



Abb. 101: Mundloch des Trübestolln am Jägersteig-Bielatal 1992



Abb. 102: Stollnmundloch für die Umleitung der Kleinen Biela 1992

**verfahren** gearbeitet. Es begann 1968 ein geomechanischer Großversuch mit Unterschrägung eines ausgewählten Erzkörpers. Zielstellung war, neben dem Brucherz das anstehende Festerz in die Gewinnung einzubeziehen.

Mit der eingetretenen Havarie auf der Tiefenbachhalde am 09.10.1966 durch Bruch eines Abschnittes der Wölbschleuse ergab sich eine ganze Reihe von Problemen für den Gesamtbetrieb. Angefangen von der Realisierung der Auflagen übergeordneter Organe mussten sich Grube und vor allem die Aufbereitung mit der Einbeziehung der Industrieabsetzanlage Bielatal auf die neue Situation einstellen. Erst im Laufe des 1. Quartals 1967 begann mit der Aufnahme der Aufbereitungsabgänge im Bielatal die Produktion wieder langsam anzusteigen.

Mit der Übernahme des Betriebes Zinnerz im Jahre 1967 in das Bergbau- und Hüttenkombinat Freiberg konnten für die Realisierung der neuen Aufgaben auf dem Gebiet der Technologie, Projektierung und vor Ort Arbeitskräfte des ausgelaufenen Freiburger Bergbaues mit eingesetzt werden.

Als wichtige Objekte gingen 1965 die Brecheranlage 3 und 1967 der Hauptgrubenlüfter in Betrieb.

Zur Neuanlage der Industrieabsetzanlage Bielatal konnten 1964 ein 2090 m langer Stolln für die Ableitung der Bergetrube und 1966 der 1200 m lange Stolln für die Umleitung der Kleinen Biela fertiggestellt werden (Abb. 101 und 102).

		1965	1968
Schubortleistung	t/MS	33	44
betriebene Schuborte		29	25
Auffahrungen in	m <sup>3</sup>	3377	2822
Erzförderung	t nass	422000	536621

#### 14.1.4 Mit dem geomechanischen Großversuch beginnt die Planung für ein neues Abbaufahren und ein Versuchsabbau: 1969-1972

Der Schubortabbau bildete immer noch den Schwerpunkt zur Erfüllung der Roherzbereitstellung. Ab 1970 wurden nach einem tödlichen Unfall verstärkt Hilfsüberhauen zum Schubortaufbruch aufgefahren. So konnte ein verklemmter Schub von einem sicheren Standort aus durch Sprengarbeit beseitigt werden. Weiterhin wurde für Verklemmungen im Schub in Einzelfällen auch Militärtechnik eingesetzt, so die Panzerwaffe P 27 und RG 107. In der Grube wurde ein Mischplatz zur Herstellung des ANO-Sprengstoffes eingerichtet.

Für die Zerkleinerung der Erzbrocken auf dem Rost konnte der Auflegersprengstoff Delerit und später Gelamon 40 eingesetzt werden. Weitere neue Schuborte waren zunächst zur Zinnplanerfüllung noch erforderlich.

Auf der 7. Sohle begann die Auffahrung des Querschlages 723 zur geologischen Untersuchung der Roten Zeche. Schon in Perspektive eines neuen Abbaufahrens wurden 1970 Auffahrungen für eine Großbrecheranlage auf der 7. Sohle angelegt.

Das neue Abbaufahren Teilsohlenbruchbau ging ab 1971 in die Planung. Im Ergebnis der geomechanischen Versuche wurde ein Versuchsabbau - der Block 1 - mit gleitender Projektierung aufgefahren.

Wesentlich verstärkt wurde die Grubenbelegschaft. Es kam Hilfe aus Kombinatbetrieben. Der polnische Spezialbergbaubetrieb Kopex nahm 1972 seine Arbeit auf. Eine Wismutbrigade übernahm die Überhauenauffahrungen des späteren Grenzüberhauen für den Teilsohlenbruchbau mit der schwedischen Aufbruchbühne Alimak.

In Vorbereitung auf den Einsatz vollkommen neuer Techniken musste ein großer Teil der Grubenbelegschaft vorbereitet und ausgebildet werden.

Mit dem Einsatz von Bunkerladern (SDAG Wismut und Schweden), einem Raupenbohrgerät (Wismut), dem Bohrwagen Tunmec (Schweden) und dem Langlochbohrgerät Simba Junior (Schweden) wird auf eine Gleislostechnik umgestellt.

		1970	1972
Schubortleistung	t/MS	41,7	44,5
betriebene Schuborte		24	29
Auffahrungen	m <sup>3</sup>	4115	11865
Erzförderung	t nass	546065	520144

#### 14.1.5 Übergang vom Versuchsabbau zu den ersten Ladeorten: 1973-1978

Zur Aufrechterhaltung der Erzförderung müssen trotz der Perspektive einer neuen Abbautechnologie weitere Schuborte auf der 5. und 4. Sohle aufgefahren werden. Eine wesentliche Steigerung auf dem Abbau wird ab 1973 durch den Aufbau eines ersten Hydraulikrostes und ab 1975 eines Schlitzrostes erreicht. Die von der Heinrichssohle aus durchgeführten Pingenrandsprengungen 1978 dienen der Aufbesserung der Roherzgehalte.

Die seit 1973 durchgeführten Teufarbeiten der polnischen Spezialbergbaufirma Kopex im Schacht 3 wurden 1978 mit dem Probelauf der Schachtanlage einschließlich einer Lastwinde abgeschlossen.

Verbreitet setzte sich ab 1973 der Einsatz von ANO-Sprengstoff durch. Der Bau einer ANO-Mischstation auf der 5. Sohle mit der Bereitstellung von Alumon und Dekamon machten den Betrieb unabhängig von Außenlieferungen.

Dem Probelauf der Brecheranlage 4 mit einem Großbrecher, dem Pendelschwingenbrecher PSB 1200 x 900 von SKET im Jahre 1973, folgte 1974 die volle Betriebsaufnahme. Es wurden Durchsatzleistungen von 210 t/h erreicht.

Die Erzförderung im Blindschacht wurde eingestellt.

Auf allen Teilsohlen erfolgten verstärkt die Vortriebsarbeiten und 1976 wurde der Versuchsabbau in die Gewinnung einbezogen. Das 1974 aufgefahrene Steigort 33 von der 7. Sohle nach der 6. Sohle war entscheidend für die Anbindung an das Grubengebäude.

Ständig erweitert wurde das Abwetter- und Frischwetter-system mit der Inbetriebnahme des Hauptgrubenlüfters im Trübestolln im Jahre 1974. Die Auslängung der Ringstrecken 7. Sohle und die 1975 erfolgte Entscheidung zum Bau einer Bandanlage 7. Sohle für den Erzabzug aus den Baufeldern 1 und 2 waren weitere Bausteine des neuen Abbausystems - des Teilsohlenbruchbaus. In 4 Baufelder - 2 im Westen und 2 im Osten - war das System aufgegliedert (Beilage 4). Die Gewinnung auf der 6. Sohle erfolgte aus Ladeorten und die Abförderung in Ladestrecken nach einer Bunkerrolle.

Eine präzisierte Erzvorratsberechnung lag 1975 vor, wobei insbesondere die qualitative Ermittlung der Pingenbruchmassen durch die Einbeziehung statistisch erfasster Qualitätsparameter neu angelegter Schuborte realisiert wurde.

Die SDAG Wismut lieferte 1975 den ersten Bunkerlader LB 500/2200 und 1976 den luftbereiften Lafettenbohrwa-

gen LBG 18/2. Für längere Überhauenauffahrungen kamen Aufbruchbühnen zum Einsatz. Eine neue Verdichterstation ging 1977 am Arno-Lippmann-Schacht in Betrieb. In der Lehr- und Untersuchungsstrecke 723 in Richtung Rote Zeche löste der Gleisbohrwagen GBW 1 den Raupenbohrwagen RBG 16/2 ab.

Eine für die weitere Entwicklung der neuen Abbautechnologie wichtige Realisierung war 1978 die Inbetriebnahme der ersten Ladeorte auf der 6. Sohle.

		1974	1978
Schubortleistung	t/MS	56,5	72,8
betrie bene Schuborte		23	18
Auffahrungen	m <sup>3</sup>	20953	23203
Erzförderung	t nass	527888	626020
dav. Erz aus Gewinnung	t nass	12681	156050
betrie bene Ladeorte		-	11

#### 14.1.6 Auslaufen des Schubortabbaus und volle Einbeziehung des neuen Abbauverfahrens: 1979-1982

Dieser Zeitabschnitt war eine komplizierte wichtige, aber am Ende doch erfolgreiche Phase für den Grubenbetrieb. Es stand die Frage, mit dem Auslaufen des Schubortabbaus die erfolgreiche Erprobung des neuen Abbauverfahrens in der Praxis durch entsprechende Erzbereitstellung zu garantieren. Die Auffahrungen für die Baufelder 1 und 2 in Aus- und Vorrichtung von der 7. Sohle bis zur Teilsohle 3 nahmen bedeutend zu. Es gab auch Schwierigkeiten, besonders in den Ladestrecken 604-607 durch die geologischen Bedingungen im Bereich der Pegmatitkuppe. Es war schwerer und zum Teil ständig zu erneuernder Ausbau erforderlich (Abb. 103a und b).



Abb. 103a: *Schwerer Stahlbogenausbau in der Ladestrecke 604: 1988*



Abb. 103b: *Durch Gebirgsdruck „gefalteter“ Stahlbogenausbau, 3. Teilsohle 1987*

Wesentlich erweitert wurden Maßnahmen der Wetterführung, die 1979 von bisher 3360 m<sup>3</sup>/min<sup>-1</sup> auf 5600 m<sup>3</sup>/min<sup>-1</sup> gesteigert werden konnten. Aus dem Wetterüberhau 1 wurde durch das Rauben aller Ausbauten ein nicht befahrbarer Wetterweg.

Die umfangreichen Auffahrungen für eine Bandanlage mit 1600 mm Bandbreite auf der 7. Sohle unter den Baufeldern 1 und 2 kamen 1980 zum Abschluss und Probelauf. Ausbrüche von rund 15000 m<sup>3</sup> für das Hauptband von 336 m unter den Baufeldern und ein Querband zur Brecheranlage 4 waren erforderlich. Die Montage der Anlagen einschließlich der Abzugselemente konnte nur mit Spezialfirmen realisiert werden. Bis zu 400 Arbeitskräfte, davon 200 auswärtige, waren täglich untertage im Einsatz.

Weitere Wettermaßnahmen verringerten die Radonbelastung bedeutend.

Zur Beobachtung des Pingenrandes im Zusammenhang mit dem neuen Abbauverfahren wurde 1981 eine 221 m lange Beobachtungsstrecke vom Niveau des Trübestollns - zum Teil durch Altbergbau - bis an die Pinge herangefahren.

Die Versuche zum modifizierten Teilsohlenbruchbau kamen 1982 zum Abschluss.

Alle Arbeiten über der Teilsohle 3 konnten mit dem Ergebnis des natürlichen Zubruchgehens eingestellt und der Rückbau auf der Teilsohle 3 forciert werden. Die ursprünglich geplante Wendelauffahrung für den Transport von Grubentechnik von der 7. Sohle bis über Tage wurde nur bis Teilsohle 3 realisiert und damit auch die Teilsohlen 6 und 9 nicht an den Schacht 3 angeschlossen.

Die Hauptwasserhaltung am Römerschacht wurde stillgelegt. Dafür ging die Anlage im Schacht 3 in Betrieb. Durch Raubarbeiten der Einbauten im Römerschacht und Nutzung als nicht befahrbarer Wetterweg verbesserte sich die Wettersituation weiter. Aber auch das Grubenklima passte sich mehr den Tagestemperaturen an und Rohrleitungen gefroren im Winter im Frischwettereinzugsgebiet ein.

Auf der Basis staatlich bestätigter Konditionsparameter wurde 1981 eine auf die Abbaublöcke dimensionierte Erzvorratsberechnung EDV-mäßig erstellt und 09/1981 bestätigt.

Für die Geschichte des Altenberger Bergbaus war das Jahr

1982 ein entscheidendes Jahr. Nach fast 300jährigem Schubortabbau in den verschiedensten Varianten lief diese auf der Welt fast einmalige Arbeitsmethode aus (Abb. 104).

		1980	1982
Schubortleistung	t/MS	70,2	66,1
betriebene Schuborte		12	4
Gewinnungsleistung	t/MS	143,4	154,6
betriebene Ladeorte		25	49
Auffahrungen	in m <sup>3</sup>	37247	31052
Erzförderung	t nass	714653	797800
davon aus Gewinnung	t nass	381533	622635

Abb. 104: Schubortabbau, Hauer bei der Arbeit am Schub und auf dem Rost: 1976



Legendenerläuterung zu Abb. 105 (rechte Seite)

- ⊕ A/B – Isotopenschranken zur Füllstandsanzeige im Schachtsammelbunker (18)
- ⊕ C – Teilweiser Einbau von Isotopenschranken zur Füllstandsanzeige im Bunkeraustrag der Sammelrollen (5)
- ⊕ D/E – Isotopenschranken zur Füllstandsanzeige im Übertageschachtbunker (25)
- ≡ Antriebsseite der Gurtbandförderer

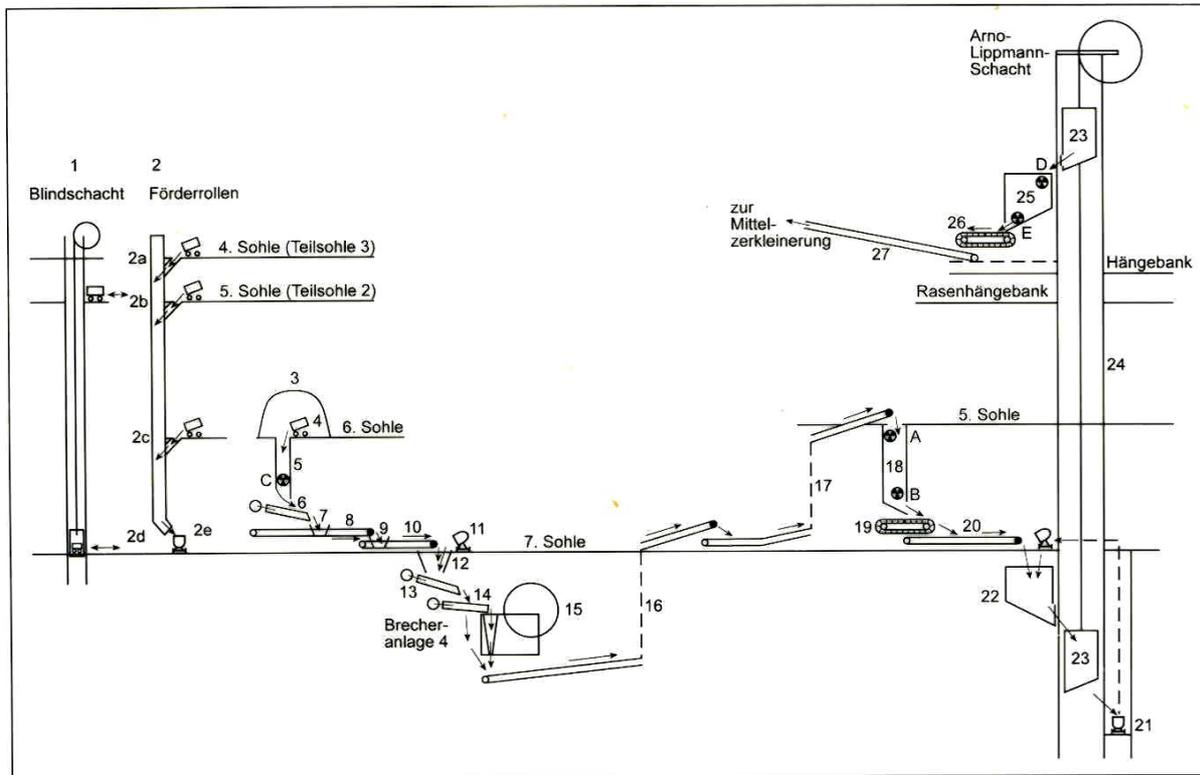


Abb. 105: Fließschema zur Erzförderung untertage – Stand 1983 (Entwurf H. BERNHARDT 1994)

Legende: **1** – Blindschacht mit Innen- und Außensteuerung. Materialförderung und Zwischenseilfahrten 5.-7. Sohle; **2** – Förderrollen für Erzverkipfung. Je nach Abzugsbereich Förderrollen verschiedenster Längen. Verkipfung mit Bunkerfahrlader LB 500/2200 oder LB 125/1000; **2a+b** – Erzverkipfung aus Vortrieben und Gewinnungsbereichen der Teilsohlen 1, 2 und 3; **2c** – Erzverkipfung aus Vortrieben und Gewinnungsbereichen der 6. Sohle Baufelder 3 und 4 (Ladestrecken 21-26 und 31-36)M; **2d** – Austrag auf der 7. Sohle und Abförderung mit Batterie lok und Förderwagen (Seitenkipper) einer Streckenförderung. Teilweise großzügiger Förderstreckenausbau unter den Baufeldern 3. und 4. Durchgehend betonierte Wassersaige, Sohlenbeton und stabile Gleislage. Rollenausträge sind u. a. die Förderrollen 752/753/757/778/ 784, 721-725 und 731-736; **2e** – Rollenausträge mit Altenberger Rollenverschluss. Pneumatischer Rollenverschluss mit großer und kleiner Klappe; **3** – Erzverkipfung aus Gewinnung der Baufelder 1 und 2 aus Ladestrecken 1-6 und 11-16 in Sammelrollen. Abzug durch Bandförderung; **4** – Bunkerfahrlader LB 500/2200 in der Gewinnung. Leistung je nach Förderweg 25-50 t/h; **5** – Sammelrollen: je eine etwa in Mitte der Ladestreckenlänge (Blockrolle), Kapazität ca. 50 t; **6** – Austragsorgane: Plattenband (nur 1 Austrag); Vibrationsvorabscheider (nur 1 Austrag), sonst Schubwagenspeiser; **7** – An das Austragsorgan schließt eine schwere Aufgabestation an zur Aufgabe des grobstückigen Materials (Kantenlänge mitunter bis 500 mm) auf das Band; **8** – Gurtbandförderer 1600 mm Bandbreite (Hauptband); **9** – Schwere Aufgabestation mit Bergesack; **10** – Gurtbandförderer 1600 mm Bandbreite (Querband) mit Abwurf in den Vorbunker (**12**); **11** – Streckenförderung, pneumatische Kippvorrichtung zur mechanischen Wagenentleerung in Vorbunker (**12**). Kapazität ca. 150 t/h; **12** – Vorbunker Brecheranlage 4. Erzaufnahme von Band- und Streckenförderung. Kapazität ca. 450 t; **13** – Schubwagen für Bunkerabzug aus Vorbunker mit veränderlichem Hub. Vorbunkeraustrag –kann mit einer Trägersperre gegen Schubwagen verriegelt werden; **14** – ab 1974 Stangenrost, seit 1983 Vibrationsvorabscheider VVA 1600 x 4000 mit einstellbarer Drehzahl der Unwuchtelle zwischen 250 und 1000 U/min; **15** – Pendelschwingerbrecher 1200 mm x 900 mm Durchsatz rd. 95 m<sup>3</sup>/h = rund 240 t/h; **16** – Gurtbandförderer 800 mm Bandbreite; Verbindung von Schurre aus Brecheranlage 4 nach Gurtband **17** für Schachtsammelbunker; **17** – Gurtbandförderer 800 mm Bandbreite; Zubringerband von der 7. Sohle zur 5. Sohle des vorgebrochenen Erzes vom Band **16** aus der Brecheranlage 4 in den Schachtsammelbunker; **18** – Schachtsammelbunker für vorgebrochenes Groberz. Kapazität 1200 t. In schwierigen Einsätzen musste der Bunker in bestimmten Abständen ausgehackt werden. Angebackenes und verfestigtes Haufwerk behinderte die Durchlassfähigkeit; **19** – Plattenband 1270 mm Breite; Austragsorgan aus Schachtsammelbunker. Bunkeraustrag nicht regelbar, denn Masse lief frei aus. Nur in Notfällen konnte durch Vorstecker Auslauf gebremst werden. Das Plattenband war automatisch entsprechend Messtaschenfüllung (**22**) zu- und abschaltbar; **20** – Gurtbandförderer 1000 mm Bandbreite; Band automatisch mit Plattenband (**19**) nach entsprechender Messtaschenfüllung (**22**) zu- und abschaltbar; **21** – Nachfallgut über gesondertes Fördertrum des Arno-Lippmann-Schachtes zwischen Schachtiefsten und 7. Sohle mit Hunteförderung in Messtasche 7. Sohle verkipfbar; **22** – Messtasche mit Wägeeinrichtung zur automatischen abgemessenen Füllung wechselseitig der beiden Skipfördergefäße über eine Hosenschurre und automatische Wendeklappe; **23** – Skipfördergefäße für 6,0 t Groberz (zweitürmig). Seilfahrtsboden wird bei Erzförderung geöffnet. Bei geschlossenem Boden konnten Seilfahrt, Hunte- und Materialtransporte durchgeführt werden. Langmaterial wurde untergehangen, u. a. in ein- und ausfahrbare lange Transportbehälter. Schweres Material wurde mit der Lastenwinde im Schacht 3 ein- bzw. ausgehangen; **24** – Arno-Lippmann-Schacht mit Skipgefäß – Fördereinrichtung für vollautomatisierten Betrieb: Kapazität 240 t/h, v = 6,0 m/s; **25** – Übertageschachtbunker zur Gefäßentleerung und Aufgabe auf das anschließende Plattenband (**26**). Kapazität: 80 t; **26** – Plattenband, Abzug aus Übertageschachtbunker (**25**). 1270 mm Bandbreite, Geschwindigkeit regelbar von 0,075 m/s bis 0,23 m/s; **27** – Gurtbandförderer, 800 mm Bandbreite; Übernahme vom Plattenband (**26**) und Übergabe an die Mittelzerkleinerung;

