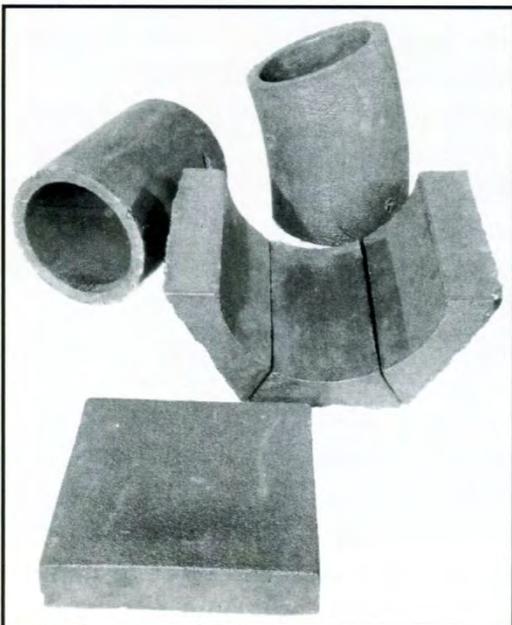


Abbildung 61: Verschleißschutzmaterial

Die letzte Großinvestition auf dem Rohhüttensektor war die Eisensauenschmelz- und -granulieranlage. Nachdem 1947 die Handelsbeziehungen zu den Westzonen eingeschränkt worden waren, kam auch die Lieferung der Eisensauen an die Fa. Borchers, Goslar, zum Erliegen. Bis 1975 hatten sich dadurch > 200.000 t dieser Rückstände angesammelt, die zu damaliger Zeit einen erheblichen Metallwert repräsentierten. Im Jahre 1959 entschloß man sich, auf der Basis des Verfahrens der Fa. Gebrüder Borchers, weiter zu forschen und errichtete zu diesem Zwecke eine Pilotanlage im Technikumsmaßstab. In ca. 10jähriger Forschungstätigkeit gelang es, für die meisten der Weitstoffe günstige Ausbringenskennziffern zu erreichen.

Bei der Planung für die Errichtung einer entsprechenden Produktionsanlage Ende der 1960er Jahre wurde jedoch klar, daß der hohe Investitionsaufwand für das komplizierte Gewinnungsverfahren wegen der bereits erkennbaren Endlichkeit der Mansfelder Kupferschiefergewinnung und dem Verfall der Weltmarktpreise für eine Reihe der Wertkomponenten nicht zu refinanzieren war. Die Bemühungen wurden deshalb mit dem Ziel, den Investitionsaufwand zu senken, darauf gelenkt, die Verarbeitung der Ofensauen in ausländischen Unternehmen mit entsprechender Technologie vorzunehmen.

Nach umfangreichen Recherchen in dieser Richtung kristallisierte sich als potentieller Verarbeiter der finnische Konzern Outokumpu Oy heraus, der mit seinen metallurgischen Anlagen in Pori, Harjavalta und Kokkola entsprechende Voraussetzungen hatte. Anfang der 1970er Jahre kam es zwischen dem Außenhandelsunternehmen Intrac, dem Mansfeld Kombinat und der Outokumpu Oy zu einem Vertrag über die gemeinsame Ofensau Verarbeitung.

Grundlage des Vertrages war die Ausgewinnung der Metalle Kupfer, Nickel, Kobalt, Molybdän, Silber, Gold, Eisen und Rhenium.

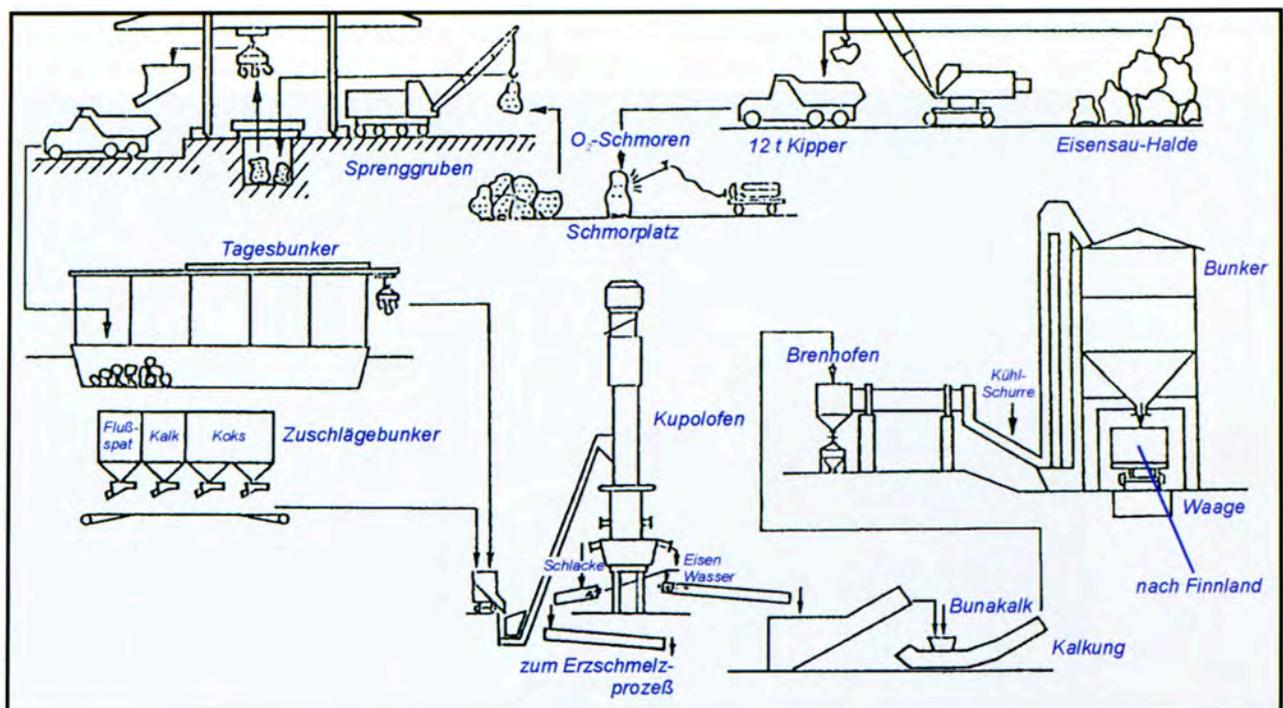


Abbildung 62: Technologisches Schema des Eisenaufbereitungs- und Schmelzverfahrens

Um den Anforderungen der Firma Outokumpu Oy in Bezug auf die Korngröße des Ofensauenmaterials gerecht zu werden, wurde der Bau einer Ofensauenaufbereitungsanlage erforderlich. Nach umfangreichen Versuchen entschied man sich für die Kombination aus Sprengen der großstückigen Eisensauen, Einschmelzen im Kupolofen und Granulieren der Schmelze.

Im Januar 1976 wurde auf dem Gelände der Eisleber Karl-Liebknecht-Hütte eine Sprenganlage mit einer Tagesleistung von 160 t für die Vorzerkleinerung der auf der Halde lagernden Ofensaublöcke und des Frischanfalles in Betrieb genommen.

Die Schmelzanlage in Helbra wurde Ende 1977 fertiggestellt und nahm Mitte 1978 die Produktion auf. Über einen Beschickungsbunker wurde das Ofensausprenggut einem Kupolofen zugeführt. Seine Leistung betrug rund 120 t/Tag. Das kontinuierliche Schmelzen dieser relativ großstückigen und schweren Beschickung wurde durch die Anwendung von rekuperativ erzeugtem Heißwind von 350 °C bis 450 °C erreicht. Ein zweiter Kupolofen stand nach sechs bis zehntägigen Betrieb zum Wechseln bereit.

Die über einen Siphon austretende Schlacke mit ca. 1,5 % Kupfer ging zurück in die Schachtöfen der Rohhütte. Die ausfließende Ofensau wurde mit Druckwasser auf eine Körnung von 0 mm bis 1,5 mm granuliert. Zur Vermeidung des Zusammenrostens des Granulates während der Zwischenlagerung und des Transportes wurde nach vielfältigen Voruntersuchungen letztendlich das Kalkaufbrennverfahren angewendet. So wurde auch eine wochen- und monatelange Lagerung des Granulates im Überseehafen Rostock und beim Empfänger bei allen Witterungsbedingungen möglich. Die Verarbeitung des hohen Haldenbestandes und des laufenden Anfalls von Ofensauen, in Kooperation zwischen dem ehemaligen Mansfeld Kombinat und der Outokumpu Oy, endete mit der Verarbeitung des insgesamt angelieferten Ofensaugranulats von 220.000 t Anfang 1987. Die in Finnland entstandenen Verarbeitungskosten wurden mit dem Verkauf eines Teiles der Wertmetallinhalte gedeckt.

Durch die Zusammenarbeit zweier fachkompetenter Partner war es gelungen, neben den wirtschaftlichen Aspekten auch ein entscheidendes Umweltproblem zu lösen, nämlich die Beseitigung der jahrzehntelangen Aufhaldung der Ofensauen.



Abbildung 63: August-Bebel-Hütte im Jahre 1990

Im ersten Halbjahr 1990 befanden sich nur noch sechs Öfen der August-Bebel-Hütte in Betrieb. Am 10. September 1990 wurde mit dem Ausblasen der Öfen 3 und 4 in der Fröhschicht die 110jährige Geschichte der August-Bebel-Hütte/Kochhütte abgeschlossen.

Im Rahmen von Arbeitsbeschaffungsmaßnahmen wurden die Hüttenanlagen bis 1995 demontiert und eingeebnet.

5.2. Die Kupfer-Silber-Hütte im Umbruch

Auswirkungen des verstärkten Einsatzes von kupferhaltigem Fremdmaterial auf Bessemerie und Kupferhütte

Im Verlaufe der 1950er Jahre stabilisierte sich der Verblaseprozeß auf der Bessemerie. Für die Arbeiter wurden eine Reihe von Maßnahmen zur Erleichterung ihrer Arbeit eingeführt.

Ende der 1950er und Anfang der 1960er Jahre begann für die Arbeit der Bessemerie ein neues Kapitel. Die beiden Rohhütten arbeiteten auf Hochtouren. Durch den Zusatz von Konzentraten und anderen kupferhaltigen Materialien stieg die zu verblasende Kupfersteinmenge beträchtlich an.

Die im Jahre 1926 installierte Verblaseleistung von 140 t bis 150 t/Tag wurde Anfang der 1960er Jahre mit 170 t bis 180 t Kupferstein/Tag bereits überschritten.

1963 wurde eine Verblaseleistung von 240 t/Tag benötigt, um den anfallenden Kupferstein zu verarbeiten. Zusätzlich zu zwei blasenden Konvertern wurde deshalb ein dritter Konverter über Stunden in Blasestellung gebracht, so daß die Absaugung der SO₂-Gase über die Hauben nicht mehr ausreichte. Die Folgen davon waren großflächige Belastungen der Umgebung mit SO₂-Gasen und die Bildung von mehr Schwefelsäure im Abgassystem. Lochfraß im Leitungs- und Filtersystem entstand, wodurch sich die Luftverhältnisse in der Konverterhalle zusätzlich stark verschlechterten.

Zur Auslastung der Kupferelektrolyse wurden in Anlehnung an entsprechende Praktiken in anderen Kupferhütten der Welt Überlegungen angestellt, reiche Kupferkonzentrate (30 % Cu, 26 % S, 26 % Fe) mit ähnlicher Zusammensetzung wie der Kupferstein direkt in den Konverter einzusetzen bzw. einzublase. Ziel des direkten Konzentrateinsatzes in die Konvertern war es, gleichzeitig den für den Konzentrateinsatz wenig geeigneten und deshalb mit hohen Verlusten verbundenen Einsatz auf den Rohhütten einzuschränken. Die Ermittlung des für den Konverterprozeß zumutbaren Konzentrateinsatzes erfolgte in Etappen. Anfangs wurden kleine Portionen des feinkörnigen, teilweise feuchten Konzentrates auf das schmelzflüssige Bad gegeben. Damit erreichte man Einsätze von 6 kg Konzentrat/t Kupferstein.

1963 wurde neben der Bunkeranlage der Bessemerie eine Pelletieranlage für Kupferkonzentrate errichtet. Hier konnte das Konzentrat getrocknet und mit Sulfitablauge pelletiert werden. Durch Anlieferung unterschiedlicher Konzentratsorten blieb jedoch der Granuliereffekt oft aus. Durch intensive Forschungsarbeiten gelang es später, getrocknetes Kupferkonzentrat über eine Spezialdüse in den Konverter während des Verblaseprozesses zu blasen, ohne daß Staub aus dem Konvertermaul ausgeht. Ermutigt durch Anfangserfolge entwickelte sich das Verfahren zu einem echten Wirtschaftsfaktor, so daß bereits 1973 150 kg Konzentrat/t Rohstein Verblasen werden konnten.

Anfang der 1970er Jahre wurde eine kleine Sauerstoffverdampferanlage mit Flüssigsauerstoffpumpen neben der Konverterhalle errichtet, um den Kupfersteinverblaseprozeß temperaturmäßig durch sauerstoffangereicherten Blasewind zu aktivieren.

So erreichte man seit 1974 die Verarbeitung von 200 kg Konzentrat/t Kupferstein. Bei einer Rohsteinverarbeitung zu dieser Zeit von 240 t/Tag entsprach das einer zusätzlichen Verarbeitung von 48 t Konzentrat/Tag.

Für diese Größenordnung war die Kontakanlage nicht ausgelegt. Es kam zur Verringerung des Schwefelsäureausbringens auf etwa 70 % bis 75 %. Spätestens ab hier wurde deutlich, daß ein um 60 % überzogener Verblaseprozeß nicht weiter vertretbar war.

Mit Schließung der Karl-Liebnecht-Hütte 1972 und mit dem Rückgang der Erzförderung im Sangerhäuser Revier am Ende der 1970er Jahre kam das Kupfersteinvorlaufen wieder in den optimalen Verblasebereich. Dadurch mußte auch die Konzentratzugabe äquivalent reduziert werden. Nun erst war es möglich, die enormen Schäden im System nach und nach zu beseitigen und die Belastung der umliegenden Anwohner zu reduzieren.

Leider konnte man sich dieser relativ optimalen Verfahrensweise nicht lange erfreuen. Der starke Rückgang der Erzproduktion in den 1980er Jahren reduzierte trotz verstärktem Kupfer-Konzentratesinsatz auf der August-Bebel-Hütte die Kupfersteinmengen derartig, daß neue Probleme auftraten. Die produzierte Rohsteinmenge reichte nicht mehr aus, um den Rohsteinverblaseprozeß durchgehend kontinuierlich zu betreiben. Wegen Vorlaufmangel zusätzlich entstandene Betriebsstillstände führten zu zunehmenden An- und Abfahren der Anlage mit beträchtlichen Umweltbelastungen durch SO₂-Gase. Die Korrosion der Gasleitungen nahm bei dieser Verfahrensweise wieder zu.

Ende 1989 wurde die Umweltbelastung durch die Besemerei wegen der geringen Kupfersteinmengen und des daraus resultierenden diskontinuierlichen Betriebes unerträglich. Ihre Produktion wurde deshalb am 31. Dezember 1989 eingestellt. Der auf der August-Bebel-Hütte bis zu ihrer Stilllegung am 10. September 1990 angefallene Kupferstein wurde an andere Kupferhütten verkauft.

Entwicklung und Probleme der Anodenproduktion nach 1945 auf der Kupferhütte standen im engen Zusammenhang mit der Erhöhung der Katodenproduktion der Kupferelektrolyse. Für die im Verlauf der 1970er Jahre angestiegene Katodenproduktion auf ca. 60.000 t/Jahr wurden ca. 72.000 Anoden benötigt. Der erforderliche Kapazitätzuwachs erfolgte im wesentlichen durch Vergrößerung der drei Anodenöfen bis auf 100 t Fassungsvermögen/Ofen. Auch im Anodenbetrieb verarbeitete man, um die Kupferelektrolyse auszulasten, im zunehmenden Maße gekauftes Fremdschwarzkupfer und hochkupferhaltige Schrotte. Später, als im Zusammenhang mit verstärktem Schrotteinsatz die Ofenreparaturen zunahmen, wurde ein vierter Ofen dieser Größe errichtet. Möglich wurde dieser enorme Leistungsanstieg durch die Mitte der 1960er Jahre erfolgte Umstellung der Ofenheizung von Steinkohlen-Planrostfeuerung auf Ölfeuerung und in den 1970er Jahren auf Erdgasfeuerung.

Bemühungen, diesen technischen und technologischen Schwerpunkt der Kupferproduktion durch den Neubau eines Anodenbetriebes zu beseitigen, liefen seit den 1960er Jahren, scheiterten aber immer wieder an den fehlenden finanziellen und materiellen Voraussetzungen.

Der Ausbau der Elektrolyseproduktion

Schon am 7. Juni 1945 wurde die Elektrolytkupferproduktion wieder aufgenommen.

Basis dafür war das große Angebot an metallischem Vorlaufmaterial in Form von Messing- und Kupferschrotten aus dem Kriegsnachlaß. Sie wurden auf der Bessemerie (Messingkonverter) und auf der Kupferhütte eingeschmolzen und zu Kupferanoden verarbeitet.

Der hohe Zulauf dieses Materials in den Nachkriegsjahren veranlaßte die Leitung des Mansfeld Kombines, die seit 1938 bestehende Kupferelektrolyse zu erweitern.

Nach nur einjähriger Bauzeit wurde die neue Produktionshalle mit 144 Bädern im Juni 1952 in Betrieb genommen.

Aus den Betriebserfahrungen des 1. Elektrolysebauabschnittes abgeleitet, wurden

- die Bädergruppen von zwölf auf sechs Bäder reduziert, um die Abschaltzeiten für das Schlämmen und Neubesetzen der Bäder zu reduzieren und
- die Kaskadenanordnung der Bäder aufgegeben. Dadurch wurde der Elektrolyt nach Durchlauf eines Bades zur erneuten Aufheizung auf etwa 65 °C in den Kreislauf zurückgeführt - eine Maßnahme, die sich positiv auf Energieverbrauch und Stromausbeute auswirkte.

Aufbauend auf einer stabilen Gleichstromversorgung - 1952 standen dafür ein Motorgenerator und ein Einankerumformer zur Verfügung - wurde die Stromdichte im Verlauf der Jahre ständig erhöht.

Als diese Aggregate 1966 durch einen modernen Siliziumgleichrichter ersetzt wurden, stand einer weiteren Produktionssteigerung, bis auf die an anderer Stelle schon erwähnte Produktionshöhe von ca. 60.000 t Katoden/Jahr durch Erhöhung der Stromdichte bis 280 A/m², anlageseitig nichts mehr im Wege.

Diese Intensivierung des Elektrolyseprozesses, üblich in der internationalen Praxis, brauchte als Voraussetzung eine gleichmäßige Anodenqualität, sowohl in Bezug auf chemische Zusammensetzung, als auch in Form und Abmessung der Anoden.

Diese Forderungen konnten in zunehmendem Maße im Verlauf der Jahre nicht immer eingehalten werden. Einkaufspolitik, Schrottqualität und unzureichende Raffinationsarbeit im Anodenbetrieb waren die Gründe, daß es zu Leistungs- und Qualitätseinbrüchen in der Elektrolyse kam. So führten zeitweise erhöhte Nickelgehalte im Anodenkupfer zu erhöhten Nickelgehalten im Elektrolyten mit Auswirkungen auf Elektrolytdichte und Widerstand. Erhöhte Arsen- und Antimongehalte führten im Zusammenhang mit Nickel zu treibenden Schlämmen, die wiederum die Kurzschlußhäufigkeit zwischen den Elektroden erhöhte und die Qualität der Katoden verschlechterte. Erhöhte Blei- und Zinngehalte in den Anoden führten zu Passivitätserscheinungen an der Anode und dementsprechenden Störungen beim Auflösen der Anoden.

Ausgehend von dieser Problematik wurden an die technologische Disponibilität der Elektrolyse, ihre Spezialisten und Facharbeiter hohe Anforderungen gestellt.

Hohe Intensität beim Absuchen der Kurzschlüsse zwischen den Elektroden, exakte Zuschlägearbeit, hohe technologische Disziplin bei der Einhaltung der Badtemperaturen und die Fähigkeit, den Ursprung technologischer Veränderungen schnell zu erkennen und zu beeinflussen, waren die Voraussetzungen, daß in dieser Anlage trotzdem eine Katodenqualität erzeugt wurde, die normativen Ansprüchen genügte und ihren Absatz fand. Der überwiegende Anteil der erzeugten Katoden ging in die eigene Kupferformateproduktion und wurde zu Kupferformaten umgeschmolzen.

Von den produktionsfördernden, qualitätssichernden und arbeits erleichternden Maßnahmen, die bis 1990 zum Einsatz kamen, seien erwähnt:

- Einführung elektronischer Kurzschlußfassungsgeräte,
- Erprobung von Titan-Mutterblechen zur Herstellung der Starterbleche,
- Trennung des Elektrolytkreislaufes zur Konzentration der Mutterblecharbeit in einer Halle,
- Filtration des Elektrolyten sowie
- Mechanisierung des Starterblechabziehens.

Trotz großer Anstrengungen gelang es später nur mit Einschränkungen den Anforderungen der neuen Anlagen, den nur mit elektrischen Umschmelzöfen betriebenen Stranggußanlagen bzw. der Gießwalzanlage, zu genügen. Insbesondere der hohe Schwefelgehalt war es, der die MEK-Katoden für ihren Einsatz in diesen Öfen, die für eine Raffination nicht geeignet sind, untauglich machte.

Auf dem Gebiet der Anodenschlammverwertung kam es in den 1950er Jahren zu einigen Veränderungen. Zwecks Reduzierung der Silber- und Selenverluste wurde der Anodenschlamm in einem Röstmuffelofen vorsichtig geröstet, wobei sich das Silber-selenid des Anodenschlammes zu löslichem Silber-selenit umwandelte. Nach dessen Herauslösung aus dem Anodenschlamm wurde der Rückstand entkupfert und auf Silber umgeschmolzen, aus der Selenlösung das Selen ausgefällt und zu Reinstselen umgearbeitet.

