

## Das Mansfelder Hüttenwesen am Ende des 18. Jahrhunderts

Von Wolfgang Eisenächer

### 1 Die Betriebe

In der zweiten Hälfte des 18. Jahrhunderts existierten im Kupferschieferrevier zehn juristisch selbständige Betriebe zur Gewinnung und Verarbeitung von Kupferschiefer. Es waren teils staats-, teils privatkapitalistische Gewerkschaften, die unter der technischen Leitung der jeweiligen staatlichen Bergämter standen. Die Betriebsgerechtigkeit der einzelnen Werke bezog sich – im Gegensatz zu anderen Bergbaurevieren, wo die Erzabbaugerechtigkeit in einem bestimmten Grubenfeld Rechtsgegenstand war – auf das Betreiben einer Erzschmelzhütte (Rohhütte). Die Belange der Verhüttung bestimmten Strategie und aktuelles Geschehen des Bergbaus. Die Hüttenvorsteher leiteten, über das Bergamt, den Bergbaubetrieb.

Ihre Namen leiteten die Gewerkschaften teils von vorhandenen, schon während des Interims betriebenen und von ihnen erworbenen Hütten ab, teils waren es frei gewählte Namen, die dann auf die neu erbauten Hütten übergingen. Im einzelnen waren es:

1. die Oberhütte bei Eisleben – eine alte, schon vor 1500 existierende und im Dreißigjährigen Krieg verfallene Hütte. Mutung der Hüttenstätte am 9.7.1671 (die erste Mutung im Revier nach der Freierklärung), Gründung der Gewerkschaft 1672, Betriebsaufnahme noch vor 1676,
2. die Mittelhütte bei Eisleben – 1536 gebaut, mindestens bis 1633 und wieder ab 1646 in Betrieb, während des Interims mit 2 Öfen genutzt. Aus dessen Nachlaß 1676 von der 1673 gegründeten Gewerkschaft betriebsbereit erworben, nachdem die Hüttenstätte schon 1672 gemutet worden war. Aufnahme des gewerkschaftlichen Eigenbetriebes 1677,
3. die Kreuzhütte in Leimbach – eine alte Hütte aus dem 15. Jahrhundert (Hütte am Talbach). Während des Interims in Betrieb, 1673 gemutet, 1677 von der 1674 gebildeten Gewerkschaft übernommen, frei gewählter Name,
4. die Silberhütte in Mansfeld. Unter diesem Namen existierte die Hütte schon spätestens 1473. Während des Interims mit 2 Öfen betrieben und von der 1674 gegründeten Gewerkschaft nach Beendigung des Interimsbergbaus übernommen. Aus Platzgründen ist die Hüttenanlage um 1690 ca. 1 km talabwärts verlegt worden,
5. die Gottesbelohnung bei Großörner – ein alter, aus dem 15. Jahrhundert stammender Hüttenplatz ohne Namen. Gründung der Gewerkschaft 1695. Die Hütte wurde erst 1717 gebaut und 1736 erweitert. Bis zu diesem Zeitpunkt verarbeitete die Gewerkschaft ihr Erz in anderen Anlagen auf Lohnumarbeitungsbasis. Der Name war frei gewählt worden, die Gewerkschaft nannte sich „zur Gottesbelohnung“,
6. die Wiesenhütte – unmittelbar neben der Gottesbelohnung. Eine alte Hüttenstätte gleichen Namens aus dem 15. Jahrhundert. Die Gewerkschaft wurde am 30.8.1676 gegründet, die Hütte vom Interimsbetrieb übernommen,
7. die Kupferkammerhütte in Burgörner – der Hüttenplatz der alten, aus dem 15. Jahrhundert stammenden und um 1600 aufgegebenen Berghütte. Die Gewerkschaft gegründet und die Hütte neu gebaut 1723 unter dem Namen „zur Kupferkammer“.

Vorgenannte Hütten bzw. Gewerkschaften sind nach der Freierklärung aus dem Nachlaß des alten, gräflich-mansfeldischen Bergbaus hervorgegangen und trieben Bergbau innerhalb der alten Berggrenze in der Mansfelder Mulde bzw. nördlich Hettstedts im Wiederstedter Revier. Sie unterstanden kursächsischer Regalhoheit und wurden nach geographischer Lage in Eislebener, Mansfelder und Hettstedter Hütten eingeteilt (sächsische Hütten). Sie trieben zum großen Teil gemeinschaftlichen Bergbau und unterhielten gemeinsam eine Anlage zur Entsilberung des erzeugten Kupfers, die Seigerhütte unter Hettstedt. Zur Kreuz- und Silberhütte gehörte die bis 1688 zur Seigerung verwendete Katharinenhütte in Leimbach, die von beiden Hütten als Hilfsrohütte genutzt wurde.

In Randzonen des Kupferschieferreviers bauten die unabhängigen Werke

8. Leinunger Hütte bei Großleinungen (Kreis Sangerhausen). Sie wird schon 1410 erwähnt, ist aber Mitte des 16. Jahrhunderts zur Einstellung gekommen, Neugründung 1677, und

9. die Sangerhäuser Hütte nördlich von Sangerhausen – gegründet 1678. Beide Hütten lagen auf kur-sächsischem Territorium und unterstanden sächsischer Berghoheit, sowie
10. die Rothenburger Hütte bei Rothenburg an der Saale – errichtet 1686 auf alter, im 16. Jahrhundert ge-nutzter Hüttenstätte. Zu ihr gehörte die 1740 gegründete Friedeburger Hütte bei Friedeburg/Saale. Beide Hütten waren preußischer Staatsbesitz.

Grundprinzip der Produktion war, mit dem zur Verfügung stehenden Lagerstättenvorrat eine mög-lichst lange Lebensdauer zu erreichen. Unter diesem Aspekt sind die Produktionsdaten zu verstehen. Modifiziert wurde diese Strategie durch konkrete Gegebenheiten wie aktuelle Baufeldsituation, Absatz-lage für Kupfer, Versorgungssituation mit Brennstoffen, Antriebsenergie für die Blasebälge der Hütten, möglichst volle Auslastung der vorhandenen Aggregate u. a. m. Diese Gesichtspunkte hatten zeitlich und örtlich unterschiedlichen Stellenwert. Besonders enge Verflechtungen zur Festlegung der Produktionshöhe bestanden zwischen den „sächsischen Mansfelder Hütten“ (Nr. 1–7). Für sie galt eine „Quotenteilung“ der beschaffbaren Holzkohle. Damit war jedoch keinesfalls die gegenseitige Relation der Erzverarbeitung und Kupfererzeugung festgelegt; denn unterschiedlicher Schmelzkohlebedarf und unterschiedliche Metall-gehalte des Erzes bedingten erhebliche Abweichungen. Abhängig von der Baufeldsituation tauschten diese Hütten konkrete Kohlemengen untereinander aus.

In Abb. 1 ist die Kupferproduktion zwischen 1680 und 1850 dargestellt.

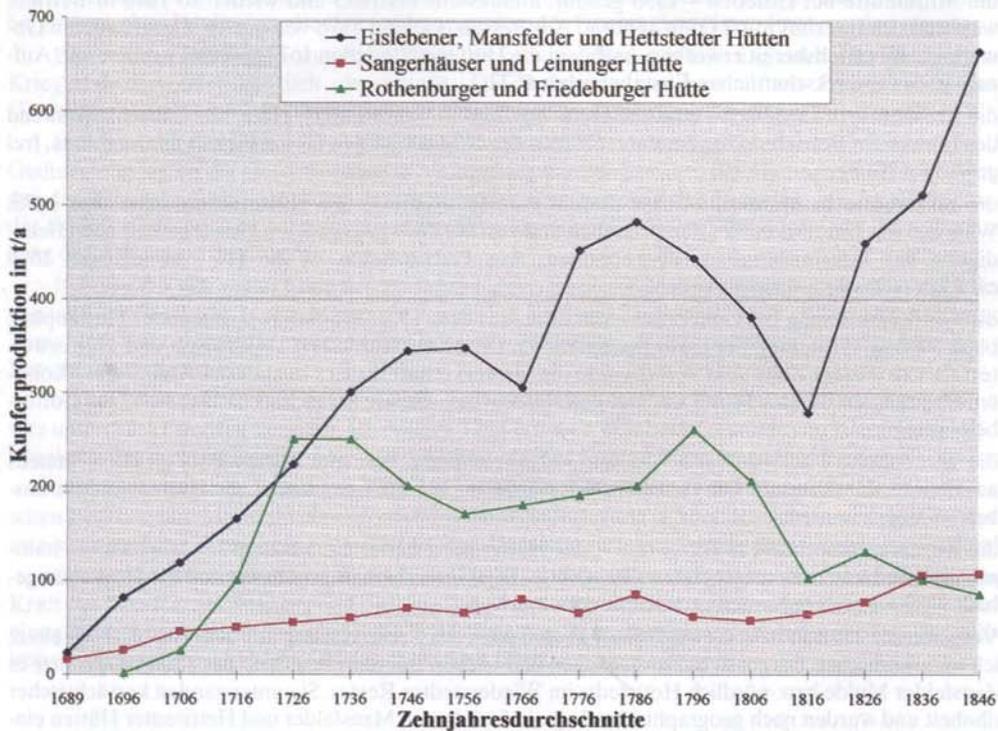


Abb. 1: Kupferproduktion der einzelnen Hüttengruppen

Im Zeitraum zwischen 1775 und 1785 verarbeiten bzw. produzieren die einzelnen Hütten bzw. der Kupferschieferbergbau insgesamt (Durchschnitt pro Jahr):

	Quoten	Erz (t)	Kupfer (t)	Silber (kg)
Kreuzhütte	2,3	7 000	160	650
Silberhütte	1,1	3 500	80	325
Mittelhütte	1	2 300	60	260
Oberhütte	1	2 300	60	260
Wiesenhütte	1	2 200	40	140
Gottesbelohnung	1	200	40	140
Kupferkammer	1	200	75	275
Sangerhausen	-	100	42	0
Großleinungen	-	90	33	0
Rothenburg	-	10 000	200	ca. 800
Kupferschieferbergbau gesamt			790	2 850
Wert in Konventionstalern			320 000	125 000
Wert insgesamt				445 000

Mit diesem Produktionswert gehörte der Kupferschieferbergbau in die Kategorie der großen mittel-europäischen Bunt- und Edelmetallbergbaue. Die anderen namhaften mitteldeutschen Bergbaureviere erzeugten zwischen 1775 und 1785 jährlich etwa:

- gesamtes sächsisches Erzgebirge
 

Silber	9 200 kg	für	395 000 Taler
Blei	500 t	für	40 000 Taler <sup>1</sup>
Nebenprodukte (Wismut, Kobalt, Kupfer)		für	30 000 Taler <sup>1,2</sup>
Zinn	100 t	für	70 000 Taler <sup>1</sup>
Summe			535 000 Taler
- Rammelsberg am Unterharz
 

Silber	900 kg	für	37 000 Taler
Blei	400 t	für	32 000 Taler
Kupfer	220 t	für	90 000 Taler
Summe			160 000 Taler
- Oberharz (Clausthaler Hochfläche)
 

Silber	6 500 kg	für	280 000 Taler
Blei	2 200 t	für	175 000 Taler
Nebenprodukte (Kupfer)		für	10 000 Taler <sup>1</sup>
Summe			465 000 Taler
- Sankt Andreasberg
 

Silber	1 200 kg	für	52 000 Taler
Blei	20 t	für	2 000 Taler
Kupfer	20 t	für	8 000 Taler <sup>1</sup>
Summe			62 000 Taler

Auch ohne besondere historische Anlässe rechtfertigt allein der Stellenwert des Kupferschieferbergbaus im Wirtschaftsgefüge des sächsisch-thüringischen Raumes die eingehende Behandlung seiner Geschichte.

## 2 Die Erzverhüttung

Wegen der äußerst feindispersen Verwachsung der Erzminerale mit dem Gestein war der Kupferschiefer nach den herkömmlichen physikalischen Methoden nicht aufbereitbar. Die Trennung zwischen Erzmineralen und Gesteinsanteil geschah bis zur endgültigen Einstellung der Kupferschieferverhüttung metallurgisch durch Verschmelzen im Schachtofen mit anschließender Trennung der beiden Schmelzphasen Schlacke und „Stein“ im flüssigen Zustand nach dem spezifischen Gewicht. Eine entscheidende Veränderung der chemischen Struktur der mit dem Schiefer vorlaufenden Erzminerale erfolgte durch die-

sen Prozeß nicht; der Kupferstein stellt – wie die Erzminerale – eine Verbindung bzw. Lösung von Kupfer- und Eisensulfid dar. Diese Rohschmelztechnologie auf Stein stand seit Beginn des Bergbaus als erste Verfahrensstufe in Anwendung.