#### 14.1.7 Jahrestonnage von 1 Mio. t wird erreicht! - Schließung des Betriebes Zinnerz Altenberg: 1983-1991

Die Rekonstruktion des Grubenbetriebes im Jahre 1983 lief auf eine bedeutende Erhöhung der Kapazitäten hinaus. Sie wurde erreicht vor allem durch Erhöhung der Bandgeschwindigkeiten der Bänder nach der Brecheranlage 4, durch Erhöhung der Nutzlast der Skipgefäße von 5 t auf 6 t und eine neue Fördermaschine mit Thyristorsteuerung (Abb. 105).

Letzte Arbeiten erfolgten bei der Umstellung des Römerschachtes auf einen Frischwetterschacht, damit eine fast vollkommene Umkehr der Bewetterung. Durch die verringerten Werte bei Radon wurde der Grubenbetrieb vom Kontrollbereich auf einen Überwachungsbereich umgestellt.

In Betrieb genommen wurden 2 Winkelverdichter am Arno-Lippmann-Schacht.

Endgültig wurde beim Abbaufahren auf den modifizierten Teilsohlenbruchbau umgestellt.

Das Abwerfen des Grenzüberhauens 192/193 im Jahre 1984 aufgrund der Druckerscheinungen bestätigte die Umstellung.

Auf der 7. Sohle wurde eine neue Schlosserwerkstatt für Großgerät Reparaturen in Betrieb genommen.

Vom Profil und Ausbau her wurden die Förderstrecken auf der 7. Sohle unter den Baufeldern 3 und 4 auf moderne Fördertechnik (Granbywagen) umgebaut.

Allen neuesten gesetzlichen Forderungen entsprach das 1985 in Betrieb genommene Sprengmittellager mit der ANO-Mischstation.

Zur Erreichung einer gleichmäßigen Absenkung im Fest- und Brucherzkörper wurden die Auffahrungen in den Baufeldern 3 und 4 verstärkt.

In der Erzbereitstellung wurde 1986 erstmalig die Eine-Million-Tonnen-Grenze überschritten.

Die erste Rechenstation im Bergbau untertage der DDR ging zur Steuerung der Erzentnahme aus den Ladeorten in Betrieb mit dem Personalcomputer PC 1715 und Mikrorechner K 1520 (Abb. 106). 1987 erfolgte die Automatisierung der 1600er Hauptbandförderung mit einem PS 2000 für die Sammelrollen 701-712.

Bergmännisch fertiggestellt war die Auffahrung einer neuen Lok- und Ladestation auf der 7. Sohle.



Abb. 106: Rechenstation 7. Sohle zur Steuerung der Erzentnahmen: 1987

Mit dem Durchschlag der geologischen Auffahrungsstrecken in das Rotzechner Gebiet begann 1988 die Lösung des Stauwassers und die Einbindung in das Wettersystem.

Zu einem immer größeren Problem entwickelte sich die Bereitstellung von Grubentechnik und vor allen Dingen von Ersatzteilen.

Der von Schachtbau Nordhausen und Zinnerz Altenberg entwickelte Schalkkomplex kommt 1989 zum Einsatz. Die SDAG Wismut stellt die verbesserte Ausführung eines Bohrwagens für Fächerbohrungen bereit.

Wesentliche Anteile bei Entwicklung, Projektierung, Modellversuchen und Realisierung zur Ablösung des Schubortabbaus bis zur Produktionsreife des modifizierten Teilsohlenabbaus hatten u. a.:

- Bergbau- und Hüttenkombinat Freiberg (BHKF), vor allem die Abteilungen Technologie, Projektierung, Geologie und der Rationalisierungsbetrieb
- Forschungsinstitut der Nichteisenmetallindustrie Freiberg (FNE)
- Erzprojekt Leipzig (EPL)
- Institut für Bergbausicherheit Leipzig (IFB)
- Bergakademie Freiberg
- Bergbehörde Karl-Marx-Stadt.

Förderturm und Fördergerüst des Römerschachtes mussten wegen Baufälligkeit zurückgebaut werden.

In der sich abzeichnenden politischen Wende verschaffte sich auch die Grubenbelegschaft Gehör, besonders zu Fragen der Reisen, Versorgung, Ersatzteilbeschaffung und

Ausrüstungen.

Im Jahr der Währungsunion 1990 musste wegen der Unsicherheiten zur Perspektive des Betriebes vieles umgestellt werden.

Die Erzbereitstellung konzentrierte sich auf wenige zinnreiche Ladeorte. Es erfolgte die Einstellung aller Vortriebsleistungen und das Abwerfen des Blindschachtes. Die Schließung des Betriebes war im Gespräch.

Die Produktion lief 1991 aus und damit auch der Grubenbetrieb. Die Treuhand verfügt zum 31.03.1991 die Stilllegung des Betriebes. Symbolisch erfolgte am 28.03.1991 auf

der Hängebank die Übernahme des letzten Erzhuntes mit einer bewegenden Feier- oder auch Trauerstunde.

Folgende Punkte führten zu der Schließung:

- ein Konzept zur Weiterführung als Lehr- und Versuchsanstalt wurde nicht realisiert
- zu niedrige Zinngehalte (unter 0,4 %)
- zu niedriges Ausbringen und
- Preisverfall durch Überangebot von Zinn auf dem Weltmarkt.

Noch 1991 begannen die Demontagerbeiten der wesentlichsten Ausrüstungen.



*Abb. 107: Mundloch des Entwässerungstolln im Bielatal, 1994*

Das Bergamt verfügte zur Sicherheit der Pingenrandgebiete die Ableitung der Grubenwässer in einem Stolln. Noch 1991 beginnt bergseitig die Auffahrung von der 7. Sohle und später auch talseitig vom Bielatal aus. Am 18. März 1993 erfolgte der Durchschlag; Gesamtlänge des Stollns 3,9 km (Abb. 107). Für die Zeit dieser Auffahrung mussten noch eine ganze Reihe von Grubeneinrichtungen, z. B. der Wettertechnik, erhalten bleiben.

Der Grubenbetrieb Altenberg war ein im Weltmaßstab

kleiner, aber anerkannter Grubenbetrieb. Er verfügte über moderne Technik, patentierte Abbauverfahren, hohen Leistungsstand und gut ausgebildetes Fach- und Ingenieurpersonal.

550 Jahre Bergbau in Altenberg, immer harte Arbeit für die Bergleute und schwer zu kommentieren, wenn wir heute vor den stillgelegten, abgebauten und verwahrten Anlagen stehen, ohne für alle eine Perspektive zu finden.

		1984	1986	1989	1991
Gewinnungsleistung	t/MS	165,0	170,4	169,7	180,0
betriebene Ladeorte		84	108	180	50
Auffahrungen	in m <sup>3</sup>	31982	29352	31569	-
Erzförderung	t nass	955396	1093314	1112366	164475

## 14.1.8 Überblick über die Betriebszeiten einiger wichtiger Produktionsanlagen

### Römerschacht

Beginn Teufe	1837
Endgültige Teufe	1854
Erzförderschacht	bis 1963
Bergeförderung	bis 1982
Frischwetterschacht	ab 1982-1991

### Arno-Lippmann-Schacht

Erzförderschacht einschl. Seilfahrten und Materialförderung	1963-1991
Bergeförderung (Auffahrung Entwässerungsstolln)	1992
Schacht verplombt	1994

### Schacht 3

Materialschacht und Zwischenseilfahrten	1978-1990
Schacht verplombt	1994

Brecheranlage Römer übertage 1955-1963

### Brecheranlagen untertage

Brecheranlage 1	bis 1966
Brecheranlage 2	1957-1975
Brecheranlage 3	1965-1983
Brecheranlage 4	1974-1991

## 14.2 Abbautechnologien

### 14.2.1 Frühere Abbautechnologien

#### 14.2.1.1. Seifen in Bächen: vor 1440 - 2. Hälfte 15. Jh.

Gewinnung in den Bächen bis hinauf nach Altenberg

#### 14.2.1.2 Tiefbau: um 1440 - 2. Hälfte 15. Jh.

Nur im Oberflächenbereich bei geringsten Teufen

#### 14.2.1.3 Seifen in Flutwerken: noch bis 19. Jh.

Gewinnung als Nachwäsche unterhalb der Pochwäschen in sogenannten Flutwerken

#### 14.2.1.4 Weitungsbau durch feurgesetzte Brennorte:

1436/1440-1620

unregelmäßiger Weitungsbau, in der Folge viele Pin-

genbrüche, größter Bruch 1620;

1664-1845

regelmäßiger Weitungsbau, war zwingend erforderlich nach den ständig sich wiederholenden Pingenbrüchen.

#### 14.2.1.5 Tagebau: 1620-1665

Betrieben in der Zeit des 30jährigen Krieges und danach, hatte eine geringe Bedeutung und wurde nur zeitweise betrieben

#### 14.2.1.6 Bruchortbau und Getriebezimmerung: Ende 16. Jh. - Ende 19. Jh.

Bergbautechnisch forderten die Pingenbrüche die Entwicklung neuer Abbauverfahren. Mit Hilfe einer Getriebezimmerung wurde ein Stollen in die Bruchmassen getrieben und vorwiegend nur das im Stollenprofil anfallende Erz gewonnen

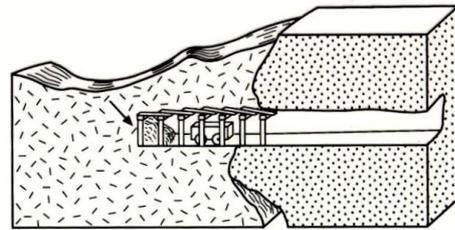


Abb. 108: Bruchortbau mit Getriebezimmerung nach O. WAGENBRETH (1990)

#### 14.2.1.7 Schubortbau mit Getriebezimmerung: Mitte 17. Jh. - Anfang 20. Jh.

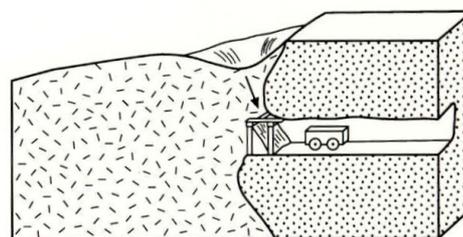


Abb. 109: Schubortbau mit Getriebezimmerung gez. Bernhardt

Diese Abbaumethode des Schubortbaues wurde aus dem

Bruchortbau abgeleitet. Im festen Gestein erfolgte die Streckenauffahrung bis an den Rand des Bruches und in den Bruch hinein.

Die Bruchmassen schoben zielgerichtet in das mit Getriebezimmerung ausgebaute Streckenprofil der Ortsbrust.

#### 14.2.1.8 Rollörter aus dem Festen: Anfang 19. Jh. - um 1900

Stark risikobehaftet waren trotz Getriebezimmerung die Arbeiten im Bruchortbau und Schubortbau. Die Entwicklung ging zur Anlage von Rolllöchern. Die Streckenauffahrung erfolgte nur bis an den Bruch heran. Man gewann dort im Übergangsbereich Festerz/Brucherz das mit bergmännischer Hilfe nachrollende Brucherz. Der Hauer stand in der Regel bei der Gewinnung noch im Festerzbereich.

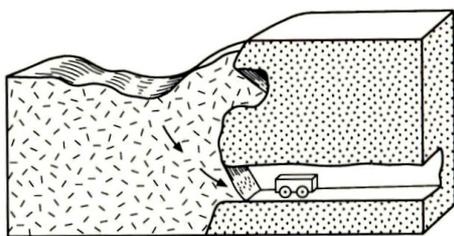


Abb. 110: Rollort aus dem Festen nach O. WAGENBRETH (1990)

#### 14.2.1.8 Schuborte aus dem Festen: um 1900-1940

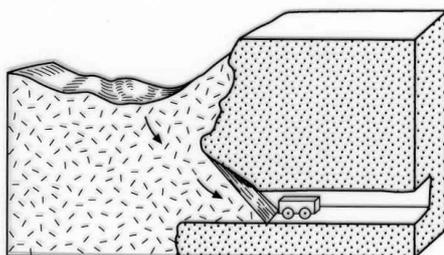


Abb. 111: Schubort aus dem Festen nach O. WAGENBRETH (1990)

Diese bergmännische Gewinnung ähnelt dem Rollortbetrieb und unterscheidet sich nur dadurch, dass die Firste im Übergangsbereich Festerz/Bruch durch einen Schrägaufbruch etwas erweitert wird. Erreicht wurde eine verbesserte

Rollfähigkeit der Bruchmassen.

#### 14.2.1.10 Schubortabbau mit Schubaufbruch, Rost und Rolle: 1937-1982

Eingebürgert hatte sich die bergmännische Ausdrucksweise „Rollenschubortabbau“. Aus einer Grundstrecke heraus im festen Gestein wurde ein Schubaufbruch mit 45° Neigung und 3 m Breite bis zum Pingenbruch aufgefahren. Die Bruchkante war vorher erkundet oder durch benachbarte Aufbrüche bekannt.

Eine Erweiterung der Aufbrüche verbesserte die Fließfähigkeit, vermied aber nicht die schwierige Hereinsprengarbeit großer verklemmter Gesteinsbrocken im Aufbruch.

Das Haufwerk wurde auf der Grundstrecke nicht mehr in Hunte verladen, sondern durch ein Rost in einen darunter liegenden Bunker (Rolle) gefüllt. Das Zerkleinern auf Rostlochgröße erfolgte durch schwere körperliche manuelle Schlagarbeit mit einem 5 kg-Hammer oder durch Sprengarbeit.

Durch ständige Kratzarbeit mit der Keilhau musste das Haufwerk bewegt werden.

Aus einem ursprünglichen Holzrost entwickelte sich ein Stahlträgerrost. Die Rostlochgröße veränderte sich von zuerst 270 mm x 270 mm auf zuletzt 1964 mit 450 mm x 350 mm (Abb. 112).

Die Abbauleistung weist auch die Rostveränderungen aus:

- 1952 mit 21,0 t/MS (Mann + Schicht),
- 1960 mit 32,1 t/MS und
- 1970 mit 42,4 t/MS.

#### 14.2.1.11 Schubortabbau mit Schubaufbruch, Hydraulikrost und Rolle: 1973-1982

Zur Erleichterung der schweren körperlichen Arbeit auf dem Rost entwickelte man ein Hydraulikrost ohne Zwischenstege. Hydraulisch gesteuerte gegenläufige Auf- und Abwärtsbewegungen der 3 Stahllängsträger mit 350 mm Abstand transportierten bei entsprechender Größe das Haufwerk in den darunter liegenden Bunker (Rolle). Dem Hydraulikrost war ein starres Vorrost mit 6 Rostlöchern vorgebaut. Durch Schräglage des beweglichen Rostes wurden die großen Erzbrocken auf das Vorrost transportiert und dort durch Sprengarbeit zerkleinert (Abb. 114).

Leistungen von 48,6 t/MS wurden erreicht.