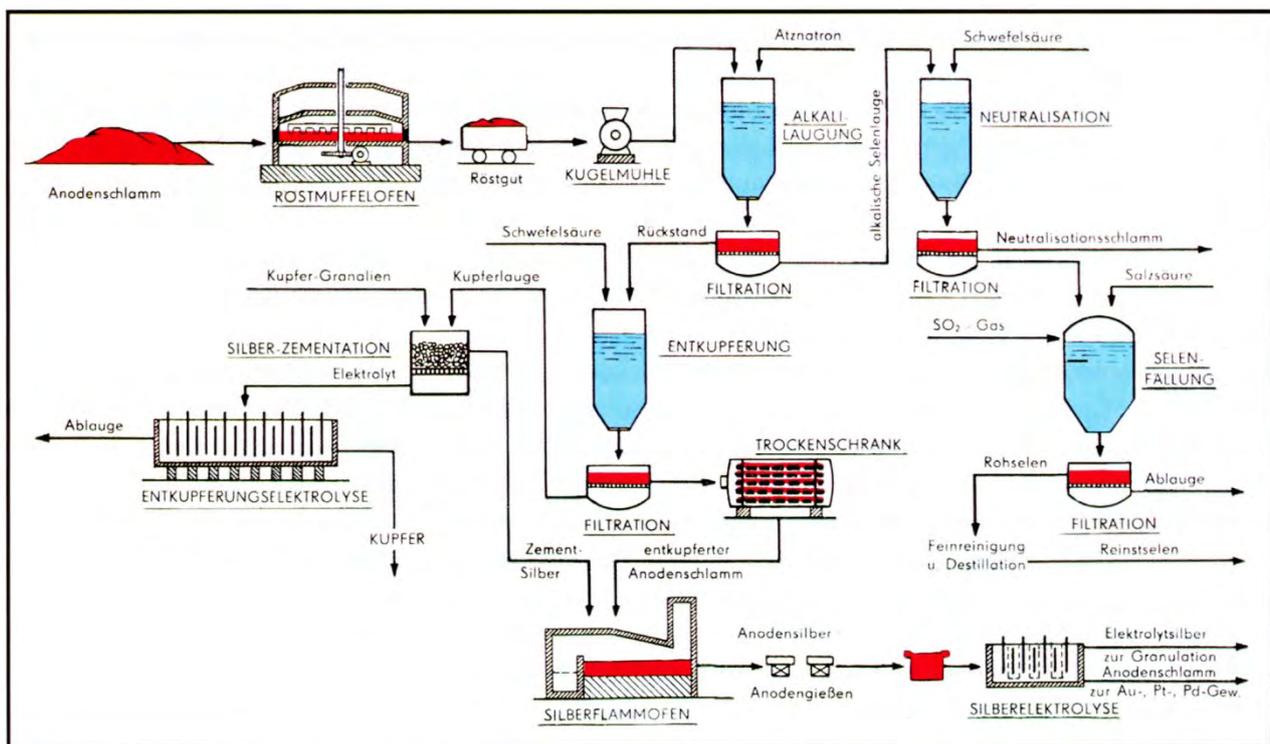


Abbildung 64: Anodenschlamm-Verarbeitung nach 1952

Problematisch wurde die Anodenschlammverwertung mit dem Rückgang des Erzkupferanteils im Anodenkupfer, da die zugekauften kupferhaltigen Materialien wenig bis gar kein Silber enthielten. Bereits in den 1970er Jahren sanken der Silbergehalt im Anodenschlamm auf etwa 20 %, der Selengehalt auf 5 %.

Eine zeitweilige Kompensation des Silberrückganges erreichte man mit der 1980 eingeführten alkalischen Drucklaugung des Anodenschlammes. Die entwickelte Technologie ermöglichte die Trennung des Selen von Silber in einer Verfahrensstufe. Durch den Wegfall der Trocknung und

Röstung des Anodenschlammes, der Aufmahlung des Röstgutes, der alkalischen Laugung bei Normaldruck und der anschließenden Flüssig-Fest-Trennung wurden Verluste an Anodenschlamm stark vermindert, eine weitgehende Rationalisierung der vorhandenen Technologie erreicht und der Energieaufwand zur Gewinnung der Metallinhalte gesenkt.

Um den steigenden Forderungen der Gleichrichter- und Fotoindustrie nach höheren Reinheitsgraden des Selen gerecht zu werden, wurde 1975 eine neue Selendestillationsanlage errichtet. Mit ihrem Aufbau im Territorium des Ernst-Thälmann-Schachtes, relativ weit entfernt von verschmutzter Atmosphäre, wurde ein Reinstselen mit einer Reinheit von > 99,99 % gewonnen, das im wesentlichen den Anforderungen der Industrie entsprach.

5.3. Die Entwicklung der Sekundärkupferverarbeitung im Mansfeld Kombinat

Mit Beginn dieses Jahrhunderts wurden zur Metallerzeugung Rohstoffe herangezogen, die vorher nie beachtet worden sind. So fand auf dem Bergbausektor der Übergang vom Abbau reicher und reiner Lagerstätten zu denen mit immer ärmeren polymetallischen Erzen statt. In der Hüttentechnik waren die Erzeugnisziffern für Sekundärmetalle, d. h. für Reinforme aus Altmetallen, im ständigen Steigen begriffen. Den Wert der Altmetalle und die Zweckmäßigkeit ihrer Regenerierung erkannte man erst in den letzten Jahren des vorigen Jahrhunderts im Zusammenhang mit der wissenschaftlichen Durchdringung der metallurgischen Prozesse, der Weiterentwicklung der chemischen Analytik und der Entwicklung neuer Verhüttungsverfahren.

Seit dieser Zeit sind viele Unternehmen entstanden, die sich ausschließlich mit der Wiedergewinnung der als Schrott anfallenden Metalle beschäftigten. Während zu Beginn dieser Etappe meist nur sortierter Schrott umgeschmolzen wurde oder durch einfache Raffination ein neues Verkaufsprodukt entstand, ergab sich im Verlauf der weiteren technischen Entwicklung der Metallurgie, des Gießereiwesens hin zur Vielkomponentenlegierung auch die Notwendigkeit, die komplizierten Metallverbindungen wieder zu trennen und die Ausgangsstoffe wieder nutzbar zu machen. Initiiert bzw. verstärkt wurde diese Entwicklung insbesondere durch den Metallbedarf des Ersten Weltkrieges. Der hohe Anteil von Legierungsbestandteilen in den rücklaufenden Schratten sowie die große Vielfalt an Zwischenprodukten aus den Gießereibetrieben mit ihrer äußerst differenzierten chemischen Zusammensetzung und physikalischen Beschaffenheit führten in zunehmendem Maße dazu, daß die Verfahren der klassischen Metallurgie, die verstärkt auf Massendurchsätze gleichmäßiger Qualitäten ausgelegt wurden, für die Verarbeitung kupferhaltiger Sekundärrohstoffe immer weniger geeignet waren. Es entstand dringender Bedarf nach Spezialverfahren für die Verarbeitung der großen Palette an Sekundärrohstoffen.

Solange diese Verfahren nicht vorhanden waren bzw. aus wirtschaftlichen Erwägungen nicht installiert werden konnten, erfolgte die Verarbeitung dieser Rohstoffe meistens unter Einschränkung des Ausbringens und Hintanstellung von Umwelterfordernissen gemeinsam mit dem Erz bzw. den Produkten der Erzverarbeitung.

Die Ära der Sekundärkupferverarbeitung mit neuen, von der Erzverarbeitung abweichenden Verfahren in den Mansfeld-Unternehmen begann 1942, als auf der Bessemerei der sog. Messingkonverter (Konverter 8) errichtet wurde. Materialgrundlage für die Anlage war u. a. der Rücklauf an Messingen, Bronzen,

Tombaken und ähnlichen Legierungen aus Kriegsmaterial sowie aus Demontage in den von der Wehrmacht besetzten Gebieten. Dazu gehörten neben Granaten und anderem Kriegsgerät auch Glocken, Büsten, Reliefs, Münzen und andere Gegenstände.

Das technologische Know - How entstammte dem bereits seit 1915 bekannten Knudsen-Prozeß. Danach wurden in den mit Koks gefüllten und heiß geblasenen Konverter die oben genannten Legierungen eingetragen. Auf dem heißen Koksbett verdampften die leichtflüchtigen Metalle Blei, Zink und Zinn und wurden zu Oxiden verbrannt. Nach ihrer Abkühlung wurden sie in einer Sackfilteranlage aufgefangen. Entsprechend ihrer Zusammensetzung waren sie Ausgangsmaterial für die Herstellung von Blei, Zinn oder Zinksulfat. Das im Konverter zurückbleibende Schwarzkupfer mit rund 97 % Kupfer wurde in Kokillen gegossen und raffiniert. Die noch ca. 20 % bis 25 % Kupfer enthaltende Schlacke wurde zwecks ihrer Entkupferung in den Schachtofen zurückgeführt.

Parallel zur Verarbeitung von Sekundärrohstoffen in der neuen Produktionslinie auf der Bessemerei kam es verstärkt während des Zweiten Weltkrieges auch in den Schachtofen der Rohhütten zur Verarbeitung kupferhaltiger Sekundärrohstoffe. Zu erwähnen ist in diesem Zusammenhang die bronzene Leninstatue aus Puschkino, einem Ort in der Nähe von Petersburg, die gemeinsam mit anderem metallischen Beutegut nach Eisleben gebracht worden war und auf der Krughütte eingeschmolzen werden sollte. Nachdem es gelungen war, dieses Denkmal vor der Vernichtung zu retten, stand es bis 1990 als Mahnung auf dem Plan in Eisleben.

Wichtige Voraussetzung für diese Verarbeitung von kupferhaltigen Rückläufen und Schrotten war, wie schon dargelegt, die Kupferelektrolyse. Nur mit ihrer Hilfe gelang es, die über den Kupferlegierungsschrott eingebrachten Metalle Blei, Zinn, Antimon, Nickel u. a. derart umfassend zu entfernen, daß das produzierte Kupfer für elektrische Leitungen geeignet war.

In Anbetracht der Rohstoffsituation in der DDR und der Verantwortung des Mansfeld Kombines als Versorger und Bilanzierungsorganisation der DDR für Kupfer, Kupferlegierungen sowie deren Halbzeuge und andere Metalle hat die Verarbeitung von Sekundärrohstoffen in den Hüttenbetrieben von Anfang an eine große Rolle gespielt.

Die große Vielfalt kupferhaltiger Sekundärrohstoffe wurde in Abhängigkeit von den Verarbeitungsmöglichkeiten in sechs Sorten eingeteilt:

Sorte	Bezeichnung und Entstehungsquelle	Zusammensetzung (Qualität)
1.	Elektrolytkupferschrott – Abfall der Halbzeugherstellung und- Abfall der Halbzeugherstellung und	frei von Verunreinigungen
2.	Kupfer-Einsatzschrott – Abfälle der mechanischen Kupferbearbeitung, wie Späne, Drahtabfälle, Blechreste usw.	Mechanische Verunreinigungen zulässig bis 10 %, davon Eisen 4 % bis 6 %, Blei max. 0,25 %, im geringen Umfang organische Verunreinigungen, wie Lacke, Isolierungen usw.
3.	Kupferraffinierschrott – wie Sorte 2, aber stärker verunreinigt	Kupfergehalt mindestens 70 %
4.	Kupferlegierungsmaterial, zinnhaltig – Schrotte aus Rotguß, Bronze, wie Verschleißteile, Späne usw.	Kupfer- und Zinngehalt 40 % bis 80 %, max. 20 % Eisen

Sorte	Bezeichnung und Entstehungsquelle	Zusammensetzung (Qualität)
5.	Kupferlegierungsmaterial, zinnarm – Messinge: Schrotte aus Messing, wie Verschleißteile, Späne usw.	Kupfer 40 % bis 80 %, max. 20 % Eisen
6.	Kupferhaltige Rückstände – Verunreinigte Materialien der Sorten 4 und 5, Schlacken, Aschen, Gießereirückstände, Industrierückstände	Kupfer ca. 50 %

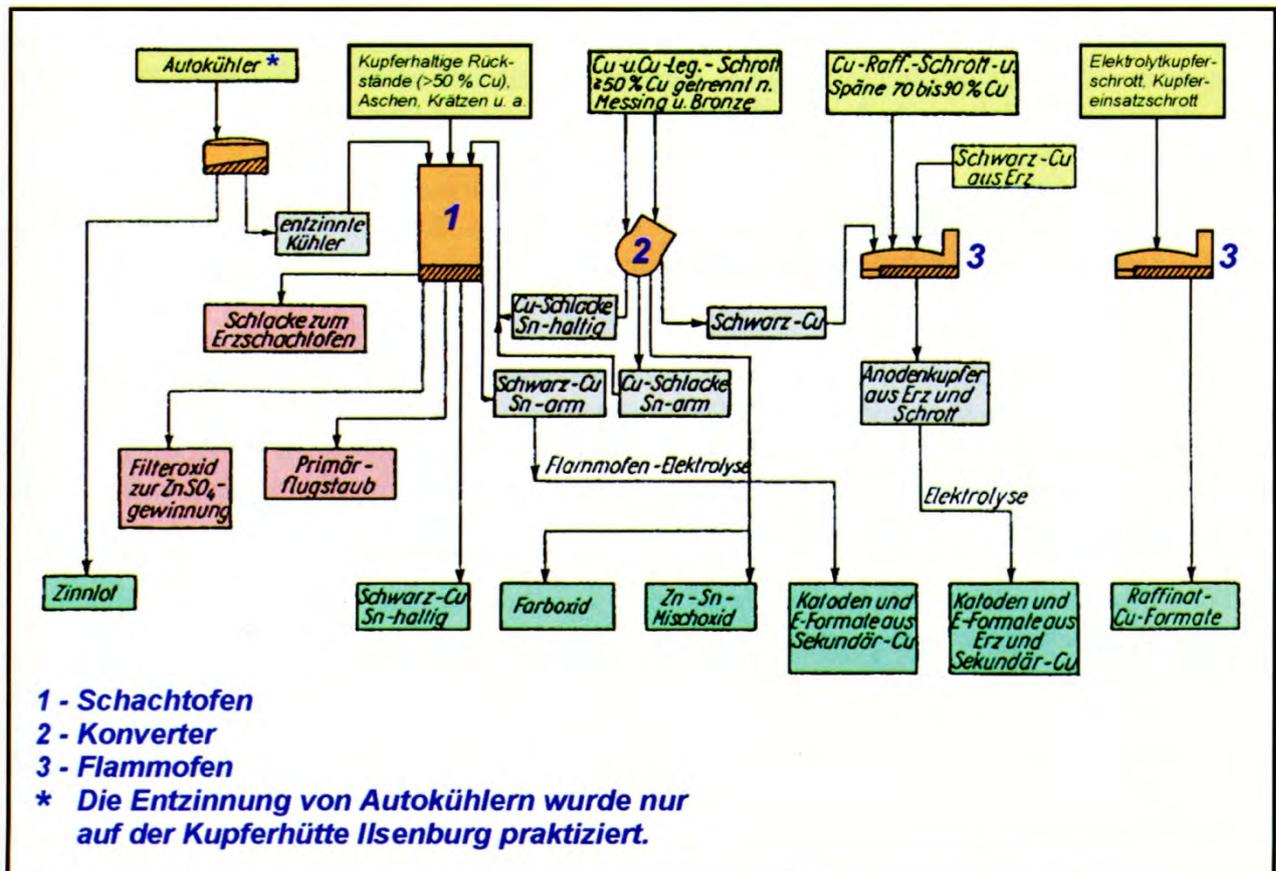


Abbildung 65: Verarbeitung der verschiedenen Sekundärrohstoffe

Die Verarbeitung der Materialien der Sorten 1 und 2 stellt kein Problem dar. Soweit es sich um Draht, Späne oder Kupferblechabfälle und Kupferguß handelt, erfolgt ihr Einsatz in der letzten Stufe des Kupferprozesses, bei der Kupferformateproduktion. Bei der Herstellung von Kupfer mit hoher Leitfähigkeit mußte jedoch streng darauf geachtet werden, daß bereits geringe Bestandteile an Blei, Zinn, Zink, Mangan, Eisen und Nickel die elektrische Leitfähigkeit stark beeinträchtigen. Schrotte der Sorte 2 wurden deshalb in der Regel zum sogenannten Raffinate-Kupfer verarbeitet - eine Qualität, die wegen ihrer geringeren Leitfähigkeit hauptsächlich zu Erzeugnissen für die chemische Industrie (Maschinenelemente, Rohre, Rinnen usw.) weiterverarbeitet wurde.

Für Materialien der Sorte 3 mit beträchtlichen Anteilen von Verunreinigungen wie Eisen, Nickel, Zink, Blei, Zinn u.a. ist eine alleinige Feuerraffination im Flammofen mit dem Ziel, ein zähes, das heißt verarbeitungsfähiges und leitfähiges Kupfer zu erzielen, nicht ausreichend. Diese Materialien wurden gemeinsam mit dem Schwarzkupfer aus der Erzverarbeitung zu Anoden verarbeitet und der elektrolytischen Raffination unterworfen.

Die Probleme, die sich über den gesamten Zeitraum der gemeinsamen Verarbeitung dieser Materialien ergaben, bestanden im folgenden:

- die stark schwankende Zusammensetzung des Raffinierschrottes erschwerte die Gewährleistung einer für die Kupferelektrolyse erforderlichen konstanten Anodenqualität
- die räumlichen Verhältnisse auf der Kupferhütte, die Schrottqualität und die Konstruktion der Öfen schlossen eine effektive Abgasreinigung der Ofengase aus
- der Einsatz des überwiegend lose eingesetzten Schrottes über die Gewölbeöffnungen führte zu zeitweise unerträglichen Belastungen des Bedienungspersonals und der anliegenden Wohngebiete; in den 70er Jahren wurde daraufhin der Schrotteinsatz auf monatlich 200 t eingeschränkt.

Die Verarbeitung der Sorten 4 und 5 erfolgte im bereits erwähnten „Messingkonverter“. Mit dem Ziel, die Nebenbestandteile Blei, Zink und Zinn maximal auszubringen, wurde zinnhaltiges Material (Bronzen, Rotguß) und zinkhaltiges Material (Messinge) getrennt verarbeitet.

Hauptproblem der Sekundärkupferverarbeitung sind für die Kupfermetallurgie generell die kupferhaltigen Rückstände, Sorte 6. Für diese komplizierten Rohstoffe in Form von kupferhaltigen Industrierückständen, Aschen, Schlacken, Gießereirückständen, Zementkupfer u. ä. standen ursprünglich in den Mansfeld Unternehmen nur die Schachtöfen der Rohhütten zur Verfügung. Teilweise wurden die feinkörnig vorlaufenden Materialien, wie Messingkrätzsande, Aschen, Schleifspäne u. ä., zusammen mit dem Feinerz gesintert. Die überwiegende Menge gelangte jedoch direkt in die Schachtöfen der Rohsteinarbeit.

Von den Unzulänglichkeiten dieser Verfahrensweise seien nur genannt:

- Hohe Verzettelungsverluste wegen der ungeeigneten Umschlag- und Beschickungstechnik
- Austrag des feinkörnigen Materials aus den Öfen mit den Ofengasen und Erhöhung der Kupferverluste
- Erhöhung des Kupfergehaltes im Kupferstein mit der Konsequenz höherer Kupferverluste in der Schlacke
- Erhöhung des Eisensuanfalles.

Auf Grund dieser Probleme wurde im Jahre 1959 versucht, sämtliche Materialien, die oxydisch gebundenes Kupfer enthielten, das sind vordergründig die Materialien der Sorte 6, aber auch betriebseigene Rückläufe wie die Schlacken des Messingkonverters, separat in einem Schachtofen auf Kupferstein zu verschmelzen. Als Schwefelträger wurde Anhydrit und als Schlackenbildner wurden Kupferschiefer und Spurschlacke eingesetzt. Die Ergebnisse des Versuches waren unbefriedigend, so daß von weiteren Untersuchungen Abstand genommen wurde.

Gegen Ende der 60er Jahre hat man sich, auch unter Berücksichtigung der Erfahrungen in der Kupferhütte Ilseburg, für die Verarbeitung der oxydischen kupferhaltigen Rückstände auf Metall in gesonderten Schachtöfen mit Tiegelzustellung entschieden. Um rationell diese Kategorie Sekundärrohstoffe verarbeiten zu können, wurde durch die Ingenieurbereiche des Kombines ein selbständiger Verhüttungsbetrieb für dieses Material geplant, projektiert und gebaut. Im Jahre 1971 wurde die „Sekundärkupferanlage“ auf dem Gelände der Kupfersilberhütte in Betrieb genommen. In der neuen Anlage fanden die zu dieser Zeit vor-

handenen Erkenntnisse auf fördertechnischem, metallurgischem und abgastechnischem Gebiet Berücksichtigung.

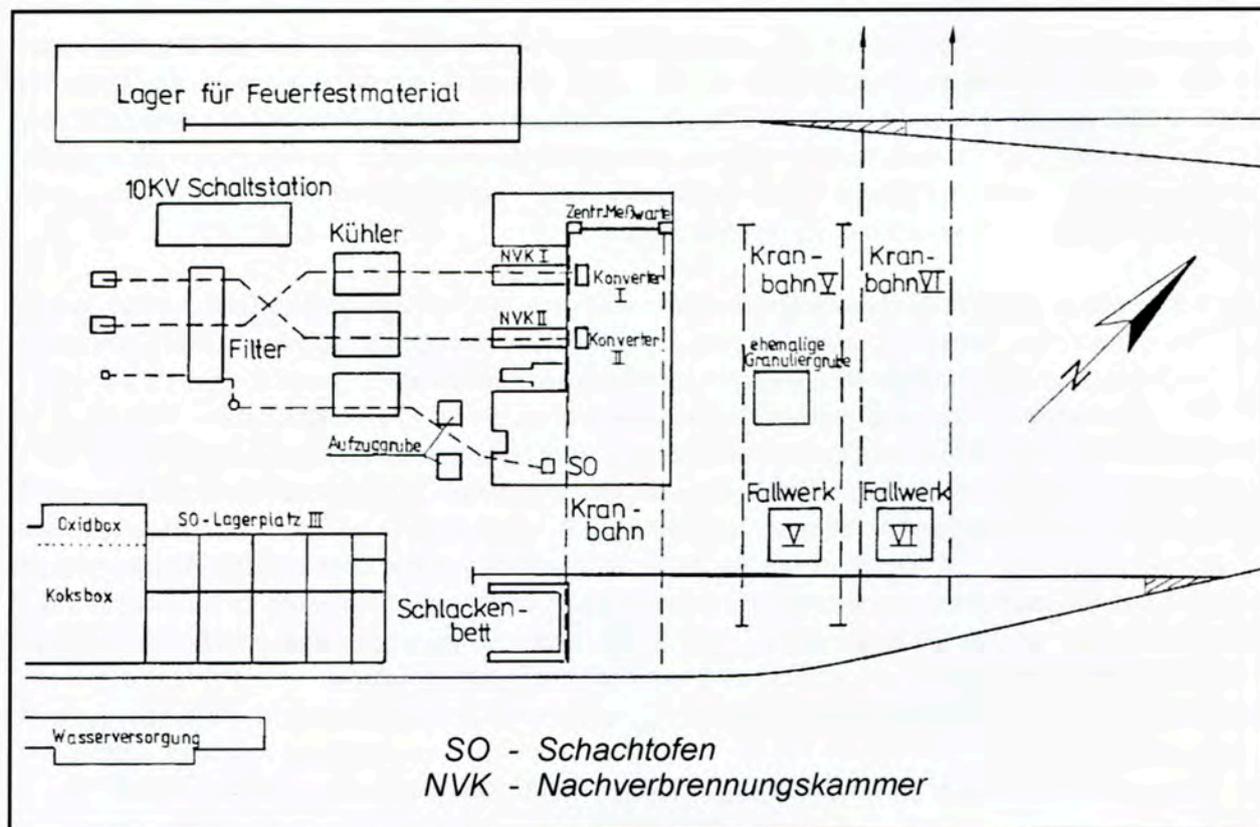


Abbildung 66: Schema der Sekundärkupferanlage (SKA)

Zur inzwischen umfassend rekonstruierten Anlage gehörten umfangreiche Lagerplätze mit den entsprechenden Entladekränen. Berücksichtigt war eine weitestgehend getrennte Lagerung der verschiedenen Materialien, eine wichtige Voraussetzung für Beprobung des Materials und getrennte Verarbeitung. Durch Integration von 2 Schachtofen und 2 Konvertern zur Verarbeitung des Kupferlegierungsschrottes in einem Gebäudekomplex waren die Voraussetzungen geschaffen, um die Hauptmenge der Schrottsorten 4 - 6 konzentriert verarbeiten zu können. Gemeinsam mit den Anlagen der seit 1967 zum Kombinat gehörenden Kupferhütte Ilseburg/Harz, bestanden dadurch Möglichkeiten, verarbeitungsmäßig der großen Vielfalt der kupferhaltigen Sekundärrohstoffe besser gerecht zu werden.