Das den Hütten vorlaufende, scharf gekläubte Haufwerk (von Hand wurden alle geringhaltigen Stücke ausgelesen) besaß, entsprechend den bebauten Revieren, relativ niedrige Metallgehalte:

	Kupfer im Erz <sup>1</sup> %	Silber im Kupfer %
Mansfelder und Eislebener Hütten	2,5–2,8	0,5–0,6
Hettstedter Hütten	2,0–2,3	0,35–0,45
Kupferkammerhütte	2,2–2,8	0,4–0,5
Rothenburger Hütte	1,5–2,5	0,2–0,6
Sangerhausen	4–7	0,2–0,3
Großleinungen	3–5	0,15

Vor dem Verschmelzen im Schachtofen war der Schiefer (nicht die Sanderze aus den Sangerhäuser Revieren) zur Entfernung der organischen Kohlenstoffverbindungen zu „brennen“. Dies geschah in großen, 150–400 t Schiefer umfassenden Haufen im Freien.

Ein Haufen brannte 6–20 Wochen, je nach Größe und Witterungsbedingungen. Eine Gattierung des von den verschiedenen Gruben gelieferten Haufwerkes, das sehr unterschiedliches Schmelzverhalten aufweisen konnte, fand schon beim Aufstürzen der Brennhaufen statt. Die ausgebrannten Haufen trug man in Losen von der Größe eines Tagesdurchsatzes manuell ab und „lief“ das Schmelzgut mittels Karren dem Ofen „vor“. Auf der den Ofen umgebenden hölzernen Gichtbühne wurde das über eine schiefe Ebene herangebrachte Haufwerk ausgestürzt und vom Aufträger dem Ofenschacht aufgegeben – die Schmelzkohle in der Mitte, das Schmelzgut am Rand, nachdem es mit Flußspat gemöllert worden war:

- 2 % Flußspat auf den Hettstedter Hütten,
- 5–9 % auf den Mansfeld-Eislebener Hütten und
- 20–35 % auf der Leinunger und Sangerhäuser Hütte.

Außerdem gehörten zum Möller noch die „Steinschlacken“, von der Verarbeitung des Kupfersteins zu Kupfer stammend, und „Räumschlacke“, ungenügend entkupferte Rohhüttenschlacke. Insgesamt betrug die Menge der Zuschläge 10–15 % vom Erzgewicht (in Sangerhausen über 40 %).

Die Trennung von Kupferstein und Schlacke geschah weitestgehend schon während des Schmelzens der Beschickung. Über die von der Düse zum Ofenaug stark fallende (35°) Ofensole floß das nur wenig überhitzte Schmelzgemisch (Temperatur etwa 1 250 °C) aus dem „Auge“ in die vor dem Ofen im Boden eingestampften, kugelkalottenförmigen Vorherde von etwa 30 cm Durchmesser. Die zähe Schlacke lief nicht aus den Herden ab, sondern mußte mit Haken als „Felle“ abgezogen werden. Der Rohstein erstarrte an der tiefsten Stelle des Herdes.

Der Kupfergehalt der Schlacken lag bei 0,25 % (5–7 Lot/Zentner). Da jedoch beim Schlackenfellziehen stets die stark mit Steintröpfchen durchsetzte unterste Schlackeschicht mit abgezogen wurde, deren nachträgliche Aussonderung wegen des visuell schwierig festzustellenden Steinhaltens nur unvollkommen gelang, gingen z. T. auch „Krätzfelle“ mit zur Halde.

Desweiteren trat bei zu schnellem Ofengang oder zu stark gebranntem Schiefer eine Art Rohgang ein – Kupfer verschlackte echt als Silikat bzw. als Ferrit. Diese Schlacken mit 0,6 bis 0,8 % Kupfer sind an ihrer braunroten Färbung erkennbar. Beide Verlustquellen bedingen einen Durchschnittsgehalt der älteren Schlacken von ca. 0,40 %.

Vereinzelte fand schon eine Fertigung von Bauformsteinen statt, indem die abgezogenen Felle über Holzkohlestübbe gewälzt und in Blechformen gedrückt wurden. Diese Produktion war Privatangelegenheit der Schmelzer. Die Vorherde wurden jeweils zum Schichtende gewechselt und der noch heiße Steinkegel ausgehoben. Die Kupfergehalte des Steins lagen zwischen 30 % (bei den Hettstedter Hütten) und 60 % (Sangerhäuser Hütten).

Ganz allgemein standen zum Erzschnmelzen seit 1770 die ab 1720 eingeführten 3,8–4,2 m hohen Ehrenberger Öfen in Anwendung. Nur zum Verschmelzen des gerösteten Steines zu Kupfer (der „Kupferarbeit“) wurden noch die alten, nur 1,2 m hohen Ungarischen Öfen verwendet. Im wesentlichen war der

Ofen ein mächtiger Mauerwerksblock, der in der Mitte den nach der Vorderseite offenen Ofenschacht umschloß (Abmessungen des Ofenschachtes: Weite hinten 70–75 cm, vorn 45–55 cm, Tiefe 60–80 cm, Gestellfläche 0,4–0,45 m<sup>2</sup>). Die Vorderseite war abnehmbar ausgeführt; 10–12 cm starke Sandsteinplatten entsprechender Abmessung „stellten den Ofenschacht zu“. Die unterste Platte besaß eine Aussparung an der Unterkante, das Auge, aus dem die Schmelze zusammen mit einem Teil der Ofengase, der „Lohe“, austrat.

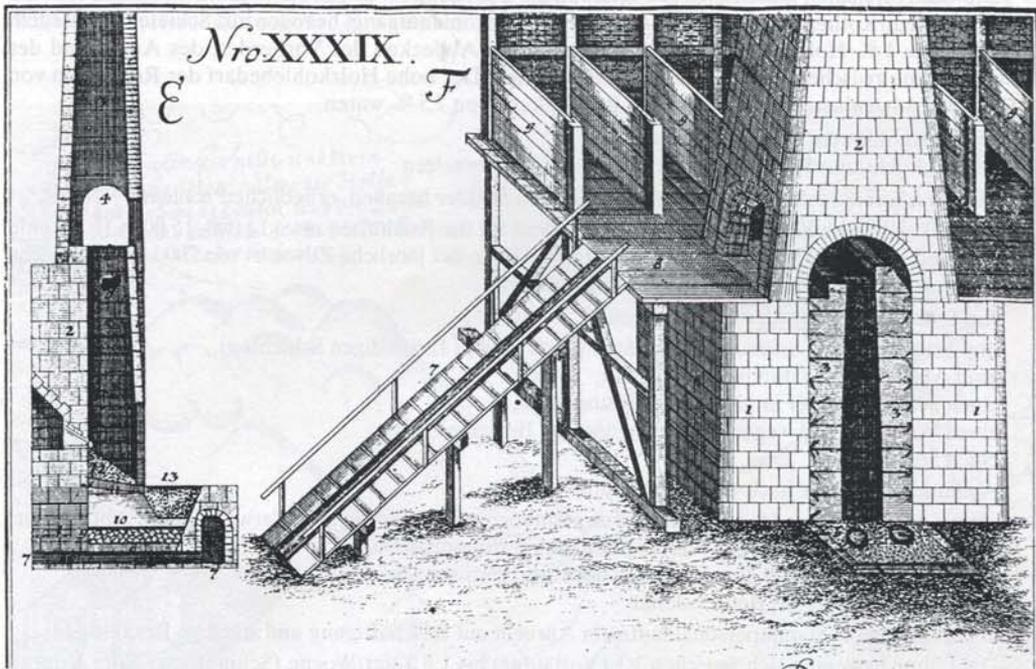


Abb. 2: Der Ehrenberger Ofen (Schieferschmelzofen)\*

In der Rückwand befand sich die aus einer einfachen Blechtüte mit etwa 5 cm weiter Öffnung bestehende Düse, von außen zugänglich durch eine große, in der etwa einen Meter mächtigen Rückwand ausgesparte Nische. Die Düse war „fliegend“ angeordnet, konnte in ihrer Neigung und frei in den Ofen ragenden Länge verstellt werden. Gegen das Abbrennen durch die Schmelze wurde die Düse geschützt, indem gezielt ein Schlackeansatz um die Öffnung zur Erstarrung gebracht wurde („Schmelzen über die Nase“). Erst nach 1830 werden kupferne, wassergekühlte Düsenformen verwendet.

Zur Windversorgung der Öfen dienten 2 Blasebälge je Ofen, sogenannte Spitzbalgen mit etwa 20 Kubikfuß (550 l) Volumen. Angetrieben wurden sie vom Wasserrad über eine „Daumenwelle“, deren Nocken die beweglichen Oberteile der Bälge, die „Deckel“, niederdrückten und daran gekoppelte Gegengewichte aufzogen. Nach Beendigung des Blasvorgangs zogen die Gegengewichte den Balgdeckel wieder in die Höhe, wodurch der Balg sich füllte. Praktisch war das eine gegendruckunabhängige Versorgung der Öfen mit konstanter Windmenge. Windmengenänderungen erfolgten durch Änderung der Wasserbeaufschlagung des Wasserrades, d. h. durch Änderung der Radumlaufgeschwindigkeit. Im allgemeinen arbeitete man mit Drücken von 50–80 mm Wassersäule. Ausgelegt war die gesamte Gebläseanlage auf 4 Radumgänge je Minute gleich 8 Balghübe. Wegen des intermittierenden Windstroms mußten zwei in ihrem Bewegungsablauf um 90° versetzte Bälge einen Ofen versorgen. Mit 8 m<sup>3</sup>/min Windbeaufschlagung bei 0,4 m<sup>2</sup> Gestellfläche war die Windbeaufschlagung (1200 m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> h) halb so hoch wie in der Neuzeit (im Vergleich mit der ehemaligen Krughütte).

Die Windbeaufschlagung und damit die spezifische Schmelzleistung waren in gewissem Bereich variierbar. Maximal konnte, bei ausreichendem Wasservorlauf, bis 5 Radumläufe je Minute durch Erhöhung des Schaufelfüllungsgrades gegangen werden. Allerdings trat dann leicht Rohgang des Ofens ein, und die Bälge wurden infolge des höheren Winddrucks stark beansprucht. Das hohe Wasserangebot der wasserreichen Jahreszeit konnte daher nur ganz unzureichend genutzt werden. Andererseits mußte bei Wassermangel, wenn die Radumgänge unter 3,5 je Minute sanken, ein Ofen abgehängt werden, um die optimale Windbeaufschlagung für die restlichen Öfen zu gewährleisten.

Die Öfen erreichten Durchsatzleistungen von 3,6–3,8 t Schiefer je Tag bzw. 4,0–4,3 t Möller bei 25 bis 26 % (Hettstedt/Rothenburg) bis 32 % (Eisleben) Holzkohleaufgang, bezogen auf Schiefer. Außerdem waren noch 3–4 % Holzkohle als „Vorlagekohle“ zum Abdecken des Vorherdes, des Auges und der „Reise“ (Rinne zwischen Auge und Herd) erforderlich. Der hohe Holzkohlebedarf der Rohhütten von 18 t/t Kupfer – bei einem Kupfergehalt der Beschickung von 2,5 % waren

15 t Holzkohle zum Erzschnmelzen und

3 t Holzkohle zum Steinrösten und Schwarzkupferschnmelzen

erforderlich – bereitete den Hütten, die keine eigenen Wälder besaßen, erhebliche Probleme.

Für 790 t jährliche Kupfererzeugung waren allein für die Rohhütten etwa 14 000–15 000 t Holzkohle zu beschaffen, zu deren Herstellung 80 000 Festmeter Holz, der jährliche Zuwachs von 200 km<sup>2</sup> Waldfläche bzw. der Bestand von 2 km<sup>2</sup> Hochwald, benötigt wurden.

Ein Schnmelzofen erforderte an Bedienung

drei Schnmelzer in je 8stündigen Schichten (auch zwei in 12stündigen Schichten),

zwei Aufträger in 12stündigen Schichten,

einen Schlacketreiber in 12stündiger Frühschicht,

einen Vorläufer, und wegen des durchgängigen Betriebes

einen Springer.

Außerdem waren, je nach Größe der Hütte,

ein bis drei Kohle- und Schiefermesser zur Entgegennahme sowie zum Verwiegen und Abtransport des Vorlaufmaterials und zur Wartung der Schieferbrennhäufen,

ein bis zwei Rostwender zum Bedienen der Rohsteinröststadel und

ein Hüttschreiber als Betriebsleiter

fest angestellt. Dieses Stammpersonal hatte ein Anrecht auf Beschäftigung und ständige Bezahlung.

Die Löhne bewegten sich zwischen 1,1 (Vorläufer) bis 1,8 Taler/Woche (Schnmelzer) (Taler Kurant, 13 1/3 bzw. 14 auf die feine Mark). Neben- und Hilfsarbeiten wurden von teils regelmäßig, teils nach Bedarf beschäftigten Tagelöhnern ausgeführt, Bezahlung 5–7 Neu-Groschen/Tag (0,2 Taler).