Abb. 112:  
 Schubortabbau, Hauer bei  
 Schlagarbeit auf dem Rost um  
 1975

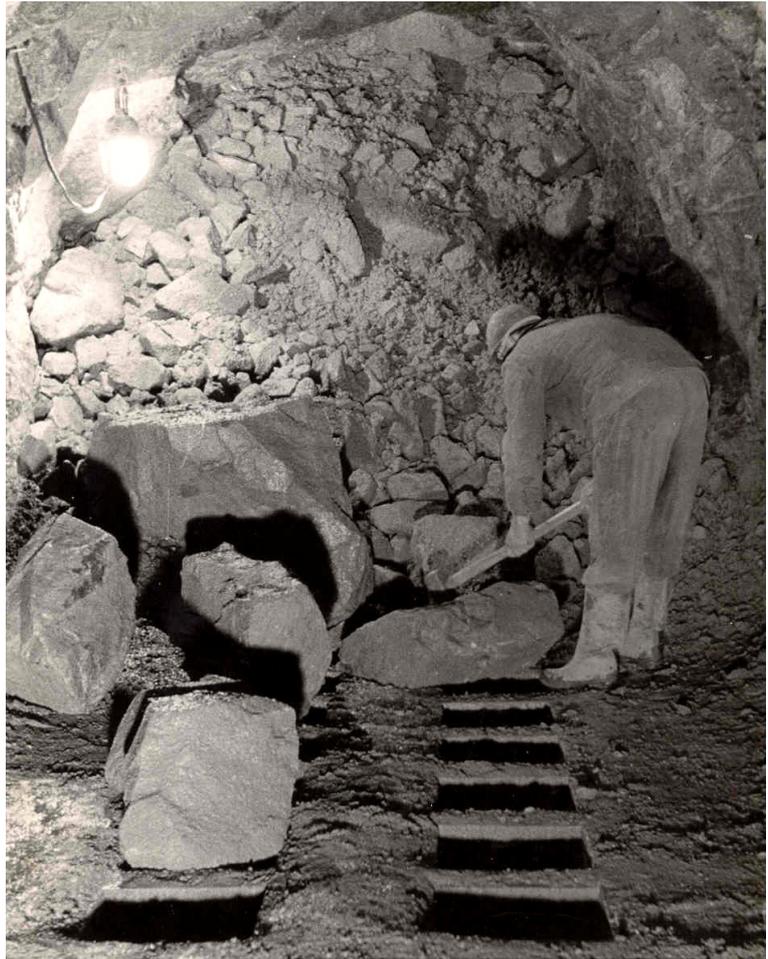


Abb. 113: Schubortabbau mit  
 Schubaufbruch, Rost und Rolle  
 (Schema) gez. Bernhardt

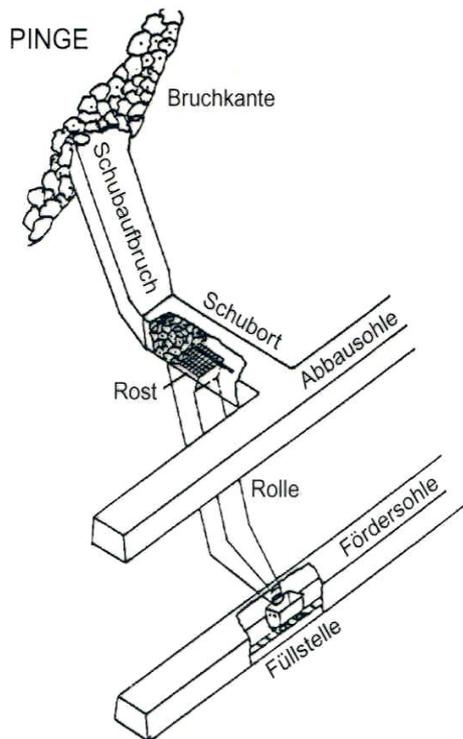


Abb. 114: Schubortabbau mit Hydraulikrost, 1976

#### 14.2.1.12 Schubortabbau mit Schubaufbruch, Schlitzrost und Rolle: 1975-1981

Eingesetzt war hier ein starres Längsträgerrost ohne Zwischenstege mit 3-4 m langen Schlitzn bei 450 mm lichten Stahlträgerabständen. Die freiliegende Schlitzöffnung er-

hielt ein bewegliches Schieberteil, welches beim Heranarbeiten an den Schubaufbruch zur sicheren Arbeit auf dem Rost geschlossen werden konnte (Abb. 115).

Erreichte Leistungen auf dem Schlitzrost 63,1 t/MS.



Abb. 115: Schubortabbau mit Schlitzrost, 1974

#### 14.2.1.13 Sonstige Verfahren

Weitere Verfahren blieben auf dem Reißbrett oder im Versuchsstadium stecken oder waren nur von kurzer Betriebsdauer.

**Gangbergbau** gab es nur im angrenzenden Revier am Neufang.

**Großschubortanlage:** sie wurde in den Jahren 1967-1969 erprobt. Ein geplanter großflächiger Abbau konnte nicht erzielt werden.

**Firstenstoßabbau mit Magazinierung** blieb Anfang der 40er Jahre, 1951 und nochmals 1961 immer wieder nur ein Versuch. Starke Durchörterungen und geologische Störungen der Lagerstätte verhinderten hohe Leistungen.

**Schrappereinsatz:** der 1967-1969 durchgeführte Versuch brachte bei der Stückigkeit des Haufwerks keinen Erfolg.

**Ferngelenkte Bunkerlader und Überkopflader:** einen eindeutigen sicherheitstechnischen Vorteil hatten diese Bergbaugeräte, ebenso wie der Schrapper, an solchen Schuborten, wo der Schub nicht in der Achse des Rostes, sondern rechtwinklig zu dieser Achse gewonnen werden musste.

**Schlaggeräte:** sie wurden zur Zerkleinerung der Gesteinsbrocken 1955/1956 erprobt. Ob luftbereift oder auf Rauhen, die Geräte waren zu unbeweglich.

**Thermische Verfahren** zur Zerkleinerung der Gesteinsbrocken mussten wegen der negativen Sauerstoffbilanz abgebrochen werden.

**Hydraulisches Spaltgerät** ebenfalls eingesetzt zur Zerkleinerung von Gesteinsbrocken brachte 1970 keinen Erfolg. Zusätzlich erforderliche Bohrlöcher minderten die Leistungsfähigkeit bedeutend.

**Tagebau:** erarbeitet nur als Dokumentation in den 60er Jahren für einen möglichen perspektivischen Einsatz. Mit Hilfe einer Kabelbaggeranlage sollte taubes Deckmaterial abgeräumt und Erz von übertage gewonnen werden.

Ergebnis war negativ:

- Anlegen der Bermen bis in die Stadt hinein
- Unterbringung der Deckschichten
- Leistungen und Geräteeinsatz.

**Zubruchwerfen alter Weitungssysteme,** wie die des Christopher Reviers 1954, brachten aus sprengtechnischen Gründen nicht den erwünschten Erfolg. Ebenso waren spä-

tere **Pingenrandsprengungen** zwischen 1970 und 1979 Maßnahmen, die nur eng begrenzte Bereiche in den Abbau einbezogen und kurzzeitig die Roherzgehalte aufbesserten.

### 14.2.2 Moderne Abbautechnologien für kombinierte Gewinnung Festerz-Brucherz

Aus Gründen der Forderung nach mehr Zinn und der Ablösung des Schubortabbaues aus zwingenden Sicherheitsgründen (Hereinsprengarbeit) wurde eine moderne Abbautechnologie erprobt.

Einbezogen werden musste auch das Festerz, wogegen der Schubortabbau nur das Brucherz der rund um die Pinge angelegten Schuborte erfasste. Seit 1971 liefen die Versuche für eine Unterschrägung des Festerzes und eine spätere Vergleichmäßigung des Erzes beim Abzug.

#### 14.2.2.1 Teilsohlenbruchbau: 1976-1982

Das Abbauverfahren Teilsohlenbruchbau (TSBB) über 7 Teilsohlen und steigere Sohlenabstände von 10-15 m, sowie einem Bohrstreckensystem im Abstand von 24 m zum Anlegen der Fächerbohrungen von Teilsohle zu Teilsohle und Fächerabständen von 1-1,5 m war ein aufwendiges Verfahren. Nicht nur von der Auffahrungsseite her, sondern auch die vollkommene Umstellung zu einer modernen gleislosen Bohr-, Lade- und Fördertechnik erforderte einen vollständigen neuen Betriebsablauf.

Für Fächersprengungen wurden ANO-Sprengstoffe eingesetzt. Aus einem Trichtersystem über der 6. Sohle konnte das zu Bruch geworfene Erz in den Ladeorten durch Bunkerlader aufgenommen und in den Ladestrecken den Sammelrollen zugeführt werden.

Auf der 7. Sohle transportierten Förderbänder oder eine Lokförderung das den Rollen entnommene Erz zu der Brecheranlage.

#### 14.2.2.2 Kammerpfeilerbruchbau (modifizierter Teilsohlenbruchbau): 1982-1991

Die Erfahrungen des Teilsohlenbruchbaues zeigten in der Endphase 1981/82, dass aufgrund der geomechanischen Ergebnisse und der Praxis auf eine Einleitung des künstlichen Bruchs auf den oberen Teilsohlen verzichtet werden kann.

Unter Einbeziehung des natürlichen Bruches und mit einem Kammerpfeilerbruchbau auf den zwei unteren Sohlen (Teilsohle 2 und 3) mit Rückbau verminderte sich wesentlich der Vorrichtungsaufwand. Nur zwischen der 1. und 2. Teilsohle behielt man die Gewinnung durch Teilsohlenbruchbau bei (Abb. 116).

Wie im Teilsohlenbruchbau wird das Erz auf der 6. Sohle durch Bunkerlader in den Ladeorten aus dem Trichtersystem entnommen (Beilage 4).

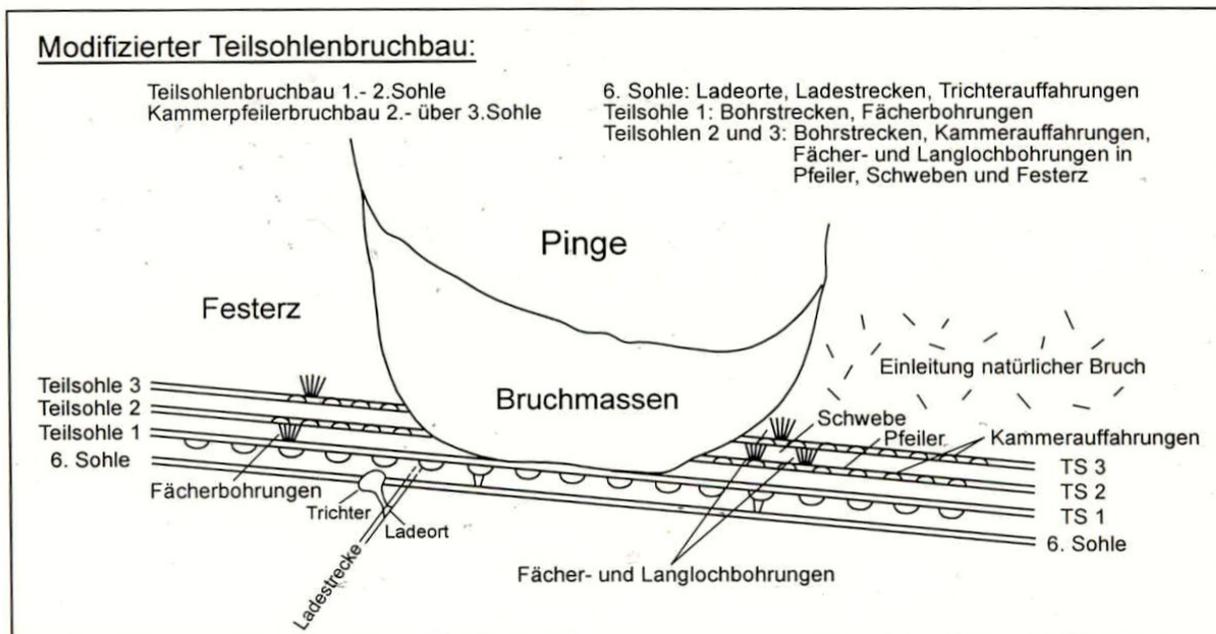


Abb. 116: Zinnerz Altenberg: Schematische vereinfachte Darstellung modifizierter Teilsohlenbruchbau nach O. WAGENBRETH, Stand 1985

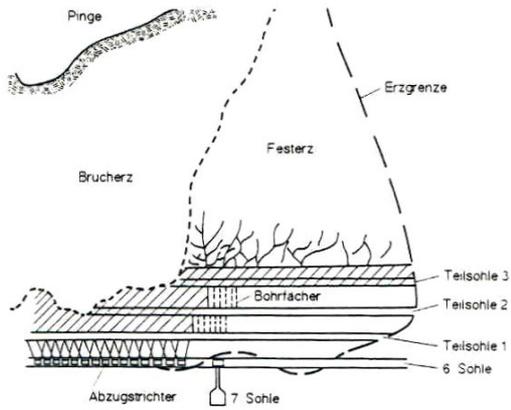


Abb. 117: Schema des modifizierten Teilsohlenbruchbaues nach E. EHRT

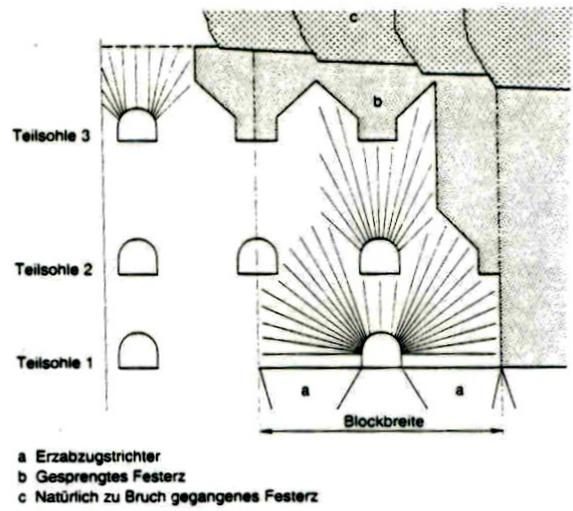
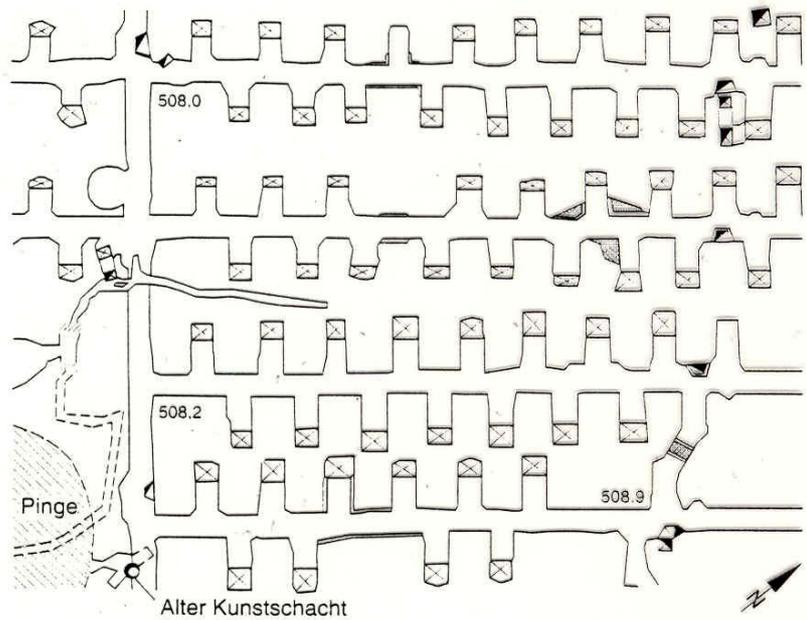
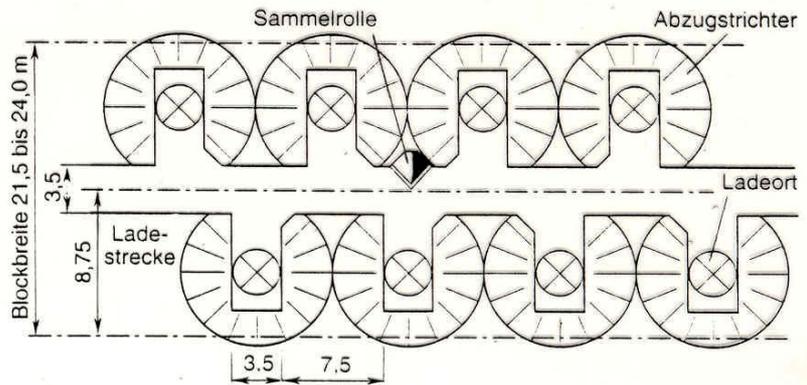


Abb. 118: Abbau des Festerzes auf den Teilsohlen 1 bis 3 nach E. Ehrt

Abb. 119: Schema und Ausschnitt aus dem Grundriss des Erzabzugssystems 6. Sohle nach E. Ehrt (1992)



In den mit starkem Ausbau versehenen Ladeorten konnten mit Einführung eines kleinen Bohrwagens (BWKA) von der SDAG Wismut für Knäpperbohrungen großer Brocken zu Bohrlochsprengungen die Schäden durch Verringerung der Auflegersprengungen wesentlich reduziert werden.

Einige Kennziffern im Zusammenhang mit der neuen Abbautechnologie:

		1980	1985	1989
Gewinnungsleistung	t/MS	143,4	167,7	169,7
Betriebene Ladeorte	Anzahl	25	105	180
Untertägige Auffahrungen	m <sup>3</sup>	37247	29658	31569

### 14.3 Ausgewählte Haupt-, Hilfs- und Nebenprozesse

#### 14.3.1 Streckenförderung (alles 600er Spur)

Lokeinsätze mit Batterieloks EL9, EL 9/01 und EL 8/02 von LEW Hennigsdorf.

In der Förderung Seitenkippförderwagen 630 l Inhalt vom Werk in Mühlhausen/ Thüringen.

Kippvorgang der Erzförderwagen mit einer hydraulischen Kippvorrichtung über dem Bunker der Brecheranlagen (Abb. 120).



Abb. 120: Kippstelle für Förderwagen an der Brecheranlage 4 auf der 7. Sohle, 1987

Um 1980 waren auf den 3 Sohlen etwa 11 km Gleisanlage in Betrieb.

#### Lokbetrieb 4. Sohle:

Einsatz im Vortrieb zur Erz- und Bergförderung sowie Materialtransporte.

Eigene kleine Lok- und Ladestation.

Mit Einführung des Teilsohlenbruchbaues erfolgte auch der Rückbau des Lokbetriebes.

#### Lokbetrieb 5. Sohle:

Erzförderung im Ringverkehr in die Brecheranlagen.

Mit der Stilllegung der letzten Brecheranlage (BA 3) 1983 nur noch Materialtransporte und baldige Stilllegung.

Eigene Lok- und Ladestation.

#### Lokbetrieb 7. Sohle:

Erzförderung in die Brecheranlage 4 sowie Materialtransporte.

Ab 1981 beginnt parallel dazu die Bandförderung aus den Baufeldern 1 und 2.

Eigene Lok- und Ladestation.

### 14.3.2 Brecheranlagen

#### Brecheranlage 1 (5. Sohle)

- 1935 Inbetriebnahme der Anlage  
Backenbrecher ähnlich Typ 8 m
- 1945 (Aug. - Okt.) Backenbrecher einschließlich Reservebrecher mit Ersatzmotor für Reparationsleistungen an die Sowjetunion demontiert
- 1946 Ersatzbackenbrecher von der Himmelfahrtstunde Fundgrube Freiberg war nicht leistungsfähig, ebenso ein Brecher aus dem ehemaligen Steinbruch Oberschlottwitz
- 1947 Ein Brecher vom Schrottplatz des Krupp-Gruson-Werkes in Magdeburg überbrückte die Zeit bis zu einer Neuauslieferung.
- 1949 Neueinbau: Backenbrecher 8 m, 700 mm x 400 mm Maulweite, 80 mm Spaltweite, Leistung rd. 250 t/Schicht
- 1951 Anlage erweitert um 2 Symonsbrecher, 1 Universalschwingesieb 1000 mm x 1500 mm mit 30 mm Maschenweite
- 1958 Neueinbau: Backenbrecher 8 m Bunkerkapazität: rd. 400 t

1966 Anlage stillgelegt

Brecheranlage Römerschacht übertage

1955 Inbetriebnahme der Anlage, Backenbrecher S 8, Unisieb 30 mm, Symonsbrecher Nr. 4 Leistung 46 t/h, erreichte Leistung 400 t/Schicht. Es erfolgt hier eine Vorabsiebung, so dass nicht alles Material die Brecher durchläuft. Bunkerkapazität: Aufgabe direkt auf Band

1963 Anlage stillgelegt

Brecheranlage 2 (5. Sohle)

1957 Inbetriebnahme der Anlage, Backenbrecher 8 m, 700 mm x 400 mm Maulweite, Kettenaufgabe mit Stangenrost dem Brecher vorgeschaltet, Leistung 85 t/h Bunkerkapazität: 600 t

1972 Umrüstung auf Backenbrecher 9 m

1975 Anlage stillgelegt

Brecheranlage 3 (5. Sohle)

1965 Inbetriebnahme der Anlage, Backenbrecher 9 m Kettenaufgabe mit Stangenrost dem Brecher vorgeschaltet, Leistung: 800 t/Schicht Bunkerkapazität: 700 t

1966 Erstmals erfolgt untertage der Einsatz einer Strahlenschanke. Ausgerüstet damit wurde der Bunkeraustrag. Als Quelle wird 60 Co 137 mC mit einer Bleifalle als Abschirmung eingesetzt. Damit verbleibt immer ein Erzpolster auf dem Rollenboden.