Die zwei zur Rückstandsverarbeitung in Hettstedt eingesetzten Schachtofen waren als Tiegelöfen mit ausfahrbarem Herd zugestellt. Jeder Ofen hatte eine Schmelzfläche in der Düsenebene von 1,77 m² und eine Schachthöhe über den Düsen von 3,8 m. Die spezifische Schmelzleistung lag bei etwa 35 t/m² und Tag.

Die verflüchtigten Metalle in den Abgasen wurden zwecks ihrer Umwandlung zu Oxyden durch Nachverbrennungskammern geleitet. Anschließend erfolgte ihre Kühlung auf ca. 130 ° C in Röhren- bzw. Plattenkühlern und ihre Abreinigung in einer Sackfilteranlage. Die so separierten vorwiegend Zn-haltigen Stäube gingen als Vorlaufmaterial in die Zinkvitriolanlage.

Das Schwarzkupfer war infolge der starken Reduktionswirkung des Schachtofens sehr unrein und enthielt nur ca. 80 % Kupfer. Eine Anhebung des Kupfergehaltes auf ca. 97 % erfolgte in den zwei zur Anlage gehörenden Konvertoren, in denen das stark verunreinigte Kupfer gemeinsam mit dem Legierungsschrott Verblasen wurde.

Ungeachtet der großen Fortschritte, die mit der Sekundärkupferanlage bei der Verarbeitung insbesondere der kupferhaltigen Rückstände eintraten, blieb deren Verarbeitung auch in den folgenden Jahren Schwerpunkt der technischen Politik des Kombinates. Die Notwendigkeit, den Rückgang der Erzförderung mit Fremdmaterial, darunter den Sekundärrohstoffen, zu kompensieren, entwickelte sich immer mehr zu einem Kompromiß zwischen Versorgungsverantwortung sowie metallurgischen und umwelttechnischen Zugeständnissen.

Das Wissen um die Unvollkommenheit der Verarbeitung von Sekundärrohstoffen hat im Verlauf von Jahrzehnten die Forschungseinrichtungen des Kombinates intensiv auf der Suche nach besseren Verhüttungsmöglichkeiten und vollkommener Technik beschäftigt. Die Untersuchungen liefen in folgenden Richtungen:

1. Agglomeration des feinkörnigen Vorlaufmaterials durch Sintern, Brikettieren und Pelletieren,
2. Ersatz des Schachtofens durch Schmelzaggregate, die keine Stückigkeit des Vorlaufmaterials erfordern (Drehrohröfen, Lichtbogenöfen u. a.),
3. Intensivierung der Schmelzprozesse im Schachtofen durch Sauerstoff und Heißwind, um die durch den hohen Feinkornanteil erlittenen Leistungseinbußen kompensieren zu können,
4. Verbesserung der Gasabreinigungsanlagen (z. B. durch Einsatz von Filterstoffen mit höherer Temperaturbeständigkeit) und den Einsatz von Naßreinigungsverfahren,
5. Verfahrensentwicklung für Sonderschrotte wie Elektronikschrotte, edelmetallhaltige Schrotte u. a. sowie
6. Methoden der kontinuierlichen Messung der Abgasqualitäten und deren Analyse.

Trotz umfangreicher Bemühungen, die Umweltbelastungen einzuschränken, standen die Anlagen unter ständiger Kritik der zuständigen staatlichen Organe und insbesondere der in der Nähe der Hütten anliegenden Einwohner.

5.4. Die Kupferformateproduktion

Am Ende des Kupfererzverhüttungsprozesses steht oder stand immer ein Produkt, das für Handwerk und Industrie weiterverarbeitbar ist bzw. war. Wie bereits oben erwähnt, ist Garkupfer die erste Kupferhandelsmarke, die uns in den Beschreibungen der Hüttenprozesse des 14. und 15. Jahrhunderts erscheint. Derartiges Garkupfer mit 98,5 % bis 98,8 % Kupfer, 0,4 % Nickel und 0,6 % Sauerstoff war bis Mitte des 19. Jahrhunderts auch das Endprodukt des Mansfelder Verhüttungsprozesses. Um 1850 begann man aus dem Rückstandekupfer nach dem Ziervogelprozeß durch intensivere Raffination in einem Gewölbeblammofen bei gleichzeitiger Reduzierung des Sauerstoffgehaltes ein zähgepoltes Walzraffinat herzustellen. Die seit 1870 eingeführte Entsilberung reicher Spursteine führte gleichzeitig zu einer Verbesserung der Qualität der Laugerückstände des Ziervogelprozesses und erlaubte dadurch die direkte Raffination dieser Rückstände im Rammofen.

Produktionstechnisch erfolgte diese Arbeit dann seit 1871 in der oberhalb der Gottesbelohnungshütte in Betrieb genommenen Kupferraffinerie, der heutigen Kupferhütte.

Das dort produzierte Mansfeld-Raffmat A (MRA) mit

99,5 % Kupfer	0,06 % Blei
0,025 % Silber	0,02 % Eisen
0,26 % Nickel	Spuren Schwefel

gehörte um 1890 zu den besten Kupferqualitäten in Europa. Es kam vorzugsweise in Form von gekerbten Barren für die Messingherstellung zum Einsatz.

Aus den nickelreichen Raffinierkrätzen erzeugte man in dieser Zeit ein sog. Mansfeld-Raffinat B (MRB) mit

99,2 % Kupfer	0,16 % Blei
0,01 % Silber	0,4 % Nickel

Seines höheren Nickelgehaltes wegen war es sehr feuerbeständig und deshalb besonders für die Herstellung von Feuerbüchsen geeignet.

Um 1900 kam es zu einer weiteren Qualitätsverbesserung des Mansfelder Raffinatekupfers, in dem man die unterschiedlichen Kupfersteinqualitäten der Rohhütten differenziert verarbeitete und damit eine Qualität MRA und MRA 1 erzeugte. Beide Qualitäten kamen sowohl als Walz- wie auch als Gußkupfer in den Handel. Für anspruchsvolle Zwecke wurden Feinraffinate hergestellt. So wird von Feinraffinatsorten aus Kupferstein der Kochhütte berichtet, die einen Kupfergehalt von 99,82 % bis 99,88 % gehabt haben sollen. Bis zur Einstellung der Elektrolyse auf der Oberhütte 1907 wurde aus deren Katoden ein Feuerraffinat mit 99,9 % Kupfer hergestellt.

Bereits im 19. Jahrhundert begann man einen Teil der erzeugten Kupferformate in den zur Gewerkschaft gehörenden Betrieben

- der Messingnäpfchenfabrik und dem Kupferhammer zu Rothenburg/Saale (seit 1823) und
 - dem Kupferhammer bei Eberswalde (seit 1867)
- zu verarbeiten.

Der größte Teil der um die Jahrhundertwende produzierten Kupferformate wurde an andere deutsche Verarbeitungsbetriebe sowie nach Österreich-Ungarn und Rußland verkauft. Zu einer grundsätzlichen Veränderung kam es, als 1907 im Rahmen umfangreicher Bemühungen um weitere Rentabilität des Unternehmens der Bau eines Kupfer- und Messingwerkes, des späteren Walzwerkes, nördlich der Gottesbelohnungshütte beschlossen worden war.

Auf Basis dieser Entscheidung wurden u. a.

- 1909 das Drahtwalzwerk und das Rohrwalzwerk,
- 1910 das breite Umkehrwalzwerk und
- 1913 das Blechwalzwerk und der Rohr- und Stangenzug errichtet.

Beginnend mit diesem Zeitpunkt entwickelten sich das Formatesortiment und die Qualität der Erzeugnisse der Kupferhütte vordergründig nach dem Bedarf der für die damalige Zeit modernsten Verarbeitungsmaschinen des Walzwerkes und in enger Zusammenarbeit zwischen den Verantwortlichen beider Betriebe. Die Produktpalette der Raffinate-Qualitäten reichte von viereckigen Blöcken über runde Blöcke, Barren, gekerbte Barren bis zu Stangen. Mit der Erhöhung des Bedarfs an Kupferdraht kam es auch zur Herstellung von für den Drahtwalzprozeß geeigneten Kupferformaten. So setzte sich für das Drahtwalzen immer mehr der sogenannte Drahtbarren (Wirebar) durch. Dieser 1.360 mm lange Barren von steiltrapezförmigem Querschnitt und beidseitig angespitzten Enden, mit einem Gewicht zwischen 90 kg und 130 kg wurde wegen seiner guten Anstichmöglichkeit beim Walzen sehr bald das Massenprodukt der Kupferraffinerien.

In Mansfeld begann dieser Prozeß etwa mit dem Zeitpunkt der Verarbeitung der Kupferkatoden aus der Kupferhütte Ilsenburg nach 1928. Das elektrolytisch gereinigte Kupfer brachte wegen des geringeren Gehaltes an Verunreinigungen einen enormen Zugewinn an elektrischer Leitfähigkeit und war deshalb für die

sich stürmisch entwickelnde Elektrotechnik mit ihrem hohem Drahtbedarf für elektrische Leitungen besonders interessant.



Abbildung 67: Verladen von Wirebars



Abbildung 68: Gießen von Wirebars

Wegen anhaftender Verunreinigungen an den Katoden (insbesondere Elektrolytreste) und der intensiven Gasaufnahme des flüssigen Kupfers beim Schmelzen mit fossilen Brennstoffen muß der Katodenschmelzprozeß mit einer Raffination verbunden werden, wie sie bereits bei der Herstellung von

Raffinatekupfer erläutert und auf der Kupferhütte praktiziert wurde. Insofern konnte die Herstellung des neuen Vorlaufproduktes für das Walzwerk ohne größere Veränderungen in den vorhandenen Raffinieröfen der Kupferhütte realisiert werden. Lediglich der Gießformenpark war den neuen Formaten anzupassen.

Nach der Inbetriebnahme der neuen Kupferelektrolyse in Hettstedt im Jahre 1938 wurden alle dort erzeugten Katoden auf der Kupferhütte raffiniert und daraus die bekannten Mansfeld-Elektrolytkupfer-Formate (MEK-Formate) hergestellt.

Erhalten hat sich die ursprüngliche Kupferraffinateherstellung auf der Kupferhütte im geringen Umfange auch nach der Einführung der MEK-Formateherstellung für das Umschmelzen und Raffinieren von wenig verunreinigten Kupferschrotten. Die nach der Feuerraffination gegossenen Formate, Blöcke, Bolzen, Platten, teilweise mit Phosphor desoxidiert oder für bestimmte Verwendungszwecke legiert, fanden dort Verwendung, wo keine Anforderungen an die elektrische Leitfähigkeit des Kupfers vorlagen, also vordergründig im Apparate- und Anlagenbau. Bis 1990 wurden zwei Güteklassen produziert und zwar

- Cu 99 mit mindestens 99,0 % (Sauerstoff < 0,06 %), bezeichnet RA, sowie
- Cu 99,5 mit mindestens 99,5 % (Sauerstoff < 0,06 %), bezeichnet RC.

In den Jahren zwischen 1960 und 1990 bewegte sich die sog. R-Formateproduktion im Bereich von rund 10.000 t/ Jahr.

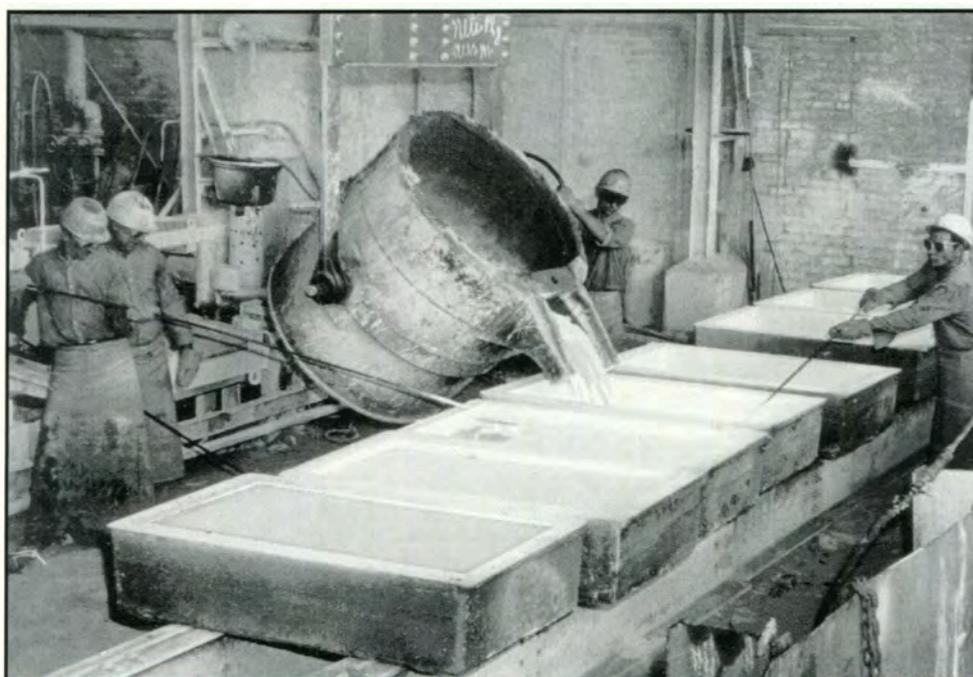


Abbildung 69: Gießen von Walzplatten aus raffiniertem Kupfer für die Blechfertigung

Parallel zum Anstieg der Elektrolytkupferproduktion wurde das Fassungsvermögen der Formateöfen ständig erhöht. Die für diese Zwecke hergerichteten Öfen 1 und 3 wurden im Laufe der Jahre von einem Fassungsvermögen von 30 t im Jahre 1938 auf 60 t bzw. 90 t in den 1970er Jahren erhöht.

Die Kupferformateherstellung für die Verarbeitungsbetriebe der DDR erfolgte bis 1979 im wesentlichen in den Raffinations- und Umschmelzanlagen des Mansfeld Kombines in Hettstedt sowie in den Raffinieröfen der Berliner Metallhütten- und Halbzeug werke.

Nach Übernahme der Bilanzfunktion für die Versorgung der DDR mit diesen Produkten im Jahre 1970 durch das Mansfeld Kombinat erfolgte der weitere Ausbau dieser Produktion ausschließlich auf der Kupfer-Silber-Hütte in Hettstedt und auf der seit 1967 zum Kombinat gehörenden Kupferhütte Ilsenburg.

Die Entwicklung der Kupferformateproduktion des Mansfeld Kombinates im Zeitraum von 1950 bis 1990 ist unten dargestellt.

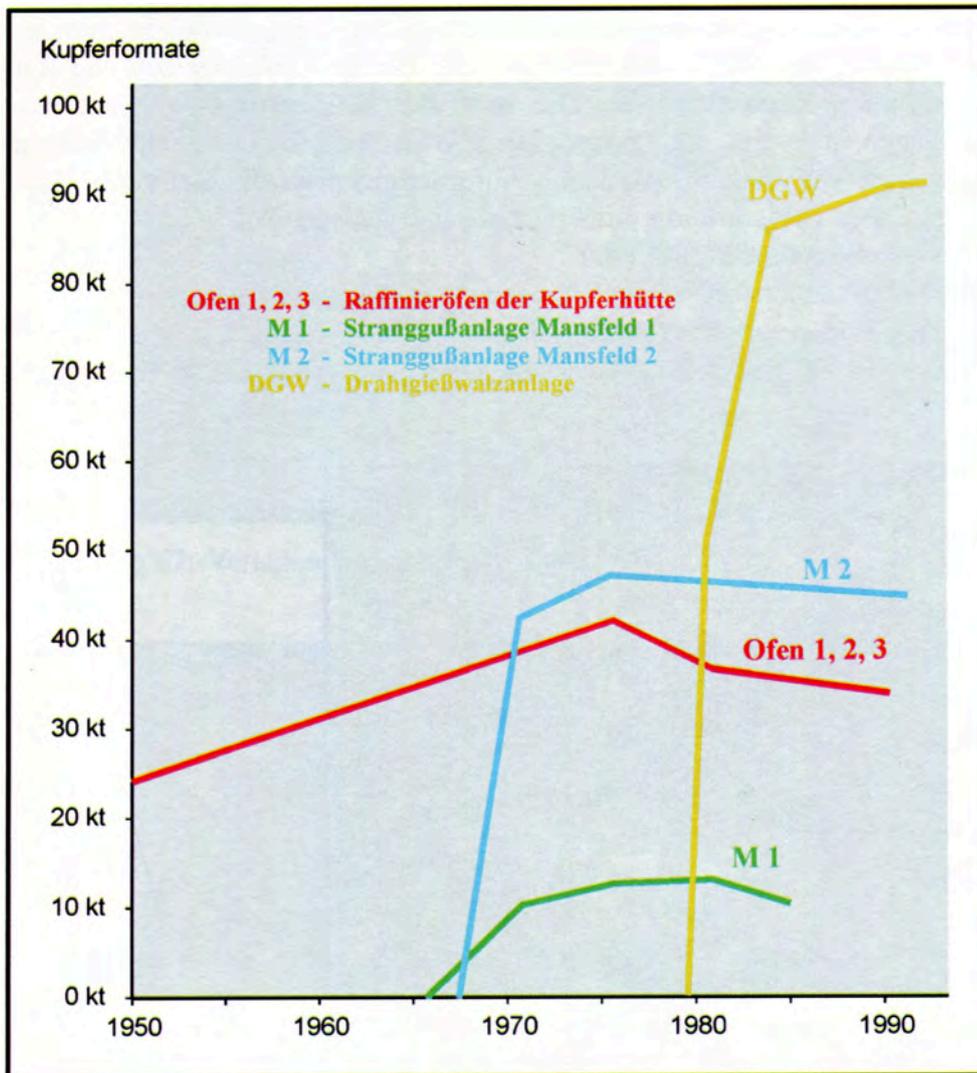


Abbildung 70: Die Kupferformateproduktion im Mansfeld Kombinat 1950 bis 1990

Die Veränderungen in der Schmelzarbeit verliefen analog wie im Anodenbetrieb. Im Verlaufe der 1960er Jahre wurde die Steinkohleplanrostfeuerung auf Öl- und diese später auf Erdgasfeuerung umgestellt. Aufgrund günstiger räumlicher Verhältnisse erhielt der Ofen 3 einen Abhitzekeessel zur Verwertung der heißen Abgase. In den 1980er Jahren wurde eine moderne Chargiermaschine zur Erleichterung der schweren Einsatzarbeit in Betrieb genommen. Wegen der beengten räumlichen Verhältnisse um den Ofen war die Aufstellung moderner Gießkarussells nicht möglich. Der Abguß des Kupfers aus dem Ofen erfolgte, nachdem bis in die 1950er Jahre das Kupfer aus dem Ofen mit Löffeln ausgeschöpft worden war, später wie bei den Anodenöfen, über einen Abstich in den Gießtopf. Mit Hilfe eines Kranes wurde dieser an die stationären Gießformen gebracht und ausgegossen. Diese Art des Vergießens war sehr zeitaufwendig. Um einen 100 t-Ofen im Verlauf von fünf Stunden zu entleeren - über einen längeren Zeitraum war die Aufrechterhaltung

der optimalen Gießtemperatur um etwa 1.150 °C nicht möglich -, mußte durchgehend mit drei Kränen gearbeitet werden, eine hohe Anforderung an die Menschen und die Technik. Aus rationellen Gründen wurde der Raffinationsprozeß im 24-Stunden-Turnus durchgeführt. Da der Gießprozeß wegen des geringen Mechanisierungsgrades den höchsten Arbeitskräfteaufwand hatte, erfolgte das Abgießen in der Frühschicht.

Die Kupferformateproduktion im Flammofen wurde trotz aller Kompliziertheit auch dann noch aufrecht erhalten, als Stranggußanlagen und Gießwalzanlagen den Nachweis ihrer Effektivität für die Formateerzeugung längst erbracht hatten. Sie war die Voraussetzung, auch schlechte Katoden, eigene und gekaufte, in qualitätsgerechte Kupferformate zu verarbeiten.

Die ständig steigenden Anforderungen der Elektrotechnik an die Qualität des Kupfers für Leitzwecke führte zur verstärkten Anwendung von sauerstofffreiem Kupfer (< 5 g Sauerstoff/t Kupfer).

Anfang der 1950er Jahre wurde in der Forschungsstelle Hütten ein einfaches Verfahren zur Herstellung dieser Kupferqualität entwickelt. Mit einer Leistung von 100 t bis 120 t/Jahr war es eine Übergangslösung, mit der der anfänglich noch geringe Bedarf gedeckt werden konnte. Diese Anlage hatte ihren Platz auf der Kupferhütte.

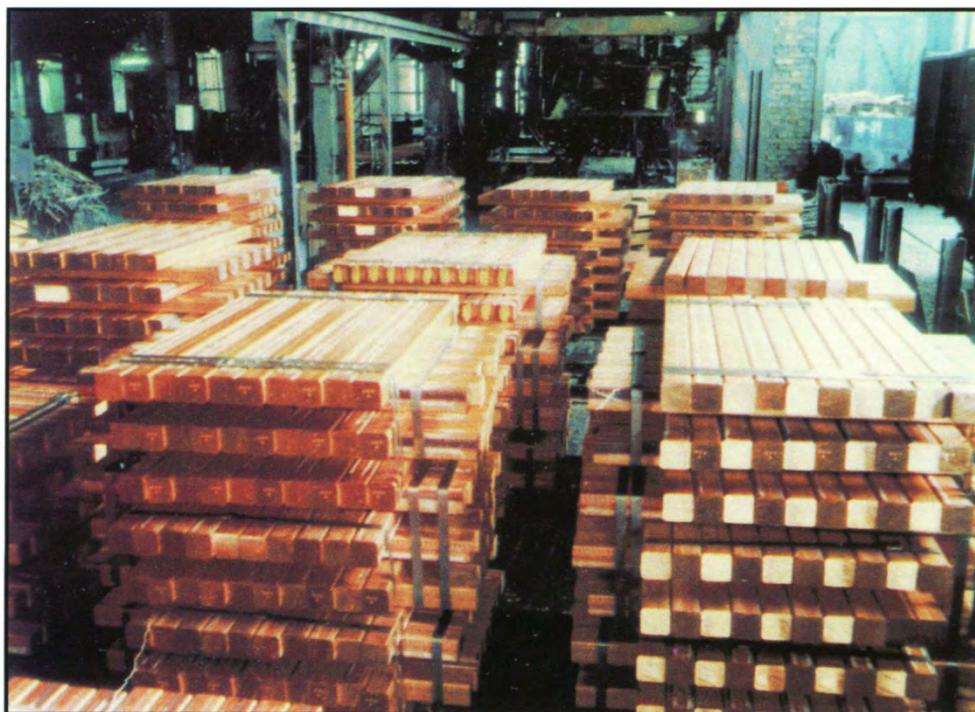


Abbildung 71: Stranggegossene Wirebars in der Lagerhalle

Zur Deckung des ansteigenden Bedarfs an sauerstofffreiem Kupfer und dem Trend der internationalen Gießtechnik folgend, kam es 1965 zur Einführung des elektrischen Einschmelzens von Katoden im Induktionsofen und des Vergießens mittels einer diskontinuierlich arbeitenden Stranggußanlage (Mansfeld I). Diese von der Fa. Lurgi gelieferte Anlage konnte den Bedarf an stranggegossenen Kupferformaten bald nicht mehr decken, so daß im Jahre 1967 eine weitere Anlage installiert wurde, die von der Fa. Krupp geliefert wurde (Mansfeld II). Die Stranggußanlage Mansfeld I wurde in den 1980er Jahren wegen geringer Produktivität wieder außer Betrieb genommen.