Nach etwa sechs Monaten Betriebszeit war die Umgebung der Düse zerstört, so daß der Einbau eines neuen Düsensteins notwendig wurde. Dies bedeutete Halt für den betreffenden und Inbetriebnahme eines neuen Ofens. Der Ofenschacht selbst hielt 2–3, der Oberofen 6–8 Jahre.

Die Jahreskapazität eines „Feuers“, das sind zwei alternierend betriebene Öfen, betrug bei etwa 340 Schnmelztagen pro Jahr 1 250 t Schiefer.

Diese Erzschnmelzkapazität war jedoch wegen erforderlicher Nebenarbeiten nicht zu erreichen; nur an 280–310 Kalendertagen standen die Öfen für das Erzschnmelzen zur Verfügung und setzten 1 050–1 150 t Schiefer pro Jahr durch.

Aus den oben angegebenen Produktionszahlen ist zu entnehmen, daß die „Quotenhütten“ 2 Öfen je Quote ständig in Betrieb hielten und – wegen der Reparaturen – mit insgesamt mindestens 3 Öfen je Quote bestückt waren. Das stellte für die Mittel- und Oberhütte die Kapazitätsgrenze dar. Ihre Wasserversorgung gestattete nur den Betrieb von 4 Blasebälgen, d. h. von 2 Öfen.

Dabei hatten beide Hütten eine sehr sorgfältig geführte Wasserwirtschaft und nutzten die verfügbare Gefällhöhe maximal. Beide Hütten besaßen je ein oberflächiges Wasserrad von 6,20 m Durchmesser. Oberhalb der Oberhütte lag der Sammelteich (Ablauf bei 141,6 m über Normalnull), den der Hegegrundbach speiste. Der Bach lieferte nur 450–700 l (16–24 Kubikfuß) Wasser je Minute (bei normaler Niedrigwasserführung). Zur Erhöhung seiner Wasserführung war nördlich von Volkstedt im Alteröder Grund ein Wassersammelstollen angelegt worden, der 150–260 l/min brachte. Außerdem war, um im Winter den Teichablauf eisfrei zu halten, von der Oberhütte nach Westen in den Steinmetzgrund ein weiterer Wasserstollen getrieben worden (der gleichlaufende Faulenseer Stollen war verbrochen und trocken), der zwar

nur 90–120 l/min Wasser gab, aber seinen Zweck erfüllte, indem sein Wasser gefällelos in den Teich geleitet wurde, wo es – als wärmere und spezifisch leichtere Schicht – im Winter den Auslauf des Teiches offen hielt und Vereisung des Wasserrades verhinderte. Über Holzgerinne mit sehr geringem Gefälle (40 cm) gelangte das Teichwasser bei 141 m über NN auf das Rad und fiel bis 133,5 m. Abb. 3 zeigt einen Ausschnitt aus einem alten Lageplan der Oberhütte.

Über einen sorgfältig nivellierten Hanggraben an der Ostseite des ehemaligen Faulen Sees (die Aue nördlich von Eisleben) floß das Wasser bis zur Mittelhütte und ging in 133 m über NN (1,5 m Gefälle auf 800 m) auf deren Rad, das es in 126,5 m verließ. Gegenüber der Oberhütte hatte die Mittelhütte im Winter mit Vereisungsproblemen zu kämpfen.

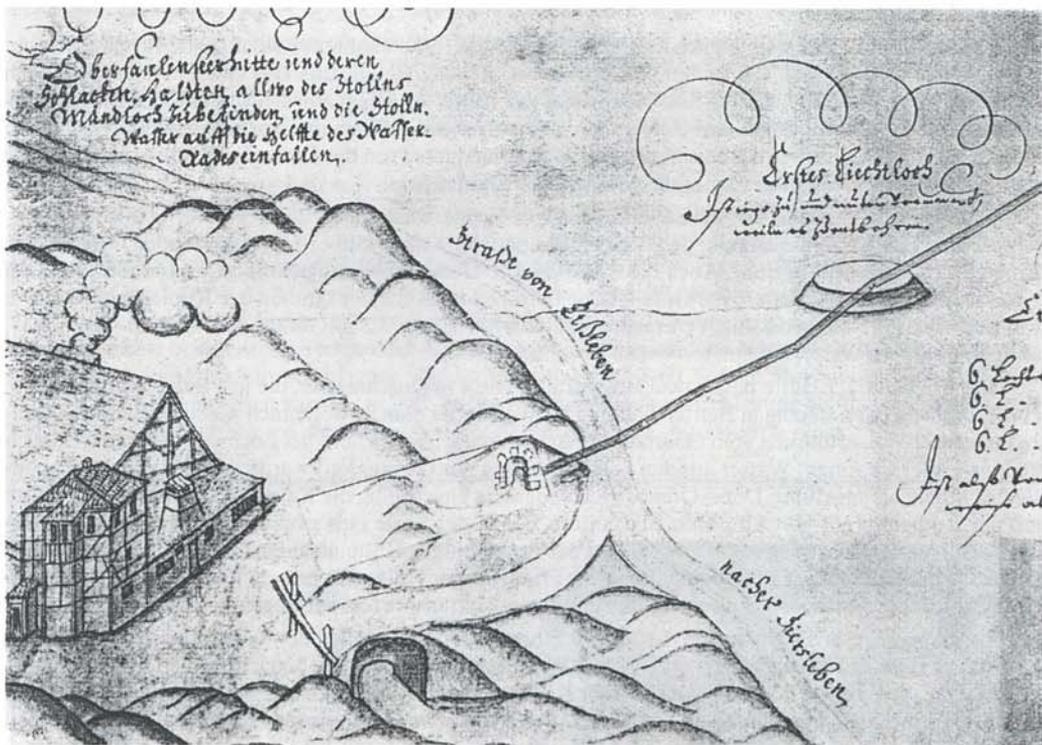


Abb. 3: Ausschnitt aus einem Riß um 1725, die Oberfaulenseer Hütte mit Schlackehalden und den Steinmetzgrundstollen darstellend

Das Hüttengelände der Mittelhütte liegt in Höhe von 130 m über NN, so daß nur ein 4 m eingetiefter Ablaufgraben das Wasser abführen konnte. Dieser Abschlaggraben mündete in den in 126,1 m Höhe liegenden Mittelgraben des Faulen Sees.

Trotz dieser sorgfältigen Wasserführung und der dadurch erzielten Gefälle von je 6,2 m reichte die Wasserkraft nur zum Betrieb von jeweils 4 Bälgen. Zwar stand in der wasserreichen Jahreszeit (Schneeschmelze bis Frühsommer) reichlich Wasser zur Verfügung, ausreichend für den Betrieb von mindestens 4 Öfen je Hütte. Aus später noch zu behandelnden Gründen war aber die ganzjährige Vollaustattung der Aggregate Voraussetzung für die Wirtschaftlichkeit des Schmelzbetriebes. Deshalb ließen sich die Hütten nicht entsprechend dem jahreszeitlich schwankenden Wasserangebot betreiben, sondern mußten sich an der mittleren Niedrigwasserführung orientieren. Die geringe Speicherkapazität des Teiches der Oberhütte reichte keinesfalls aus, um in der wasserarmen Jahreszeit einen Ofen zusätzlich in Betrieb zu halten, sondern ermöglichte nur eine Zusp eisung zur Aufrechterhaltung des 2-Ofenbetriebes bei kurzfristigem Was-

sermangel. Auch dies reichte in einzelnen Jahren nicht aus, so daß die Hütten auf 1-Ofenbetrieb übergehen mußten.

Die aufgrund der Wasserversorgung begrenzte Durchsatzkapazität der Mittel- und der Oberhütte regulierte über die Quotenteilung auch die Produktion der anderen sächsischen Hütten. Weniger problematisch gestaltete sich die Energieversorgung der Wipperhütten. Allerdings hatten sie im Winter mit Vereisungsgefahr zu kämpfen und mußten deshalb zeitweise ihren Betrieb unterbrechen.

Die Silber- und die Kreuzhütte lagen an dem von Gorenzen herabkommenden Talbach, dessen waldreiches Einzugsgebiet eine relativ gleichmäßige und auch ausreichende Wasserführung garantierte. In den Bachlauf waren 3 Stauteiche als Reservoir eingebaut, der Hagen-, Möllendorfer- und Mansfelder Teich, die noch erhalten sind. Beide Hütten teilten sich das Talbachwasser je zur Hälfte; vor der Radstube der Silberhütte zweigte ein Hanggraben ab zur 500 m talabwärts liegenden Kreuzhütte. Auf beiden Hütten betrug die Gefällehöhe 6 m.

Die Kreuzhütte, die ursprünglich zwei Gerechtigkeiten (Quotenanteile) besaß, hatte für die 2. Quote Wipperwasser in Gebrauch, das sie über ein ebenfalls 6 m hohes Rad nutzte. Das Grabensystem begann in Vatterode und führte am Südhang des Wippertales zur Hütte. Angelegt worden war es schon im 15. Jahrhundert von den Hütten Ober- und Unterraben. Die ausreichende Wasserversorgung ermöglichte beiden Hütten die zusätzliche Übernahme einer halben Holzkohlequote (von der Katharinenhütte), die sich beide Werke zu 1/3 bzw. 2/3 teilten – daher die gebrochenen Quotenteile.

Die Gottesbelohnungs- und Wiesenhütte bezogen Wipperwasser über den gegenwärtig noch betriebsfähigen und zur Wasserversorgung des Walzwerkes und der Kupfer-Silber-Hütte dienenden Graben, der am Wehr in Großörner beginnt. Auch die Radstube der Gottesbelohnungshütte ist – zumindest in ihren Grundmauern – noch erhalten, die Gefällehöhe beträgt 3 m. Auch der Graben der Kupferkammerhütte war noch bis 1992 betriebsfähig, er brachte bis 1858 der Hütte 2,2 m Gefälle ein, das ein 4 m hohes, mittelschlächtiges Wasserrad nutzte.

Die Friedeburger Hütte besaß zwei Wasserräder von 4 m Durchmesser, die je 4 Bälge antrieben. Die Hütte konnte 4 Öfen ständig in Betrieb halten. Das Wasser der damals wesentlich wasserreicheren Schlenze (außer der Wasserführung vom Oberlauf her brachten die „Seelöcher“ bei Lochwitz konstant reichlich und im Winter „warmes“ Wasser aus den Schlottenzügen der Gipsregion) wurde von der unteren Zabenstedter Mühle herangeführt. Der 4-Ofenbetrieb bedeutete gleichzeitig die Kapazitätsgrenze. Da die Hütte mit der Rothenburger Hütte zusammenarbeitete, der in der Saale eine praktisch unbegrenzte Wassermenge zur Verfügung stand, war die Kapazität der Friedeburger Hütte nicht bestimmend für die Produktionshöhe der Rothenburger Gewerkschaft. Die Friedeburger Hütte war nur ein in der Nähe der Förderreviere liegendes Nebenwerk und wurde der niedrigen Erztransportkosten wegen in Betrieb erhalten.

Die Sangerhäuser Hütte und die Leinunger Hütte waren hinsichtlich der Kohle- und Energieversorgung gut gestellt. Sie hatten eigene, nahegelegene Forsten, die den Kohlebedarf für die relativ geringen Erzmengen ausreichend decken konnten. Der Kupfergehalt der Beschickung betrug in Großleinungen etwa 3,5 % (fast ausschließlich arme Sanderze aus den Mohrunen-Hainroder Revieren), Sangerhausen etwa 4,0 % (davon 30–40 % Sanderze mit 5–9 %, 40–60 % Schiefer mit 1,5–2,5 % und 10–25 % Dachberge mit 1–2 % Kupfer). Das von beiden Hütten erzeugte Kupfer war silberarm (0,2–0,3 % Silber) und lohnte eine Entsilberung nicht. Der Holzkohlebedarf betrug infolgedessen nur 6–8 t/t Kupfer.

Die zur Verfügung stehenden Wassermengen und Gefällehöhen waren mehr als ausreichend. Die Leinunger Hütte entnahm ihr Antriebswasser dem Hüttenteich, einem durch unterirdische Schlottenzuflüsse gespeisten Erdfall, infolgedessen bestand keine Vereisungsgefahr. Das Wasserrad lag unter der Erdoberfläche und nutzte 5 m Gefällehöhe. Das Wasser fiel von über Tage über das Rad auf einen Wasserabschlagstollen, der, 900 m lang, das Wasser unterirdisch bis fast zur Ankenbergsmühle (auf Stolberg-Roßlaer Territorium) ableitete.