1983 Anlage stillgelegt.

Brecheranlage 4 (7. Sohle)

Alle bergmännischen Auffahrungen dazu und die Ausrüstungseinbauten erfolgten im Niveau unter der 7. Sohle

1974 Inbetriebnahme der Anlage, Pendelschwingerbrecher PSB 1200 mm x 900 mm, geteilte Sonderausführung für Transporte untertage. Gewicht des Brechers: 77,1 t, Länge 5240 mm, Breite 3890 mm, Höhe 3440 mm, Spaltweite eingestellt: 120 mm, Durchsatzleistung: 210 t/h, Bunkerkapazität: Austrag direkt auf Band

1983 Einbau des Vibrationsvorabscheiders VVA 1600 mm x 4000 mm, Stangenrost ausgebaut

1991 Anlage stillgelegt

**14.3.3 Bandanlagen/Bandförderung untertage (Stand 1988)**

Hauptbandförderung

unter den Baufeldern 1 und 2 (Band 1)

L = 336 m

B = 1600 mm

v = 0,66 ms<sup>-1</sup>, Leistung 350 t/h, 30 kW

Querband (Abb. 121)

vom Hauptbandabwurf - Abwurf in Bunker der Brecheranlage 4 (Band 2)

L = 118 m

B = 1600 mm

v = 0,66 ms<sup>-1</sup>, Leistung 350 t/h, 11 kW

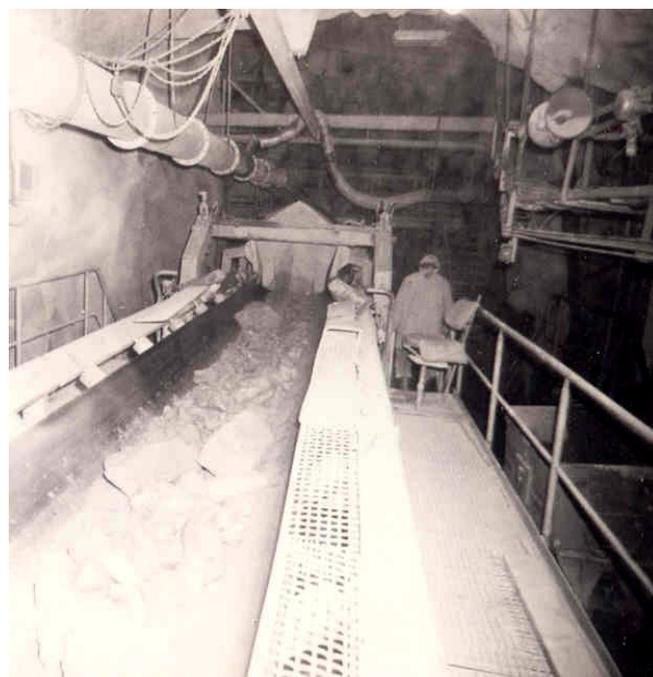


Abb. 121: Querband 1600 mm (Band 2, Blick in Richtung Bandabwurf vom Band 1, 1987)

Zubringerband

Brecheranlage 4 - zentrales Förderband

L = 156 m

B = 800 mm

v = 2,62 ms<sup>-1</sup>, Leistung 265 t/h, 75 kW

Zentrales Förderband

Schachtbunker 5. Sohle

L = 451,75 m

B = 800 mm

v = 2,62 ms<sup>-1</sup>, Leistung 450 t/h, 14 kW

### Plattenabzugsband

unter Schachtvorbunker - Zubringerband 7. Sohle  
L = 9,1 m  
B = 1270 mm  
v = 0,19 ms<sup>-1</sup>, Leistung 450 t/h, 14 kW

### Gurtbandförderer

von Plattenbandabwurf - Messtaschenabwurf Arno-Lippmann-Schacht 7. Sohle  
L = 30 m  
B = 1000 mm  
v = 1,0 ms<sup>-1</sup>, 14 kW

### Plattenband

übertage Vorbunker Hängebank Arno-Lippmann-Schacht - Bandübergabe auf Band zur Mittelzerkleinerung  
L = 8,5 m  
B = 1270 mm  
v = 0,075-0,23 ms<sup>-1</sup>, Leistung 285 t/h, 10 kW

### Gurtbandförderer

vom Plattenbandabwurf übertage - Abwurf in Mittelzerkleinerung übertage  
L = 44,4 m  
B = 800 mm  
v = 1,68 ms<sup>-1</sup>, Leistung 265 t/h, 16 kW

### **14.3.4 Abzugselemente auf Hauptband (Stand 1988)**

Das auf der 6. Sohle in den Baufeldern 1 und 2 gewonnene Roherz wird dort in Bunker verkippt. Der Abzug erfolgte über Abzugselemente auf der 7. Sohle auf das Hauptband.

- a) Schubwagenspeiser
- b) Plattenband
- c) Vibrationsvorabscheider
- d) schwere Aufgabestation für die Übergabe von den Elementen a - c auf das Hauptband und vom Haupt- auf das Querband.

Die Erzentnahmen, Abzugselemente, sowie Haupt- und Querband wurden ab 1985 schrittweise über Prozessrechner und eine automatische Bandsteuerung gesteuert.

### **14.3.5 Schachtanlagen**

#### Römerschacht (Abb. 122)

1837-  
1854 Schachtteufe bis - 233 m, 9 Sohlenanschlüsse ab  
1850 bereits Förderung von Zwischensohlen  
1907 Kehrpad wird durch Förderturbine ersetzt

1934 Wasserturbine wird durch Elektromotor ersetzt  
1951- Umbau der gesamten Schachtanlage, neues Fördermaschinenhaus und Seilscheibenstuhl, Füllort- und Schachtsumpferweiterung, zweietagige Fördergestelle Zweitrommelfördermaschine von Maschinenfabrik Niederwürschnitz, Trommel Ø 2500 mm, Breite 1200 mm, Motor 170 kW, Geschwindigkeit 4 m/s  
1963 Erzförderung übernimmt Zentralschacht  
1981 Bergeförderung eingestellt  
1983 Einbauten geräumt, Einrichtung als nichtbefahrbarer Wetterschacht, Fördermaschinenhaus gesprengt  
1989 Förderturm zurückgebaut  
1991 Einstellung als Wetterschacht. Das unter Denkmalschutz stehende Schachtgebäude verfällt zusehends.  
1845-  
1945 Erzförderung 1 491 000 t nass  
1947-  
1963 Erzförderung 2 908 898 t nass

#### Zentralschacht/Arno-Lippmann-Schacht (Abb. 123)

Für die Benennung „Zentralschacht“ gab es zwei Begründungen: einmal die geplante Übernahme der gesamten Erzförderung und zum anderen der Anschluss an das Zinnwalder Revier, also die Schachtanlage zwischen beiden Lagerstätten. Die Lithiumgewinnung aus Zinnwald entfiel in der Perspektive.



Abb. 122: Römerschacht mit vorgebauter Brecheranlage und Transportband in Aufbereitung Römer, 1965

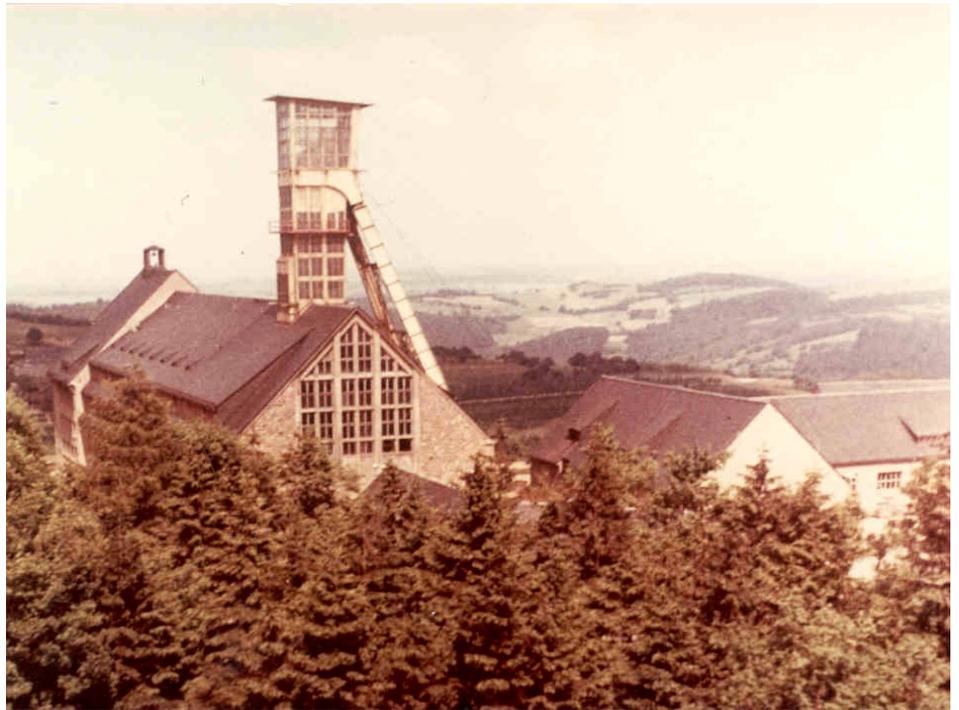


Abb. 123: Arno-Lippmann-Schacht, 1970

Der Zentralschacht erhielt 1966 den Namen des antifaschistischen Zinnwalder Bergmannes Arno Lippmann.

- 1952 Beginn der Teufarbeiten
- 1954 Teufarbeiten eingestellt
- 1958 Wiederaufnahme der bergmännischen Arbeiten am und im Zentralschacht als Hochbruch. Schachtsumpf wird geteuft.
- 1.4.1963 Inbetriebnahme des Schachtes. Schachtteufe 296,7 m, 2 Fördertrümer, 1. Fahrtentrum, 1

Rohrtrum, 2 Sohlenanschlüsse: 5. Sohle, 7. Sohle, 1 Rasen- und 1 Seilfahthängebank, Trommelfördermaschine von NOBAS mit 320 kW, Skipförderung, je Skip 4,6 t Nutzlast, später 5,0 t, Fördergeschwindigkeit Erzförderung  $6 \text{ ms}^{-1}$ , Seilfahrt und Materialförderung:  $4 \text{ ms}^{-1}$  (Abb. 124)

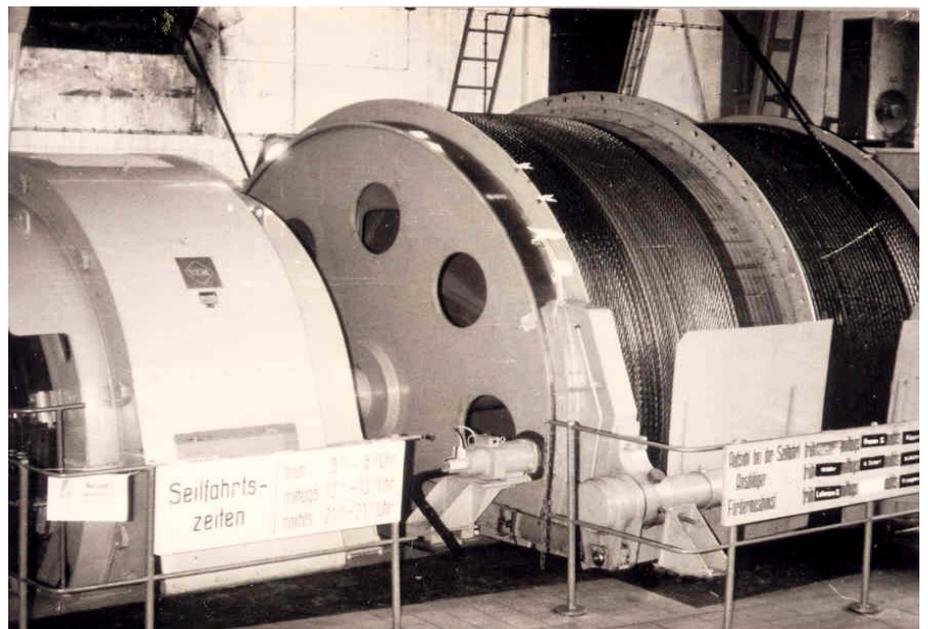


Abb. 124: Arno-Lippmann-Schacht, Gleichstrom-Fördermaschine mit Leonard-Satz, 1983

1964 Jahresförderung 415.000 t  
 1965 Erzförderung vollautomatisch (betriebs-eigene Entwicklung)  
 1983 Rekonstruktion der Schachanlage: Thyristorgesteuerter 450 kW-Antriebsmotor, Nutzlasterhöhung der Skips auf 6 t,

neue Seiltrommel (38 t)  
 1986 erstmals erreicht Erzförderung Millionen-grenze  
 28.3.1991 Betriebseinstellung mit letztem Grubenhunt (Abb. 125)



Abb. 125:  
 Arno-Lippmann-Schacht,  
 Seilfahrtshängebank,  
 der letzte Förderwagen (symbolisch),  
 28.03.1991

1993 Verwahrung des Schachtes mit Widerlager, Betonplombe, Kiespolster und Betonplatte  
 1963-1991 Erzförderung 19 062 363 t nass

Schacht 3 (Abb. 126)

Schacht 3 eingerichtet für Materialtransportleistungen nach untertage sowie notwendige Zwischenseilfahrten.

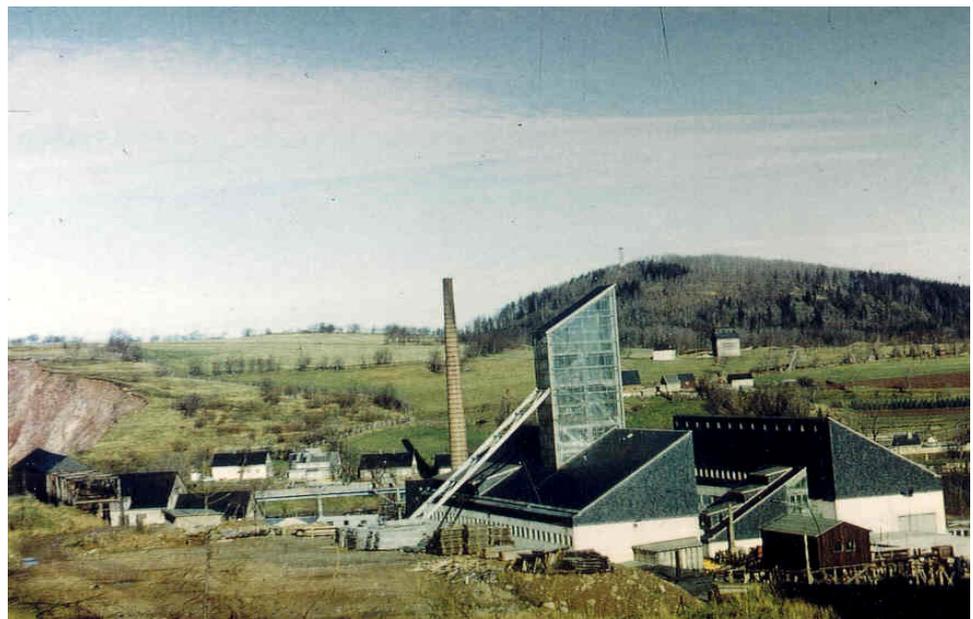


Abb. 126: Schacht 3, Blick Richtung Geisingberg, 1980

- 1973 Beginn der Teufarbeiten durch den polnischen Bergbaubetrieb Kopex
- 1975 Schachtteufe mit 260,4 m erreicht. Anschläge der 5. Sohle und 7. Sohle.
- 3.4.1978 Probelauf der Schachanlage einschließlich einer Lastenwinde für Schwerlasttransporte, 2 Fördertrümer, 1 Fahrtentrum, Förderkörbe 2etagig, Fördermaschine 200 kW, ehemals Reiche Zeche Freiberg, Lastenwinde (untersetzt) 15 kW für Gerätschaften bis 12 t, ehemals Glückauf-Schacht Langenau
- 1979 Aufnahme der umfangreichen Transportleistungen
- 1993 Verwahrung des Schachtes mit Widerlager, Betonplombe, einem Kiespolster und einer Betonplatte

#### Blindschacht - Überhauen 2

- 1956-1959 Auffahrung und Ausbau
- 1960 Inbetriebnahme Turmfördermaschine/Aufzugsmaschine (4. Sohle) Kirow-Werk Leipzig, 60 kW, Sohlenanschlüsse 5. und 7. Sohle, eintrumig, 1 Etage, Innen- und Außensteuerung, Förder-, Fahr-, Rohr- und 1 Ballasttrum, zugelassen 10 Personen oder 1 Förderwagen (1200 kg)
- 1960-1974 Erzförderung zwischen 5. und 7. Sohle, Tagesleistungen bis 500 Förderwagen Erz
- 1974-1991 Nutzung für Materialtransporte und Zwischenseilfahrten
- 1992 Demontage der Anlage

#### Grenzüberhauen - Überhauen 193

- 1971-1973 Auffahrung und Installation
- 1973 Inbetriebnahme mit Seilfahrtseinrichtung zwischen der 5. Sohle und Teilsohle 17 (86,4 m), Anschluss von 8 Sohlen, Fördermaschine vom Frankenschacht Brand-Langenau, 28 kW
- 1982 Einstellung der Arbeiten auf den oberen Teilsohlen (natürlicher Bruch)
- 1984 Grenzüberhauen abgeworfen und Ausrüstungen demontieren.