In einem elektrisch beheizten Netzfrequenz-Rinnenofen der Stranggußanlage Mansfeld II, die heute noch produziert, werden Katoden und reine Kupferabfälle eingeschmolzen. Das geschmolzene Kupfer wird nachfolgend in den Gießofen überführt. Das System Rinne-Gießofen steht dabei unter Schutzgas, das in einer eigenen Anlage aus Erdgas erzeugt wird. Damit ist die Möglichkeit gegeben, Kupferformate mit einem Sauerstoffgehalt < 5 ppm zu produzieren.

Aus dem Gießofen fließt das Kupfer kontinuierlich in eine wassergekühlte Kokille, in der es sehr schnell erstarrt. Die aus der Kokille kontinuierlich austretenden Kupferstränge, in Abhängigkeit vom Querschnitt der Formate ein- oder zweisträngig, werden fliegend durch eine mitgehende Säge auf ihre Längen zugeschnitten. Ausgelegt ist die Säge für Abschnittslängen von 600 mm bis 2.450 mm. Die Produktionspalette umfaßt Drahtbarren, Walzplatten und Bolzen bis 300 mm Durchmesser.

Die 1967 errichtete Anlage war auf eine Leistung von 40.000 t Formaten/Jahr ausgelegt. Im Zeitraum von 1970 bis 1985 wurde eine Durchschnittsproduktion von über 45.000 t/Jahr erreicht. Im Verlauf der Jahre ist das Formatesortiment entsprechend dem Bedarf der Abnehmer komplettiert worden.

Die Drahtgießwalz-Anlage (DGW-Anlage)

Obwohl es durch Verbesserungen der Katodenqualität, der Erhöhung der Wirebargewichte und der Einführung der Stranggußverfahren im Verlauf von wenigen Jahrzehnten gelungen war, die Walzdrahtproduktion erheblich zu erhöhen und zu modernisieren, blieb der Umwandlungsprozeß von der Kupferkatode zum Draht diskontinuierlich mit Grenzen für weitere Produktivitätserhöhungen. Das änderte sich erst grundlegend als es gelang, das eingeschmolzene Katodenkupfer kontinuierlich zu einem Strang zu vergießen und diesen in einen Komplex von hintereinander gereihten Walzwerken bis auf eine Drahtstärke von 8 mm als Vorlaufmaterial für die weiteren Drahtziehprozesse herunterzuwalzen. Hergestellt wurden Drahtbunde von 4 t bis 5 t: Sie waren ideale Ausgangsgewichte für die Auslastung der hochproduktiven Drahtziehmaschinen. Anlagen dieses Typs wurden bereits in den 1960er Jahren auf dem westlichen Markt u. a. von den Firmen Properzi (Italien) und Southwire (USA) angeboten. Ihre Anschaffung für die Versorgung der DDR mit hochwertigem Vorlaufmaterial für die Kupferdrahtproduktion scheiterte an der Beschaffbarkeit der dafür erforderlichen Aufwendungen in konvertierbarer Währung. Man griff deshalb auf eine Entwicklung in der Sowjetunion zurück, die um diese Zeit vom Moskauer Institut Giprozvetmetobrabotka betrieben wurde. Ein Prototyp dieser Entwicklung arbeitete seit Anfang der 1970er Jahre im Hüttenwerk Almalyk in Usbekistan. Diese Entwicklung war Basis für einen Vertrag mit anschließendem Kauf und Aufbau einer derartigen Anlage im Mansfeld Kombinat auf der Kupfer-Silber-Hütte.

Ungeachtet der Probleme, die mit dem Kauf einer nicht ausreichend erprobten Anlage zu erwarten waren, wurde 1975 ein Vertrag mit dem sowjetischen Außenhandelsunternehmen Vniizvetmet abgeschlossen. In den Jahren 1976 und 1977 wurden Halle und Nebeneinrichtungen von den technischen Bereichen des Mansfeld Kombinates projektiert und gebaut, 1978 erfolgte die Qualifizierung des Personals in der oben erwähnten ähnlichen Anlage im Kupferkombinat Almalyk in Usbekistan. Die Montage erfolgte 1978/1979. Am 7. Oktober 1979 wurde die Anlage angefahren. In Zusammenarbeit zwischen den sowjetischen Spezialisten und den Ingenieuren des Kombinates wurden die Anlaufmängel relativ schnell überwunden.

Die umfangreiche Ingenieurarbeit, die durch Mansfelder Ingenieure geleistet wurde, galt einerseits der Abstellung der im Einfahrbetrieb dieses Prototyps auftretenden Fehler, andererseits war sie auf

den Ersatz von Materialien gerichtet (Spezialstähle für Walzen, Stampfmasse für Induktoren, Meßtechnik u.a.), die auch in der Sowjetunion nicht in entsprechender Qualität zur Verfügung standen.

Im Jahre 1979 wurden 5.431 t,

1980 42.003 t und

1981 51.402 t Walzdraht produziert.

1983 wurde die projektierte Leistung von 60.000 t/Jahr Gießwalzdraht erreicht. Parallel zur Leistungssteigerung wurden in intensiver Forschungsarbeit mit den Spezialisten des Abnehmers des Walzdrahtes, dem Walzwerk Hettstedt, Voraussetzungen für die ständige Verbesserung der Qualität des Materials geschaffen. Die Walzdrahtproduktion im Jahre 1990 betrug ca. 90.000 t.



Abbildung 72: Gesamtansicht der DGW-Anlage

Die Walzdrahtproduktion erfolgte nach folgenden Verfahren: In zwei 25 t Netzfrequenz-Rinneninduktionsöfen mit einer Schmelzleistung von je 9 t/h wurden vorgeglühte Katoden unter einer Holzkohleschutzschicht geschmolzen und durch Drehen der trommelförmigen Schmelzöfen das schmelzflüssige Kupfer über stirnseitig angebrachte gasbeheizte Überführungsrinnen in den 10 t-Gießofen überführt. In ihm wurde das Metall aus beiden Schmelzöfen homogenisiert, der O₂-Gehalt, ebenso wie die Temperatur eingestellt.

Aus dem Gießofen floß das Kupfer über eine automatische Stopferdosierung in die Aufnahmewanne und von dort über einen handdosierten Stopfer in das vertikale Gießrad.

Die Kupferringkokille des Gießrades besaß auf der Peripherie eine trapezförmige Auskehlung, die von einem Stahlband überdeckt wurde. Der Eingießquerschnitt betrug 1.425 mm². Während der Kokillenumdrehung von etwas mehr als einem Viertel des Radumfanges wurde das in den Trapezquerschnitt eingefüllte Kupfer soweit gekühlt, daß ein endloser Strang mit knapp 900 °C kontinuierlich austrat. Nach dem Richten des bogenförmigen Stranges und dem Entgraten der oberen Trapezkanten wurde der Strang mit ca. 800 °C unter Zugabe einer Walzemulsion in das Walzwerk eingestoßen.

Das Walzwerk unterteilte sich in eine sechsgerüstige Grob- und eine sechsgerüstige Feinstraße.

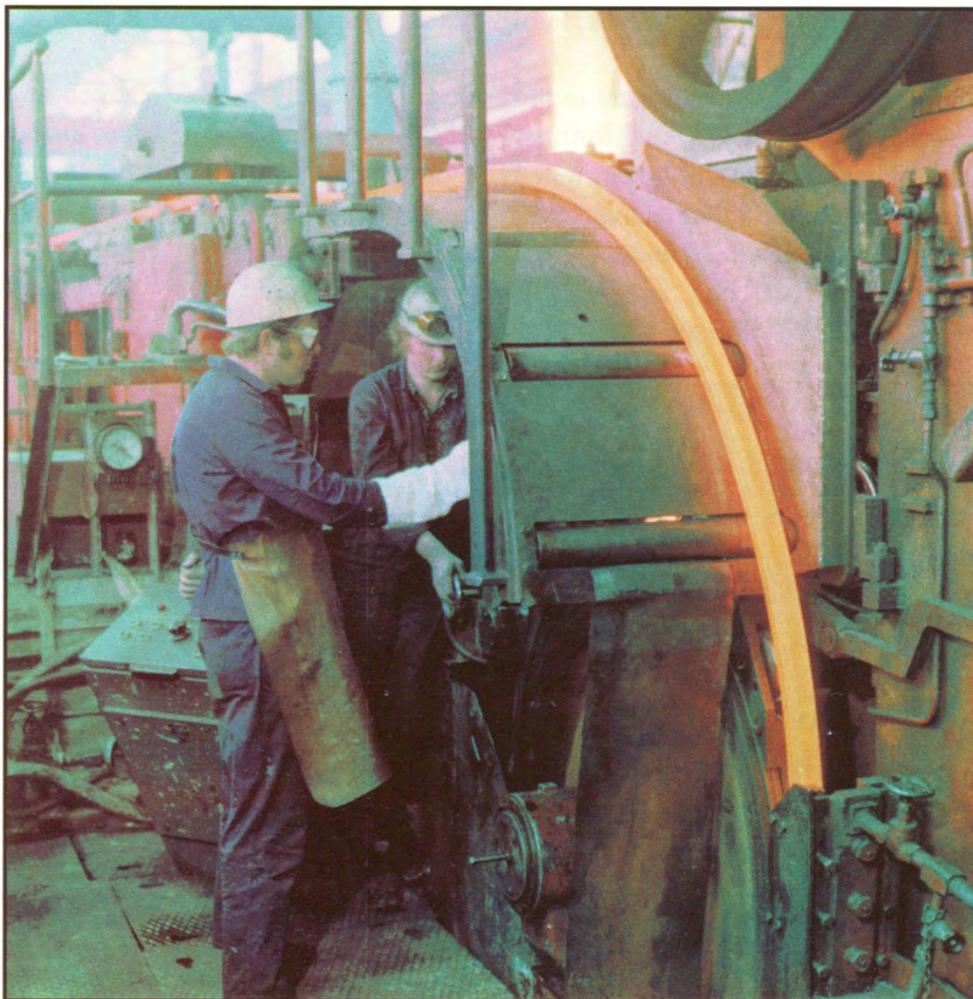


Abbildung 73: Ablösung des gegossenen trapezförmigen Stranges vom vertikalen Gießrad

Das mit Emulsion beaufschlagte Walzwerk war abgedichtet, um die Rückoxidation des heißen Kupfers in Grenzen zu halten.

Der Draht wurde anschließend, nachdem er durch ein Wachsbad gezogen worden war, im Schlingenleger zu Bündeln verlegt. Ein Fertigbündel wog ca. 3,5 t, das mit Stahlband abgebunden und mit Folie abgedeckt wurde und damit versandfertig war.

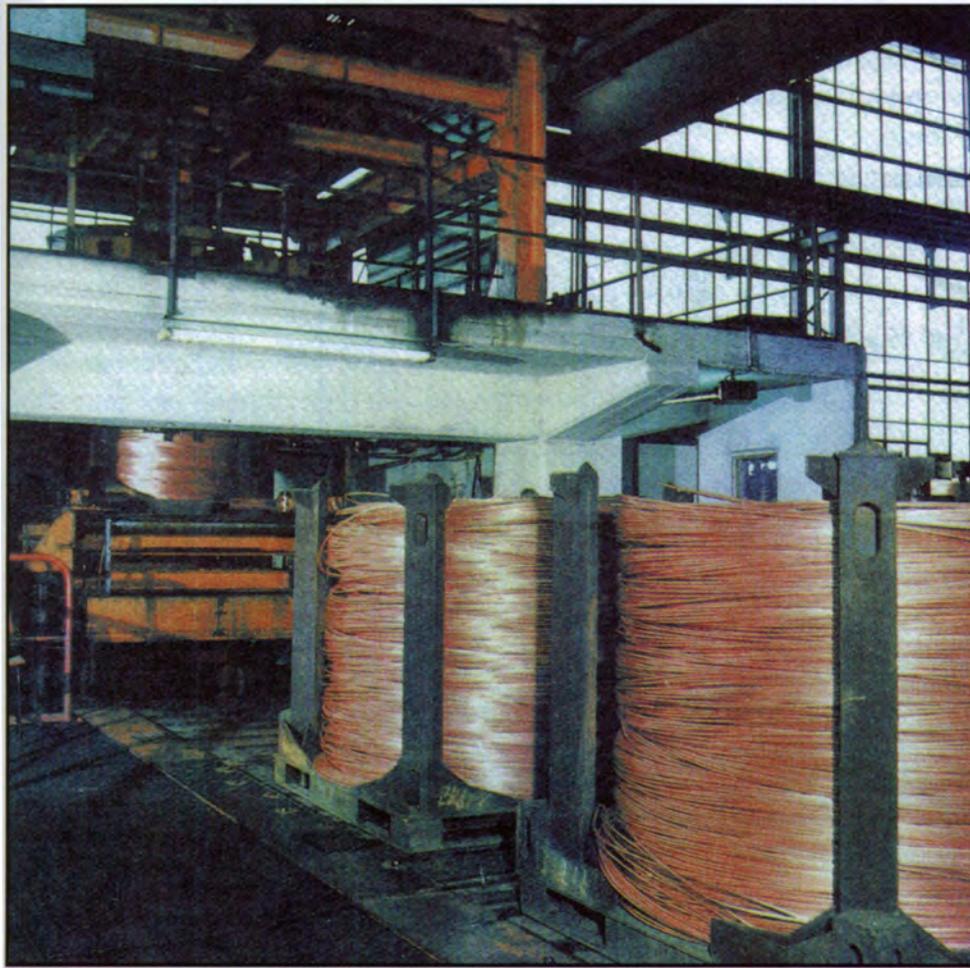


Abbildung 74: Drahtbund

5.5. Das Ende der Bleihütte Konsequenzen aus der Veränderung der Kupfererzzusammensetzung und dem Rückgang der Erzförderung

Ähnlich wie in den anderen Hüttenbetrieben war nach dem Zweiten Weltkrieg das Anlaufen der Produktion mit einer Vielzahl technischer Probleme verbunden, darunter auch dem der geringen Mengen an Vorlaufmaterial.

Fortgeführt wurde die seit 1937 bestehende und bewährte Technologie, nach der die bleiarmen Anteile des von den Rohhütten gelieferten Schwelgutes zunächst durch das „differentielle Wälzen“ in den Kurztrommelöfen (KTO) entbleit wurden, während die bleireichen Schwelgutsorten nach einer bis Mitte der 1950er Jahre betriebenen Agglomerierung auf einem runden Dwight-Lloyd-Sinterapparat, wobei auch eine teilweise Entschwefelung stattfand, den Bleischachtöfen unmittelbar vorliefen.

Produkte der Schachtofenarbeit waren

- Werkblei, das bis 1959 am Ort entsilbert und raffiniert wurde und als „Original-Hütten-Weichblei, Marke Mansfeld“ in den Handel gelangte. Nach der aus Rationalisierungsgründen gebotenen Einstellung der eigenen Bleiraffination erfolgte diese in den Freiburger Bleihütten;
- Blei-Kupferstein;

granulierte zinkhaltige Schachtofenschlacke, die, gemeinsam mit den in den Kurztrommelöfen durch Entbleien des Schwelgutes entstehenden „Zinkklinkern“, Vorlaufmaterial für den Wälzprozeß zur Gewinnung von Farbzinkoxid war, sowie Flugstäube.

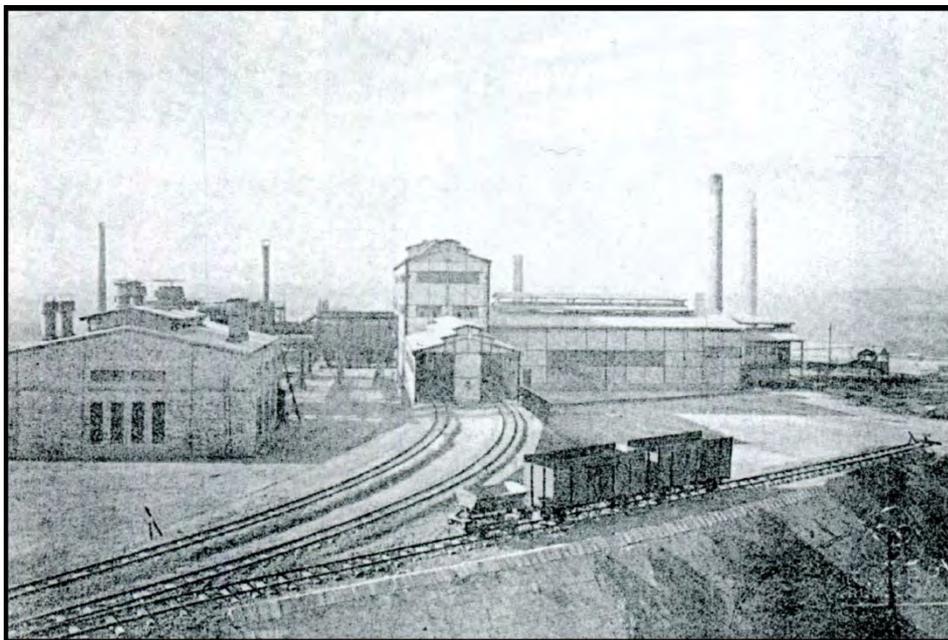


Abbildung 75: Bleihütte Hettstedt, Ansicht des Wälzofengebäudes, links Filtergebäude

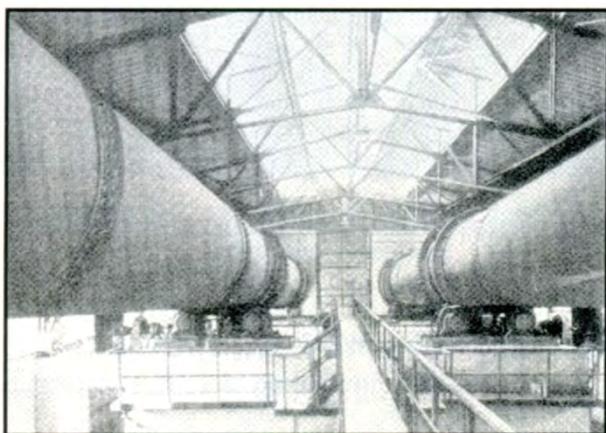


Abbildung 76: Wälzofenanlage, Wälzofen 1 und 2

Mit dem Anstieg der Erzverarbeitung auf beiden Rohhütten im Lauf der 1950er Jahre und wesentlich beeinflusst durch unzureichende Agglomerierkapazität der August-Bebel-Hütte kam es zu einem starken Anstieg der Schwelguterzeugung, weil zunehmend feine Erzbestandteile bis in die Gasreinigungsanlagen getragen wurden. Dadurch sowie durch Änderungen im Erzvorlauf sank der Bleigehalt des Schwelgutes, was seine direkte Verarbeitung im Schachtofen zunehmend uneffektiver werden ließ. Die Kapazität der drei Kurztrommelöfen reichte aber bei weitem nicht zur Verarbeitung des gesamten Schwelgutes aus.

Darum mußte unter Inkaufnahme verringerter Verarbeitungskapazität von Zinkklinker und Schachtofenschlacke zu Zinkoxid für diese Arbeit einer der beiden Wälzöfen herangezogen werden.

Durch intensive Forschungsarbeit gelang es, das differentielle Wälzen auch in den Wälzöfen auszuführen, ein Verfahren das noch 1932/1933 erfolglos geblieben war. Die Durchsatzleistungen der Drehrohröfen bei beiden Arbeitsweisen, d. h. dem differentiellen Wälzen und dem Wälzen auf Zinkoxid, wurden soweit gesteigert, daß, auch infolge eines erheblichen Rückganges der Schwelgutlieferungen, in einem Ofen die künftige Schwelgutmenge und im anderen Ofen die daraus entstehenden zinkhaltigen Produkte weitestgehend verarbeitet werden konnten. Dies erlaubte 1961 die Stilllegung der energie- und arbeitskraftintensiven Kurztrommelöfen.

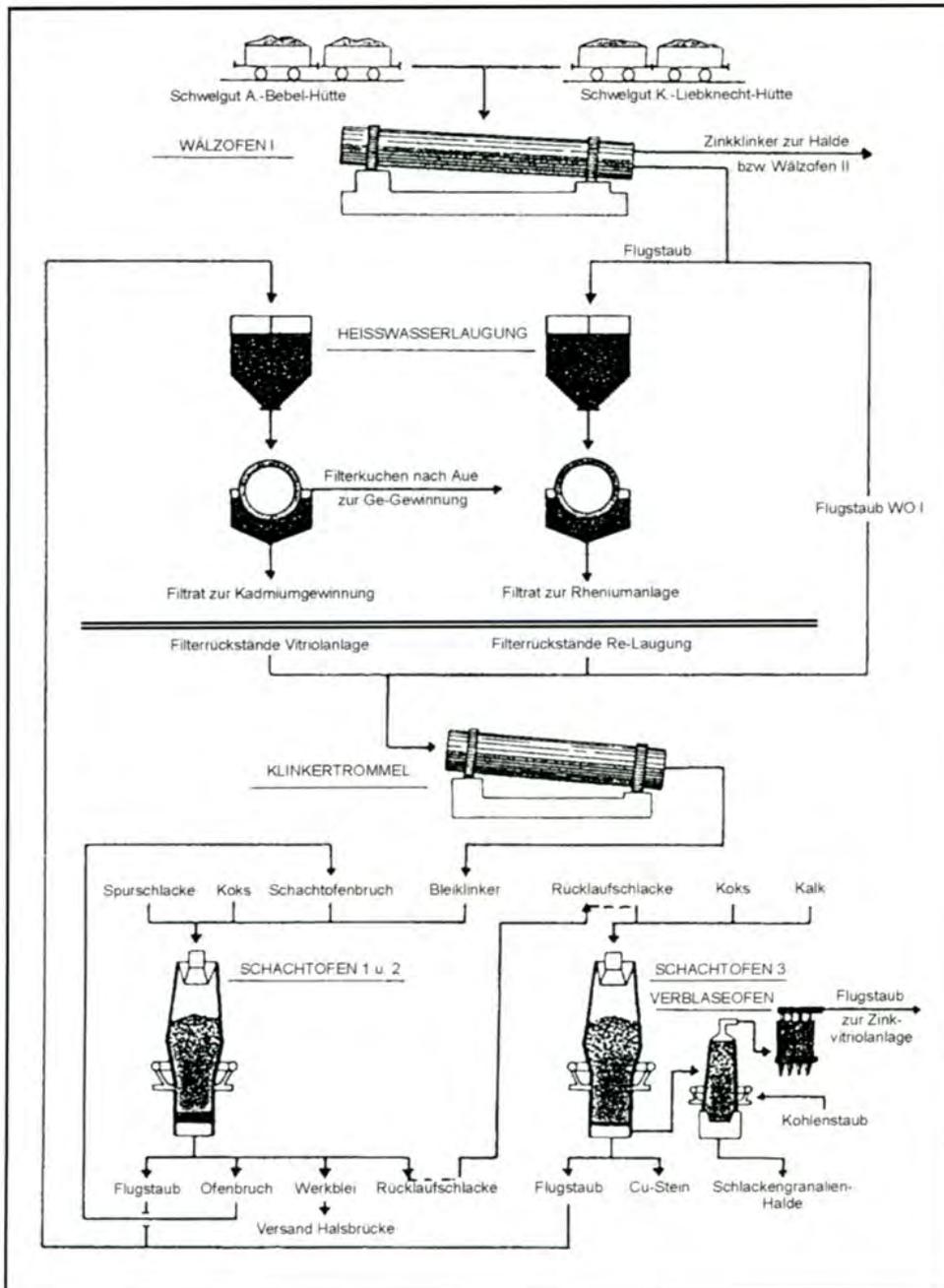


Abbildung 77: Schema der Schwelgutverarbeitung nach 1961 (Bleiweg)

Seit 1950 ging der bleireiche Flugstaub vom differentiellen Wälzen in den Kurztrommelöfen nicht mehr zur gemeinsamen Sinterung zusammen mit dem bleireichen Schwelgut, sondern zunächst in einen Laugeprozeß, in dem durch Auswaschen mit Wasser das Rhenium ausgelaugt wurde. Der schlammige Löserückstand konnte nicht der Sinterung zugeführt werden, sondern war zuvor zu trocknen. Hierzu diente ein Drehrohr-ofen, Klinkertrommel genannt, in der im Zuge des Trocknungsvorganges der Schlamm „pelletierte“, also bohnen- bis nußgroße, mäßig feste Agglomerate bildete, die in die Schachtofen ohne weitere Behandlung eingesetzt werden konnten. Sie stellten nach der durch den Rückgang der Bleigehalte im Schwelgut erzwungenen Einstellung der Direktverarbeitung des Schwelgutes über den Sinterapparat das alleinige Bleivorlaufen für die Schachtofen dar. Infolge des Wegfalles des porösen und teilweise entschwefelten Sinterklotzes verdichtete sich der Schachtofenmüller, während der Schwefelgehalt anstieg. Das wirkte sich nachteilig auf die Prozeßführung und -ergebnisse aus; das direkte Ausbringen an Werkblei verringerte sich, der Anfall an Blei-Kupferstein stieg.