Die Sangerhäuser Hütte wurde von der relativ wasserreichen Gonna gespeist. Durch das „warme“ Wasser des Gonnaer Stollens, der 1 500 m oberhalb der Hütte mündete, waren die Vereisungsgefahr weitgehend beseitigt und auch in trockenen Jahren eine Mindestwassermenge gewährleistet; außerdem dienten noch 2 Teiche bei Grillenberg als Speicher. Ein oberschlächtiges Wasserrad nutzte das 3,6 m hohe Gefälle zum Antrieb für 4 Blasebälge.

Für beide Hütten war nicht die Energieversorgung, sondern die Erzversorgung und die Arbeitskräftebestände bestimmend für die Produktionshöhe; sie hielten nur ein bis zwei Öfen in Betrieb.

### 3 Die Kupferarbeit

Sie hat die Herstellung des Kupfers aus Rohstein zum Ziel. Diese Operation geschieht gegenwärtig ganz allgemein durch Verblasen des Steins im Konverter, gehörte in der Vergangenheit jedoch zur Rohhüttenarbeit.

Die Röstung – Oxidation der Sulfide – erfolgte um 1790 in Posten zu 40–60 t Stein in Stadeln, Abmessungen etwa 1,5 x 1,5 x 7 m. Die Längsseiten und eine Schmalseite waren gemauert, die Vorderseite offen. Auf einer Derbholzunterlage wurde der Stein, untermischt mit Holzkohle, locker aufgestapelt, die Oberfläche des Stadels mit einer Maische aus Lehm und feinem Röstgut dick überstrichen. Nach Anzünden der Holzunterlage brannte der Stadel autotherm 8–14 Tage, je nach Größe; die Röstung wurde gelenkt durch Stoßen bzw. Verschließen von Löchern in der Deckschicht. Dann wurde die Deckschicht zerstört, der Stadel kühlte aus.

Abgeröstet war jeweils nur die Oberfläche der Rohsteinstücke. Jedes Stück wurde zerschlagen, damit eine frische Bruchfläche entstand, und ein neuer Stadel aufgebaut. Je nach Kupfergehalt des Steins war ein 4maliges (Sangerhausen), 6maliges (Eisleben) bis 8maliges Rösten (Hettstedt) erforderlich. Nach Beendigung des Röstens lag im „Rost“ Kupfer als Sulfid, Oxid und Ferrit sowie als Sulfat, Eisen als Oxid und Sulfat vor.

In der Regel wurde nach dem 3. bis 6. Rösten das Röstgut in Bottichen mit Wasser gelaugt, die Lauge in verbreiteten Sudpfannen auf Kupfervitriol versotten. Der Wassergraben zwischen Ober- und Mittelhütte diente auch zum Transport der Lauge von ersterer zu letzterer mittels Kähnen. Der fertige, d. h. abgeröstete „Rost“ ging zur Kupferarbeit, für die, der geringen Reduktionswirkung wegen, die alten kleinen „Ungarischen Öfen“ (Abb. 4) Anwendung fanden. Sie war weniger eine Reduktions-, sondern mehr eine Reaktionsarbeit, indem die Oxide sich mit den Sulfiden umsetzten. Um möglichst kein Eisenoxid zu reduzieren, mußte eine bei niedriger Temperatur schmelzende und Eisenoxid gut bindende Schlacke erzeugt werden. Hierzu dienten klein geschlagene Rohhüttenschlacke (50–60 % vom Steingewicht) und Flußspat (10 %). Die Schmelzarbeit wurde „weich“, bei schwacher Windbeaufschlagung geführt. Der Brennstoffaufgang war, im Hinblick auf die leichtschmelzende Beschickung, mit 25–30 % recht hoch.

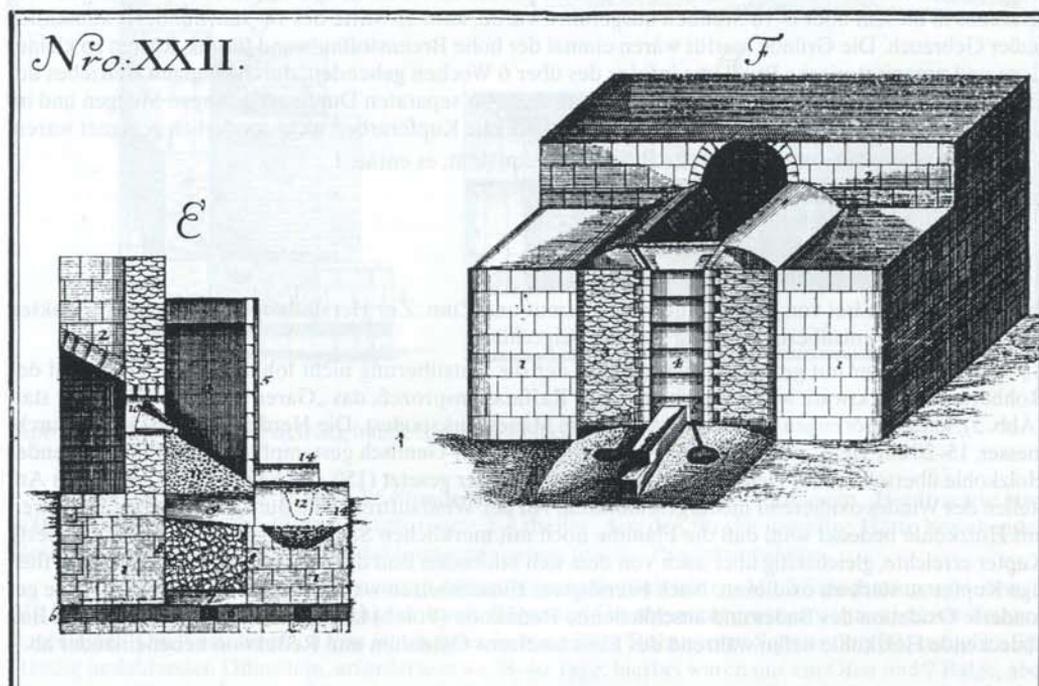


Abb. 4: Ungarischer Ofen zum Erschmelzen von Schwarzkupfer

Für die Kupferarbeit waren die Schachtöfen als Tiegelöfen zugestellt, was durch Einbau einer Augenplatte, die je ein Auge an der unteren und oberen Kante besaß, leicht zu bewerkstelligen war. Das untere Auge blieb so lange geschlossen, bis die Schmelze, zunächst die Schlacke, später der Stein, aus dem oberen Auge austrat. In normalen Vorherden wurden Steinschlacke (3 bis 6 % Kupfer, ging als Zuschlag in die Erzarbeit) und Stein („Dünnstein“ mit etwa 60 % Kupfer, ging in die nächste Röstung) getrennt. Wenn das Kupfer sich am oberen Auge zeigte, wurde es aus dem unteren Auge abgestochen und in den zweiten Vorherd geleitet.

Nach Abziehen von Stein- und Schlackeresten erfolgte das „Scheiben“ des Kupfers. Infolge gezielten und vorsichtigen Aufsprühens von Wasser auf den Badspiegel erstarrte jeweils die oberste Metallschicht und wurde sofort mittels Haken und Forkel abgehoben. Diese Arbeit war Schwerstarbeit, bei der oft Verbrühungen und Verbrennungen infolge von Explosionen vorkamen.

Die Kupferarbeit ließ sich von der üblichen Schachtofenbesetzung nicht allein durchführen. Besaß die Hütte 2 Schachtöfen, wurde nur der Kupferofen betrieben und der 2. Schachtofen stillgelegt. Dessen Besetzung scheidete das Kupfer (2 Arbeiter in 8stündiger Schicht). Insgesamt waren am Kupferofen 13 Arbeitskräfte je Tag beschäftigt. Besaß die Hütte nur einen betriebenen Ofen (8 Mann Stammpersonal), so mußten die ständig beschäftigten Rostwender und Kohlenmesser, gegebenenfalls auch noch Tagelöhner, mit herangezogen werden; auch wurde die Durchsatzleistung (durch Veränderung der Windbeaufschlagung) an das Leistungsvermögen der Besetzung angepaßt. Insgesamt fielen 75–80 % des vorlaufenden Kupfers als Metall, 15–20 % als Stein und etwa 5 % in der Schlacke an.

Bei etwa 5 t Röstgutdurchsatz am Tag dauerte der Durchsatz einer Röstpost etwa 10 Tage. Mit 50 t geröstetem Stein je Röstpost enthielt diese 20 t Kupfer, davon 5 t Dünnstein vom vorhergehenden Schwarzkupferschmelzen, 16 t im neu aus der Erzarbeit gekommenen Stein; diese Menge wurde von 2 Erzschaftöfen in 70–90 Tagen produziert; solange war der Stein aufzusammeln, ehe ein neuer Röststadel angesetzt werden konnte. Insgesamt befand sich mehr als eine halbe Jahresproduktionsmenge Kupfer als Stein im Röstprozeß; etwa 11–12 Wochen Aufsammelzeit, 12–14 Wochen Röstzeit, 1–2 Wochen Schmelzeit, 3 Wochenproduktionen als Dünnstein in ständigem Kreislauf.

Die alte Kupferarbeit, die von Röst-Schmelzlosen einer jeweiligen Wochenproduktion eines Ofens an Stein (1–1,5 t mit 0,4–0,8 t Kupfer) ausging und die jeweils zu Wochenbeginn nach dem „Anhängen“ des Erzofens in diesem über 6–10 Stunden ausgeführt wurde, kam ab Mitte des 18. Jahrhunderts allmählich außer Gebrauch. Die Gründe hierfür waren einmal der hohe Brennstoffaufwand für das Rösten so kleiner Lose und organisatorische Probleme infolge des über 6 Wochen gehenden, durchgängigen Betriebes der Ehrenberger Öfen, zum anderen die Tatsache, daß diese für separaten Durchsatz geringen Mengen und infolge ihrer großen Reduktionswirkung für die empfindliche Kupferarbeit nicht sonderlich geeignet waren.

Das erzeugte Schwarzkupfer hatte Blisterkupferqualität; es enthielt

95,0–96,5 % Kupfer,

1,0–1,2 % Schwefel,

je 0,5–0,6 % Silber, Nickel und Eisen.

je 0,1–0,3 % Blei, Zink und Sauerstoff,

und war praktisch frei von Arsen, Antimon, Wismut und Zinn. Zur Herstellung von Verkaufsprodukten ging es, soweit es entsilberungswürdig war, zur Seigerhütte.

Schwarzkupfer mit geringem Silbergehalt, der die Entsilberung nicht lohnte, wurde gleich auf der Rohhütte zur Marktware weiterverarbeitet. Der Raffinationsprozeß, das „Garen“, fand in „Herden“ statt (Abb. 5), kalottenförmigen Eintiefungen in einem Mauerwerkspodest. Die Herde hatten 40–50 cm Durchmesser, 15–20 cm Tiefe, und waren aus Kohlegrus-Kalk-Ton-Gemisch gestampft. Auf die mit brennender Holzkohle überschütteten Herde wurde das Scheibenkupfer gesetzt (150–200 kg je Charge) und nach Anstellen des Windes oxidierend niedergeschmolzen. An der Windaufftreffstelle durfte das Kupfer nur soweit mit Holzkohle bedeckt sein, daß die Flamme noch mit merklichen Sauerstoffgehalten im Gas das feste Kupfer erreichte, gleichzeitig aber auch von dem sich bildenden Bad die Schlacke wegließ, ohne das flüssige Kupfer zu stark zu oxidieren. Nach beendigem Einschmelzen war das Kupfer schon „gar“. Eine gesonderte Oxidation des Bades und anschließende Reduktion (Polen) fanden nicht statt; durch die das Bad abdeckende Holzkohle liefen während des Einschmelzens Oxidation und Reduktion nebeneinander ab.

Nach Abziehen der Holzkohle und restlicher Schlacken wurde das etwa 0,6 % Sauerstoff enthaltene Kupfer geschleibt und bildete die gängige Handelsmarke Garkupfer, auf die die kupferverarbeitenden Gewerbe ihre Technologie eingestellt hatten.