#### **14.3.6 Wettertechnik**

##### Ein- und ausziehende Lüfteranlagen (Stand 1988)

##### Einziehende Lüfteranlagen

- a) Lüfterbatterie Überhauen 20: 5 parallelgeschaltete Axiallüfter Typ LANN 1000-0 ... 10/63  
Daten: 1450 U/min,  $V = 697 - 987 \text{ m}^3/\text{min}$ ,  $P_{\max}$  22 kW,  $P_M$ : 30 kW
- b) Lüfterbatterie Römerschacht: 3 parallelgeschaltete Axial-

alllüfter Typ LANN 1000-0 ... 10/63  
Daten: 1450 U/min,  $V = 697 - 987 \text{ m}^3/\text{min}$ ,  $P_{\max}$  22 kW,  $P_M$ : 30 kW

- c) Hauptgrubenlüfter: Baujahr 1962, vor Ort seit 1973  
Daten: 735 U/min,  $V = 62,1 \text{ m}^3/\text{s}$ ,  $P_{\text{inst}}$ : 200 kW

##### Ausziehende Lüfteranlage:

Strecke 650:  
3 Stck. LANN 1000-0 ...10/63, 2x 30 kW, 1x 15 kW

##### Sonderbewetterungen (Stand 1985):

378  $P_{\text{inst}}$  kW

#### **14.3.7 Wasserhaltung Grube (Stand 1988)**

##### Hauptwasserhaltung: 4 Pumpen:

- |   |              |
|---|--------------|
| 2x SGUR-125/8 / 400 A je 200 kW                         | Baujahr 1966 |
| 1x SGUR-125/8 / 400 A 45, 225 kW 160 m <sup>3</sup> /h, |              |
|   | Baujahr 1981 |
| 1x SGUR-125/8 / 400 A 47, 225 kW 160 m <sup>3</sup> /h, |              |
|   | Baujahr 1985 |

##### Pumpensumpf Schacht 3:

2x KRD 1 G-A/160 b, Söffel A, je 7,5 kW

##### Brecheranlage IV:

2x DV/380/02GGNa, 32 + 22 kW

##### Pumpensumpf Arno-Lippmann-Schacht:

2x WSI65/2-002, je 13 kW + 30 m<sup>3</sup>/h

#### **14.3.8 Energieversorgung Grube (nach Elektrosteiger E. LIEBISCH)**

Für die Energieversorgung stand eine Leistung von 2,6 MVA auf der Mittelspannungsebene von 3 kV nach untertage zur Verfügung.

1. Einspeisung von der Trafostation Arno-Lippmann-Schacht übertage durch den Schacht nach der Trafostation II Strecke 550 (5. Sohle).
2. Einspeisung von der Trafostation Schacht 3 übertage durch den Schacht 3 zur Trafostation IV Strecke 761 (7. Sohle).
3. Einspeisung nach der Schaltstation Hauptgrubenlüfter Trübestolln von der Trafostation Römer übertage durch das Wetterüberhauen 20 zur Trafostation 1 Strecke 2001/4 (5. Sohle).

4. Die Trafostation III Strecke 709 (7. Sohle) erhielt die Energiezuführung von der Trafostation II (Strecke 550) über die Trafostation IV (Strecke 761) oder als Noteinspeisung von der Trafostation I (Strecke 2001/4).

Alle Stationen waren auf der Mittelspannungs- sowie Niederspannungsebene über Kabel verbunden, wurden aber getrennt gefahren. Um den einfachen Störfall zu beherrschen, war eine sofortige Umschaltung möglich.

Die Trafostation I und Schaltstation Trübestolln versorgten die Hauptwetterführung auf der Mittel- und Niederspannungsebene.

Die Trafostationen II und III auf der Niederspannungsebene versorgten die Anlagen:

Schachtförderung Arno-Lippmann-Schacht  
Bandförderanlagen  
Brecheranlagen  
Streckenförderung mit Batterieladestationen  
Blindschacht  
Gewinnung 6. Sohle

Von der Trafostation IV auf der Mittel- und Niederspannungsebene wurden versorgt:

Schachtförderung Schacht 3  
Hauptwasserhaltung  
Werkstättenkomplexe

Von übertage führten durch die beiden Tagesschächte und Überhauen 20 (Wetterüberhauen) 17 Kabel. Sie dienten der Energieversorgung sowie als Telefon-, Steuer- und Signalverbindungen.

Der gesamte Energieverbrauch der Grube betrug z. B. 1981 **8.448.416 kWh**.

#### 14.3.9 Verdichterstationen (Stand 1988)

12 Verdichter  
(Niederdruck-Doppelkolben-Verdichter, Hersteller Zwickauer Maschinenfabrik) seit 1977  
Typ: 2 HD-3K-100-320: EG  
1070 m<sup>3</sup>/h (Altenberg 970 m<sup>3</sup>/h), 103 kW, 970 U/min

2 Winkelverdichter  
(Niederdruck-Kolbenverdichter in Winkelbauart,

Hersteller Zwickauer Maschinenfabrik)  
Typ: 2 SL-3K-250a (für Grundlast)  
4000 m<sup>3</sup>/h (Altenberg 3650 m<sup>3</sup>/h), 425 kW, 490 U/min

#### 14.3.10 Werkstätten untertage (Stand 1988)

Zentrale Schlosserwerkstatt (7. Sohle)  
Gezähwerkstatt  
Elektrowerkstatt  
Lokwerkstatt  
Batterieladestationen

#### 14.3.11 Sprengwesen

Sprengmittellager seit 1985 (7. Sohle)

Lagerkapazitäten:

5 Kammern	a	5000 kg	Sprengstoff
1 Kammer	a	1000 kg	Sprengstoff
1 Kammer	a	250000 Stück	sprengkräftige Zündmittel
1 Kammer	a	2000 Stück	sprengkräftige Zündmittel
1		ANO-Sprengstoffmischstation (Selbtherstellung) (ANO = Ammoniumnitrat + Dieselkraftstoff + Alu-Grieß)	

Sprengstoffe: Dekamon, Alumon, Gelamon 22

Zündmittel: Sprengkapsel # 8  
Zündschnurzeitzünder  
Momentzünder  
Schnellzeitzünder (Verzögerungszünder):  
- Millisekundenzünder  
- 1/4-Sekundenzünder  
- 1/2-Sekundenzünder  
normale Sprengschnur (8 g/m)  
mittelschwere Sprengschnur (20 g/m)

Sprenglochladegeräte:

Sprenglochladepestole SLG-P-W (Wismut)  
Sprenglochladegerät SLG-40-W-160 (Wismut) (Abb. 127)  
Sprenglochladegerät SLG-40-W (Wismut)  
ANOL-150 (150 l-Kessel) (Schweden)  
Sprenglochladegerät 100-247 (Freiberg)

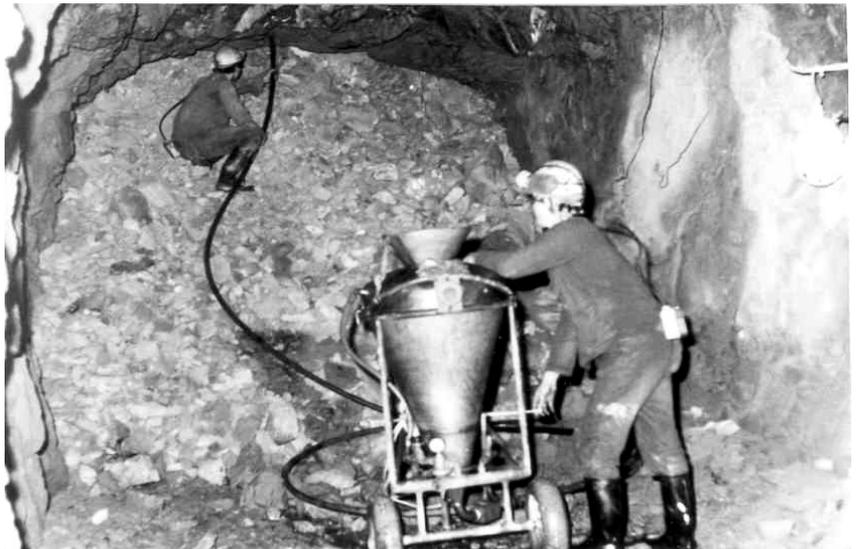


Abb. 127: Sprenglochladegerät für ANO-Sprengstoffe, Wismut: SLG 40-W-160, 1978

#### 14.3.12 Transporteinheiten (mechanisiert)

Batterielok EL 9 und EL 8 (Hennigsdorf)  
 Elektrofahrzeug EP 006 (Bulgarien)  
 Kleinschlepper TZ-4K-14c (CSSR)  
 Multicar M 22, M 24, M 25 (Waltershausen)  
 Elektrostapler (Bulgarien)  
 Gabelstapler Diesel DFG (Leipzig)  
 Untertage-Mehrzweckfahrzeug UM-3 (Wismut)

#### 14.3.13 Bohr- und Ladetechnik

Neben Typenbezeichnung erfolgt Herstellerangabe und Ersteinsatz:

##### Bohrtechnik:

Bohrwagen TUNMEC 202 R (Schweden) 1972  
 Langlochbohrgerät Simba Junior (Schweden) 1972  
 (Abb. 128)

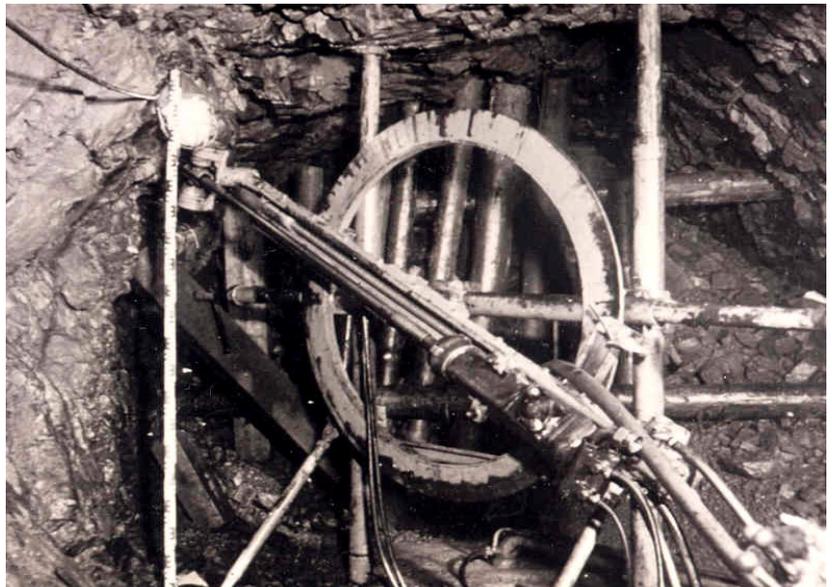


Abb. 128: Langlochbohrgerät „Simba Junior“, Schweden, 1976

Raupenbohrwagen RBG 16/2 (Wismut) 1972  
 Bohrsäule K 1 R (Wismut) 1974  
 Bohrwagen LBG 18/2 (Wismut) (Abb. 129) 1976

Kernbohrmaschine BSK 2-M2-100 (UdSSR) 1977  
 Gleisbohrwagen GBW 1 (Wismut) 1977  
 Bohrwagen BWA 1 (Wismut) 1978



Abb. 129: Lafettenbohrwagen (luftbereift) Wismut: LBG 18/2, 1978

Langlochbohrwagen BWL (Wismut) (Abb. 130)	1979
Kleiner Bohrwagen BWKA (Wismut) (Abb. 131)	1983
Gleisbohrwagen GBW 6 (Wismut)	1984
Kernbohrmaschine 2 KB-BSK2-M1-00 (UdSSR)	1987
Fächerbohrwagen BWF (Wismut)	1989

#### Ladetechnik

Überkopflader PML 63 (Wismut)	1956
Bunkerlader Cavo 310 (Schweden) (Abb. 132)	1971
Bunkerlader 125/1000 (Wismut)	1972
Bunkerlader Cavo 511 L (Schweden)	1973
Bunkerlader LB 500/2200 (Wismut) (Abb. 133)	1975
Überkopflader LWS 160 (Wismut)	1977
Schaufelfahrlader PN 1500 (ČSSR)	1980



Abb. 130: Bohrwagen für Langlochbohrungen (Fächerbohrungen), Wismut: BWL, 1986



Abb. 131: Bohrwagen für kleinflächigen Abbau (Knäpperbohrungen), Wismut: BWKA, 1987



Abb. 132:  
Bunkerfahrlader, Schweden, Cavo 310, 1971



Abb. 133: Bunkerfahrlader, Wismut  
LB 500/2200, 1986

## 15 Aufbereitung im Altenberger Bergbaugebiet (M. BECKER)

### 15.1 In alten Zeiten

Der Beginn des Altenberger Zinnbergbaues wird auf etwa 1440 angesetzt, jedoch wurde aus den über Geising bis nach Lauenstein reichenden Zinnseifen wohl schon im 13./14. Jh. Zinn gewonnen (WAGENBRETH u. a. 1990). Damit ist das erste Aufbereitungsverfahren angesprochen, das Herauswaschen des Zinnminerals Kassiterit ( $\text{SnO}_2$ ) aus Lockermassen unter Ausnutzung seiner hohen Dichte ( $6,8\text{--}7 \text{ g/cm}^3$ ).

AGRICOLA (1574) beschreibt näher, dass zinnhaltiges Material in natürliche oder künstliche Wasserläufe geschaufelt wurde. Der Wasserstrom führte das leichtere Nebengestein fort, wobei durch Umrühren mit der siebenzinkigen Seifengabel der Prozess noch verstärkt wurde.

Um 1440 hatte man, dem Lauf des Tiefenbaches folgend, die Primärlagerstätte erreicht und begann den Tiefbau. In der Aufbereitung konnte man u. a. auf die Erfahrungen von Graupen (Krupka) zurückgreifen, wo der Zinnbergbau, nur wenige Kilometer von Altenberg entfernt, schon 200 Jahre eher begonnen hatte. Ziel war es, ein hüttenfähiges Produkt herzustellen, also ein möglichst hoch angereichertes Konzentrat. Das Erz war durch Feuersetzen und durch die Arbeit mit Schlägel und Eisen bei der Gewinnung vorzerkleinert. Eine weitere Zermürbung erfolgte durch das erneute Erhitzen auf dem Lagerplatz, wobei Schwefel und Arsen

ausgetrieben wurden.

Im Wechselspiel (RÖSSLER, B., 1980) von weiterer Zerkleinerung mit Mühlsteinen, Waschen in Waschfässern und Ausscheiden von taubem Gestein durch Handklaubung wurde das Erz für die eigentliche Sortierung vorbereitet.

Für die Feinerzkleinerung setzte man Trocken- und seit der Erfindung 1507 durch v. Maltitz Nasspochwerke ein (Abb. 134).

Zur Anreicherung dienten zunächst Schlammgräben und hölzerne Gerinne mit Bodenleisten, später Planenherde (mit Leinentuch belegte Holzgestelle) und Kehrherde (geneigte hölzerne Platten, auf denen das abgesetzte Feinerz durch Kehren mit Besen aufgelockert wurde, um den Sortierungsprozess zu unterstützen).

RÖSSLER beschreibt auch einen Prozess des „Siebwaschens“, bei welchem Erz auf einem Sieb durch mehrmaliges Stauchen in ein Wasserfass sortiert wurde (Setzprozess). Das dann oben befindliche leichtere Nebengestein konnte nun abgestrichen werden. Man bemühte sich, das Erz möglichst schonend zu zerkleinern, um Zinnverluste zu vermindern. Andererseits kannte man Erzsorten, die feiner „gepocht“ werden mussten, wenn „unsichtlicher Zinnstein in den Zwittern“ war (RÖSSLER, B., 1980). Natürlich gab es hohe Zinnverluste in den Abgängen, so dass „Der Zinnstein wohl über eine halbe Meile in denen Fluthen wieder aufgefangen und genutzt werden“ konnte.

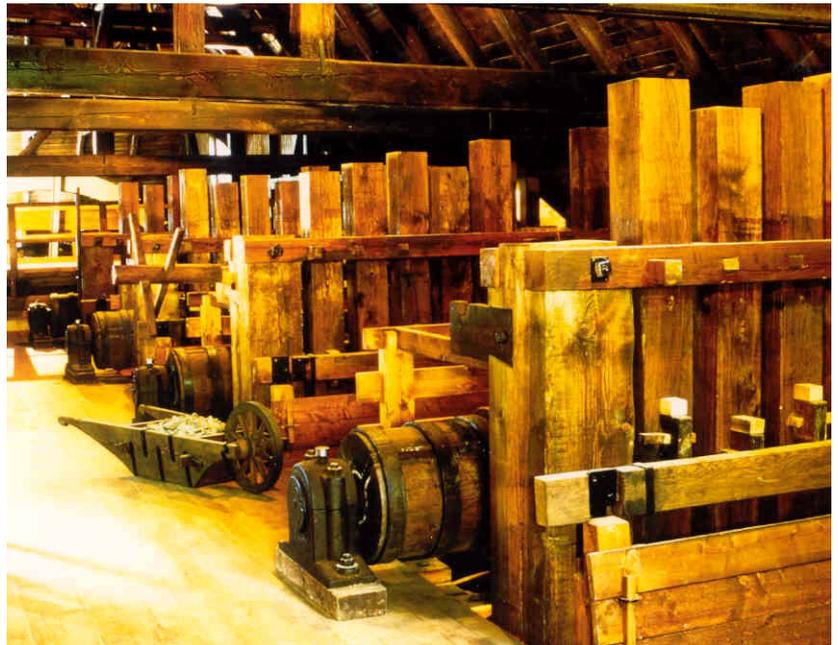


Abb. 134: Pochwerk, rekonstruiert in der 4. Wäsche (Naumannmühle) Museum Altenberg, Foto: J. Kugler

Im Tal des Tiefenbaches von Altenberg nach Geising waren insgesamt 16 Pochwerke mit zeitweise über 1000 Pochstempeln in Betrieb. Die ehemalige Wäsche Nr. 4, die Naumannmühle, zeigt uns heute als Museum mit welcher Technik damals gearbeitet wurde (WILSDORF u. a., 1988).

Das Pochen der Erze war im wesentlichen Sommerarbeit, bedingt durch die im Winter nicht ausreichende Wassermenge. Jedes Pochwerk nutzte jeweils den Wasserstrom, der das am Bachbett über ihm gelegene verlassen hatte. Das Erz wurde vornehmlich nass gepocht. Die Arbeit in Wasser verbessert zusätzlich die Trennung zwischen Zinn-

stein und Nebengestein, die schon im Pochbett einsetzt.

Pochwerke waren in Altenberg für die Feinzerkleinerung noch bis 1952 im Einsatz. Erst nach einem großen Brand wurden sie endgültig durch Kugelmühlen ersetzt.

Seit der Erfindung des Freiburger Langstoßherdes 1780 (Abb. 135) dominierte auch in Altenberg diese Maschine zur Anreicherung des Zinnerzes. Solche „bewegten“ Herde stellten gegenüber den „festen“ Herden (Planenherd u. a.) eine deutliche Verbesserung der Trenntechnik dar. Trotz-



Abb. 135: Langstoßherde, rekonstruiert in der 4. Wäsche (Naumannmühle) Museum Altenberg Foto: J. Kugler

dem war immer noch sehr viel Handarbeit notwendig, denn die erzielten Konzentrate mussten mehrfach nachgewaschen werden, ehe die Zusammensetzung den Wünschen der Hütte genügte. Jeder Transport war aber mit Schaufelarbeit und Schubkarrenfahrten verbunden.

Der theoretische Zinngehalt von Kassiterit (= Zinnstein) beträgt nach der Formel  $\text{SnO}_2$  78,8 %. Konzentrate mit 55 % Sn (WAGENBRETH u. a., 1990) enthielten also  $55 : 78,8 \approx 70$  % Zinnstein, eine beachtliche Leistung der Zinnwäscher mit den doch recht einfachen Maschinen.