Im Flugstaub aus den Bleischachtofen, der ursprünglich bis 1956 über den Dörschel-Schaukelofen zu Blei und einem Flugstaub, der zur Mennige-Erzeugung diente, verarbeitet wurde, fand sich Germanium. Der beachtliche Gehalt von max. 100 g/t war Anlaß zur Entwicklung eines ab 1959 betriebenen Gewinnungsverfahrens.

Eine Wasserlaugung des Flugstaubes entfernte die löslichen Zink- und Cadmiumsalze, der Laugerückstand ging als Schlamm zur Extraktion des Germaniums an die Nickelhütte Aue, die ein zur Halbleiterfertigung im damaligen „VEB Spurenmetalle“ in Muldenhütten bei Freiberg geeignetes Germaniumkonzentrat herstellte. Der Bleirückstand wurde nach Hettstedt zurückgeliefert. Nachdem sich in der Halbleiterindustrie zunehmend Silizium durchgesetzt hatte, kam diese Produktionslinie 1970 zur Einstellung.

Immerhin mögen zwischen 1960 und 1970 etwa 300 kg Germanium aus Kupferschiefer erzeugt worden sein. Germanium war das „jüngste“ der aus Mansfelder Kupferschiefer gewonnenen Elemente.

Die begrenzte Durchsatzkapazität des Wälzofens II, des Verarbeitungsaggregates für die Zinkklinker und die granulierten Schachtofenschlacke, führte Ende der 1950er Jahre zu Überlegungen, durch Modifizierung der Schachtofenarbeit und Errichtung einer Fuminganlage die Schachtofenschlacken zu verarmen, um sie verhandeln zu können. Das Wesen des Fumingprozesses bestand darin, in einem dem Schachtofen nachgeschalteten Flammofen die flüssige Schlacke durch Einblasen von Braunkohlenstaub zu entzinken und zu entbleien. Der Kupfer- und Silberinhalt der Schlacken konzentrierte sich dabei in einem Stein, der zu den Rohhütten zurücklief. Die verdampften Metalle oxidierten und bildeten einen Flugstaub, der für die Herstellung von Zinkvitriol verwendet wurde. Durch die erreichte Entlastung des Wälzofens II von Schachtofenschlacke wurde es auf diese Weise möglich, daß teilweise ausgelagerte Zinkklinker stärker in die Verarbeitung einbezogen werden konnten, wodurch sich die Rückführung von Kupfer und Silber in den Verhüttungsprozeß erhöhte und das Ausbringen dieser Metalle etwas anstieg.

Von nicht unerheblicher Bedeutung war diese Entlastung des Wälzofens II für die Entzinkung der Wälzklinker und die dadurch geringere Rückführung von Zink in den Rohhüttenprozeß.

Gegen Ende der 1960er Jahre, mit zunehmender Erzverarbeitung aus dem Bereich Sangerhausen verringerte sich das Blei- und Zinkvorlaufen im Erz und die Gehalte im Schwelgut nahmen ab. Diese neue Situation und Überlastung der Öfen stellten die Durchführung des differentiellen Wälzens immer mehr in Frage, da eine einwandfreie Blei-Zink-Trennung schwieriger wurde. U. a. führten hohe Restbleigehalte in den Zinkklinkern bei ihrer Verarbeitung auf Farbzinkoxid zu hohen Bleigehalten im Farbzinkoxid, so daß sein Absatz aus Qualitätsgründen nicht mehr gewährleistet war.

Im Jahre 1964 kam es wegen des totalen Verschleißes der bestehenden Zinkvitriolanlage zum Bau einer neuen Anlage im oberen Teil des Hüttengeländes an der südlichen Werksbegrenzung.



Abbildung 78: Laugestation der Zinkvitriolanlage

Diese neue Anlage konnte 1966 in Betrieb genommen werden. Verfahrensmäßig brachte sie zwar gegenüber der alten Anlage nicht viel Neues, war aber mit einer Kapazität von ca. 10.000 t/ a, moderneren Einrichtungen und größeren Zwischenlagerkapazitäten leistungsmäßig disponibler und bedienungsfreundlicher. Man war in der Lage, Zinksulfat kristallin wie auch flüssig abzugeben. Mit dem Bau der neuen Vitriolanlage erhielt auch die Rheniumproduktion eine neue Produktionsanlage. Der bereits oben erwähnte Prozeß der Re-Gewinnung erfuhr mit der Inbetriebnahme der Vitriolanlage eine Modifizierung. Zwecks Erreichung eines hochreinen Re-Produktes war die Endstufe des Prozesses aus dem Bereich der Bleihütte auf ein anderes Betriebsgelände verlegt worden. Die Existenz der relativ modernen Zinkvitriolanlage schuf nun einerseits die Basis, die durch die verstärkte Sekundärkupferverarbeitung in größerem Umfang anfallenden Zn-haltigen Stäube zu verarbeiten, andererseits wurde es dadurch möglich, das nicht mehr funktionierende differentielle Wälzen 1968 endgültig abzuwerfen und das Schwelgut der Rohhütten in den Wälzöfen zu einem sog. Mischoxid zu verarbeiten. Die dabei anfallenden Stäube wurden Vorlaufmaterial für die Zinkvitriolanlage. Der bleihaltige Löserückstand nach der Zinkentfernung lief weiterhin den Blei Schachtöfen vor und wurde auf Werkblei verarbeitet.



Abbildung 79: Zinksulfatverwiegung für den Versand

Mit dem Wegfall des differentiellen Wälzens war auch die Rheniumproduktion in Frage gestellt. Einerseits reduzierte sich der Re-Gehalt in den Mischoxiden und führte zu einer Verteuerung des Prozesses, andererseits bestand seitens der Industrie kein großes Interesse an dem Metall. Wegen seines hohen Preises fungierte es hauptsächlich als Wertreserve der Staatsbank.

In den 1970er Jahren wurde die Zinkvitriolproduktion zur dominierenden Produktion auf der Bleihütte. Neben dem Mischoxid kamen in zunehmendem Maße die zinkhaltigen Stäube aus der Verarbeitung kupferhaltiger Sekundärrohstoffe der Kupfer-Silber-Hütte und des Walzwerkes (Messingumschmelzanlage) zum Einsatz.

Das hatte auch negative Auswirkungen auf den Bleischachtofenprozeß. Wegen der geringen Vorlaufmengen und nicht zuletzt wegen des ständigen Arbeitskräftmangels wurde der Schachtofenbetrieb 1973 eingestellt. Die bleihaltigen Löserückstände wurden verkauft.

Mitte der 1970er Jahre kam es aus den umliegenden Wohngebieten verstärkt zu Forderungen, die vom Wälzbetrieb ausgehenden Umweltbelastungen abzustellen.

Sie bestanden einerseits in Blei-Zink-Staubbelastungen durch das desolate Gasabreinigungssystem, andererseits in einer dem Verfahren immanenten Schwefeldioxidfreisetzung. Ihre grundsätzliche Beseitigung hätte die Errichtung eines neuen Verarbeitungsverfahrens für das Schwelgut bzw. den Theisenschlamm erfordert. Für die Änderung waren aber zu diesem Zeitpunkt weder eine technische Lösung noch die finanziellen Voraussetzungen vorhanden. Im Jahre 1978 kam es deshalb zur generellen Einstellung des Wälzbetriebes auf der Bleihütte, das heißt, zur Einstellung der Verarbeitung des Rohhüttenschwelgutes.

Für den komplexen metallurgischen Gesamtprozeß der Kupferschieferverschmelzung hatte das wesentliche negative Auswirkungen:

- das Vorlaufen für die Zinkvitriolproduktion reduzierte sich um den Zinkinhalt des Theisenschlammes bzw. Schwelgutes,
- der bis dahin auf die Rohhütte zurücklaufende Kupferinhalt des Schwelgutes in Form der Wälzklinker fiel aus mit entsprechenden negativen Auswirkungen auf das Gesamtkupferausbringen und
- das Zwischenprodukt Theisenschlamm mußte deponiert werden.

Während die Vorlaufsituation der Zinkvitriolanlage durch Produktionssteigerung der Sekundärkupferanlage und Einbeziehung bis dahin nicht genutzter zinkhaltiger Materialien relativ schnell ausgeglichen werden konnte, war die Reduzierung des Kupfer-Ausbringens ein weiterer Schritt zur Verteuerung des Kupfers aus Erz.

Große Schwierigkeiten brachte die mit dieser Entscheidung notwendig gewordene Deponierung des Theisenschlammes auf der August-Bebel-Hütte. Deshalb wurde eine Zwischendeponie, der sog. Teich 10, für die Aufnahme von etwa 250.000 t Theisenschlamm errichtet. Bis zu ihrer Fertigstellung im Jahre 1981 mußte der anfallende Schlamm auf für diese Zwecke wenig geeigneten Rächen im Betriebsgelände auf der August-Bebel-Hütte ausgelagert werden, was zu einer hohen Umweltbelastung in diesem Betriebsgelände führte.

Die damalige Entscheidung für eine Deponierung und gegen eine endgültige Entsorgung des Theisenschlammes liegt in seiner interessanten metallurgisch komplexen Zusammensetzung. Neben Blei, Zink und Kupfer waren auch Silber, Cadmium, Zinn, Selen, Molybdän, Thallium, Rhenium und Germanium, die sich in diesem Material in teilweise beträchtlichem Umfang konzentrierten, Ziel umfangreicher metallurgischer Forschungsarbeiten, um mit der Gewinnung dieser Wertkomponenten die hohen Kosten der Erzförderung und pyrometallurgischen Aufbereitung des Erzes zu kompensieren. Trotz des hohen Erwartungsdruckes und einer massiven Förderung unterschiedlicher Verfahrensansätze (Versuche, Konzepte und Projekte) lag bis zur Einstellung der Kupferverhüttung keine erfolgversprechende Lösung vor. Die zwischenzeitlich gestiegenen Anforderungen an den Umweltschutz bei der Realisierung, die in der Vergangenheit unterschätzte Radioaktivität des Materials sowie der gegenwärtig überschaubare Metallmarkt lassen heute eine eventuelle spätere Verwertung dieses Materials als sehr unwahrscheinlich sehen. Die von den zuständigen Behörden favorisierte Versiegelung des Teiches 10, nachdem alle in der Vergangenheit auf Behelfsdeponien ausgelagerten Theisenschlamm- und Schwelgutbestände beider Rohhöfen dort untergebracht worden sind, entspricht deshalb voll und ganz dem gegenwärtigen Erkenntnisstand.

Für die bleihaltigen Löserückstände der Zinkvitriolanlage, die bedingt durch die Sekundärkupferverarbeitung in zunehmendem Maße Zinn enthielten, war Anfang der 1980er Jahre an Stelle eines Verkaufs die Verarbeitung auf der konzipierten neuen Zinnhütte in Freiberg vorgesehen gewesen. Als sich die Abnahme des Materials von Jahr zu Jahr verschob, mußten wegen Mangel an Lagerkapazität diese Rückstände wieder anderweitig verkauft werden. Der Absatz an traditionelle Abnehmer gestaltete sich aber mit den zunehmenden Umweltauflagen immer schwieriger, so daß bei der Einstellung der Zinksulfatproduktion 1990 große Mengen schlecht verwahrter Löserückstände auf der Bleihütte vorhanden waren. Mit anderen blei-zinkhaltigen Rückständen bildeten sie eine hohe Umweltbelastung des Territoriums.

Ihre Verwertung, jahrelang Spekulationsobjekt vorwiegend unseriöser Entsorgungsfirmen, ist bei den gegenwärtigen Metallpreisen undiskutabel. Die mit den Behörden abgestimmte Entsorgung dieser Materials gemeinsam mit dem Theisenschlamm im Teich 10 der August-Bebel-Hütte war deshalb eine logische Konsequenz.

Seit Beginn der 1970er Jahre wurden die Gebäude und Anlagen im Bereich der Schachtöfen und der Raffinierhütte für die Verarbeitung von Zinkschrott zu Zink bzw. zur Herstellung von Zinklegierungen verwendet. Alle übrigen Produktionsanlagen wurden abgerissen.

6. Die Mansfelder Verhüttungsprozesse und die Auswirkungen auf die Umwelt

Wie in den vorangegangenen Kapiteln deutlich geworden, ist der Mansfelder Kupferschiefer ein komplexes, schwer aufbereites und schwerschmelzendes Erz, das nur mit Feuer und hohen Temperaturen verarbeitet werden kann. Damit entstanden vom Anfang seiner Verwertung an Stäube, Krätzen, Schlacken und andere Zwischenprodukte, die man heute, soweit sie nicht mehr verwertet werden können, als Schadstoffe betrachtet.

Auswirkungen der Metallurgie auf die Umwelt sind in der langen Zeit von 800 Jahren natürlich immer in Zusammenhang mit Produktionsumfängen, Zeiträumen und dem Stand der Technik zu betrachten.

Fast 700 Jahre lang gehörte das Rösten (Brennen) des Schiefers zur selbstverständlichen Vorbereitung des Materials auf den nachfolgenden Schmelzprozeß.

Durch Einschmelzen der gebrannten Schiefer mit Holzkohle und seit etwa 1820 mit Koks wurde Rohkupfer gewonnen, das danach entweder mit Blei verschmolzen (Saigerprozeß) oder sulfatisierend geröstet (Ziervogelprozeß) wurde, um Silber zu gewinnen.

Das offene Brennen des Kupferschiefers und das Schmelzen auf Rohkupfer waren von ähnlichen Verflüchtigungsreaktionen begleitet, wie sie später beim direkten Roherzschmelzen und Verblasen im geschlossenen Konverter abliefen. Die damit verbundene Emission der flüchtigen Bestandteile, in etwa der Zusammensetzung des Theisenschlammes entsprechend, die Emission beim Abrösten des Kupfersteines als SO₂ und das flüchtige Blei aus dem Treibprozeß mußten in Kauf genommen werden. Staubmessungen, die später zur Bilanzierung des Schmelzprozesses vorgenommen wurden, ergaben, daß beim Schmelzen einer Tonne Kupferschiefer etwa 20 kg bis 25 kg Flugstaub anfallen, die in Abhängigkeit vom Stand der Abgasreinigungstechnik die Bodenbelastung mit Schadstoffen im Bereich der Erzschnelzhütten ausmachten. Geht man davon aus, daß bis zum Wirksamwerden der ersten Abgasreinigungsanlagen auf den Rohhütten gegen Ende des 19. Jahrhunderts ca. 50 Mio Tonnen Erz verarbeitet wurden, so kann man sich vorstellen, wieviel Tausende von Tonnen an Schadstoffen im Verlauf von 700 Jahren im Umfeld der Brennplätze und Hütten niedergegangen sind und sich dort verteilt haben. Dabei ist zu bemerken, daß

- im Zeitraum von 1200 bis 1800 an ca. 50 Standorten,
- im Zeitraum von 1800 bis 1870 an zehn Standorten und
- im Zeitraum von 1870 bis 1910 an sechs Standorten

im Mansfelder Revier Verhüttungsarbeiten durchgeführt wurden.

Bei den relativ geringen Leistungen der Öfen von etwa 2 t bis 4 t/Tag, mit denen man es in den ersten 600 Jahren zu tun hatte, und mit ihren geringen Winddrücken schlugen sich die Stäube hauptsächlich in unmittelbarer Nähe des Ofens nieder. Sie wurden, soweit erreichbar, zusammengekehrt und in den Ofen zurückgebracht. Umweltbelastung war in dieser Zeit im wesentlichen eine Belastung der am Ofen arbeitenden Menschen. Sie wurde bewertet nach der Verträglichkeit des Hüttenmannes gegenüber den Schadstoffen. Die meisten dieser Brenn- und Schmelzanlagen sind heute vergessen, die belasteten Flächen umgeackert und ihre Verunreinigungen großflächig verteilt. Bei den großflächigen Untersuchungen im Territorium 1991/1992 im Raster von 2 km x 2 km sind außer auf den bis 1989 aktuellen Hüttenbetrieben keine hochbelasteten Flächen gefunden worden. Neben den Staubemissionen mit ihrer großen Vielfalt an Schadstoffen haben die Schwefelabröstung des Kupfersteines unter Schwefeldioxidbildung und das Bleiabtreiben zur Silbergewinnung wesentlich die Umwelt um die Hüttenbetriebe bestimmt.

In der Umgebung der Saigerhütte Hettstedt, die am Ende des 17. Jahrhunderts die Silbergewinnung aus dem Rohkupfer der Hütten übernommen hatte, fand sich eine starke Bleibelastung. Die Größenordnung dieser Belastung läßt sich in etwa daran einschätzen, daß zur Ausgewinnung des Silbers aus dem Kupfer 50 kg Blei je 100 kg Kupfer benötigt wurden. Dieses Blei verdampfte beim Saigerprozeß fast vollständig und emittierte in Abhängigkeit von der Witterung in die nähere oder weitere Umgebung der Hüttenanlagen. Um 1800 wurden jährlich etwa 400 t Kupfer entsilbert, ein Wert, der eine sehr große Belastung für das Territorium bedeutet. Erst etwa 1850 wurde der Saigerprozeß eingestellt.

Verstärkte Umweltbelastung über das Hüttengelände hinaus brachten die Leistungssteigerungen im 19. Jahrhundert. Insbesondere nach der Einführung des Ziervogelprozesses mit seiner sulfatisierenden Röstung des Spursteines auf der Gottesbelohnungshütte kam es im Raum Hettstedt zu einer besonders starken SO_2 - (Schwefeldioxid)Belastung, die bereits in damaliger Zeit zu einer Vielzahl von „Rauchschädenansprüchen“ führte.

Zur Abstellung dieses Umweltproblems, insbesondere der Beseitigung der Röstgase, waren im wesentlichen zwei Aufgaben zu lösen:

- das Abrösten des Kupfersteins aus dem Stadel in der freien Luft mußte in ein Aggregat überführt werden, das kontinuierlich eine bestimmte Menge SO_2 zwecks seiner Umsetzung zu SO_3 als dem Ausgangsprodukt der Schwefelsäure lieferte, und
- die bereits damals bekannten Methoden der Schwefelsäuregewinnung in der Chemie mußten auf die Metallurgie übertragen werden.

Nachdem 1854 erste Versuche beschlossen worden waren, kam es 1857 zu Betriebsversuchen auf der Kupferkammerhütte. Im Herbst 1859 entstanden auf der Kupferkammerhütte und der Eckardthütte sog. Röstdampfkondensationsanstalten. Das Bemühen der Hüttenleute, das SO_2 -Gas zu beherrschen, nahm damit industrielle Maßstäbe an. Bis zum Ende des Jahrhunderts wurde weiter an der Entwicklung der Röstapparate wie auch des Bleikammervorgangs, in dem die eigentliche Umsetzung des SO_2 zu SO_3 erfolgt, gearbeitet. Nicht gelöst bis zum Ersten Weltkrieg war die Verwertung der relativ armen Röstgase aus dem Ziervogelprozeß mit 2 % bis 3 % SO_2 . Erst der erhöhte Säurebedarf für die Munitionsindustrie im Ersten Weltkrieg hat die materiellen Voraussetzungen geschaffen, um auch diese armen Gase zu Schwefelsäure verarbeiten zu können.

Eine für damalige Verhältnisse moderne Schwefelsäureanlage wurde in den Jahren von 1916 bis 1918 errichtet.

Um das Jahr 1880 begann man auch der Flugstaubabscheidung und Gichtgasverwertung der Erzschaftöfen erhöhte Aufmerksamkeit zuzuwenden. Es wurden Staubkammern aufgestellt sowie Dampfkessel und Wind-erhitzer mit Gichtgasfeuerungen versehen. Der Wirkungskreis der mehr oder weniger sich selbst überlassenen Ausbreitung der Flugstäube wurde in steigendem Maße aus der freien Atmosphäre in geschlossene Räume verlegt. In ihnen sammelten sich nun die Flugstäube, die sich früher in die Umwelt verteilten.

Als man sich Anfang des 20. Jahrhunderts entschloß, neu aufzustellende Gasmotoren mit den vorhandenen Gichtgasen zu betreiben, verschärfte sich das Problem der Gasreinigung weiter. Die bis dahin erzielten Reinheitsgrade genügten nicht mehr. Der Reinigungseffekt der Flugstaubkammern und der mehr oder weniger langen Verbindungsleitungen war viel zu gering. Nach größeren Versuchen wurde seit 1901 auf beiden Hauptrohnhütten, zuerst auf der Krughütte und später auf der Kochhütte, zwischen den Öfen und den neubauten elektrischen Zentralen Naßreinigungsanlagen nach dem System *Weisen* errichtet.