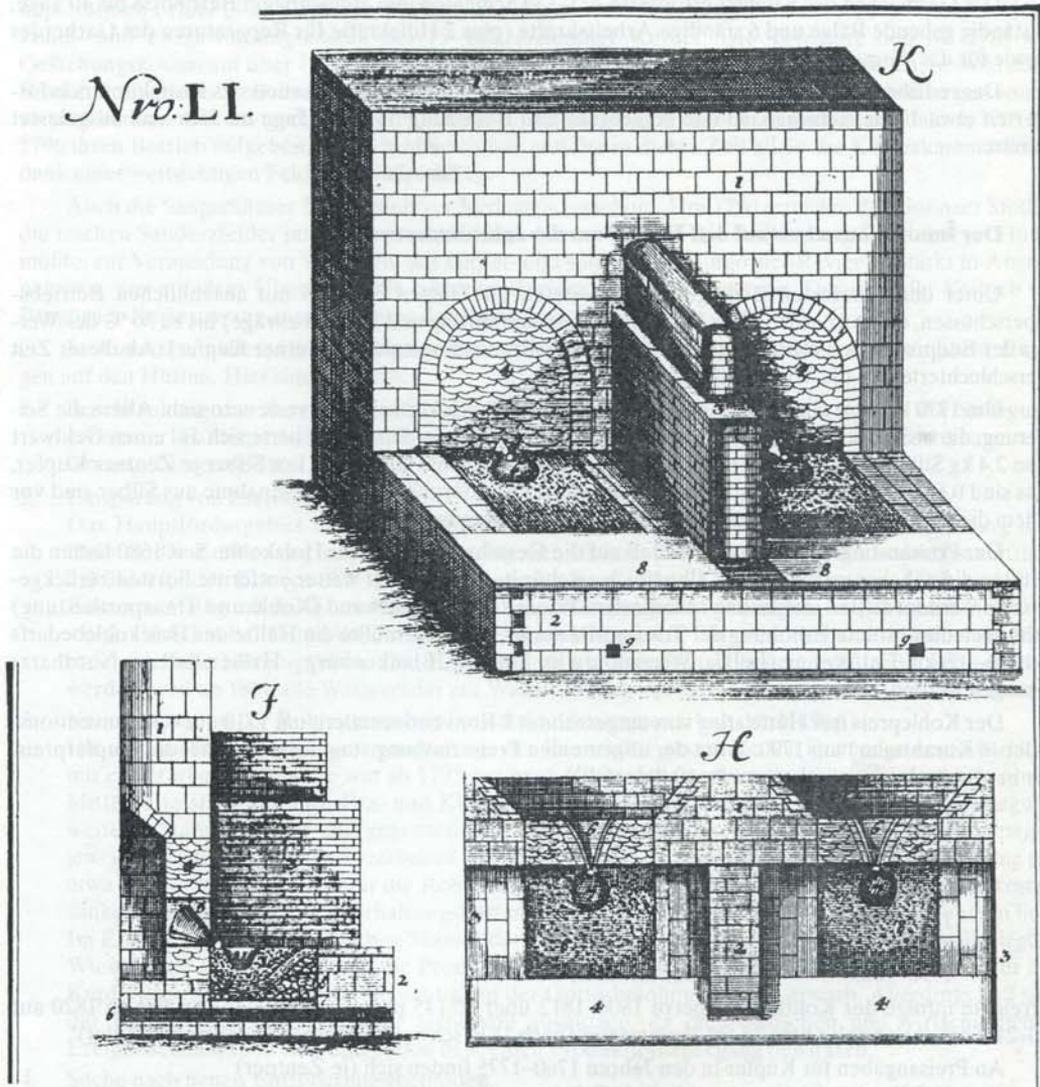


Abb. 5: Garherde zur Herstellung handelsfähigen Garkupfers

Eine Garcharge dauerte etwa 3,5 Stunden, davon 2,5 Stunden Einschmelzen; ein „Herd“ setzte etwa 400 kg Kupfer je Schicht durch und erforderte 2 Arbeiter. Aus den für die jeweilige Hütte bestehenden Restriktionen ergaben sich die Produktionsorganisation und die Produktionshöhe.

Die Eislebener Hütten konnten nur je 4 Blasebälge in Betrieb halten. Mit 2 Schachtföfen setzten sie in 310 Schmelztagen im Jahr 2300 t Schiefer durch. Bälge und Ofenbesetzung waren während dieser Zeit voll ausgelastet. Das Verschmelzen von 60 t Kupfer in etwa 150 t Rohstein zu Schwarzkupfer, zuzüglich 30 t ständig umlaufenden Dünstein, erforderte etwa 38–40 Tage; hierbei waren nur ein Ofen und 2 Bälge, aber das gesamte Personal beider Öfen beschäftigt: Gesamtauslastung des Personals 350 Tage, Vollaustattung der Aggregate jedoch nur 310 Tage. Hieraus ergibt sich der oben genannte Erzdurchsatz.

Die Sangerhäuser Hütte setzte jährlich etwa 1000 t Erz durch, benötigte hierfür nur einen Schacht-ofen, 2 Bälge und eine Ofenbesetzung. Zum Erzschnmelzen waren 260–270 Tage erforderlich, für das Schwarzkupferschnmelzen von 100 t Stein (plus 20 t Dünnstein) 25 Tage.

Das Garmachen des Kupfers erforderte 125–130 Schichten, bei 3schichtigem Betrieb 38 bis 40 Tage, 2 ständig gehende Bälge und 6 ständige Arbeitskräfte (plus 2 Hilfskräfte für Reparaturen des Garherdes sowie für das Wegschaffen der Krätze und Heranschaffen der Kohlen).

Das reduzierende Wiedereinschnmelzen der Garkrätzen und die Raffination des Krätzkupfers erforderten etwa 10 Betriebstage, so daß Aggregate und Besetzung 345–350 Tage im Jahr voll ausgelastet waren.

#### 4 Der Innovationsschub auf den Hütten um die Jahrhundertwende

Unter den skizzierten Bedingungen arbeiteten die Hütten bis 1775 mit ansehnlichen Betriebsüberschüssen, die trotz erheblicher Belastung (Zehntabführung und Stollenbeiträge) bis zu 30 % des Wertes der Endproduktion erreichten („Ausbeute“ 6–8 Konventionstaler je Zentner Kupfer). Ab dieser Zeit verschlechterte sich die Wirtschaftslage.

Um 1770 beginnt ein allgemeiner Preisanstieg, die Produktionskosten verteuern sich. Allein die Seigerung, die bisher den Geldwert von 2 kg Silber je t Kupfer erforderte, verteuerte sich auf einen Geldwert von 2,4 kg Silber je t Kupfer (Erhöhung der Seigerkosten von 7 auf über 8 Lot Silber je Zentner Kupfer, das sind 0,6 Taler/Zentner Kupfer mehr). Von dieser Minderung der Nettoeinnahme aus Silber sind vor allem die silberarme Kupfer liefernden Hettstedter Hütten betroffen.

Der Preisanstieg wirkt besonders kraß auf die Gesteungskosten für Holzkohle. Seit 1680 hatten die Hütten die naheliegenden Wälder allmählich erschöpft, es mußte auf weiter entfernte Forsten zurückgegriffen werden; zu den steigenden spezifischen Preisen für Sachaufwand (Kohle und Transportleistung) tritt noch die absolute Erhöhung der Transportleistung. Um 1780 mußte die Hälfte des Holzkohlebedarfs aus 60–100 km Entfernung (Belzig, Wiesenburg im Fläming, Blankenburg – Halberstadt am Nordharz) bezogen werden.

Der Kohlepreis frei Hütte stieg von umgerechnet 2 Konventionstalern um 1710 auf 4,3 Konventionstaler (6 Kuranttaler) um 1790. Trotz der allgemeinen Preiserhöhung stagnierte bzw. fiel der Kupferpreis. Er betrug (in Konventionstalern im 10-Talerfuß)

1760–1775	20,4 Taler/Zentner,
1790–1781	19,7 Taler/Zentner,
1783–1785	18,5 Taler/Zentner,
1786–1788	17,4 Taler/Zentner,
1789–1792	16,3 Taler/Zentner,
1793–1795	18,6 Taler/Zentner,
1798–1803	20,4 Taler/Zentner,

erreichte infolge der Kontinentalsperre 1806–1812 über 30 (45 preußische) Taler und fiel ab 1820 auf 20–21 Konventionstaler bzw. 28–29 Vereinstaler (nach 1830 schwankend zwischen 28 und 36 Taler)<sup>5</sup>.

An Preisangaben für Kupfer in den Jahren 1760–1775 finden sich (je Zentner)

- 18,3 Reichstaler (hauptsächlich als Zehntwert verwendet),
- 20,4 Konventionstaler,
- 24,4 Speziestaler (20-Guldenfuß),
- 27,0 sächsische Kuranttaler,
- 28,5 preußische Kuranttaler (später Vereins- oder auch nach 1820 Reichstaler).

Nebenher reift in den 80er Jahren des 18. Jahrhunderts eine Bergbaukrise heran.

Für die Mansfeld-Eislebener Hütten ging das Glückauf-Stollen-Feld zu Ende, der Froschmühlentollen machte aus geologischen Ursachen in dieser Zeit nur geringe Fortschritte und schloß kaum neues Feld auf. Der Abbau mußte auch bisher stehengelassene ärmere (vor allem silberärmere) Feldreste in Angriff nehmen.

Die Gottesbelohnungs- und Wiesenhütte hatten die kupfer- und silberreicheren Restfelder um Hettstedt und Wiederstedt abgebaut, der Wiederstedter Stollen schloß im oberen Ziegenberg armes Erz

(mit weniger als 2 % silberarmem Kupfer) auf. Bei den hohen Holzkohlepreisen war der Schiefer kaum schmelzkostentragend.

Besonders gravierend wirkte sich der niedrige Kupferpreis für die Leinunger Hütte aus. Infolge der kupferarmen Felder (5 kg Kupfer je m<sup>2</sup> Flözfläche) lagen ihre Gesteungskosten trotz der niedrigen Holzkohle- und Erzgewinnungskosten bei 15 Talern/Zentner Kupfer. Die Teuerung ließ bis 1785 die Gesteungskosten auf über 17 Taler ansteigen; ab 1786 wurde der Betrieb unwirtschaftlich, obwohl noch Baufelder über den Stollensohlen vorhanden waren und mit niedrigen Bergbaukosten hätten gewonnen werden können. Die letztgenannten drei Hütten verschuldeten und mußten deshalb in den Jahren 1793 bis 1796 ihren Betrieb aufgeben. Betriebsüberschüsse erzielte in dieser Zeit allein die Kupferkammerhütte dank einer weitsichtigen Feldaufschlußplanung.

Auch die Sangerhäuser Hütte blieb vor Verlusten verschont. Um 1780 erreichte der Gonnaer Stollen die reichen Sanderzfelder im Grenzer und Heiligenborner Revier. Die Rothenburg-Friedeburger Hütte mußte, zur Vermeidung von Verlusten, das kupfer- und silberreiche Burgörner-Revier verstärkt in Angriff nehmen, um mit dem Überschuß die anderen Reviere stützen zu können. Der schnelle Verhieb im Burgörner-Revier zwang zur Errichtung der Dampfmaschine zur Wasserhebung.

In Auswirkung dieser Krise entstehen eine neue Bergbaustrategie und Rationalisierungsbestrebungen auf den Hütten. Hier sind zu nennen:

1. Beschränkung des Bergbaus auf die günstigen Feldesteile – z. T. realisiert durch die Stilllegung genannter Hütten und die Auflassung ihrer Baufelder, die Aufgabe teurer Gesenksbaue und Untersuchungsarbeiten.

2. Einsparung von Erztransportkosten.

Das Hauptfördergebiet der Eisleben-Mansfelder Hütten befand sich zwischen Wimmelburg und Helbra; die Entfernung zu den Hütten lag bei 10 km. Die Transportkosten – durchschnittlich 2,0 Taler/Fuder Erz (ca. 2,5 t) – belasteten das Kupfer mit 1,5 Talern/Zentner. 1788 wird – im Zusammenhang mit der Einrichtung des als Hauptförderschacht gedachten Aa-Schächter Tiefbaues – eine Gemeinschaftshütte im Goldgrund bei Kreisfeld gebaut. Eines der drei unterirdischen Wasserräder trieb die Hüttengebläse. Die Hütte konnte nur zwischen 1791 und 1801 in Betrieb gehalten werden, weil ab 1801 alle Wasserräder zur Wasserhaltung aus dem Tiefbau genutzt werden mußten.

3. Neuorganisation der Rohhüttenarbeit (verstärkte Zusammenarbeit der Hütten).

Die ausreichende Wasserversorgungsanlage der Kreuzhütte gestattete, die Erzmenge der Silberhütte mit zu verarbeiten; letztere war ab 1795 nur noch Hilfsanlage und wurde 1808 stillgelegt. Ober- und Mittelhütte stimmten ihre Erz- und Kupferkampagnen so aufeinander ab, daß – unter Anlegung weiterer Stamarbeiter und gegenseitigen Arbeiteraustausches – während der Kupferkampagne jeweils der andere Ofen die Erzarbeiten fortsetzen konnte. Es ergab sich eine Kapazitätserhöhung um etwa 6–7 %, wodurch nicht nur die Rohhüttenkosten, sondern auch die spezifischen Bergbaukosten sanken, da aus den mit Wasserhaltungskosten behafteten Tiefbauen sich mehr Erz entnehmen ließ. Im Ergebnis konnten die Eisleben-Mansfelder Hütten die Gerechtigkeit (Holzkohle) der stillgelegten Wiesenhütte übernehmen und die Produktion entsprechend ausweiten. Besonders gilt dies für die Kupferkammerhütte, die die Gerechtigkeit der Gottesbelohnungshütte erwarb. Allerdings ließ sich der Kapazitätswachstum zunächst nicht voll ausnutzen, da die politischen und wirtschaftlichen Ereignisse nach 1800 eine Stagnation bzw. einen Produktionsrückgang bewirkten.