Im Konzentrat reicherten sich aber neben dem Zinnstein auch Eisenminerale an, die beim Verhütten störten. Hier musste das Produkt „in einem sondern Brennofen ... mit guter Wissenschaft gebrandt“ werden, so dass danach mit erneuter Herdarbeit Eisenminerale abgestoßen werden konnten (RÖSSLER, B. s. o.).

Nach fast 500jährigem Betrieb mit Höhen und Tiefen, mit Bränden, Pingenbrüchen und in Kriegszeiten musste der Bergbaubetrieb Altenberg im Jahre 1930 seine Arbeit einstellen. Grund war der infolge der Weltwirtschaftskrise drastisch gesunkene Zinnpreis sowie ein Rechtsstreit mit den an der Müglitz liegenden Papier- und Pappenfabriken wegen Verunreinigung des Müglitzwassers.

Neue Wege waren zu suchen, sowohl zur Verbesserung der Abwasserqualität, vor allem aber zur Steigerung des Zinnausbringens durch moderne Aufbereitungsverfahren, also zur Stabilisierung des wirtschaftlichen Ergebnisses. Einen typischen Stammbaum um 1930 zeigt uns die Abb. 136, Aufbereitungs- und Verhüttungsverfahren der Zwitterstock AG, wobei auch die Hüttenprozesse mit gezeigt werden. Das Gesamtzinnausbringen dürfte bei 35-40 % gelegen haben.

## 15.2 Entwicklung eines nassmechanisch-flotativen Verfahrens

Im Jahr 1934 wurde die Produktion wieder aufgenommen, nachdem der wasserrechtliche Streit durch Bau eines Klärbeckens für die Aufbereitungsabgänge beendet war.

Aus der Analyse der Aufbereitungsabgänge ergab sich, dass die größten Zinnverluste im Feinkorn auftreten. Andererseits war bekannt, dass das Altenberger Erz sehr fein verwachsen war, - ein ausreichender Aufschluss ist erst bei Mahlung unter  $100 \mu\text{m}$  gegeben. So war es folgerichtig, das Flotationsverfahren, das seit etwa 1905 in der Welt immer häufiger und für immer mehr Bodenschätze angewendet wurde, auch für Zinnerz zu testen.

Die ersten Versuche in Deutschland zur Flotation von Zinnstein durch GERTH (1930) an der Bergakademie Freiberg führten zum Bau einer Flotationsanlage im Neubau der Aufbereitung Schwarzwasser 1936-1938, also zu einem kombinierten Verfahren von Nassmechanik (Setzmaschinen und Herde) und Flotation. Damit wurde zum ersten Mal in der Welt Zinnstein in einer Industrieanlage durch Flotation aufbereitet. In den Betriebsversuchen 1939-40 zeigte sich das Verfahren mit Ölsäure als Sammler in erwärmter Trübe als sehr labil, brachte aber immerhin Konzentrate mit  $\sim 10$  % Sn bei einem Ausbringen von  $\sim 64$  % (STEIN, 1940).

### Zusammengefasste Betriebsergebnisse der Ersten Kassiteritflotation der Welt in einer industriellen Anlage Schwarzwasser/Altenberg

Betriebszeitraum: 01. 06. 1939 - 31. 03. 1940

Aufgabematerial: Altenberger Erz, trocken gemahlen

Durchsatz:  $\sim 100 - 150$  t/d

Aufgabekörnung:

mm	Anteil %	Sn-Inhalt %
-0,06	54,6	69,8
0,06 - 0,1	20,1	18,9
0,1 - 0,2	18,7	8,7
+ 0,2	6,6	2,6
	100,0	100,0

Flotationsreagenzien:

Ölsäure (Sammler)	1000-1250 g/t
Sapinol (Schäumer)	100 g/t
Wasserglas (Dispergator)	400 g/t
Kieselfluorwasserstoff $\text{H}_2\text{SiF}_6$ (Regler):	100 g/t
Temperatur im Rührmischer	20-25°C
pH-Wert	$\leq 6$

Ergebnisse

Aufgabegehalt	a	= 0,534 % Sn	a schwankte um 0,5-0,6 % mit Extremwerten 0,34-0,85 %
Bergegehalt	b	= 0,194 % Sn	
Konzentratgehalt	c	= 10,59 % Sn	
Sn-Ausbringen		= 64,9 % nach abc-Formel	
Sn-Ausbringen		= 63,4 % nach Sn-Inhalten.	

## Aufbereitung

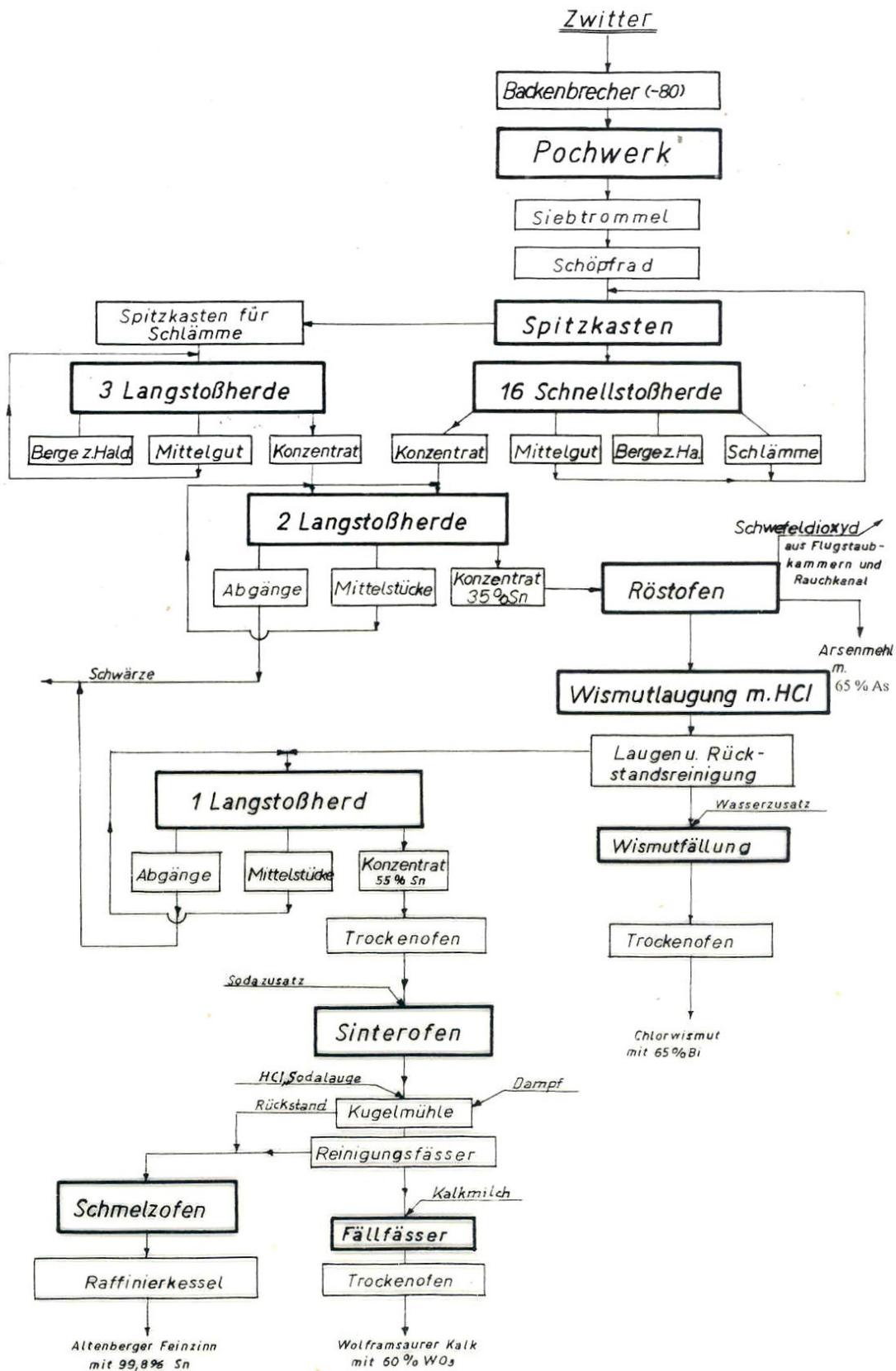


Abb. 136: Aufbereitungs- und Verhüttungsverfahren der Zwitterstock AG um 1930 nach GERSTENBERGER, März 1956 Original im Museum Altenberg

### 15.3 Neubeginn nach 1945

Die interessante Entwicklung eines Flotationsverfahrens konnte allerdings - durch den Verlauf des 2. Weltkrieges bedingt - zunächst nicht weitergeführt werden. Nachdem 1945 die Anlage Schwarzwasser völlig, die Anlage Römer zum Teil demontiert worden waren, war ein Wiederbeginn im Oktober 1946 nur mit 30 Pochstempeln (von ehemals 180) und einigen Langstoßherden möglich (WAGENBRETH u. a. 1990). Trotzdem war die Entwicklungsrichtung zu einer kombinierten Aufbereitungstechnologie nunmehr vorgegeben.

Schrittweise wurden Feinzerkleinerung und Nassmechanik modernisiert. So ersetzte man die Pochwerke durch Kugelmühlen (RIECHEL, 1949) endgültig nach dem Brand der Aufbereitung Römer (1951) und legte 1952 die letzten Langstoßherde still. An ihre Stelle traten die kontinuierlich arbeitenden Schnellstoßherde (Abb. 137). Besonders wichtig war aber für die Steigerung des Gesamtzinnausbringens

(bis ca. 41 %) (GERSTENBERGER, 1956) die Verbesserung der Feinkornaufbereitung durch Flotation. Deshalb wurden 1955 in der Anlage Römer, 1956 in der Anlage Schwarzwasser Flotationsmaschinen aufgestellt. Allerdings hatte sich in den Vorkriegsversuchen die Ölsäure als Sammler nicht bewährt. Sie war nicht selektiv genug. Nun kam als neuer Sammler p-Tolyldarbonsäure zum Einsatz, die von NEUNHOEFFER (1943) synthetisiert und von GRÜNDER (1955) im Labormaßstab getestet worden war.

Weitere Erkenntnisse des bisherigen Flotationsbetriebes waren:

- Sulfide und Arsenide müssen vor der Zinnsteinflotation durch eine gesonderte Flotationsstufe mit Xanthogenaten als Sammler abgetrennt werden.
- Das Erz muss vor der Zinnsteinflotation fein gemahlen werden (Zinnstein-Aufschluss), jedoch stören die Feinstschlämme den Prozess empfindlich.



Abb. 137: Schnellstoßherd  
Foto: H. Lausch

Eine Entschlammung war unumgänglich. Damit hatte der Flotationsprozess wesentlich an Stabilität gewonnen.

Das Altenberger Erz kann als schwer aufbereitbar gelten,

1. wegen der sehr feinen Verwachsung, die eine feine Mahlung verlangt,
2. wegen der schon primär im Erz enthaltenen Letten, die durch Kaolinisierung der Feldspäte entstanden sind und
3. weil bei der Zerkleinerung des im Erz enthaltenen Hämatits feinste, z. T. kolloidal verteilte  $Fe_2O_3$ -Schlämme entstehen, die die Flotation stark beeinträchtigen.

Unter diesen Umständen stellte das Verfahren auch im Weltmaßstab eine Pionierleistung dar, denn die Flotation ermöglichte nun die Aufbereitung des Feinkorns mit deutlich besserem Ausbringen bei hoher Arbeitsproduktivität (weniger Wartungspersonal), geringerem spezifischen Wasserverbrauch ( $m^3/t$  Durchsatz), guten Voraussetzungen zum Einsatz von Regelung und Automatisierung und günstigerem Platzbedarf ( $m^2$  Anlagenfläche : t Durchsatz). Es galt also, den Flotationsprozess weiter auszubauen und ständig zu verbessern.

## **15.4 Rekonstruktion der Aufbereitungsanlagen in drei Etappen - Schwerpunkte der technologischen Vorbereitung**

In den Jahren 1968 bis 1986 wurden die Aufbereitungsanlagen in Altenberg umfassend rekonstruiert und erweitert. Das betraf sowohl technologische Verbesserungen zur Erhöhung des Zinnausbringens wie auch die Steigerung des Durchsatzes auf schließlich 1 Mio. t/a. Diese Arbeiten vollzogen sich in drei Etappen. Schwerpunkt war die Einführung der Allflotation mit gleichzeitiger Anpassung und Verbesserung aller vorbereitenden Prozesse (Mahlung, Entschlammung, Reagenzienregime, chemische Erzvorbehandlung) und Nachbehandlungsstufen (Eindickung, Filtration). Dazu gab es ein umfangreiches Forschungsprogramm über viele Jahre, das in enger Zusammenarbeit der zuständigen Arbeitsgruppen des Betriebes Zinnerz Altenberg und des Bergbau- und Hüttenkombinates mit Forschungsinstituten und Projektierungseinrichtungen absolviert wurde.

Besonders waren daran beteiligt:

- Forschungsinstitut für Aufbereitung (FIA) Freiberg
- Aufbereitungsinstitut der Bergakademie Freiberg
- Forschungsinstitut NE-Metalle (FNE) Freiberg
- Projektierungsabteilungen Freiberg und Leipzig des Betriebes Erzprojekt im VEB Schachtbau Nordhausen
- Projektierungsabteilungen des VEB Bergbau- und Hüttenkombinates (BHK) „A. Funk“ in Freiberg
- Projektierungsabteilungen des VEB Bau- und Montagekombinates Kohle und Energie in Dresden.

Die im laufenden Betrieb gewonnenen Erkenntnisse der technologischen Arbeit führten oft zu umfangreichen Forschungsarbeiten, häufig mit jahrelanger Grundlagenforschung. Die Ergebnisse flossen kontinuierlich in die Projektierung der neuen Anlagen und z. T. direkt in die Bauphase ein.

### **15.4.1 Zerkleinerung**

Der hohe Anteil von Schlamm (Letten) im Roherz musste bei der 1. Siebstufe abgeschieden werden, um die Brecher freizuhalten. Der kleinste mögliche Siebschnitt war dabei 30 mm. Somit war die Aufgabekörnung für die Mühlen der Römeraufbereitung <30 mm. Diese Körnung konnte nur mit großen Mahlkugeln ( $\varnothing$  120 mm) bewältigt werden, Übermahlung war die Folge.

Zur Lösung des Problems waren in der Primärmahlung Kaskaden- oder Stabmühlen angedacht, wobei die Entscheidung später für Stabmühlen fiel (TÖPFER, 1966). Stabmühlen erzeugen bei der Primärmahlung von Alten-

berger Erz weniger Feinstkorn als Kugelmühlen (ULRICH, 1986).

## **15.4.2 Flotation**

### **15.4.2.1 Reagenzienregime**

In den Jahren 1970-1975 wurden u. a. folgende Themen bearbeitet und kontinuierlich überführt:

- Anwendung der Phenyläthylenphosphonsäure (WOTTGEN, 1970) (Handelsname = Styrolphosphonsäure, kurz SPS) als Sammler für die Zinnsteinflotation mit besseren Ergebnissen als die bisher verwendete p-Tolylarsonsäure. Letztere war zudem als arsenhaltiges Reagenz in die Giftklasse 1 eingestuft. Gleichzeitig wurden
- die Wirkungen verschiedener Flotationsreagenzien untereinander getestet, so auch mit dem Schäumer Oktandiol. Oktandiol löste den als Umweltgift unerwünschten Schäumer Xylenol ab (Phenol!) und verbesserte gleichzeitig den Arbeitsschutz, denn Xylenol wirkte bei Hautkontakt stark ätzend (ROSENBAUM, 1981).

### **15.4.2.2 Chemische Erzvorbehandlung**

Langjährige Betriebsbeobachtungen (BHK Freiberg - Abschlussprotokoll 1978/BHK Freiberg - Dokumentation 1982; WOTTGEN u. a., 1976; ROSENBAUM, 1981), speziell der Flotation, hatten einen bemerkenswerten Einfluss der Zusammensetzung des Erzes auf den Flotationserfolg und damit auf das Betriebsergebnis gezeigt. Dabei war nicht nur der Sn-Gehalt maßgebend, sondern - wie sich später herausstellte - die chemisch-mineralogische Zusammensetzung nach Erztypen (TÖPFER, 1968 u. BILSING, 1975).

Zunächst brachten Zugaben von Natriumsilicofluorid und Säure (Salzsäure, später Schwefelsäure) deutliche Verbesserungen des Flotationsausbringens und der Anreicherung. Als Arbeitshypothese galt, dass dreiwertiges Eisen in der Flotationstrübe durch das Reagenz komplex gebunden wird. Wie auch immer die theoretische Deutung des Erfolges lauten mag (ROSENBAUM, 1981): Vergleichende Flotationsversuche mit unterschiedlichen Erztypen zeigten, dass generell eine Verbesserung der Erfolgswerte eintrat, dass jedoch bei schlecht flotierenden Erztypen sich der Erfolg stärker zeigte.

Das Verfahren wurde erfolgreich in die Praxis überführt. Sämtliche Dosierungs- und Einwirkaggregare wurden selbst entworfen und erprobt, die komplizierte Technologie der chemischen Erzvorbehandlung entwickelt und in die bereits im Bau befindliche Neuanlage integriert. Damit wurde ein in der Welt völlig neues Verfahren geschaffen,

dessen Know-how später auch international verkauft werden konnte.

Es gelangen nicht nur beachtliche Fortschritte in den Zinnkennziffern, sondern auch deutliche Verbesserungen der Konzentratzusammensetzung hinsichtlich fluortragender Mineralien, insbesondere eine Senkung des Topasgehaltes.

#### 15.4.2.3 Kontrolle des Flotationsprozesses

Mit dem Ziel einer besseren Kontrolle des Flotationsprozesses wurde eine kontinuierliche Zinnschnellbestimmung in der Flotationstrübe mittels radioaktiver Verfahren entwickelt. Damit wurden ständig Aufgabe- und Bergegehalte der Grundflotation kontrolliert. Über eine mathematische Verknüpfung mit einem ebenfalls radioaktiv ermittelten Trübedichtewert und einer induktiven Volumenstrommessung wurden später kontinuierlich Sn-Menge im Vorlauf und in den Abgängen der Flotation sowie das Zinnausbringen berechnet und in der Steuerwarte angezeigt (HOLZHEY 1969; KRÜGER 1971, 1977 u. 1981). Für die Gestaltung der Messstellen gab es kein Vorbild (Geometrie!). Sie wurden im Betrieb „vor Ort“ entwickelt und gestatteten schließlich die Ermittlung der Messwerte mit guter Repräsentanz.

#### 15.4.2.4 Feinstkornaufbereitung

In der Verfahrensstufe Entschlammung gingen ca. 25 % des im Erz enthaltenen Zinns verloren. Zur Steigerung des Gesamtausbringens wurde deshalb hier ein erheblicher Forschungsaufwand betrieben. Unter dem Titel Schlammflotation gelang der Nachweis der Flotierbarkeit feiner Körnungen im 10 µm-Bereich (STRUBE, 1965; WOTTGEN, 1974; NEUBER, 1977; SCHMIDT 1979). Um nun weitere Feinstkornanteile der Flotation zuzuführen, war eine verbesserte Feinkornklassierung erforderlich. Dabei muss nicht nur unflotierbares Feinstkorn entfernt werden, sondern es erfolgt gleichzeitig ein Wasserwechsel, also der Abstoß störender Ionen (BILSING, 1971).