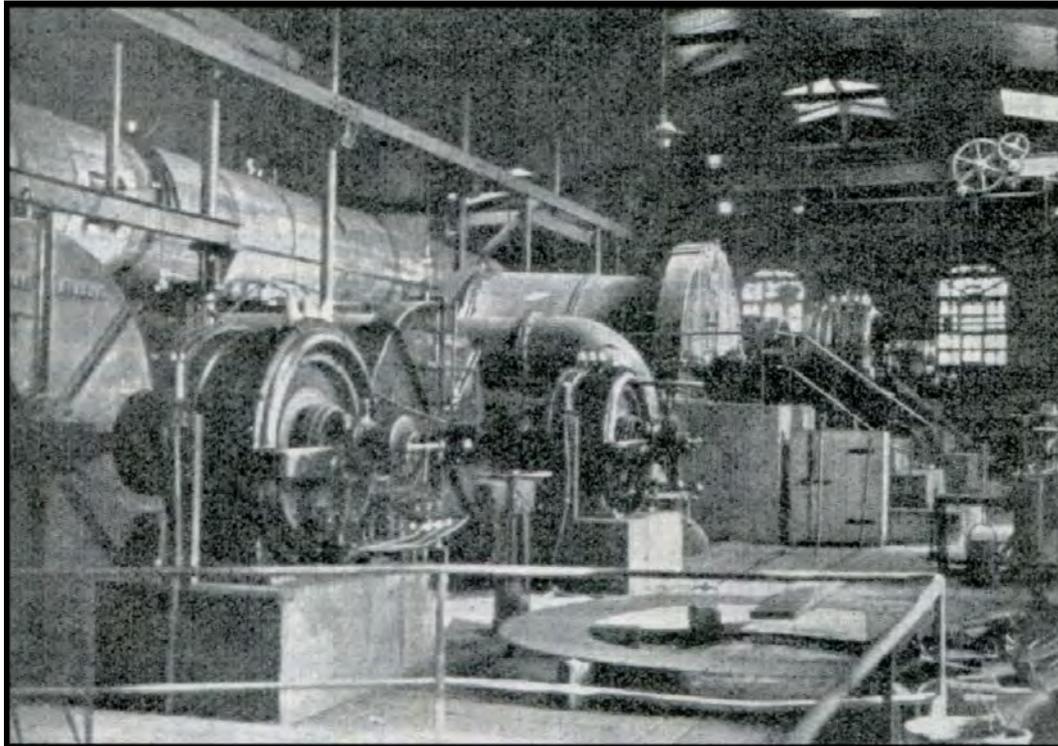


Abbildung 80: Gaswäsche auf der Krughütte um 1920 (Waschaggregate System *Theisen*. Vorne zwei Wäscher mit je 6.000 m³ stdl. Leistung, dahinter zwei größere Wäscher mit je 20.000 m³ stdl. Leistung)

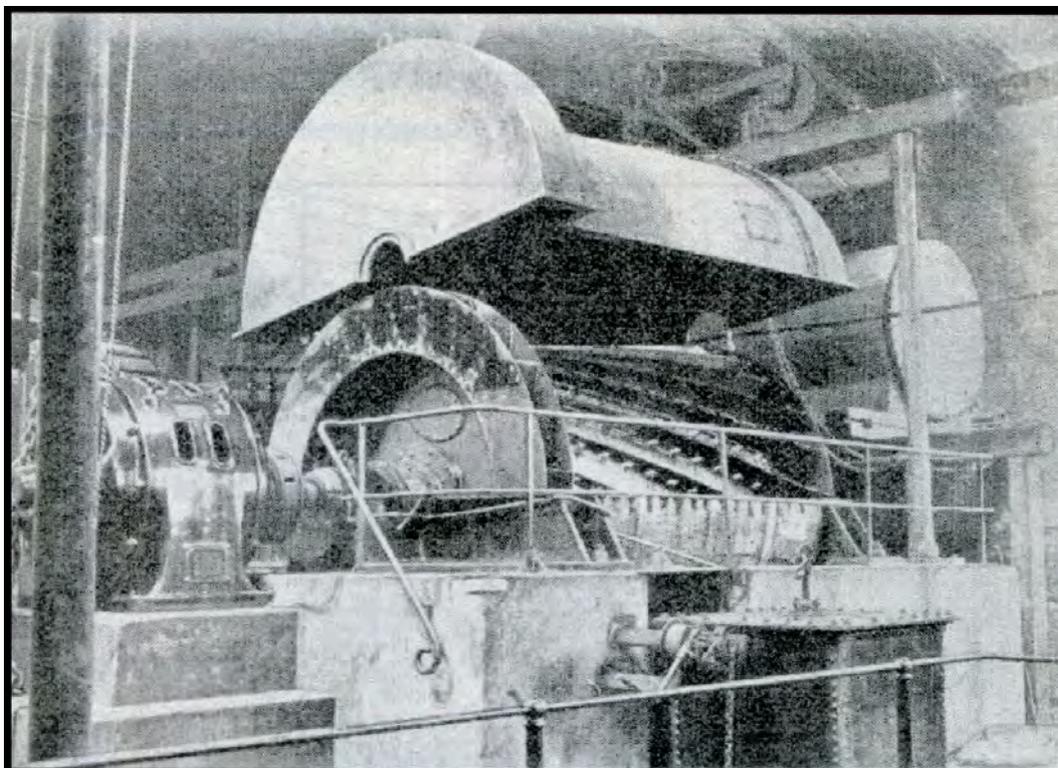


Abbildung 81: Gaswäsche auf der Krughütte um 1920 (Wäscher System *Theisen* mit 20.000 m³ stdl. Leistung; vor der Wiederausammensetzung des Gehäuses)

Den Anforderungen der Gasmotoren entsprechend wurde der Reinheitsgrad der Gase von etwa 10g/Nm^3 (Reinheit nach der Staubkammer) bis auf $0,07\text{ g Staub/Nm}^3$ im Reingas gesenkt. Dieses Maß hochgetriebener Feinreinigung war Voraussetzung für die Verwertung des Gases als Kraftgas (Brennstoff), nicht aber Ziel der Vervollkommnung der Flugstaubgewinnung und Umweltentlastung. Nachdem man vom Gasmotor wieder zur Kesselheizung zurückgekehrt war, wurde eine Grobreinigung des Gases bis auf etwa $0,5\text{ g/Nm}^3$ als genügend angesehen. Sukzessive wurden die Rohhütten mit den Theisenwäschern ausgerüstet. Auf dem Prinzip der Theisenwäscher funktionierte die Abgasreinigung der Erzschaftöfen bis zu ihrem Auslaufen 1990. In Abhängigkeit vom physikalischen Zustand des Möllers, d. h. von seinem Anteil an Feinkorn, bewegte sich der Staubanteil im Rohgas zwischen 15 g und 30 g/Nm^3 . Bei reibungsloser Tätigkeit der Wäschersysteme wurden im Dauerbetrieb Reingaswerte von $0,2\text{ g}$ bis $0,3\text{ g/Nm}^3$ erreicht.

Mit der Komplettierung der Naßreinigungsanlagen auf den beiden Rohhütten und dem Erfassen der Abgase der 1926 gebauten Bessemerei mit einer hochmodernen Petersen-Turmanlage zur Herstellung von Schwefelsäure aus den SO_2 -haltigen Gasen waren gegen Ende der 1920er Jahre die Hauptschadstoffemittenten des Mansfelder Verhüttungsprozesses unter Kontrolle gebracht. Die Quellen und Gründe der Umweltbelastungen, die verantwortlich für die heute anzutreffende Schadstoffbelastung der ehemaligen Hüttenbetriebe ist, sind im folgenden zu suchen:

- Verzettelung von feinkörnigen und staubförmigen Bestandteilen des Vorlaufmaterials und der Zwischenprodukte (Feinerz, Konzentrate, Flugstäube) wegen fehlender bzw. ungeeigneter Lagerkapazitäten,
- nicht ausreichende bzw. nicht ausreichend disponible Gasabreinigungskapazitäten (Mißverhältnis zwischen Leistung und Abreinigungsanlagen),
- Produktionsstörungen an den Reinigungseinrichtungen und Ofenanlagen sowie
- ineffiziente Anlagen zur Abreinigung der Abgase der Sekundärkupferverarbeitung.

Bedingt durch ständig steigende Produktionsanforderungen, die Einbeziehung von für den Mansfeld-Prozess ungeeigneter Vorlaufmaterialien wegen Rückläufigkeit der eigenen Erzbasis und fehlender finanzieller Möglichkeiten für Erneuerung, Anpassung und Erweiterung der Anlagen kam es in den letzten Jahren vor der Einstellung der Erzverarbeitung zu verstärktem Auftreten der oben genannten Umweltbelastungen.

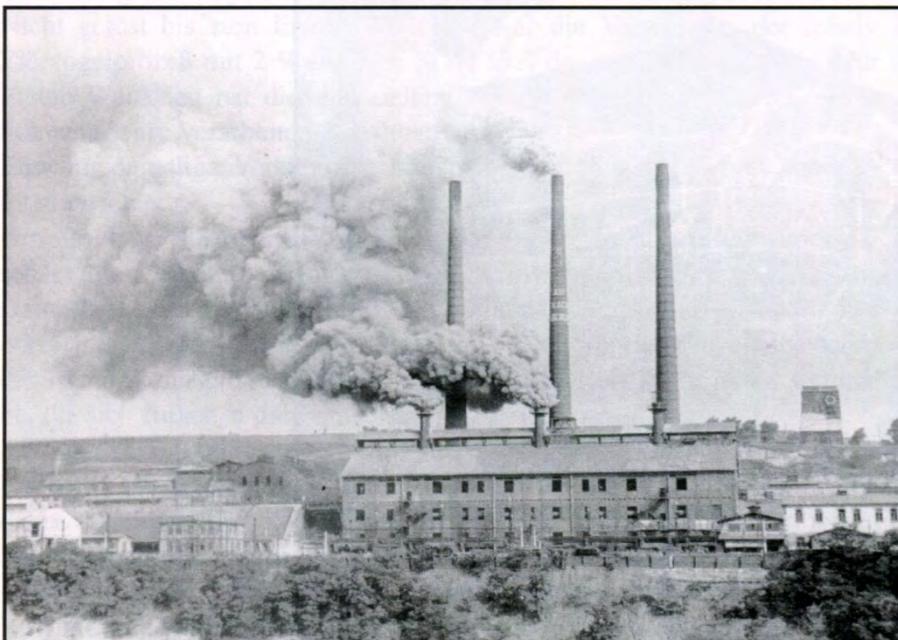


Abbildung 82: Krughütte mit offenen Notessen bei Produktionsstörungen

Die Bewertung der Umweltschäden auf den ehemaligen Betriebsterritorien der Mansfeld-Unternehmen und in deren Umgebung

Die Kupferproduktion aus Erz wurde 1990 eingestellt. Seit dieser Zeit erfolgt in den Nachfolgeunternehmen des Mansfeld Kombines bzw. der Mansfeld AG die Kupferproduktion nur auf Basis von kupferhaltigen Sekundärrohstoffen.

Die gegenwärtig noch arbeitenden Produktionsanlagen wurden auf die Anforderungen der heutigen Umweltschutzgesetzgebung umgestellt bzw. nachgerüstet.

Mit der Einstellung der Erzverarbeitung und Einschränkung der Sekundärkupferverarbeitung in Bezug auf Quantität und Qualität des Vorlaufmaterials sowie ersten Umweltschutzmaßnahmen in den Hüttenbetrieben und auf dem Walzwerk Hettstedt wurden bereits zwischen 1989 und 1992 ganz erhebliche Verbesserungen der Immissionsituation in den Orten Hettstedt, Helbra und Eisleben erreicht.

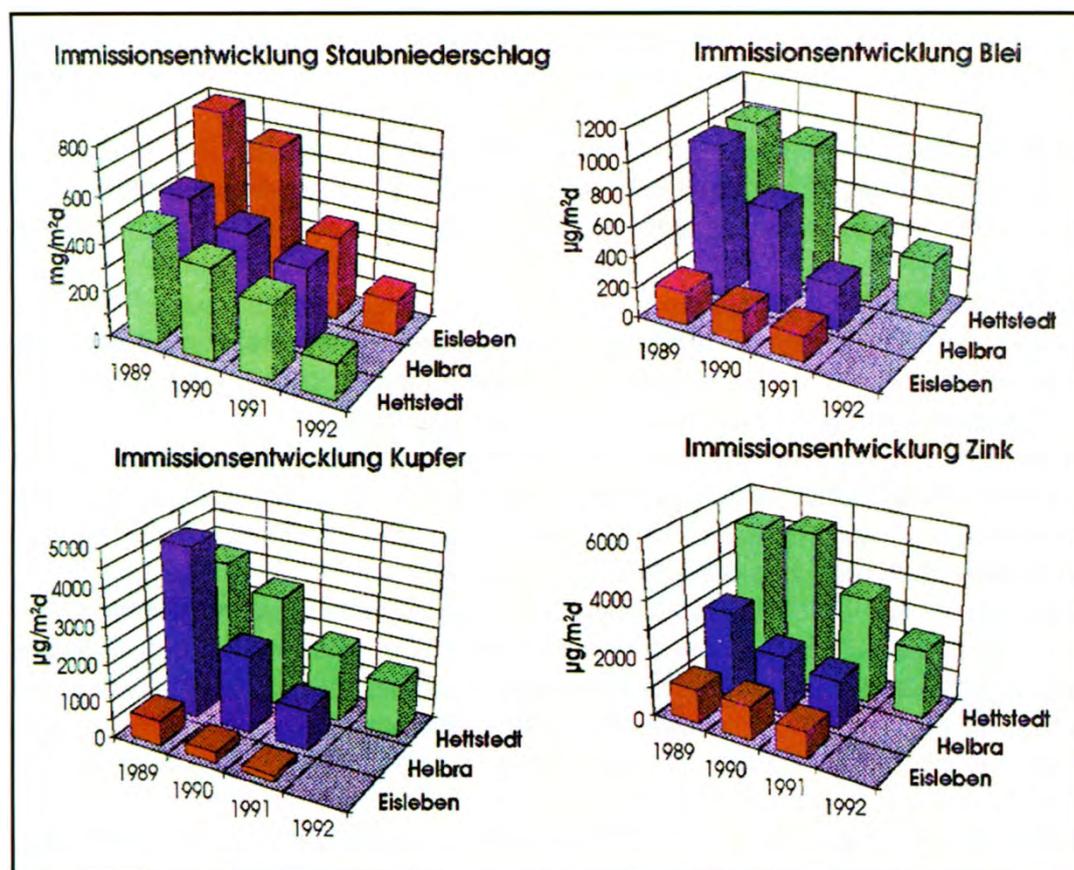


Abbildung 83: Immissionsituation 1989 bis 1992

Zwecks Einschätzung der generellen Umweltbelastung der betroffenen Gebiete wurden zwei Grundsatzuntersuchungen zur Umweltsituation durchgeführt.

1. Das Forschungs- und Entwicklungsvorhaben „Umweltsanierung des Großraumes Mansfeld“ im Auftrag des Umweltbundesamtes/Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit (BMU). Das Vorhaben wurde von einer Arbeitsgemeinschaft TÜV-Bayern-LUB (Lurgi-Umwelt-Beteiligungsgesellschaft) im Zeitraum 1990/1991 bearbeitet.
2. Das Forschungs- und Entwicklungsvorhaben „Ökologische und technologische Bestandsaufnahme und Bewertung des Mansfeld AG im Hinblick auf innovative Entsorgungs- und Produktions-“

prozesse" (UPM). Das Vorhaben wurde aus Mitteln des BMU und der THA (Treuhandanstalt) gefördert. Die Bearbeitung erfolgte im Zeitraum September 1992 bis August 1993 unter Federführung der NOELL Umweltschutz GmbH.

Ergebnisse der Untersuchungen des Großraums Mansfelder Land 1990/1991

Die Aufgabenstellung der Studie bestand darin, im Großraum Mansfeld, der über Jahrhunderte von Bergbau und Hüttenwesen geprägt worden ist, die Umweltbelastung festzustellen. Bewußt wurden in diesen ersten Untersuchungen detaillierte Erkundungen in den Betriebsgeländen der Mansfeld AG und anderen Betrieben des Großraumes zurückgestellt.

Die im Zuge dieser Studie großflächig und rasterförmig angelegten Beprobungen (2 km x 2 km) der Böden des Mansfelder Landes führten zu dem Ergebnis, daß große Belastungen nur im unmittelbaren Umfeld der Hüttenstandorte Eisleben, Helbra, Hettstedt und Mansfeld bestehen. Je nach Geländemorphologie und Windverhältnissen beträgt die Ausdehnung der belasteten Flächen 1 km bis 7 km und äußert sich in erster Linie in den erhöhten Gehalten der Schwermetalle Blei, Arsen, Cadmium, Kupfer und Zink.

Die im Umfeld der Hüttenstandorte festgestellten Schwermetallanreicherungen in den Böden sind in den Größenordnungen vergleichbar mit den Belastungen, wie sie an anderen Standorten mit ähnlichen industriellen Prozessen weltweit und auch in den anderen Bundesländern nachgewiesen worden sind.

Für einige Randgebiete von Eisleben, Helbra und Hettstedt, die sich in unmittelbarer Nähe der Hüttenanlagen befinden, wurden wegen geringfügiger Überschreitung der schutzgutbezogenen Orientierungswerte für Schadstoffe in Böden Empfehlungen zur eingeschränkten landwirtschaftlichen und gärtnerischen Nutzung durch die zuständigen Behörden gegeben.

Eluatuntersuchungen hinsichtlich der Mobilisierbarkeit der Schwermetalle aus Altablagerungen, Stäuben und Böden auf dem Wasserpfad führten zu dem Ergebnis, daß die Schwermetalle in wenig mobilisierbarer Form vorliegen. Lediglich Zink und Cadmium sind im Einflußbereich der Altablagerungen in Sickerwässern und Grundwässern noch deutlich nachweisbar.

Man kann deshalb einschätzen, daß die schwermetallhaltigen Ablagerungen auf den Hüttenstandorten sowie angrenzenden kontaminierten Bereichen einen begrenzten Einfluß auf die Qualität der Grundwässer haben. Schon wenige 100 m von den Kontaminationsquellen entfernt läßt sich nicht mehr eindeutig entscheiden, ob die Schwermetallgehalte anthropogenen oder geogenen Ursprungs sind.

Im Nahbereich der Hüttenstandorte sind Zink und Cadmium im Grundwasser in erhöhten Konzentrationen nachweisbar (in Wasserproben aus abgeteufte Pegeln wurden z. B. beim Zink bis zu 3 mg/l und beim Cadmium bis zu 0,01 mg/l nachgewiesen).

Wenn auch die Schwermetallkontaminationen aus den Hüttenprodukten kein akutes Gefährdungspotential für den Wasserpfad darstellen, so ist doch eine mittel- oder langfristige Gefährdung infolge von Mobilisierungsprozessen nicht ausgeschlossen.

Die Bewertung der Umweltschäden auf den ehemaligen Betriebsterritorien der Mansfeld-Unternehmen im Rahmen des Umweltschutz-Pilotprogramm Mansfeld (UPM) 1992/1993

In die Bewertung waren insgesamt 22 Betriebsstandorte, Schachtanlagen, Halden, Hütten und andere Betriebsanlagen einbezogen. Die untersuchte Fläche betrug 600 ha.

Die Untersuchungsprogramme beinhalteten standortbezogen die

- Erfassung der chemischen Bodenbelastung durch produktions- und verarbeitungsbedingte Elemente und Verbindungen (Metalle, organische Verbindungen),
- Ermittlung der radioaktiven Belastung und
- Bodengasmessungen auf Deponien.

Zur Erfassung der chemischen Bodenbelastung auf den Betriebsflächen wurden oberflächennahe Bodenmischproben (0 cm bis 30 cm) von jeweils etwa 1 ha großen Rasterflächen entnommen. An 22 in den Standortrecherchen speziell identifizierten Verdachtsflächen (Kontaminationsschwerpunkten) wurden mittels Rammkernsondierungen mit stufenweiser Tiefenprobung die vertikale Belastung des Bodens (bis 5 m Tiefe) ermittelt.

Die Beprobung und Analytik der Inhaltstoffe von Halden und Deponien (ebenfalls mittels Rammkernsondierungen) sowie der Böden in ihrem näheren Umfeld diente zur Lokalisierung von Schadstoffherden und zur Definition des Gefährdungspotentials.

Ergebnisse der chemischen Analysen

Die Hüttengelände sind durch hohe produktspezifische Schwermetallgehalte im Boden gekennzeichnet, die aus Ablagerungen von Ab- und Nebenprodukten der Verhüttungsprozesse resultieren. Sie wurden primär über die Esse ausgetragen und durch Wind über die Betriebsgelände verfrachtet oder entstanden durch unsachgemäße Abfüllung, Transport und Zwischenlagerung schadstoffhaltiger Produkte. Kupfer, Blei und Zink treten flächenhaft auf, weiterhin wurden Arsen, Cadmium und Nickel häufig angetroffen. Die höchsten Schadstoffkonzentrationen wurden im Bereich der Bleihütte sowie der Rohhütten Helbra und Eisleben gemessen.

Erwartungsgemäß erreichen die Schadstoffgehalte die höchsten Werte in der oberflächennahen Bodenschicht und nehmen zur Tiefe hin deutlich ab.

Die Belastung der Bodenoberfläche im Bereich der Schächte resultiert aus der Benutzung von Bergematerial zur Aufschüttung sowie der Ablagerung von Feinerz aus den Kläuberställen. Es wurden mäßige bis deutliche Belastungen im wesentlichen durch Kupfer, Blei und Zink sowie lokal durch Arsen und Cadmium festgestellt.

Auf den Flächen der Mansfeld AG-Betriebe wurden keine Dioxin- oder Furanbelastungen festgestellt, welche nach den vom Bundesgesundheitsamt vorgeschlagenen Richtwerten einen Bodenaustausch unabhängig vom Standort erfordern.

Um unterschiedlich belastete Areale kartenmäßig differenzieren und die verschiedenen Standorte bzw. Teilflächen relativ zueinander bewerten zu können, wurden die Analysendaten zur Bodenbelastung in fünf Klassen eingeteilt.

- | | |
|-----------------------|----------|
| - sehr stark belastet | Klasse 5 |
| - stark belastet | Klasse 4 |
| - deutlich belastet | Klasse 3 |

- mäßig belastet Klasse 2
- schwach belastet Klasse 1

Bei der Festlegung der Klassen wurden vorrangig die vom Land Sachsen-Anhalt 1992 veröffentlichten Handlungsempfehlungen für den Umgang mit kontaminierten Böden verwendet.

Klasse/ Schwellenwerte (mg/kg)	1	2	3	4	5
Arsen	<30	<50	<200	<500	≥500
Blei	<200	<600	<2.000	<5.000	≥5.000
Cadmium	<2	<10	<20	<50	≥50
Kupfer	<100	<500	<2.000	<5.000	≥5.000
Selen	<5	<15	<70	<100	≥100
Zink	<500	<1.000	<1.000	<5.000	≥5.000

Belastungsklasse										
Standort	sehr stark		stark		deutlich		mäßig		schwach	
	ha	%	ha	%	ha	%	ha	%	ha	%
Rohhütte Eisleben*		20		30		33		17		
Rohhütte Helbra*		38		40		21		1		
Kupfer- Silber- Hütte	29	63	10	22	3	7				
Bleihütte	17	100								
Walzwerk Hettstedt	8	7	20	19	42	39	13	12		
Fortschritt- schacht							5,2	94	0,3	6
Ernst- Thälmann- Schacht	1,5	10	0,4	3	4,2	28	7,1	47		
Otto- Brosowski- Schacht					3,6	20	6,7	38	7,2	42
Saigerhütte Hettstedt	1,8	14	2,6	21	7,1	58	0,3	3	0,5	4
Baubetrieb Hettstedt (auf dem Territorium der Blei- hütte)	1,3	100								

Belastungsklasse										
Standort	sehr stark		stark		deutlich		mäßig		schwach	
	ha	%	ha	%	ha	%	ha	%	ha	%
Baubetrieb Eisleben (auf dem Territorium der Rohhütte Eisleben)			1,7	57	1,3	43				

* Der relativ geringe Anteil der Belastungsklasse „sehr stark“ gegenüber Kupfer-Silber-Hütte und Bleihütte ergibt sich durch Einbeziehung der Schlackenhalde in das Betriebsterritorium.