4. Suche nach neuen Entsilberungsmethoden.

Neben einer Prozeßkostensenkung sollte die für die Entsilberung erforderliche Holzkohlemenge verringert und für die Rohhütte freigesetzt werden (indirekte Verringerung der Holzkohlekosten).

5. Ersatz der Holzkohle durch fossile Brennstoffe, Wiederaufnahme des Schmelzens mit Koks.

Der Gedanke, Koks an Stelle von Holzkohle als metallurgischen Brennstoff zu nutzen, hat seit dem Jahr 1584 nicht geruht. Im diesem Jahr – 1984 hätte die Rohhütte den 400. Jahrestag begehen können – war auf der alten Mittelhütte erstmalig Steinkohlenkoks als Brennstoff im Schachtofen angewandt und Kupferschiefer mit „abgeschwefelten“ Steinkohlen verschmolzen worden. Die dabei erzielten Parameter waren auch 1830 noch nicht über- bzw. unterboten worden.

Die Wiedereinführung des Kokses zum Verschmelzen Mansfelder Kupferschiefers geht auf Initiative Friedrichs II. von Preußen aus. 1778 befahl er dem Schlesischen Bergamt die Erzeugung eines geeigneten Kokses für die Rothenburger Hütte. Sie hatte gegenüber den Mansfelder Hütten beträchtlich höhere Holzkohletransportkosten. In Rothenburg kostete das Fuder Holzkohle über 7 preußische Kuranttaler, in

Mansfeld 6 sächsische (= 6,4 preußische) Kuranttaler. Dies bedeutete für das kupferarme Erz der preußischen Reviere eine zusätzliche Belastung von etwa 1 Taler/Zentner Kupfer, 3 % des Wertes der Endprodukte.

Erst 1786 stand Koks zur Verfügung, die Schmelzversuche bestätigten die 1584 auf der Mittelhütte bei Eisleben gemachten Erfahrungen. Schlesischer Koks war jedoch aufgrund der Transportkosten ökonomisch nicht tragbar; ab 1788 bezog Rothenburg Koks aus Wettin. Obwohl die schlecht verkockbare und aschereiche Wettiner Kohle nicht allzu günstige Voraussetzungen besaß, war sie doch bis 1830 nahezu alleiniger Grundstoff zur Versorgung aller Kupferschieferhütten mit Koks. Wettiner Koks verschwindet erst 1865 aus den Lieferlisten; bis dahin betrug sein Anteil noch über 10 % der Gesamtmenge.

Zwar war der Koks – von dem 10–20 Masse-% mehr als bei Holzkohlearbeit benötigt wurden (Brennstoffersatzverhältnis 1,1 : 1 bis 1,2 : 1) – nicht billiger als Holzkohle, wie die Abrechnungen ausweisen. Diese Feststellung täuscht aber insofern, als die Preise für Holzkohle Durchschnittswerte aus billigen und teuren Kohlen sind. Koks löste nur die Kohlen ab, deren Gestehungskosten – unter Einrechnung des geringeren spezifischen Verbrauches beim Schmelzen – höher waren als die Kosten für die gleichwertige Koksmenge. Dies waren die Kohlen, die mehr als 7,5 Taler/Fuder kosteten, d. h. die von den entferntesten Bezugsorten.

Im Ergebnis der Koksanwendung fiel der durchschnittliche Holzkohlegestehungspreis auf 6 Taler 20 Groschen (6,8 Taler) je Fuder. Es entstand eine echte Selbstkostensenkung, obwohl bei oberflächlicher Analyse der zeitgenössischen Angaben das Gegenteil geschlußfolgert werden könnte. Um 1790 lag in Rothenburg der Holzkohlepreis bei 6,8 Talern (siehe oben), der Preis für die äquivalente Koksmenge bei 7 Talern. Seit 1788 verwendete die Rothenburger Hütte 60 % Koks und 40 % Holzkohle (bezogen auf den Brennstoffbedarf). Da jedoch nach Volumina (in Gefäßen) gegichtet wurde, besagen die zeitgenössischen Angaben die Verwendung von 1/3 Koks und 2/3 Holzkohle.

Aus dem oben Gesagten geht hervor, daß die Weiterverwendung von Holzkohle nicht eine technische Notwendigkeit war, wie vielfach schon geschlußfolgert worden ist, sondern eine ökonomische Sequenz; die noch verwendete Holzkohle war billiger als Koks. Nicht zu ersetzen war jedoch die Holzkohle für die Vorlage und, wegen der erforderlichen „weichen“ Arbeit, zum Schwarzkupferschmelzen. Nicht unerwähnt darf bleiben, daß die „problemlose“ Einführung des Kokses auf der Rothenburger Hütte durch die gute Schmelzeigenschaft des Schiefers der betreffenden Reviere begünstigt wurde, indem die – gegenüber dem Mansfelder Schiefer – basischere Schlacke die saure Koksasche gut auflöste.

Erst 1792 beginnen die sächsischen Hütten Versuche mit Koks unter für den Koks ungünstigeren Voraussetzungen. Einmal, weil die Mansfelder Schiefer eine „strengere“ Schlacke ergeben, zum anderen, weil in den Mansfelder Hütten die Holzkohle einen beträchtlichen Frachtvorsprung besaß; sie war je Fuder 20 Groschen billiger, der Koks jedoch 20 Groschen teurer als in Rothenburg (je Holzkohlefuder bzw. Koks-Masseäquivalent). Insofern war ein durchschlagender Erfolg nicht zu verzeichnen, zumal die Erzschemelmenge schon merklich rückläufig war, die entferntesten Holzkohlebezugsorte somit aufgegeben werden konnten. Bis 1825 blieb der Koksanteil am Gesamtbrennstoffverbrauch der Mansfeld-Eislebener Hütten bescheiden. Erst dann stellt sich die Bedeutung des Kokses voll heraus; die durch die Holzkohle gesetzten Restriktionen für die Höhe der Produktion – infolge beschränkter Verfügbarkeit der Kohle – waren durch den Koks in Wegfall gekommen. Koks ließ sich in beliebiger Menge beschaffen, ohne daß die bezogene Menge die spezifischen Transportkosten beeinflusste.

Nicht nur vom Zeitpunkt her besteht eine Parallellität zwischen den beiden zukunftsweisenden Innovationen Einführung des Kokses und Bau der ersten Dampfmaschine: Beide waren keine absoluten Neuheiten, sondern fußten auf dem fortgeschrittenen technischen Stand Westeuropas, stellten jedoch für das Gebiet östlich der Weser den Beginn der Neuzeit dar; beide waren mit eigenen Kräften bzw. mit eigenen Ressourcen unternommene Versuche und setzten sich nicht unmittelbar, sondern erst allmählich durch; beide sprengten die die Ausweitung der Produktion hemmenden Restriktionen, und beide gingen vom preußischen Staatsbetrieb Rothenburg aus.

## 5 Die Erzeugung von Verkaufsprodukten

Marktware erzeugten teilweise schon die Rohhütten, soweit ihr Kupfer nicht entsilberungswürdig war. Dies galt voll für die Leinunger, ab 1770 auch weitestgehend für die Sangerhäuser Hütte. Infolge des

Anstiegs der Entsilberungskosten ab 1770 verringerte sich der für sie ohnedies sehr geringe Nettogewinn aus Silber, so daß es wirtschaftlicher war, die Entsilberung aufzugeben und an Stelle des nur noch etwa 1,5 Taler/Zentner Kupfer betragenden Silbernettogewinns einen 1–1,5 Taler höheren Kupferpreis zu erzielen. Unentsilbertes Kupfer war bleifrei und wurde der besseren Qualität wegen mit 3–5 % höheren Preisen gehandelt – selbstverständlich unter Berücksichtigung der anderen Verunreinigungen. Schlechte Kupfersorten mit hohen Arsen- und Antimongehalten, wie sie viele Ganglagerstätten erzeugten, erzielten, auch wenn sie bleifrei waren, geringere Preise als entsilbertes, bleihaltiges Mansfelder Kupfer.

Teils wurden auch durch getrennte Erzverarbeitung Rohsteine mit entsilberungswürdigem und solche mit silberarmem Kupfer erschmolzen. Auch die Rothenburger Hütte erzeugte aus den Sanderslebener und Naundorfer Revieren bei getrennter Verarbeitung der betreffenden Schiefer ein nicht entsilberungswürdiges Kupfer und daraus sofort Verkaufsware. Das Schwarzkupfer der übrigen Hütten ergab durch die Entsilberung einen Gewinn und wurde in der Seigerhütte Hettstedt auf Silber verarbeitet. Nur Rothenburg ließ das Kupfer in Neustadt/Dosse entsilbern.

Bis zur Einführung der Kupferelektrolyse – in großtechnischem Maßstab erst ab 1890 beginnend, im Mansfeldischen ab 1937 – war die Trennung von Kupfer und Silber eines der schwierigsten metallurgischen Probleme. Bis weit in das 19. Jahrhundert hinein stand hierfür nur der mittelalterliche Seigerprozeß zur Verfügung. Im Grunde genommen war das Verfahren recht einfach und beruhte auf metallurgischen Grundoperationen. Wichtig war die peinlichste Einhaltung der Mengenrelationen und der Temperaturen. Komplikationen ergaben sich allerdings bei unreinen Kupfersorten; bei ihrer Seigerung entartete der einfache Verfahrensstrombaum bis zur Unkenntlichkeit durch den Anfall sehr vieler Zwischenprodukte. Diese Tatsache bedingt, daß in zeitgenössischen Darstellungen der Seigerprozeß als „notwendiges Übel“ bezeichnet wird. Diese Unzulänglichkeiten galten für das sehr reine Mansfelder Kupfer nicht, der Verfahrensstrombaum blieb übersichtlich.

In neuzeitlichen Veröffentlichungen zur Bergbaugeschichte finden sich, falls der Seigerprozeß behandelt wird, widersprüchliche, oft sogar unsinnige Angaben zum Verfahren und seinen Effekten. Darum soll er hier kurz in einfachster Weise skizziert werden. Eine eingehende Darstellung der metallurgischen Vorgänge verbietet sich aus Platzgründen.

Grundlage des Verfahrens ist die Tatsache, daß nach Erstarrung einer sehr silberarmen Kupfer-Blei-Silberschmelze bestimmter Zusammensetzung sich das Silber vollständig im Blei befindet. Trivial wird diese Erscheinung als „Herauslösen des Silbers aus dem Kupfer durch Blei infolge dessen besseren Lösungsvermögens für Silber“ beschrieben; diese Erklärung stimmt nicht, denn Kupfer besitzt besseres Lösungsvermögen für Silber als Blei. Der oben genannte Effekt tritt nur innerhalb eines sehr engen Konzentrationsbereiches auf und beruht auf einer komplizierten Primärausscheidung unter permanenter Störung der Zusammensetzung der Restschmelze.

Die Kenntnis dieser Abläufe war jedoch weder bei der Entdeckung des Seigerverfahrens im Mittelalter noch im 19. Jahrhundert vorhanden, weshalb der Prozeß stur nach den einmal empirisch gefundenen Parametern gefahren wurde, obwohl dies nicht in allen Anwendungsfällen notwendig gewesen wäre. Demzufolge war die erste Verfahrensstufe des Seigerprozesses das verbleiende Schmelzen.

Unter exakter Einhaltung der Mischungsvorschrift

100 Teile Kupfer – 350 Teile Blei – 0,65 Teile Silber

wurde satzweise das Vorlaufmaterial in Schachtöfen eingeschmolzen – „gefrischt“. Hauptproblem war die Einstellung obiger Metallrelationen, da kaum eine Kupfersorte derartige Silbergehalte besaß und außerdem alle Zwischenprodukte unterschiedlichster Zusammensetzung wieder in diese erste Stufe zurückzunehmen waren.

Verwendet wurden kleine, niedrige Schachtöfen, die je Schicht etwa 40 „Seigerstücke“ zu je 35 kg Kupferinhalt durchsetzten. Sie waren jeweils nur 2 Schichten, 14–16 Stunden je Woche zum Durchsatz eines „Seigerloses“ (ca. 2,8 t Kupfer, 55 Zentner, 72–76 Seigerstücke) in Betrieb, dann war durch die bleihaltige Beschickung das Mauerwerk ausgearbeitet und zu erneuern. Jede „Frischmannschaft“ bediente einen Frischofen und seigerte anschließend ihre Seigerstücke innerhalb einer Woche selbst. Der Jahresdurchsatz eines Frischofens bzw. einer Mannschaft betrug 125 t Kupfer. Zur Verarbeitung der etwa 500–550 t Kupfer aus den Hütten innerhalb der Mansfelder Mulde beschäftigte die Seigerhütte 4 Frisch- und Seigermannschaften (Bruttodurchsatz einschließlich der Zwischenproduktverarbeitung ca. 600–650 t Kupfer pro Jahr), benötigte aber wegen der strengen Trennung der einzelnen Produktlinien 6 Frischöfen.