Hier wurde es notwendig, die Feinkornströme von Primär- und Sekundärmaterial zu trennen. Das Feinkorn aus den Primärmahlkreisläufen enthielt den Anteil an lettigem Erz, der in der 1. Siebstufe abgeschieden wurde und damit auch die Hauptmenge störender Feinstschlämme und Ionen. Deshalb wurde für diesen Materialstrom eine fünfstufige scharf trennende Hydrozyklonanlage entwickelt (DALLMANN, 1980; DALLMANN & NEEBE, 1984, vgl. S. 270; HOFMANN & BECKER, 1979; MOSCH & HOFMANN, 1980).

In der 3. - 5. Zyklonstufe kamen Hydrozyklone NW 40 aus verschleißfestem Polyurethan zum Einsatz. Sie waren durch Mitarbeiter des Bergbau- und Hüttenkombinates Freiberg speziell für den Anwendungsfall Altenberg mit

einem Klassierschnitt von ca. 10 µm aus Modellen des Amberger Kaolinwerkes (AKW) weiterentwickelt worden.

Für den Sekundärstrom (= Feinkorn aus den Sekundärmahlkreisläufen) war eine derartig scharfe und aufwendige Klassierung nicht erforderlich. Deshalb wurde nach der 2. Zyklonstufe ein Eindicker mit 45 m Ø als Klassiergerät und Wasserabscheider eingesetzt, der bei ca. 5 µm trennen sollte.

#### 15.4.2.5 Schaltung der Flotationszellen und Hydrodynamik

In den Jahren 1980-1985 wurden Erfahrungen aus dem praktischen Betrieb mit Optimierungsarbeiten zur Schaltung und Fahrweise kombiniert. Nach der obligatorischen Sulfidflotation folgte eine Grundflotation auf Kassiterit. Mehrere Nachreinigungsstufen waren nötig und möglich. Das Vorkonzentrat der Grundflotation wurde sodann dem sog. Reichschäumer zugeführt, wo die von der Hütte geforderten Kennziffern zu garantieren waren. Die durch die Rührerwelle fremdbelüfteten Fingerrührerzellen hatten sich bereits grundsätzlich bewährt (BECHER, 1976).

Zum Transport der Mittel- und Zwischenprodukte zu anderen Anreicherstufen waren im Betrieb Altenberg sog. Schaumpumpen entwickelt worden. Es waren mit Epoxydharz und Siliziumkarbid ausgekleidete Pumpen, denen über einen extra weiten Ansaugstutzen das jeweilige Schaumprodukt (Luft-Wasser-Feststoff-Gemisch) zulief. Das offene Pumpenrad zerschlug den Schaum, wobei die Luft zum großen Teil durch einen senkrecht auf dem Ansaugrohr sitzenden Stutzen entwich. Luft wurde aber z. T. auch mitgefördert. Ohne diese Pumpen hätten die vielfachen Produkttransporte im Flotationsprozess nicht realisiert werden können. Nachteilig war das an der Stopfbüchse der Pumpen benötigte Sperrwasser und oft eine beträchtliche Wassermenge zum Niederschlagen des sehr zähen Flotations-schaumes im Pumpensumpf. Anfangs war versucht worden, in eine Reihe von Fingerrührerzellen jeweils Zellen mit selbstansaugenden Pumpenrührern einzufügen. Dieser Weg war nicht gangbar, denn die Pumpenrührerzellen erreichten nicht das zum Schaumaustrag benötigte Trübeniveau.

Zur Bewältigung der großen Trübestrome - Grobkorn  $\approx$  125 - 130 m<sup>3</sup>/h und Feinkorn  $\approx$  95 m<sup>3</sup>/h - in der Flotation wurde im Sinne eines hohen Ausbringens bei langer Verweilzeit in den Maschinen ein großes Flotationsvolumen benötigt. Das war mit den seit etlichen Jahren in Altenberg eingesetzten 3 m<sup>3</sup>-Fingerrührerzellen Typ 3000 F auf der geplanten Anlagenfläche nicht möglich. Deshalb wurde eine 6 m<sup>3</sup>-Doppelzelle mit Fingerrührer Typ 6000 F aus dem Produktionsprogramm des VEB Schwermaschinenbaukombinat Ernst Thälmann (SKET) unter Betriebsbedin-

gungen getestet (FRANKE, 1982; BRETSCHNEIDER, 1983; BHKF-Zinnerz Altenberg 1983/84) und die Entscheidung gefällt, die Neue Flotation mit insgesamt 72 Zellen à 6 m<sup>3</sup> für die Grundflotation auszurüsten. Damit konnte bei niedrigeren Investkosten (gegenüber 3 m<sup>3</sup>-Zellen) ein höheres Flotationsvolumen angeboten werden, das bei Grobkorn 2 Stunden, bei Feinkorn 1,5 Stunden Flotationszeit gewährleistete. Dieser Entscheidung waren umfangreiche Untersuchungen zur Hydrodynamik der Zellen vorausgegangen.

#### 15.4.3 Dichtesortierung

In der Vergangenheit waren bei dieser Verfahrensstufe Eigenbauwendelscheider und Eindeck-Schnellstoßherde eingesetzt. Bei hohem Betreuungsaufwand wurden nur mäßige Kennziffern erreicht. Für die notwendige Modernisierung wurden nach entsprechenden Forschungsarbeiten (FIA, 1987) 48 Stück Wendelscheider südafrikanischer Bauart Typ Fine mineral concentrator (FMC) mit glasfaserverstärkter Wendel aus England importiert.

Für die Herdarbeit wurde ein neues Sortiergerät, ein Dreideckherd sowjetischer Bauart Typ SK 22, erprobt (BHK Freiberg, 1977). Ziel waren bessere technologische Ergebnisse, besonders eine bessere Ausnutzung der Betriebsfläche in t/m<sup>2</sup>. Schließlich wurden 24 Stück dieser Maschinen importiert. Sie brachten einen 1,5fach höheren Durchsatz pro Quadratmeter Anlagenfläche.

#### 15.4.4 Konzentratbehandlung

Mit der geplanten Durchsatzsteigerung auf 1 Mio. t Erz/a war mit Armkonzentrat in der Größenordnung von 15000-20000 t/a zu rechnen. Dafür wurden 4 Eindicker mit Ø 12 m vorgesehen. Betriebsversuche und Sedimentationsversuche im Labor hatten diese Kapazität als ausreichend bzw. überdimensioniert ausgewiesen.

Für die Filterung der Armkonzentrate kam ein neues in Betriebsversuchen der Aufbereitung Römer erprobtes Verfahren zum Einsatz (vgl. Pkt. 15.6.9). Dabei wurde auf die Filtertrommel Dampf aufgeblasen. Der Effekt, eine Senkung des Wassergehaltes im Endkonzentrat um ~ 2 %, ist zurückzuführen auf:

- eine verringerte Viskosität der Filterflüssigkeit in den Kapillaren und
- eine Nachverdunstung im erwärmten Konzentrat auf dem Lagerplatz (MOSCH & BECKER 1985).

#### 15.4.5 Zinn aus Haldensand

Nachdem schon in der Vergangenheit die Wiederaufbereitung alter Spülhalden mit einem Zinngehalt von ca. 0,2 % (WTB Eisleben, 1966; RAATZ 1971) erwogen wurde, wandte man nun ab 1981 der Haldensandaufbereitung (GRUNER, 1982) besonderes Interesse zu. Bei den Aufbereitungsversuchen flossen alle neueren Erkenntnisse der Erzvorbehandlung und der Feinstkornflotation ein. Die Ergebnisse rechtfertigten unter den damals herrschenden ökonomischen Bedingungen (maximale Gewinnung von Zinn aus Eigenaufkommen mit staatlicher Stützung) die Projektierung einer Aufbereitungsabteilung in der alten Römeranlage und den Bau eines Schwimmsaugbaggers zur Entnahme der Sande von der Tiefenbachhalde (FAHNING u. a., 1983).

#### 15.5 Die Rekonstruktion der Aufbereitungsanlagen in drei Etappen - Realisierung

In allen drei Etappen der Rekonstruktion waren stets gleitende Forschung und Projektierung mit dem fortschreitenden Bau in Einklang zu bringen. Nach Möglichkeit sollten fertiggestellte Teilanlagen schnell produktionswirksam in Betrieb genommen werden. Das verlangte eine Vielzahl von Zwischenlösungen, meist verbunden mit dem Bau von Interimpumpstationen und Rohrleitungen.

##### 15.5.1 Die erste Etappe der Rekonstruktion bis 1977

In dieser 1. Etappe wurden die technologisch notwendigen Arbeiten zur Modernisierung der Altenberger Aufbereitungsanlagen in den alten Betriebsteilen Römer und Schwarzwasser begonnen (BECKER, 1973). Schwerpunkt war die Einführung der Allflotation, d. h. sämtliches gefördertertes Erz wurde in mehreren Stufen auf Flotationsfeinheit, d. h. < 100 µm gemahlen, also auch die Abgänge der Nassmechanik (Herde).

Dazu wurden in beiden Anlagen zusätzliche Mahlkreisläufe errichtet. Die notwendige Entschlammung mit Hydrozyklonen wurde dreistufig (1. Stufe 200 mm-Zyklone, 2. und 3. Stufe 86 mm-Zyklone) dem erhöhten Bedarf angepasst. In den beengten Räumen der Römeranlage wurden zusätzliche Flotationsmaschinen aufgestellt. Insgesamt arbeiteten 4 Maschinen mit je 12 Stück 2,5 - 3 m<sup>3</sup>-Zellen für die Grundflotation und eine Nachreinigungsmaschine mit 10 Zellen zu je 1,5 m<sup>3</sup> Inhalt. Erweiterungen der Reagenzienanlage, der Eindicker- und Filterkapazität folgten zwangsläufig.

Als Flotationsreagenzien dienen:

- ein Gemisch von lang- und kurzkettigen Xanthogenaten für die Sulfidflotation, ca. 80 g/t
- p-Tolylarsonsäure als Sammler für die Zinnflotation ca. 200 - 250 g/t
- Xylenol als Schäumer für beide Verfahrensstufen zusammen ca. 80 - 100 g/t
- als regelnde Reagenzien wurden Salzsäure und Natriumsilicofluorid in unterschiedlichen Mengen zugegeben.

Folgende Zahlen belegen die interessante Entwicklung

	1965	ab 1971
Gesamtdurchsatz t/a	~ 400000	~ 500000
Flotationsdurchsatz t/a	~ 60000	~ 300000
Anteil des Flot.-durchs. %	15	60
Gesamtausbringen %	43,78	50-57

Für die 1. Etappe wurden folgende Investmittel verbraucht:

Gesamt per 1977:	1.444,7 TM
davon Bau	141,5 TM
Ausrüstung	1.226,1 TM
Sonstiges	22,7 TM
Projektierung	54,4 TM

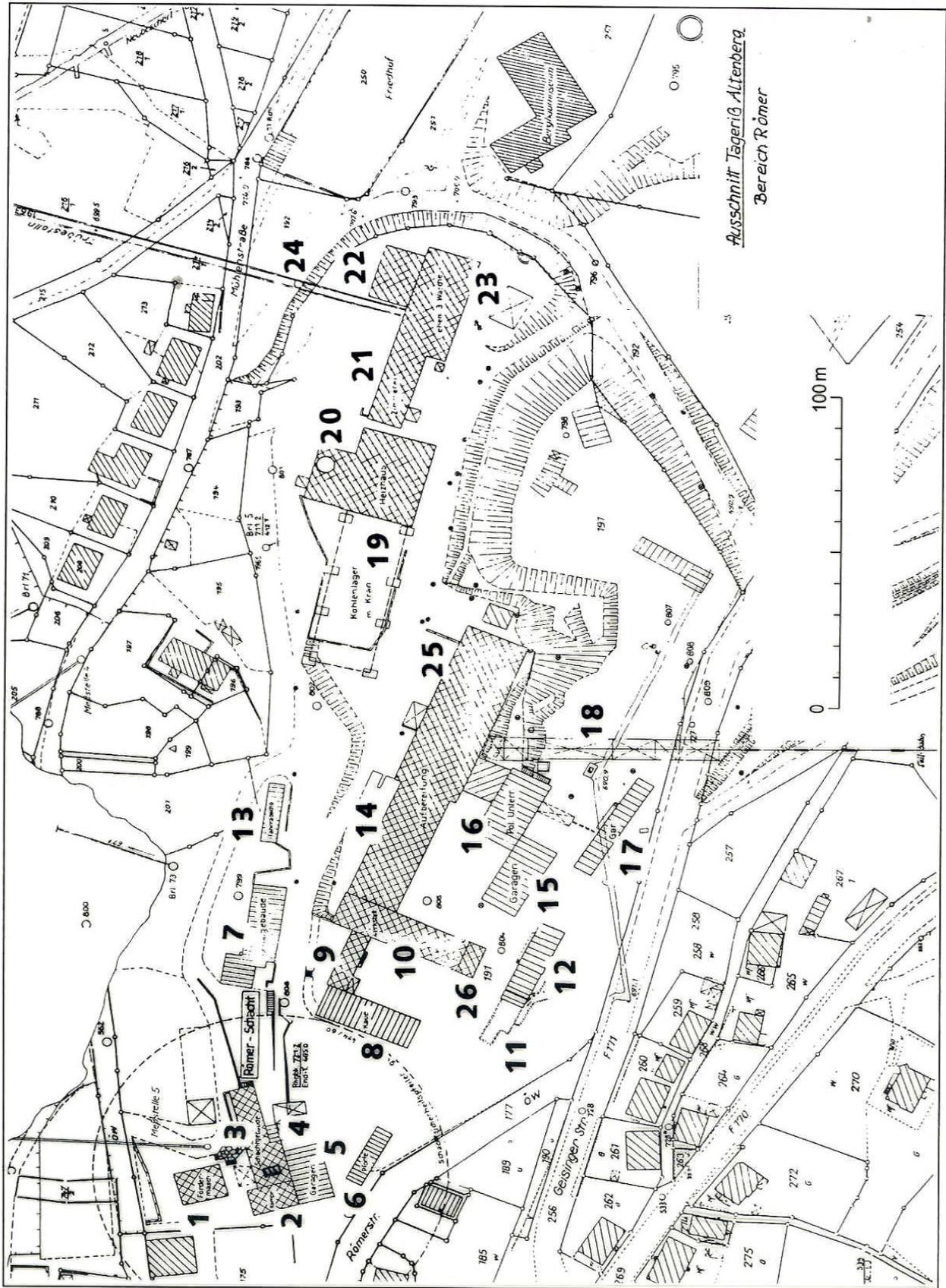
Die folgenden Abbildungen zeigen in Tagesrissen und technologischen Schemata Einzelheiten zu den Anlagen Römer, Schwarzwasser und der Mittelzerkleinerung:

- Tageriss Römer (Abb. 138) 1978
- Tageriss Schwarzwasser (Abb. 139) 1978
- Schema Mittelzerkleinerung/Seilbahn (Abb. 140) 1975
- Schema Aufbereitung Römer (Grobkorn) (Abb. 141) 1975
- Schema Aufbereitung Römer (Feinkorn) mit Legende (Abb. 142) 1975
- Schema Aufbereitung Schwarzwasser ab (Abb. 143) 1969

*Abb. 138 (rechte Seite): Tagesanlagen des Römer-Schachtes (fette Nummerierung) (top. Grundlage: Ausschnitt Tageriss Altenberg, Stand 1978)*

- 1 – Fördermaschinenhaus Römerschacht;
- 2 – Verdichterstation;
- 3 – Schachtgebäude;
- 4 – Bergkipfstelle;
- 5 – Garagen, ehem. Feuerwehrhaus;
- 6 – Pforte Römer;
- 7 – Küchengebäude, 1. Etage Verwaltungsräume;
- 8 – Kaue, Malerwerkstatt, Technologisches Labor;
- 9 – Durchgang Kaue – Aufbereitung;
- 10 – Elektro- und Schlosserwerkstatt;
- 11 – Überlauf nach Rößlerstollen;
- 12 – Trafostation;
- 13 – Fahrrad- und Mopedschuppen;
- 14 – Aufbereitung Römer;
- 15 – Garagen;
- 16 – Polytechnischer Unterricht, später Transportabteilung;
- 17 – Garagen;
- 18 – Seilbahnbrücke über Geisinger Straße;
- 19 – Krananlage über Kohlenlager;
- 20 – Heizhaus mit Schornstein;
- 21 – Zimmerei und Tischlerei (ehemals 3. Wäsche);
- 22 – Hallenbad in früherer Pumpstation;
- 23 – Zugang und Trübedurchlauf nach dem Trübestollen;
- 24 – Trübestollen;
- 25 – Konzentratlager;
- 26 – Säurelager

Aufbereitung



## Aufbereitung

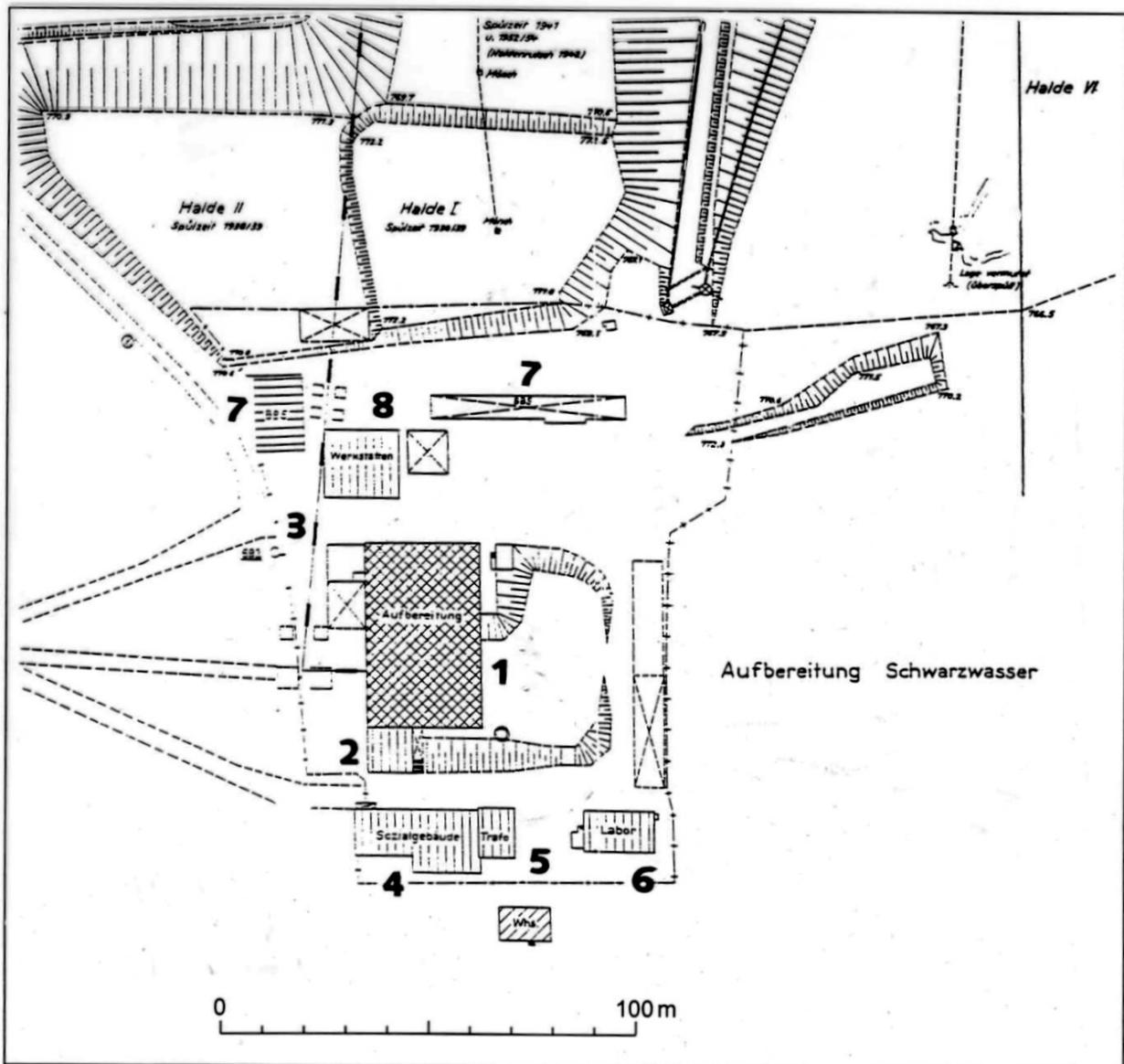


Abb. 139: Anlagen der Aufbereitung Schwarzwasser (fette Nummerierung)  
 (top. Grundlage: Ausschnitt Tageriss Altenberg; Stand 1978, vgl. auch top. Übersicht Abb. 97)  
 1 – Aufbereitung Schwarzwasser;  
 2 – Aufenthaltsräume;  
 3 – Seilbahn Arno-Lippmann-Schacht – Schwarzwasser;  
 4 – Sozialgebäude (u. a. Küche, Belegschaftsraum);  
 5 – Trafostation;  
 6 – Labor Schwarzwasser;  
 7 – ehemals Betriebsberufsschule, dann Lehrausbildung, später Polytechnik;  
 8 – Werkstätten