Ein Vergleich der untersuchten Standorte zeigt deutlich die besonders hohe Bodenbelastung der Hüttenbetriebe gegenüber den übrigen Betriebsflächen der MAG.

Ergebnis der radiologischen Untersuchungen

Die Kupferschiefererze der Mansfelder Region enthalten geringe Mengen des natürlichen radioaktiven Elementes Uran. In Bereichen des ausstreichenden Kupferschiefers sind daher geringfügig erhöhte, geogen bedingte Radioaktivitätspegel zu messen. Als Folge der Verhüttungsprozesse und der damit verbundenen Anreicherungseffekte weisen die Zwischen- und Abprodukte der einzelnen Prozesse unterschiedliche Nuklidzusammensetzungen und Aktivitäten auf. Während des jahrhundertelangen Abbaus und der Verarbeitung von Kupferschiefer erfolgte so auf den Hüttenstandorten neben der Konzentrierung an Schwermetallen eine Konzentration an radioaktiven Nukliden. Als relevante Radionuklide sind Ra-226 (Alpha-, Gamma-Strahlung), Pb-210 (Beta-, Gammastrahlung) und Po-210 (Alpha-Strahlung) zu nennen. Die Ermittlung der spezifischen Aktivitäten der Bodenproben erfolgte durch Gammaskopimetrische Untersuchungen schwerpunktmäßig auf die Nuklide Ra-226, U-238 und Pb-210.

Die Messungen ergaben, daß die radioaktive Belastung hauptsächlich von den beim Verhüttungsprozeß entstandenen Zwischen- und Abprodukten wie Kupferschlacke, Flugstaub, Theisenschlämme, Schwelgut und Bleiklinker ausgeht, so daß erwartungsgemäß dort erhöhte bis hohe Werte gemessen wurden, wo diese Stoffe erzeugt, weiterverarbeitet und abgelagert wurden. Dies trifft besonders auf die Gelände der Bleihütte und Rohhütten zu.

Die höchsten Werte wurden auf dem Gelände der ehemaligen Bleihütte ermittelt. Der Richtwert 1.000 Bq/kg wird flächendeckend überschritten. Aufgrund der Nähe des Standortes zur Wohnbebauung ergab sich ein Handlungsdruck zur Vermeidung von Aufwirbelung und Windverfrachtung der Stäube. Im Rahmen eines Projekts „Gefahrenabwehr“ wurde die Abdeckung größerer Teile des Territoriums vorgesehen.

Gefährdungsbewertung der untersuchten Territorien als Voraussetzung für Rang- und Reihenfolge der Sanierungsarbeiten

Da die stoffspezifische Bewertung nur ein Kriterium in der Gesamtbewertung der Standorte darstellt, wurden unter Berücksichtigung weiterer Kriterien die Einzelflächen relativ zueinander bewertet. Die speziell für Mansfelder Bedingungen erarbeitete Methode verknüpft die Kriterien

- radioaktive Bodenbelastung,
- oberflächennahe chemische Belastung,
- chemische Belastung tieferer Bodenschichten,
- Freisetzungsrisiko sowie
- Eluationsrisiko.

Die sich aus der Relativbewertung ergebenden Wertepunkte (in %) sind in vier Prioritätsstufen eingeteilt worden:

- Prioritätsstufe I umfaßt Flächen, deren Gefährdungspotential akuten Handlungsbedarf und Sofortmaßnahmen erforderlich macht, auch wenn keine weitere Nutzung vorgesehen ist;
- Flächen der Prioritätsstufe II dürfen erst nach einer Detailuntersuchung sowie ggf. erforderlicher Sicherung/Sanierung weiter industriell genutzt werden;
- Flächen der Prioritätsstufe III besitzen aufgrund günstiger Eigenschaften bezüglich Freisetzungsrisiko und Eluationsverfahren trotz möglicher starker chemischer Belastung ein mäßiges Gefährdungspotential. Bei Nutzungsänderungen und/oder Baumaßnahmen sind Detailuntersuchungen zur Festlegung eventuell notwendiger Schutzmaßnahmen erforderlich. Auch bei weiterer industrieller Nutzung werden Detailuntersuchungen empfohlen;
- Flächen der Prioritätsstufe IV besitzen ein geringes Gefährdungspotential und sind industriell nutzbar. Kleinere Belastungsherde können dabei nicht ausgeschlossen werden.

Die relative Bewertung erlaubt eine korrekte differenzierte Darstellung der Belastungssituation und eine sinnvolle erste Gefährdungsbewertung auf den untersuchten Standorten. Für eine absolute Bewertung der Gefährdungspotentiale sind ergänzende Untersuchungen erforderlich.

Für besonders exponierte Standorte ergibt sich entsprechend den Prioritätsstufen folgende Flächenverteilung:

Standorte	Prioritätsstufen			
	I	II	III	IV
Rohhütte Eisleben	50,7	28,8	14,3	6,2
Rohhütte Helbra	11,5	27,8	39,0	21,6
Kupfer-Silber-Hütte		12,8	51,3	35,9
Bleihütte	34,6	63,0	2,3	
Saigerhütte Hettstedt			15,9	84,1

Tabelle 2: Flächen Verteilung (in %) entsprechend den Prioritätsstufen

Die Bewertung der Halden und Deponien basiert auf vorläufigen, individuellen Bewertungen. Hierfür wurden Oberflächenkartierungen mit Stoff- und Eluatanalysen, Rammkernsondierungen in der Umrandung der Halden und Deponien durchgeführt, Grundwassermeßstellen eingerichtet und beprobt sowie geologische Profilserien entwickelt.

Für alle kritischen Flächen wurden erfolgversprechende Sicherungs-/Sanierungsmaßnahmen skizziert. Weiterführende Untersuchungen sind nötig. Entsprechende Untersuchungsprogramme sind entwickelt worden, die im Rahmen von Nachfolgeprojekten realisiert werden müssen.

7. Mansfeld nach der Wende

Neue Verhüttungsanlagen mit Auswirkungen auf Qualität und Umwelt

Der unrentable Kupfererzbergbau und die technologisch dazugehörenden Hüttenbetriebe wurden bereits wenige Monate nach der Vereinigung Deutschlands stillgelegt und die verbliebenen Produktions- und Dienstleistungsbetriebe als rechtlich selbständige Unternehmen unter dem Dach der Mitte 1990 gegründeten treuhandeigenen Mansfeld AG weitergeführt. In den zunächst mehr als 20 Tochterunternehmen bildeten die Walzwerk Hettstedt AG und die Kupfer-Silber-Hütte GmbH in Hettstedt das Kernstück der Kupferlinie. Nach umfangreichen Ausgliederungen und Schließung von Tochterunternehmen wurde die Mansfeld AG 1993 zunächst mit dem Walzwerk verschmolzen und dann in die MKM, die Mansfelder Kupfer- und Messing GmbH, umgewandelt. Umstritten war bei diesen unternehmensrechtlichen Umstrukturierungen lange Zeit das Schicksal der 1993 in Liquidation gegangenen Mansfeld Kupfer-Silber-Hütte GmbH. Unter starkem Druck der Arbeitnehmervertretungen wurden die verwertbaren Bestände und Anlagen der Kupfer-Silber-Hütte vom Walzwerk Hettstedt (später MKM) erworben und die ca. 500 Beschäftigten übernommen. Damit waren nicht nur Arbeitsplätze am Standort erhalten, sondern auch eine durchgehende Produktionslinie von der Kupfererzeugung (Basis Sekundärkupfer) bis zur Halbzeugherstellung unter einem Unternehmensdach vereint bzw. erhalten worden.

Für die neugeschaffenen drei Produktionsbereiche „Erzeugung“ (Schachtofenbetrieb, Anodenbetrieb und Elektrolyse), „Bleche und Bänder“ sowie „Zieherei“ (Drähte, Seile, Rohre, Stangen) wurden umfangreiche Sanierungs- und Modernisierungskonzeptionen erarbeitet, die das Ziel hatten, den Kupferstandort Hettstedt konkurrenzfähig zu machen. Wie in vielen anderen Treuhandunternehmen blieben jedoch die Sanierungsbemühungen, gemessen am enormen Modernisierungsbedarf, unvollständig und wurden durch die parallel dazu laufenden Privatisierungsbemühungen und Privatisierungsspekulationen erschwert.

Seit Herbst 1995 bemühte sich die belgische LAMITREF-Gruppe, mit Sitz in Antwerpen, um den Kauf der MKM GmbH. Unter dem Gesichtspunkt von Standorterhaltung und -entwicklung stellte das Lamitref-Angebot das gegenüber den Mitbieterinnen attraktivste Angebot dar. Der daraufhin zwischen der Beteiligungs-Management-Gesellschaft Berlin, einer Nachfolgeorganisation der Treuhandanstalt, und der Lamitref Holding Metals b. v. in Basel abgeschlossene Kaufvertrag (Dezember 1995) wurde am 11. Juni 1997 rechtskräftig. Grundlage der weiteren Arbeit war das umfangreiche Investitionsprogramm, das bereits 1997 vorgelegt werden konnte. Bis zum Jahre 2000 wurden darin Mittel in Höhe von 480 Mio DM für Sanierung und Modernisierung vorgesehen. Schwerpunkte bilden hierbei die Bereiche Erzeugung, Bleche/Bänder und Drähte/Seile.

Modernisierung der Sekundärkupferverarbeitung

Vom Kupferschrott zum hochwertigem Vorlaufmaterial der Kupferelektrolyse, der Kupferanode, auf einem Wege

Rationalisierung der Produktion, Kompensation der weggebrochenen Märkte in den osteuropäischen Ländern und Sanierung der Umwelt waren Grundvoraussetzungen für das Überleben vieler Industriebetriebe nach der Wende. Die Umweltsanierung unabhängig hiervon, hatte für die weiterproduzierenden Bereiche der Mansfeld AG einen besonderen Stellenwert. Trotz großer Bemühungen in der Vergangenheit, die Umweltbelastung in und um die metallurgischen Anlagen erträglich zu gestalten, entsprachen sie jedoch im Jahre 1990 insgesamt, insbesondere was die Schadstoffemissionen betraf, nicht dem bundesdeutschen Standard. Ausnahmegenehmigungen der zuständigen Behörden schufen für die ersten Jahre die Voraussetzungen für diese Betriebe, die Produktionstechnik zu sanieren, weiterzuentwickeln und diese mit den neuen höheren Umweltaanforderungen in Einklang zu bringen.

Für das wirtschaftliche Ergebnis eines Verhüttungsbetriebes für Sekundärrohstoffe mit komplizierter Zusammensetzung des Vorlaufmaterials und sehr unterschiedlichen Liefermengen sind sortengerechte Lagerung und Bewertung der Lieferungen von hoher Bedeutung. Jedes angelieferte Material muß separat gelagert, bemustert und auf seine Bestandteile untersucht werden. Erst nach Einigung über die Bewertung des gelieferten Materials mit der Lieferfirma und den daraus abgeleiteten Verarbeitungsmöglichkeiten erfolgt die Zuordnung als Vorlaufmaterial für Schachtofen, Konverter, Anodenhütte, Stranggußanlage oder Drahtgießwalz-Anlage.

Die Veränderung des Anlieferungsprofils der Vorlaufmaterialien nach 1990 stellte das Unternehmen vor große Schwierigkeiten. Wurden vor 1989 80 % des Materials mit der Bahn und 20 % auf der Straße angeliefert, so ist das Verhältnis heute fast umgekehrt. Der gegenwärtige tägliche Materialeingang von 25 und mehr LKW erforderte eine andere Umschlagtechnik. Die stationären Krananlagen wurden durch mobile Technik ersetzt. Durch den Einsatz neuer Großraum-Ladetechnik konnte der innerbetriebliche Transport ab 1991 durch den Produktionsbereich selbst übernommen und dadurch erhebliche Kosten eingespart werden. Bis dahin wurden diese Arbeiten durch Fremdfirmen getätigt.

Um ergebnisorientiert arbeiten zu können, müssen Probenahme und Bemusterung sehr gewissenhaft und präzise durchgeführt werden. Im Jahre 1996 erfolgten deshalb umfangreiche Investitionen auf dem Gebiet der Probeaufbereitungstechnik. Für schnelle und exakte Bestimmung der Komponenten des angelieferten Vorlaufmaterials wurde das Labor mit moderner Analysentechnik komplettiert.

Die Sanierung der Sekundärkupferanlage

Die Anfang der 1970er Jahre in Betrieb genommene Anlage entsprach in Funktion und Gestaltung dem damaligen Stand der Technik vergleichbarer Anlagen. Eine Besonderheit war ihre Integration in das Mansfelder Verhüttungssystem. Handlungsbedarf entstand deshalb nach Einstellung der Kupferschieferverhüttung und Stilllegung der Bleihütte für die bei der Sekundärkupferverarbeitung anfallenden zinkhaltigen Stäube und die kupferreichen Schachtofenschlacken. Während für die Stäube relativ schnell neue Abnehmer gefunden werden konnten, waren für die Erreichung einer absatzfähigen Schachtofenschlacke technologische Veränderungen erforderlich. Das Problem wurde dadurch gelöst, daß die Trennung zwischen dem beim Schmelzprozeß entstandenen Kupfer und der Schlacke nicht mehr im Ofentiegel des Schachtofens erfolgte, sondern in einem neben dem Schachtofen errichteten beheizten Vorherd. Das aus dem Schachtofen auslaufende Gemisch von Kupfer und Schlacke kann sich in diesem Aggregat, bedingt durch die dort vorhandenen hohen Temperaturen, besser als im Ofentiegel trennen. Das Ergebnis sind kupferarme Schlacken, die heute als Schottermaterial im Straßenbau ihre Verwendung finden. Ebenso wichtiger Aspekt dieser Maßnahme ist die Erhöhung des Kupferausbringens aus dem Vorlaufmaterial, das wesentlich zur Verbesserung des ökonomischen Ergebnisses beiträgt. Nach umfangreichen Optimierungsarbeiten wurden im Jahre 1997 Kupfergehalte in der Schlacke von weniger als 1,5 % erreicht. Ausgangspunkt für die Vervollkommnung der Abgasreinigungsanlagen waren umfangreiche Untersuchungen der Funktionsfähigkeit der vorhandenen Filteranlagen, die sich über die Jahre 1992/1993 hinzogen. Im Ergebnis dieser Überprüfungen wurde dem Produktionsbereich die Auflage erteilt, die vorhandenen Abreinigungsanlagen zu sanieren und den Schachtofen den komplizierten Vorlaufbedingungen weiter anzupassen. Der im Jahre 1995 in Betrieb genommene neue Schachtofen hat inzwischen seine Bewährungsprobe bestanden. Er zeichnet sich durch eine bedeutend höhere Durchsatzleistung gegenüber den alten Öfen aus. Neben konstruktiven Veränderungen am Ofen wurde dieser Effekt durch die Möglichkeit, den Blasewind mit Sauerstoff anzureichern, erreicht. Grundsätzliche Änderungen gibt es am Abgassystem. Durch eine gesteuerte Nachverbrennung der Ofengase erreicht man einen maximalen Ausbrand der organischen Bestandteile des Abgases.

Gemeinsam mit ihrer anschließenden schnellen Kühlung ist dies eine wichtige Maßnahme gegen die Bildung von gefährlichen Schadstoffen. Die Verwertung der heißen Abgase in einem Abhitzekeßel zu Dampf ist ein weiterer Beitrag zur Kostensenkung. Abgerundet werden die Bemühungen des Unternehmens um saubere Umwelt durch die zusätzliche Behandlung der Reingase mit kohlenstoffhaltigen Additiven, die zu einer fast 100 %igen Abbindung der Restmengen an Schadstoffen führt. Nach Abfiltration dieser Verbindungen sind alle Anforderungen der gegenwärtig geltenden Umweltschutzanordnung in Bezug auf die Qualität der Abgase erfüllt. Parallel zu den Maßnahmen zur Abgasreinigung und Rationalisierung der Prozesse am Schachtofen und an den Konvertern wurde eine Aufgabe in Angriff genommen, die in Mansfeld seit Beginn der Schwarzkupfererzeugung im Konverter steht, nämlich die direkte, flüssige Überführung des erschmolzenen Schwarzkupfers in den Raffinierofen ohne den teuren Umweg des Abgießens von Blöcken und ein erneutes Einschmelzen. Ehe diese große Aufgabe verwirklicht werden konnte, mußten auch im alten Anodenbetrieb eine Vielzahl von Zwischenlösungen gefunden werden.

Interimslösungen auf der alten Kupferhütte

Ungeachtet ihres schlechten technischen Zustandes mußte auch die Kupferhütte in einen Zustand überführt werden, der es - wenn auch mit Ausnahmegenehmigungen - erlaubte, weiterhin das Vorlaufmaterial für die Kupferelektrolyse herzustellen. Die Kompliziertheit dieser Aufgabe erkennt man darin, daß bis 1989 die gesamte Anoden- und Kupferformateproduktion (ohne Stranguß - und Gießwalzdrahtproduktion) des Mansfeld Kombines in einer Produktionsstätte durchgeführt wurde, die bereits 1871 errichtet worden war und seit dieser Zeit nur relativ wenig Veränderung und Erweiterung erfahren hatte. Sie blieb bis zur Fertigstellung des neuen Anodenbetriebes die älteste noch in Betrieb befindliche Hüttenanlage der ehemaligen Mansfeld AG. Zum Zeitpunkt der Einstellung der Kupferproduktion aus Erz waren vier Anodenöfen und drei Formateöfen in Betrieb.

Aus der Vielzahl der Gesichtspunkte, die schon in den 1920er Jahren die Mansfeld AG bewogen hatten darüber nachzudenken, mit dem Bau von Bessemerie und Elektrolyse gleichzeitig auch eine neue Kupferhütte im Südteil des Werkes zu errichten, seien nur genannt:

- die territorialen Beschränkungen am Standort, die eine Erweiterung und Modernisierung der Anlage nur mit großen Einschränkungen zuließen und
- die Unmöglichkeit, die Vorstufe der Anodenproduktion (das Schwarzkupfer) im flüssigem Zustand weiter zu verarbeiten.

Trotz umfangreicher Bemühungen ist es den Vorgängern der heutigen MKM GmbH aus vorwiegend finanziellen Gründen nicht gelungen, die Konzentration von Schwarzkupfererzeugung und Anodenproduktion an einem Standort zu realisieren. So wurde in den Jahren nach dem Zweiten Weltkrieg die Anodenproduktion von ca. 30.000 t/a auf 72.000 t im Jahre 1989 im wesentlichen, sieht man von der Umstellung der Beheizung der Öfen auf Öl bzw. später auf Erdgas ab, durch Vergrößerung der Öfen erreicht. Platzbedingungen waren es auch, neben Beschaffungsproblemen, die eine durchgehende Mechanisierung des Prozesses mit Chargiermaschinen, Gießmaschinen, Abhitzeverwertung und Gasreinigung stark einschränkte. Die Arbeitsbedingungen auf der Kupferhütte wurden aus diesem Grunde als sehr schwer betrachtet. Bedingt durch die Chargierung des Vorlaufmaterials über die Gewölbeöffnungen der Flammöfen und die fehlende Abgasreinigung, was sich besonders beim Einsatz von Kupferschrott bemerkbar machte, zählte die Kupferhütte zu den wesentlichen umweltbelastenden Faktoren im Hettstedter Gebiet.

Um den Stilllegungsandrohungen der Umweltbehörden nach 1990 zu entgehen, wurde mit Mitteln der Treuhand bzw. ihrer Nachfolgeeinrichtungen und mit Unterstützung der sachsen-anhaltinischen Landesregierung ein umfangreiches Sanierungsprogramm eingeleitet.

Mit Einstellung der Herstellung von liegend gegossenen Wirebars aus Kupferkatoden und der Feuerraffinateproduktion aus hochwertigen Kupferschrotten (für beide Produktionslinien gab es nach der Wende keine Absatzmöglichkeiten mehr) konnte sich die Kupferhütte ausschließlich auf die Produktion von Anoden orientieren. Dazu wurden die Anodenöfen auf ein Fassungsvermögen von je ca. 180 t erhöht. Der erforderliche jährliche Anodenbedarf von 72.000 t bis 74.000 t war dadurch mit drei Öfen (zwei Öfen im Betrieb, ein Ofen in Reserve) durchführbar.

Das Einsatzmaterial besteht nach Wegfall der Schwarzkupferproduktion aus Erz zu:

- 20 % bis 30 % aus Schwarzkupfer der Sekundärkupferanlage,
- 50 % bis 60 % Kupferraffinierschrott und
- max. 20 % Anodenreste.

Durch Verwendung von Sauerstoff zur Forcierung des Schmelzprozesses kann trotz des hohen Schrottanteils im Vorlaufmaterial eine relativ gleichmäßige Chargenzeit von 32 bis 34 Stunden eingehalten werden. Von entscheidender Bedeutung für die Genehmigungsfähigkeit der Anlage und die Erteilung einer Betriebsgenehmigung bis Ende 1998 waren die Maßnahmen auf dem Gebiet des Umweltschutzes. Neben der bereits erwähnten Reduzierung auf nur zwei Emittenten wurden durch:

- Beschränkung des Kupferraffinierschrottes auf „umweltfreundlichere“ Sorten (weniger organische Anhaftungen) und Paketierung des Schrottes zwecks Beschleunigung des Einsetzens sowie
- Erfassung der Abgase und anderer Emissionsquellen und ihre Abreinigung in modernen Filteranlagen

die wesentlichsten Auflagen erfüllt.

Weitere Maßnahmen zur Steigerung der Produktivität waren in den letzten Jahren die Vergrößerung der Gießtöpfe und die Erweiterung der Gießanlage.

Am 13. September 1997 wurde der Grundstein für ein neues Anodenherstellungsverfahren gelegt. Die Produktionsaufnahme erfolgte zu Beginn des Jahres 1999.

Die moderne Kupferanodenherstellung aus kupferhaltigen Sekundärrohstoffen.

Die moderne Kupferanodenproduktion aus kupferhaltigen Sekundärrohstoffen zeichnet sich heute dadurch aus, daß

1. aus den relativ kupferarmen Vorlaufmaterialien, den kupferhaltigen Rückständen und den Legierungsschrotten, wie Messingen und Bronzen, ein Schwarzkupfer erschmolzen wird, das im flüssigen Zustand mit dem separat eingeschmolzenen Kupferschrott (über 90 % Kupfer) zusammengeführt und in einem gemeinsamen Flammofen raffiniert wird, und
2. das raffinierte Kupfer mit hochproduktiven Gießmaschinen, heute vorzugsweise mit Bandgießmaschinen, zu geeigneten Anoden für die Kupferelektrolyse vergossen wird.