Gewisse Kunstgriffe bei der Erstarrung der Schmelze waren erforderlich, um im nachfolgenden Seigern (Abschmelzen des überwiegenden Teils des silberhaltigen Bleis vom Kupfer durch vorsichtiges Wiedererwärmen) auf dem Seigerherd (Abb. 6) und Darren (Restentbleien und entsilbern bei Temperaturen bis zu 950 °C), ein ausreichendes Ergebnis zu erreichen.

Es entstanden:

- weitgehend entsilbertes, bleihaltiges Kupfer,
- silber- und kupferhaltiges Blei und
- eine Anzahl verschiedenartig zusammengesetzter und unterschiedlich benannter Zwischenprodukte.

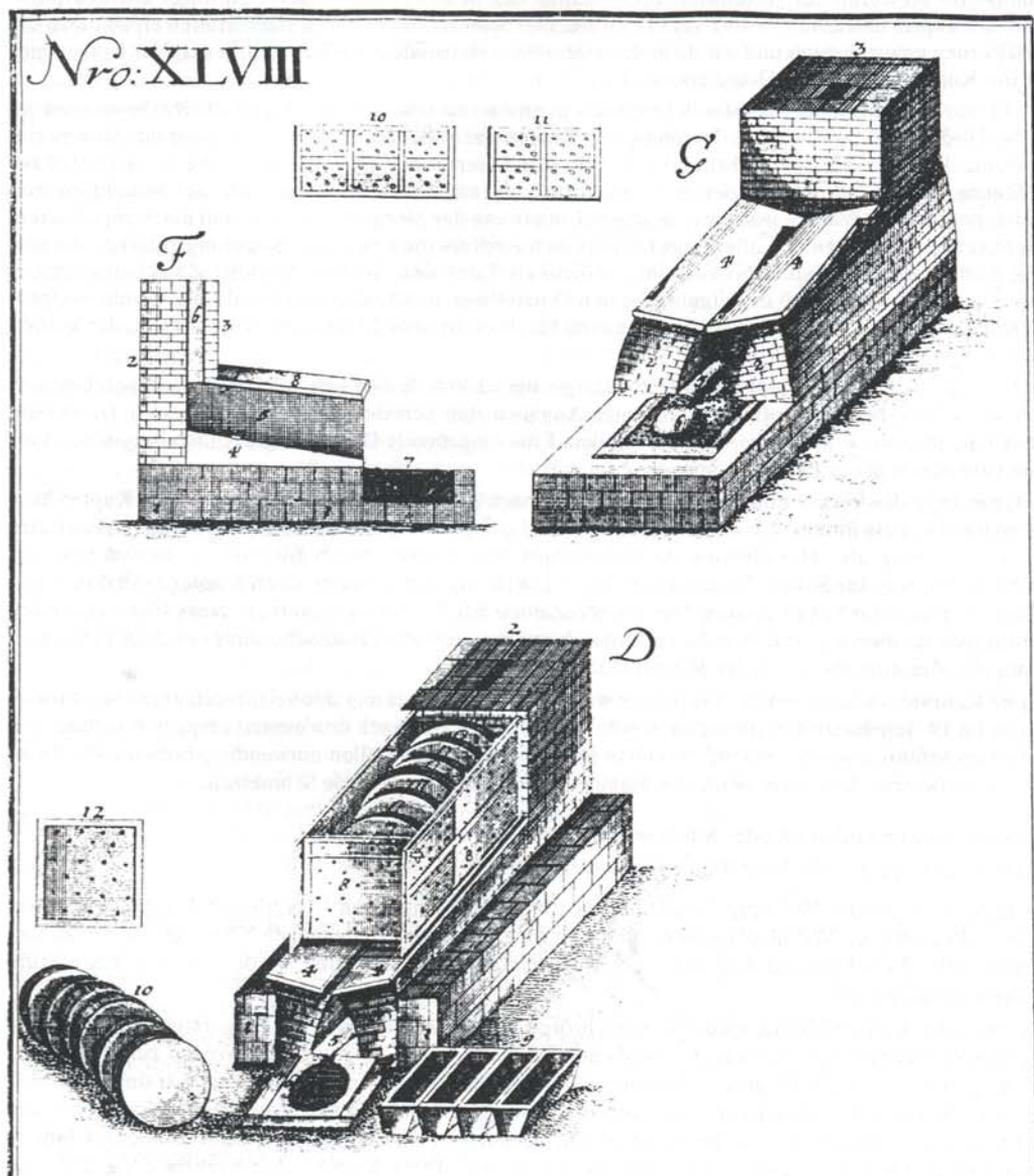


Abb. 6: Seigerherd

Das silberhaltige Blei ließ sich auf altbekannte Weise „abtreiben“, in Herdflammöfen oxidieren unter Bildung flüssigen Bleioxides, wobei zuletzt „Blicksilber“ erhalten wurde. Für die jährlich produzierten 2 t Silber der Mansfeld-Eislebener Hütten waren 1 000–1 200 t Blei abzutreiben.

Gegen Ende des 18. Jahrhunderts standen hierzu Treibherde mit ca. 5 m<sup>2</sup> Herdfläche und regulärer Rostfeuerung, in der teilweise schon fossile Brennstoffe als Heizmaterial dienten, in Anwendung. Die Treibchargen umfaßten ca. 16 t Blei mit ca. 30 kg Silberinhalt und dauerten 2–2,5 Tage. Die erforderlichen 65–70 „Treiben“ je Jahr bewältigte ein Treibeherd. Zuvor waren generell Chargengrößen zu je 2,5 t Blei üblich, die nach 28–32 Stunden ca. 5 kg Silber auf nur 1,5 m<sup>2</sup> großen Herden erbrachten; die erforderlichen 450 Treiben/Jahr verlangten den Betrieb von 3 Treibeherden mit je 3 Treiben/Woche. Solche kleinen, bis in die 80er Jahre des 18. Jahrhunderts verwendeten Treiböfen, die keine Feuerungsanlage besaßen und bei denen der Brennstoff (Holz) auf den Herdrand verbrannt wurde (Abb. 7), beschreibt Agricola schon um 1550.

Das bleihaltige Kupfer wurde in oben beschriebener Weise gegart. Im Gegensatz zum Garen des nicht entsilberungswürdigen, bleifreien Rohsteinkupfers, z. B. der Leinunger Hütte, wobei die Garherde 50 Chargen (7–10 t Kupfer) hielten, waren die Garherde der Seigerhütte nach jeweils 2–3 Chargen „ausgearbeitet“. Da die entsilberten und entbleiten Seigerstücke, die sogenannten Darlinge, noch 10 % Blei enthielten, gelang die völlige Entfernung des Bleies durch das recht primitive Garen nicht. An sich läßt sich Blei aus Kupfer (bei den gegenwärtig angewandten Feuerraffinationsprozessen) schnell und weitestgehend entfernen. Auf den Garherden wurde dagegen in Anbetracht der hohen Gehalte das Blei nur unvollständig während des Einschmelzens oxidiert und davon wieder ein Teil durch die auf dem Bad als Brennstoff liegende Holzkohle reduziert. Darum enthielt Seigerkupfer bis zu 1,0 % Blei und wurde entsprechend geringer bezahlt.

Der Bleigehalt beeinträchtigte nicht die Verwendbarkeit des geseigerten Kupfers. Unmittelbar wurde Garkupfer ohnedies nicht verwendet. Bei der Fertigung von Blechen oder der Herstellung von Gußwaren wurde generell von fertigproduktentsprechenden Einsatzmengen ausgegangen, d. h. das Kupfer wurde umgeschmolzen und dabei raffiniert und gepolt. Dadurch erhielt Mansfelder Kupfer seine ausgezeichnete, auf dem Fehlen von Arsen, Antimon, Wismut und Zinn beruhende Qualität. Das Hauptanwendungsgebiet Mansfelder Kupfers lag jedoch in der Messingherstellung; hier störten Blei und Sauerstoff (letzterer wurde im Messingherstellungsprozeß abgebaut) nicht. Die besten Messingsorten (Mengepresse) ließen sich nur mit Mansfelder Kupfer herstellen; andere Kupfersorten gestatteten nur die Erzeugung von Tafelmessing (größere Bleche) oder Stückmessing (Gußmessing) wegen in der Regel vorhandener Antimongehalte. Nur feinste Drähte bzw. dünnste Bleche konnten aus bleihaltigem Mansfelder Kupfer nicht hergestellt werden; das unentsilberte Sangerhäuser oder Rothenburger Kupfer war hierfür geeignet und erzielte einen entsprechenden Überpreis.

Beim Garen entstand „Raffinierkrätze“, die, reduzierend verschmolzen, wieder ein Kupfer (meist minderer Qualität) ergab, die Mansfelder „2. Sorte“ mit relativ hohem Nickelgehalt, der sie für Spezialzwecke besonders geeignet machte.

Der Seigerprozeß stand in der Seigerhütte bis 1827 ausschließlich, bis 1843 noch für 45 bis 55 % der Mansfelder Kupferproduktion in Anwendung.

Der Brennstoffaufwand für die Seigerung war beträchtlich. Während für das Steinschmelzen etwa 15 t Kohle je t Kupfer, für die Schwarzkupfererzeugung etwa 3,0 t Kohle aufgingen, erforderte

das Frischen	1,0 t/t Kupfer,
das Seigern	0,5 t/t Kupfer,
das Garen	1,5 t/t Kupfer und
die Verarbeitung der Zwischenprodukte	0,5 t/t Kupfer,

neben 3,5–4 t Brennstoff für das Treiben des Bleies. Erst im 19. Jahrhundert wird begonnen, für das Garen Holzkohle durch Koks zu ersetzen.

Erheblich waren die Bleiverluste. Jährlich wurden 250 t Blei als Rauch in die Umwelt emittiert. Abgesehen von den Bleiverlusten war das Metallausbringen des Seigerprozesses erstaunlich hoch. Kupfer wurde zu 99,8 %, Silber zu 91,0–93,0 % ausgebracht (Mansfelder Kupfer mit 0,55 % Silber). Im Kupfer verblieben noch 260–300 g Silber je t Kupfer (6 % vom Vorlaufen), der Rest, 1–2 % vom Vorlaufen, ist Verflüchtungsverlust. Dieses Silberausbringen ist höher als das der späteren Verfahren.<sup>7</sup>

*Nro. XLVI.*

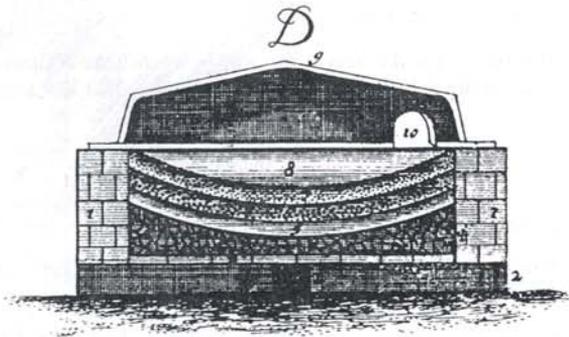
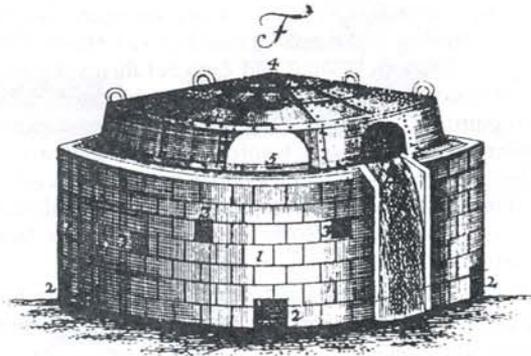
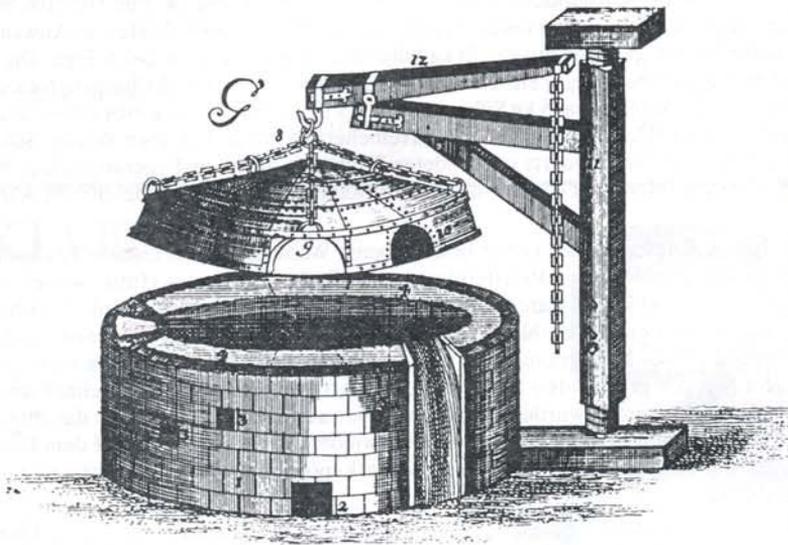


Abb. 7: Freiburger Treibofen ohne Feuerung um 1720, auch in Mansfeld verwendet

Der Seigerprozeß kostete 1710 in Mansfeld 4 Taler je Zentner Kupfer, kletterte hauptsächlich wegen Erhöhung der Brennstoffpreise bis 1790 auf 5 Taler = 7 „Reichstaler Kurant“ (Vereinstaler), und stieg trotz Aggregateverbesserung, teilweiser Verwendung fossiler Brennstoffe u. a. m. bis 1835 auf 7,2 „Reichstaler Kurant“; das sind über 50 % des Wertes vom gewonnenen Silber.