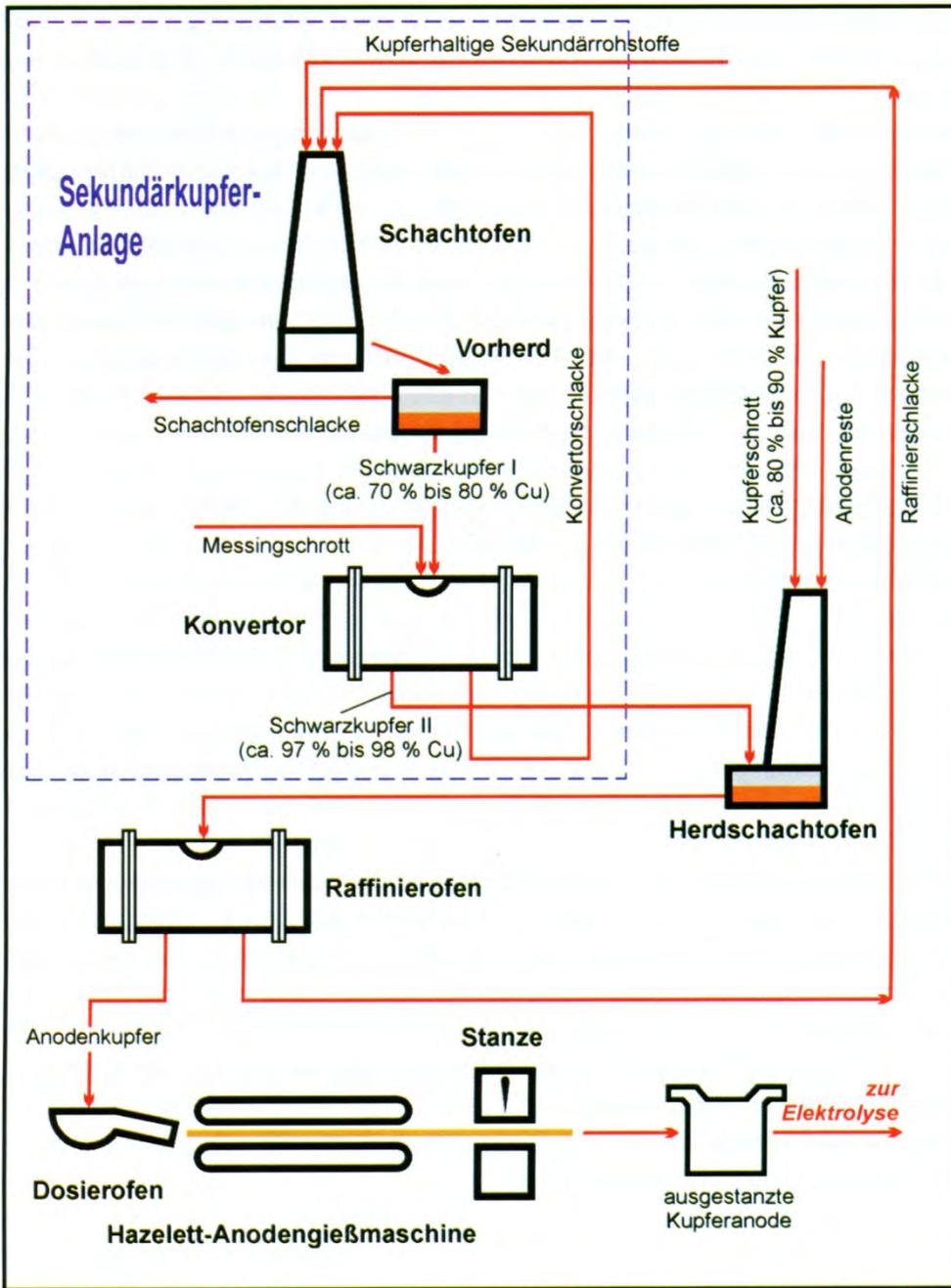


Abbildung 84: Fließschema der neuen Kupferanodenproduktion

Die Errichtung der neuen Anlage für den Produktionsbereich „Erzeugung“ des MKM erfolgte im Südteil der ehemaligen Kupfer-Silber-Hütte als Anbau an die sanierte Sekundärkupferanlage, um das dort erzeugte Schwarzkupfer flüssig in den Raffinierofen einbringen zu können. Als Schmelzaggregat kommt ein Herdschachtofen zum Einsatz. Dieser Ofen besteht, vereinfacht dargestellt, aus einem Schachtofenteil, in dem der vorher vorgepreßte und zerleinerte Kupferschrott eingeschmolzen wird und einem Flammofenteil, der einerseits dieses geschmolzene Kupfer speichert und andererseits Möglichkeiten schafft, außerhalb des Systems erschmolzenes Schwarzkupfer, d. h. das Schwarzkupfer der Sekundärkupferanlage, aufzunehmen. Dieser beheizte Herdflammofen, in dem gegebenenfalls auch in gewissem Umfang zusätzlich gekauftes Schwarzkupfer eingesetzt werden kann, ist als Puffer erforderlich, um in der Zeit des diskontinuierlich ablaufenden Raffinations- und Gießprozesses das laufend aus Schrottschachtofen und Sekundärkupferanlage

anfallende Kupfer zu speichern. Die Kupferraffination selbst findet in einem Drehrohrföfen statt und unterscheidet sich im Prinzip nicht von dem bereits beim Flammofen beschriebenen Prozeß.

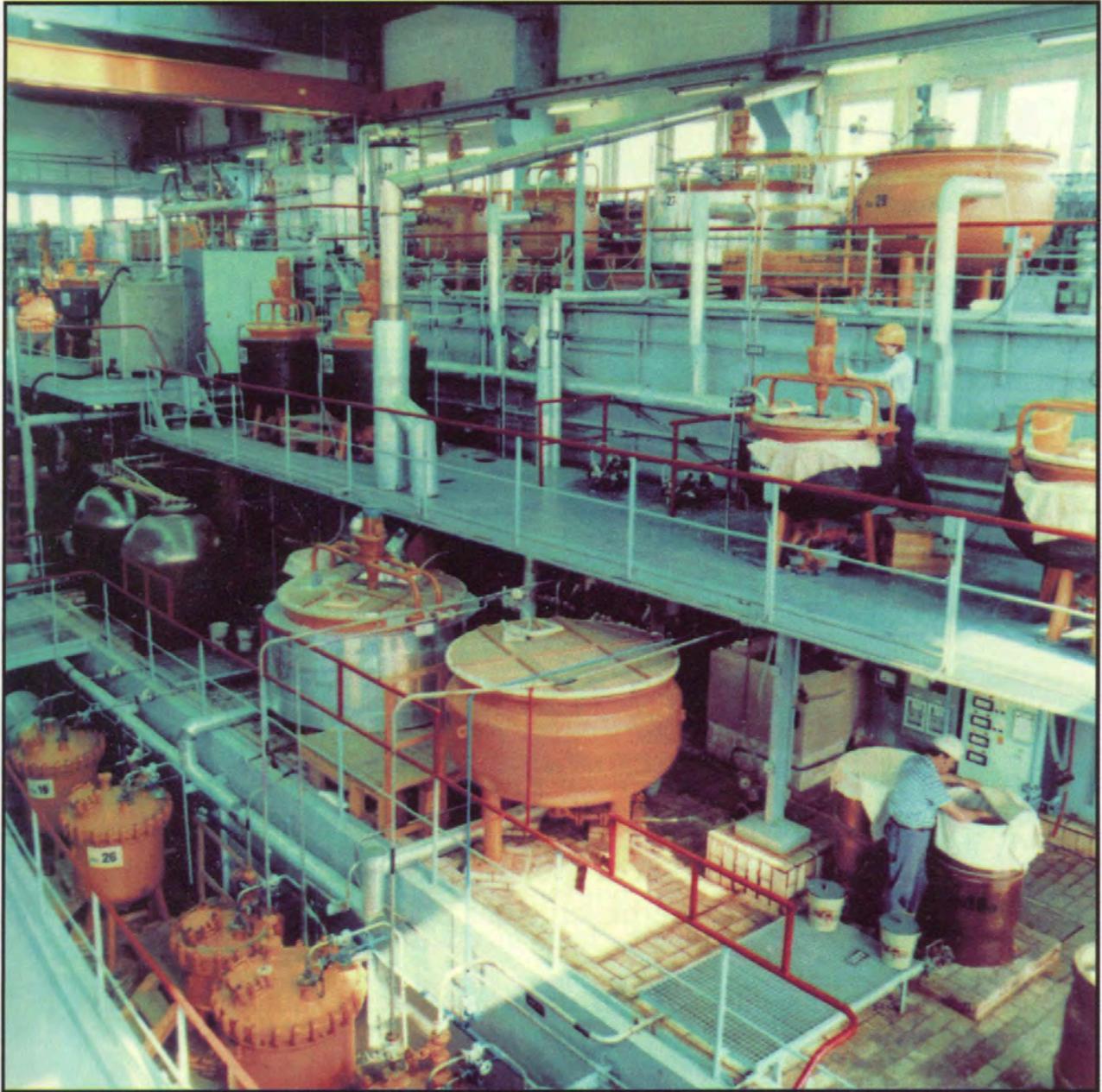


Abbildung 85: Ansicht des neuen Anodenbetriebes

Nach Einschmelzen und Raffination wird das flüssige Kupfer über die Dosierrinne der Anodengießmaschine zugeführt und zu einem Kupferband vergossen (links oben). Gekühlt und fertig zugeschnitten verläßt die Anode die Schere (rechts oben). Zu Stapeln zusammengestellt werden die Anoden für den Abtransport in die Elektrolyse vorbereitet (unten).

Wesentliche Arbeitserleichterung bekommt man beim Abtrennen der Raffinationsschlacken, die, bedingt durch die konstruktive Besonderheit eines Drehrohrofens, durch Kippen des Ofens entfernt werden können. Die Raffinationsschlacke wird nach ihrer Erstarrung zerkleinert und geht als Rücklauf in den Sekundärkupferschachtofen. Das raffinierte Kupfer wird über einen speziellen Dosierofen der Anodengießmaschine zugeführt. Das Vergießen des Kupfers erfolgt kontinuierlich in Form eines Kupferbandes nach dem Hazelett-Prinzip. Bei diesem Verfahren wird die Kupferschmelze zwischen zwei prallelaufende, wassergekühlte Stahlbänder mit Seitenbegrenzungen zu einem der Anodenbreite entsprechenden Band vergossen. An die Gießmaschine angeschlossen ist eine Schneideinrichtung in Form einer Hydraulikschere, mit der das Kupferband in Einzelanoden getrennt wird. Bei diesem Verfahren, das heute das modernste auf dem Gebiet des Anodenherstellens ist, werden die Nachteile des Kokillengusses, der bisher praktiziert wurde, weitestgehend ausgeschlossen.

Das sind insbesondere

- die raue Oberfläche der Anode und die mit der großen Fläche verbundene Anreicherung von Sauerstoff an der Oberfläche der Anode sowie
- die Anhaftungen von Schlichtematerial aus den Gießformen an den Anoden.

Die durch dieses neue Gießprinzip stark verbesserte Anodenqualität hat entscheidende, positive Auswirkungen auf den Elektrolyseprozeß. Neben einer verbesserten Katodenqualität ist besonders die Reduzierung des Anodenrestanfalles zu erwähnen, die zu einer Senkung der Kupferverluste führt.

Zur Gewährleistung der gesetzlich vorgegebenen Umweltnormative werden die Abgase aller Öfen erfaßt, nachverbrannt und abgereinigt. Die Anoden werden auf kürzestem Wege mit einem Spezialfahrzeug in die Kupferelektrolyse transportiert.

Mit Abschluß der Investition, der Zusammenführung von Schachtofen, Konverter, Schmelz- und Raffinierofen mit Gießanlage unter einem Dach zum „Schmelzbetrieb“, geht ein Traum der Mansfelder Hüttenleute nach mehr als sechs Jahrzehnten in Erfüllung.

Die Modernisierung der Kupferelektrolyse

Nach dem Jahre 1989, in dem noch eine Katodenproduktion von ca. 59.000 t erreicht wurde, kam es zu einer beträchtlichen Reduzierung der Produktion. 1992 wurden nur noch etwa 50.000 t erzeugt. Die Gründe dafür liegen einerseits im Ausfall des Vorlaufens aus dem Bergbau und im Rückfahren der für den Anodenbetrieb ungeeigneten Kupferschrotte. Letztere Position stand insbesondere, im Zusammenhang mit dem verstärkt aufkommenden Umweltbewußtsein der Menschen nach der Wende, im Kreuzfeuer der Kritik. Geeignetes, umweltfreundliches kupferhaltiges Vorlaufmaterial konnte auch aus finanziellen Gründen nicht in ausreichenden Mengen beschafft werden.

Andererseits stand das Unternehmen vor der Aufgabe, die vorhandenen Katodenverarbeitungsanlagen, die Stranggußanlage und die Gießwalzanlage mit qualitätsgerechten Katoden zu versorgen. In diesem Zusammenhang bot es sich an, die so entstandene Kapazitätsreserve vorübergehend zur Absenkung der Stromdichte zu nutzen und ein umfangreiches Modernisierungsprogramm in Angriff zu nehmen. Die in den Jahren 1990 bis 1995 durchgeführten Maßnahmen hatten sowohl produktivitätssteigernde wie qualitätsverbessernde Auswirkungen. Zur ersten Kategorie gehören die Mechanisierung der Starterblechproduktion, das mechanisierte Abziehen der Starterbleche und das mechanisierte Annetten der Ohren an die Starterbleche und der Bau der Anodenschlammneutralisation.

Sehr umfangreich waren die Maßnahmen, die vordergründig die Qualitätsverbesserung der Katoden zum Ziel hatten. Aus der Vielzahl seien wichtige genannt:

- die Aufhebung der kaskadenartigen Anordnung der Bäder in der alten Elektrolysehalle (Baujahr 1938). Durch diese Maßnahme wurden gleichmäßige Elektrolyttemperatur und gleichmäßige Inhibitorenmenge für alle Bäder erreicht,
- die Vervollkommnung der Elektrolytfiltration,
- die Modernisierung der Elektrolytbeheizung durch Einsatz von Wärmetauschern anstelle von Heizschlangen und die Einführung einer automatischen Temperaturregelung des Elektrolyten sowie
- der Ersatz der kupfernen Mutterbleche durch solche aus Stahl mit dem Ziel der Stabilisierung der Arbeit der Strippingmaschine und der Verbesserung der Qualität der Starterbleche.

Wesentlichen Einfluß auf die Qualität der Katoden hatte auch die Intensivierung der Prozeßkontrolle. Durch verstärkte Kontrolle der Elektrolytzusammensetzung kann operativ auf die Qualität Einfluß genommen werden. Zum Einsatz kommen in den letzten Jahren Anoden mit einem Gewicht von 320 kg. Sie verbleiben 21 Tage im Bad. In dieser Zeit werden zweimal Katoden gezogen.

Im Ergebnis der durchgeführten Maßnahmen konnte die Qualität der Katoden bedeutend verbessert werden. Im Oktober 1996 erfuhr die bisher geleistete Arbeit auch internationale Anerkennung. Die Mansfelder Elektrolytkupferproduktion wurde nach der EU Norm ISO 9001 zertifiziert. Die Katodenproduktion kommt ausschließlich in den unternehmenseigenen Verarbeitungsanlagen zum Einsatz. Der Anodenschlamm und das Rohnickelsulfat werden verkauft. Die Entkupferungskatoden und der bei diesem Prozeß anfallende kupferhaltige Schlamm werden in Vorstufen des Produktionsprozesses zurückgeführt.

Die Modernisierung der Kupferformateproduktion

Mit Wegfall des Bedarfs an feuerraffinierten Kupferformaten (Wirebars, Bolzen und Platten) wurden die Öfen 1, 2 und 3 der Kupferhütte stillgelegt. Die Verarbeitung der eigenen und fremden Kupferkatoden erfolgte seit 1990 ausschließlich in der Stranggußanlage Mansfeld II und in der Drahtgießwalz-Anlage.

Der größte Teil der Produkte der Stranggußanlage geht in die Verarbeitungsbereiche des eigenen Unternehmens. So wird z. B. der Bedarf an Kupferzylindern, aus denen Kupferrohre und Stangen gefertigt werden, vollständig gedeckt. Eine Besonderheit der Anlage ist es, neben der normalen Qualität auch Kupferformate aus sauerstofffreiem wie auch phosphordesoxidiertem Elektrolytkupfer herzustellen, eine Arbeit, die nur von wenigen Kupferproduzenten in Europa durchgeführt werden kann.

Im Jahre 1990 wurde die Stranggußanlage umfassend rekonstruiert. Zum Rekonstruktionsumfang gehörten dabei die Schlüsselaggregate Gießeinrichtung, Transportwalzen, Säge und Köcher. Ersetzt wurde in den Jahren danach auch der Induktionsschmelzofen. Umfangreiche Arbeiten wurden auf dem Gebiet der Optimierung der Formatequerschnitte und Formatelängen durchgeführt, um in den Weiterverarbeitungsbereichen des Unternehmens optimale Arbeitsbedingungen zu schaffen.

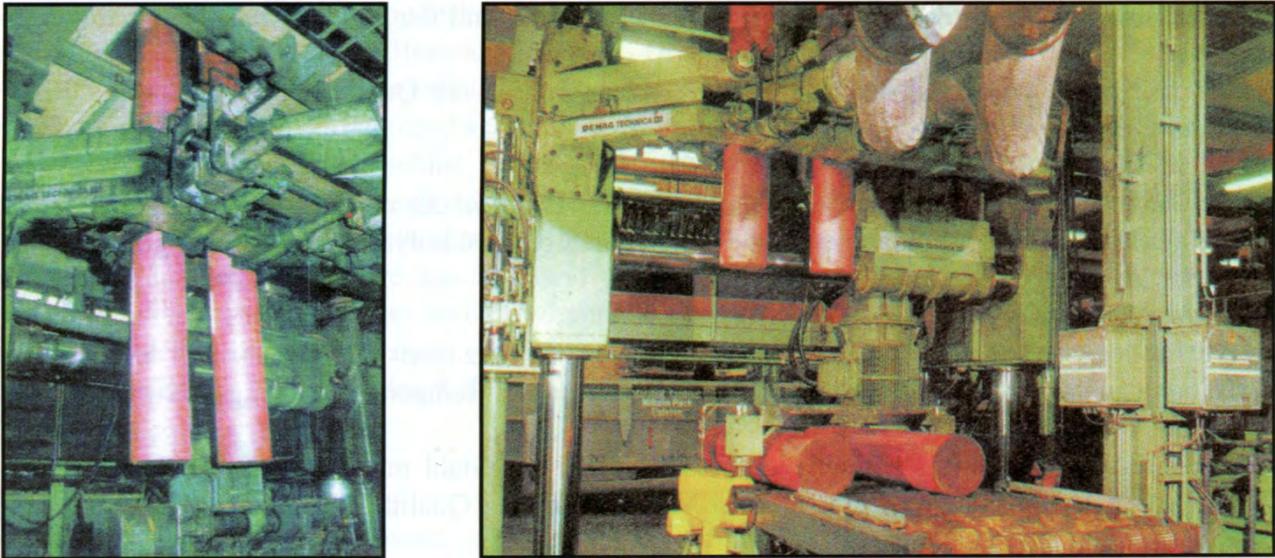


Abbildung 86: Stranggießanlage - Übernahme der abgesägten Kupferzylinder

Die Kapazität der Drahtgießwalz-Anlage konnte auch bald nach der Wende wieder voll ausgelastet werden. Von den Walzdrähten, die in unterschiedlichen Qualitäten angeboten werden, fand ein großer Teil Verwendung im eigenen Unternehmen. Die in den letzten Jahren getätigten Investitionen waren vorrangig in Richtung Zuverlässigkeit der Anlage und der Qualitätssicherung angelegt. Von den Stabilisierungsmaßnahmen ist insbesondere die Rekonstruktion der Elektroschaltanlagen zu nennen, die beim Hochwasser im Jahre 1994 zu Schaden gekommen waren. Auf dem Gebiet der Qualitätsverbesserung sind neben dem Bemühen um die Beschaffung geeigneter Kupferkatoden und deren ständige Kontrolle folgende Aktivitäten hervorzuheben:

- Rekonstruktion der Wasserkreisläufe. Durch Schaffung geschlossener Kreisläufe für die Wärmeaustauscher wurden neben einer rigorosen Kühlwassereinsparung eine intensivere Kühlung des Gießstranges und damit bessere Kristallisation des Kupfers erreicht. Im Ergebnis dieser Maßnahme sank die Rissigkeit der Stränge.
- Einsatz von neuen kompletten Gießrädern aus standfesteren Legierungen mit dem Ziel der Erhöhung der Lebensdauer der Gießräder;
- Einsatz von neuem standfesterem Walzenmaterial und Vereinfachung der Austauschbarkeit der Walzen;
- Ersatz der Strangbürstmaschine durch einen Entgrater und Hochdruckentzunderung vor und nach dem ersten Gerüst zur Verbesserung der Strangqualität.

Im Ergebnis der oben genannten Maßnahmen war die Abteilung DGW-Anlage bis zu ihrer Stilllegung zuverlässiger Partner des Unternehmensbereiches Drähte/Seile. Der produzierte Walzdraht wurde bis zu einem Ziehbereich von ca. 0,1 mm eingesetzt. Diese Qualität und eine Produktionszeit von 22 h/Tag, eine Verbesserung der Projektzielstellung um 2 h/Tag sprechen für die Zuverlässigkeit der Anlage und die Professionalität des Bedienungspersonals.

Zur Weiterentwicklung des Liefersortiments des Unternehmens wurde in den letzten Jahren eine neue modernere Drahtgießwalz-Anlage errichtet. Die Anlage befindet sich auf dem MKM-Gelände neben den Drahtbetrieben und ist im März 1999 in Betrieb gegangen. Die neue Anlage arbeitet in den Produktionsabschnitten „Schmelzen und Gießen“ nach anderen Prinzipien als die alte Anlage. So werden die Katoden in einem 34 m hohen Schachtofen, einem sog. Asarco-Ofen mittels Erdgas eingeschmolzen. Die im unteren

Teil dieses Ofen austretende flüssige Kupferschmelze wird zwecks Abtrennung der Schlacke in den Entschlackungsofen geleitet. Im nachfolgenden Warmhalteofen gesammelt, gelangt das Kupfer anschließend über den Dosierofen auf die Gießanlage. Im Unterschied zur alten Gießanlage erfolgt nun das Stranggießen nach dem sogenannten CONTIROD-Verfahren: Das flüssige Kupfer wird dabei auf zwei übereinander parallel laufende Stahlbänder mit Seitenbegrenzung gegossen, wo es durch die indirekte Kühlung der Bänder erstarrt. Der austretende Strang hat somit die Form eines Rechtecks.

Nach der Strangbehandlung in Form von Entgraten und Entzndern wird der Strang in ein zwölf-gerüstiges Warmwalzwerk geführt, wo er auf den erforderlichen Querschnitt reduziert wird. Kühlung und Aufhaspelung erfolgen nach dem gleichen Prinzip wie in der alten Anlage.



Abbildung 87: Die neue Drahtgießwalz-Anlage

1 - Steuerkabine, 2 - Warmhalteofen, 3 - Rinne vom Asarco-Ofen, 4 - Abschlackofen

Mit der Fertigstellung der neuen DGW-Anlage ist das vorgesehene umfangreiche Investitionsprogramm, das dem Produktionsumfang der alten Kupfer-Silber Hütte entspricht, im wesentlichen erfüllt. Die Traditionen der Kupfererzeugung im Mansfelder Land können, wenn auch nicht mehr auf Basis von Mansfelder Erz, sondern durch ausschließliche Verarbeitung von kupferhaltigen Sekundärrohstoffen, auf hohem Produktionsniveau weitergeführt werden.