Trotz der befriedigenden metallurgischen Ergebnisse hatte der Seigerprozeß jedoch gravierende Nachteile. Sie bestanden in

- enormer Bleibelästigung; die Hütte emittierte ca. 350–400 kg Blei je Tonne Kupfer,
- den hohen Kosten durch Bleiverluste und den teuren Treibeprozeß,
- dem verringerten Verkaufserlös für das bleihaltige Kupfer und
- den durch den hohen Metallstock bedingten Zinsverlust. Zwar war der Metalldurchlauf durch den eigentlichen Prozeß schnell; nach 14 Tagen waren etwa 90 % des eingesetzten Metalls ausgebracht, die Herstellung des Schwarzkupfers aber erforderte einen Metallstock in Höhe einer halben Jahresproduktion,
- dem hohen Brennstoffverbrauch; eine diesbezügliche Verringerung durch ein neues Verfahren setzte Holzkohle für die Erzverarbeitung frei und verbilligte dadurch die Rohhüttenkosten, indem auf Bezug der teuersten Kohle (aus den entferntesten Bezugsorten) verzichtet werden konnte.

Schon zu Beginn des 18. Jahrhunderts war vorgeschlagen worden, den Amalgamationsprozeß zur Entsilberung der Mansfelder Produkte anzuwenden. Ernsthaft ist dieser Vorschlag nie erörtert worden, weil die theoretischen Grundlagen seinerzeit noch zu wenig bekannt waren und das Verfahren nur in sehr „grober“ Anwendung stand für verwachsene Erze mit metallischem Silber oder Silberhalogeniden. Erst um die Jahrhundertwende trat man dem Gedanken der Amalgamation näher, nachdem durch die Freiburger Metallurgen (Christlieb Ehregott Gellert u. a.) Mechanismus und Bedingungen der ablaufenden Reaktionen einigermaßen geklärt worden waren.

Ab 1798 fanden erste kleintechnische Versuche statt, aber erst 1824, nach Überwindung der wirtschaftlichen Schwierigkeiten (als Folge der Befreiungskriege) begann der Bau des Amalgamierwerkes. Grundlage des Verfahrens ist die Ausfällung metallischen Silbers aus Silberchloridlösung an Quecksilber unter Bildung von Silberamalgam, das in überschüssigem Quecksilber löslich ist, und wasserlöslichem Quecksilber(II)-chlorid. Letzteres wird von metallischem Kupfer oder Eisen wieder zu Quecksilbermetall reduziert, während Kupfer- oder Eisenchlorid sich bilden.

Das Verfahren ging unmittelbar vom Rohstein aus, der nach Zerkleinerung auf Mehlfeinheit 2mal oxidierend, ein 3. Mal unter Kochsalzzusatz chlorierend im Handfortschaufelungssofen geröstet wurde. Notwendig war die sorgfältige Einhaltung einer Rösttemperatur von etwa 600 °C, was nur durch direkte Beheizung des Ofens mit Reisigholz zu erreichen war. Im Röstgut mußte alles Silber als Chlorid vorliegen, Kupfer und Eisen waren nur in geringen Mengen als Chloride bzw. Sulfate zulässig, auf keinen Fall durften sich beim Röstprozeß Spuren metallischen Silbers bilden.

Das „Anquicken“, d. h. das Versetzen des Röstgutes mit Quecksilber, erfolgte in drehbar gelagerten, hölzernen Fässern, die keine Eisenteile im Inneren enthalten durften (sie wären in kürzester Zeit zerstört worden). Ein „Satz“ bestand aus 500 kg Röstgut und 200 kg Quecksilber, aufgeschlämmt in heißem Wasser. Unter Zugabe von Eisenblechschnitzeln, direkter Beheizung mit Dampf und ständigem Drehen der Fässer wurde der Prozeß in 18–24 Stunden beendet. Nach Absitzenlassen des Gemisches wurden die entsilberten Rückstände abdekantiert, zum Schluß das Quecksilber, das etwa 1,0 % Silber enthielt (etwa 7,0 % Amalgam), abgelassen. Das Quecksilber wurde durch Filtertücher gepreßt, wobei das Amalgam als Rückstand erhalten wurde, der, geglüht, einen porösen Silberkuchen hoher Reinheit ergab. Das Silber brauchte nur im Tiegel umgeschmolzen zu werden.

Nach Filtration des aus Eisen- und Kupferoxiden bestehenden Röstgut- oder Laugerückstandes wurde er mit Ton von Hand zu Briquets geformt, diese im Trockenofen getrocknet (dabei dampfte restliches Quecksilber aus und bedingte Quecksilbererkrankungen) und anschließend in normalen Schachtofen „schwarz gemacht“, d. h. auf Schwarzkupfer verschmolzen. Dieses Reduktionsschwarzkupfer hatte nur 85–90 % Kupfer, Rest im wesentlichen Eisen; daneben entstand (durch Schwefel des im Laugerückstand enthaltenen Gipses) noch Dünnsstein, der 70 % Kupfer enthielt. Das Schwarzkupfer wurde auf übliche Weise gargemacht.

Gegenüber der Seigerung lagen mit 5,3 Talern je Zentner Kupfer die reinen Prozeßkosten der Amalgamation um 1,9 Taler (Vereinstaler), d. h. um 25 % niedriger. Dieses Ergebnis täuscht aber; das Silberausbringen des Amalgamationsprozesses war wesentlich geringer als das der Seigerung.

Das Kupfer enthielt noch 400–430 g/t Silber gegenüber 260–300 g/t bei der Seigerung. Außerdem entstanden Silberverluste in Höhe von etwa 5 % vom Vorlaufen durch Verflüchtigung von Silberchlorid beim Rösten sowie 1–2 % Verstaubungsverluste beim Mahlen. Diese Verluste wurden nicht bewertet, da ganz generell Ausbringen in erfaßbaren Produkten gleich Einsatz gerechnet wurde. Insgesamt lag das Ausbringen an Silber bei nur 85 %, der höhere Silberverlust stellte einen Wert von 1 Taler/Zentner Kupfer dar. Die Kupferverluste betragen etwa 3,0 % vom Vorlaufen (Verstaubung, Kupferinhalt in der mit 1,5 % Kupfer auf Halde gegebenen Schachtofenschlacke), was gegenüber der Seigerung einen Mehrverlust im Wert von 0,7 Taler bedeutete.

Die Vorteile der Amalgamation waren indirekt und bestanden in

- erzielbarem höheren Kupferpreis,
- Einsparung von Holzkohle, dadurch Senkung des Holzkohlepreises für die Rohhütten,
- Wegfall der Schwarzkupfererzeugungskosten auf den Rohhütten (etwa 1,5 Taler/Zentner Kupfer) und
- Wegfall des im Röstprozeß auf den Rohhütten festliegenden Metallstocks.

Der Amalgamationsprozeß war gegenüber Verunreinigungen im Vorlaufen recht empfindlich. So störte z. B. Zink die Chlorierung des Silbers in erheblichem Maße, indem unzersetztes Zinksulfid gebildetes Silberchlorid resulfidierte. Zwar wurde Silbersulfid durch Quecksilber auch, aber nur unvollkommen zerlegt und amalgamiert, das entstehende Quecksilbersulfid bedingte dabei hohe Quecksilberverluste. Aus diesem Grund konnten die Kupferkammerhütte und die Friedeburger Hütte ihre zinkreichen Rohsteine nicht nach dem Amalgamationsprozeß verarbeiten. Beide Hütten erzeugten weiterhin Schwarzkupfer, das sie seigern ließen. Der Quecksilberverbrauch stellte sich auf etwa 4 kg/t Kupfer (0,7 kg/kg Silber), lag damit in der üblichen Größenordnung.

Mit der Einführung des Amalgamationsprozesses beginnt die chemische Verfahrenstechnik; die mittelalterliche „Vorschriftentechnologie“ wurde abgelöst durch bewußte Steuerung des Prozesses nach aktuellen Beobachtungsergebnissen (Meßtechnik gab es noch nicht); völlig neuartige Aggregate (Röstöfen, Filternutschen, Pumpen, Reaktionsfässer mit Antrieb) hielten Einzug in die Hütten. Zur Heißwasser- und Dampferzeugung wurde – erstmalig für metallurgische Betriebe – eine Dampferzeugungsanlage gebaut, an die zum Antrieb der Pumpen und Fässer 1828 eine Dampfmaschine, die erste Hüttenmaschine überhaupt, angeschlossen wurde, denn die Wasserkraft der ehemaligen Gottesbelohnungs- und Wiesenhütte, auf deren Gelände das Amalgamierwerk lag, reichte bald nicht mehr für die erhöhten Anforderungen.

Eine Folge dieser wartungs- und reparaturintensiven Bestückung der Anlage war die Einrichtung der Maschinenbauwerkstatt in der benachbarten Wiesenhütte. Indem der Anlagenbaubetrieb des Mansfeld-Kombinats, die ehemalige Maschinenbauwerkstatt, im Jahr 1985 den Nachbau der ersten deutschen Dampfmaschine der Öffentlichkeit übergab, stattete er damit auch seinem eigenen Ursprung eine Reminiszenz ab.

## Anmerkungen

- 1 Schätzwerte. Alle Preisangaben bedeuten Konventionstaler, 10 Taler auf eine feine Mark Silber.
- 2 Kobalt als Smalte (Blaufarbe).
- 3 Ausbringen, ohne Berücksichtigung der Schmelzverluste. Der moderne Begriff „Vorlaufen“, basierend auf dem analytischen Bruttoinhalt oder -gehalt existierte noch nicht.
- 4 Die Abbildung ist ebenso wie die folgenden Abb. 4–7 entnommen aus: Schlüter, C. A.: Gründlicher Unterricht von Hütte-Werken ... Braunschweig 1738.
- 5 Die Währungsverhältnisse waren 1820 sehr verwickelt. Preisangaben beziehen sich teils auf den alten Reichsmünzfuß (9-Talerfuß), teils auf den Konventions-Münzfuß (10-Talerfuß); sie galten für das gesamte alte Reich bzw. im „grenzüberschreitenden“ Verkehr. Nach diesen Münzfüßen geprägte Nominale waren als Kurantmünzen noch zum Teil im Umlauf. Die überwiegende Menge Kurantgeld basierte jedoch in Sachsen auf dem 13 1/3-, zum Teil noch auf dem 12-Talerfuß (20-Gulden-Fuß), in Preußen auf dem 14-Talerfuß, später als Vereinsfuß bzw. Vereinstaler bezeichnet (Talerfuß = die aus einer Mark Feinsilber ausgeprägte Talerzahl). Im normalen Zahlungs-

verkehr wurde nach diesen Füßen gerechnet, so daß eine verwirrende Vielfalt von Preis- und Kostenangaben entsteht.

- 6 Erst 1796 wird in Schlesien (Gleitwitz) durch F. W. v. Reden der erste Kokshochofen für Roheisen in Betrieb genommen und aufgrund der Erfahrungen 1798 die Königshütte erbaut. Erst 1819 beginnen die Ober- und Unterharzer Werke Koks zu verwenden, Freiberg folgt ab 1825.
- 7 Der „Kupferabgang“ wird mit 4 Pfund/Zentner angegeben; dies bedeutet jedoch nicht 4 % Kupferverlust, sondern Masseverlust: aus 114 Pfund Schwarzkupfer mit 95,0 % Kupfer (Kupferinhalt 108,3 Pfund) entstanden 110 Pfund Garkupfer mit 98,0 % Kupfer (Kupferinhalt 108,0 Pfund), Verlust 0,3 Pfund Kupfer, Ausbringen 99,7 %.