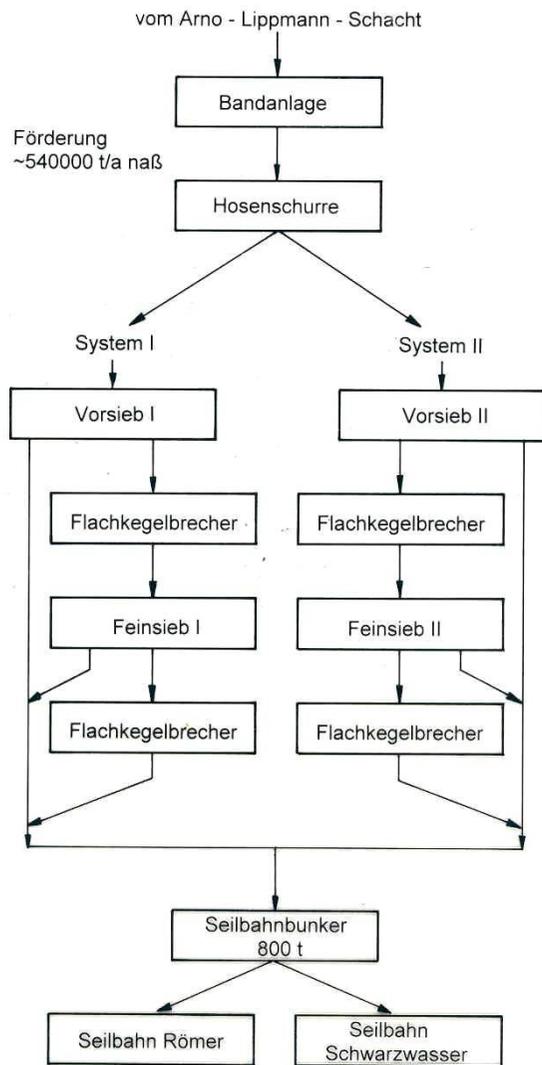


Abb. 140: Schema der Mittelzerkleinerung/Seilbahn 1975 (aus: Chronik des Betriebes Zinnerz Altenberg 1993, verändert von M. BECKER 1999)

Legende:  
 Doppeldecksiebe  
 KWS 1600x4000  
 Maschenweite  
 Oberdeck 50mm  
 Unterdeck 30mm

FKB 1220x170

Eindecksiebe  
 KWS 1300x3600  
 Maschenweite  
 20mm

FKB 1220x65

Entstaubung:  
 Bethfilter  
 180 sks-10

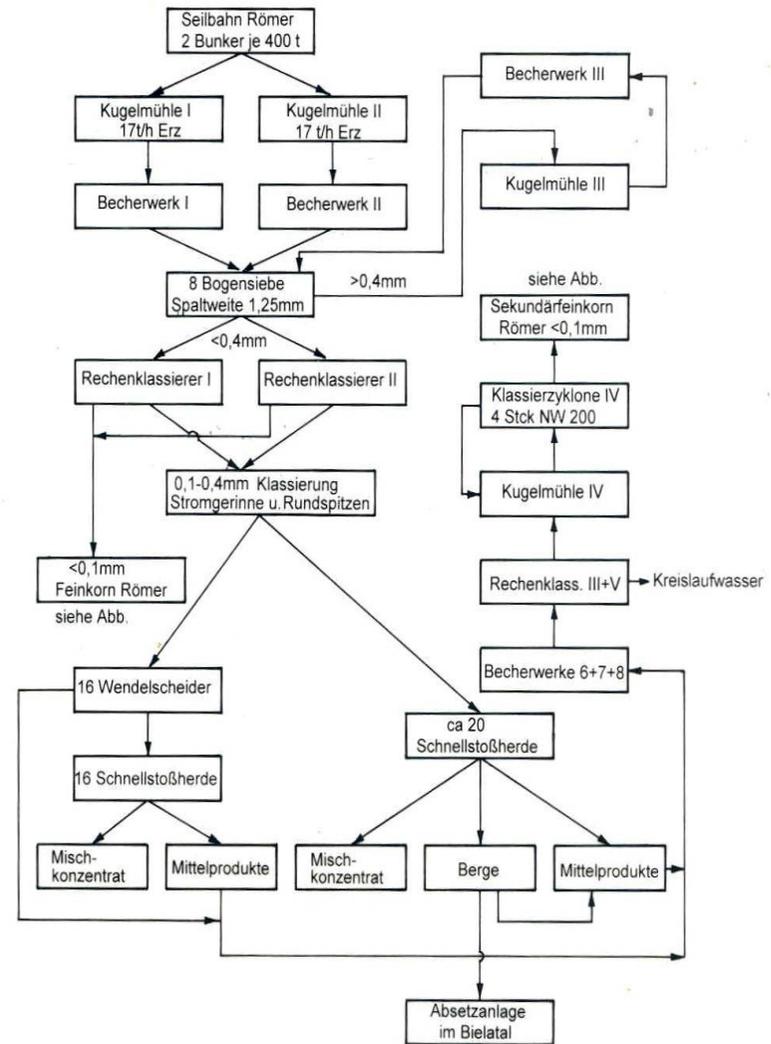


Abb. 141: Schema der Aufbereitung Römer (Grobkorn) 1975 (nach Zeichnung AR 2/75 des Betriebes Zinnerz Altenberg, verändert von M. BECKER 1999)

## Aufbereitung

Abb. 142:

Schema der Aufbereitung Römer (Feinkorn einschl. Schwarzwasser) 1975, nach Zeichnung AR 1/75 des Betriebes Zinnerz Altenberg, verändert von M. BECKER 1999

### Grobkorngrundflotation

(= Austrag der 1. Zyklonstufe)

2 Flotationsmaschinen mit je 14 Zellen a 2,5 m<sup>3</sup> Typ 2500 E mit Pumpenrührer; davon jeweils 3 Zellen für die As-Flotation vor der SnO<sub>2</sub>-Flotation

1 Flotationsmaschine mit 12 Zellen a 3,0 m<sup>3</sup> Typ 3000 F mit Fingerrührer und Fremdbelüftung; davon 2 Zellen für die As-Flotation

### Feinkorngrundflotation

(= Austrag der 2. Zyklonstufe)

1 Flotationsmaschine mit 12 Zellen a 2,5 m<sup>3</sup> Typ 2500 E mit Pumpenrührer; davon 2 Zellen für die As-Flotation

SnO<sub>2</sub>-Reichschäumer für Konzentrate der Grundflotation

1 Flotationsmaschine mit 10 Zellen, zu 1,5 m<sup>3</sup>; davon 6 Zellen Typ 1500 E und 4 Zellen Typ 1500 RE; alles Pumpenrührer

As (Sulfid)-Reichschäumer für As (Sulfid)-Konzentrate der Grundflotation mit 8 Zellen a 100 l Typ 100 E, Pumpenrührer

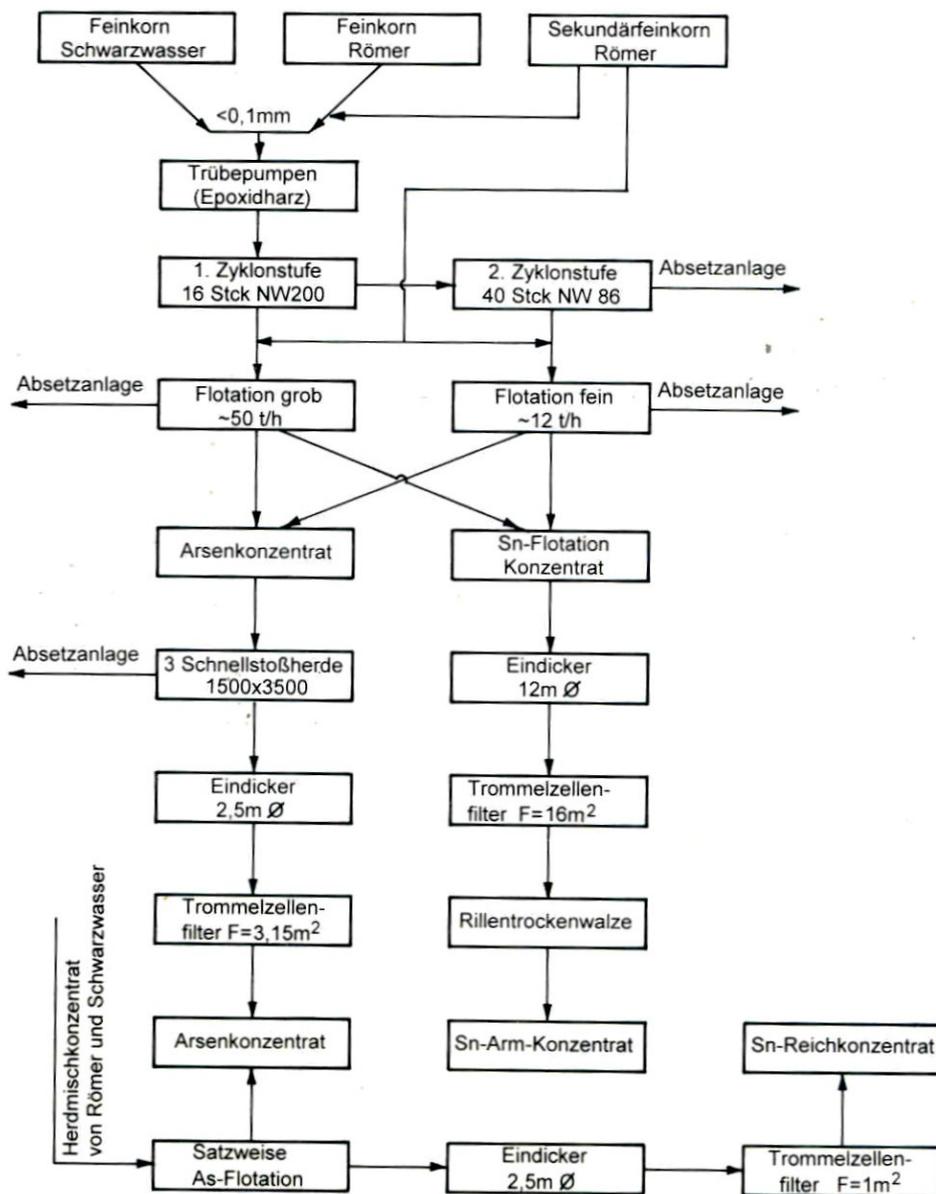
### Satzweise Flotation der Herdmischkonzentrate

1 Flotationsmaschine mit 8 Einzelzellen zu je 500 l, Eigenbau mit Fremdbelüftung; Reagenzienzugabe Grundflotation grob und fein

- Gemisch verschiedener Xanthogenate als Sammler für die As (Sulfid)-Flotation, ~ 80 g/t
- p-Tolylaronsäure, 200-250 g/t, später Phenyläthylenphosphonsäure, Werksbezeichnung Styrolphosphonsäure (Abkürzung SPS) als Sammler für die SnO<sub>2</sub>-Flotation ~150-200 g/t
- Xylenol als Schäumer für alle Flotationsbereiche, später Oktandiol 80-100 g/t
- Salzsäure (HCl) oder Schwefelsäure (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>) als Regler in der Grundflotation ~ 20 g/t
- Natriumsilicofluorid (Na<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub>) als Regler in der Grundflotation, insbesondere zum Drücken der F-Träger Topas und Flusspat, ~ 100 g/t

Durchschnittliche Konzentratgehalte (%) in den Jahren 1972/73 (nach Betriebsunterlagen)

	Sn	As	Fe	Bi	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
Sn-Reichkonzentrat	41,7	0,7	25,0	0,3	3,6	3,9
Sn-Armkonzentrat	12,4	0,6	31,7	0,1	9,6	19,0
As-Konzentrat	2,4	28,8	n. b.	2,6	2,8	6,4



## Aufbereitung

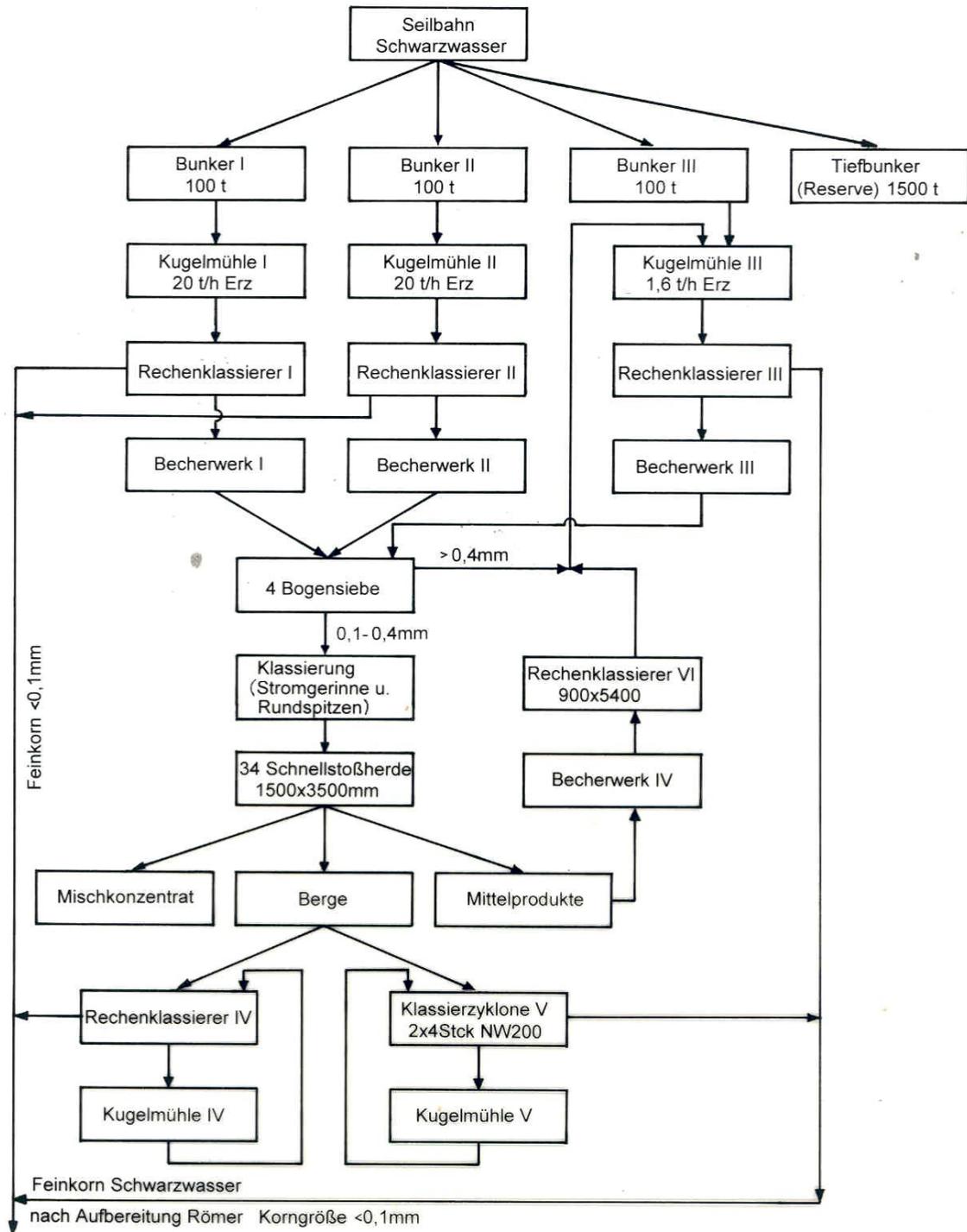


Abb. 143: Schema der Aufbereitung Schwarzwasser ab 1969 nach Zeichnung AS 1/73 des Betriebes Zinnerz Altenberg, verändert von M. BECKER 1999

**15.5.2 Die zweite Etappe der Rekonstruktion bis 1982**

Mit dieser 2. Etappe wurde der Bau einer völlig neuen Aufbereitungsanlage nördlich vom Arno-Lippmann-Schacht begonnen, um die Unzulänglichkeiten der überlasteten Altanlagen abzulösen und schrittweise den Erzdurchsatz weiter zu steigern (BECKER, M. & RÖSSEL, H., 1979). Kernstück war der Neubau des 1. Systems der Primärmahlung mit einer Großmühle (3,2 m Ø x 4,5 m) und einem Doppelschraubenklassierer 2,2 m Ø x 11 m. Eingeschlossen waren der Umbau der Brechanlage übertage (sog. Mittelzerkleinerung), um das Erz sowohl noch per Seilbahn nach Schwarzwasser bringen zu können, aber über zwei neue Bandbrücken auch in die zwei Bunker (je 1500 t) der neuen Mahlanlage. Hinzu kam der Bau einer dem zusätzlichen Erzdurchsatz angepassten Dichtesortierung, bestehend aus Stromklassierung, Wendelscheidern und Schnellstoßherden.

Auch die Flotation in der Römeranlage musste für den höheren Durchsatz um eine weitere Flotationsmaschine mit 12 Zellen à 3 m<sup>3</sup> erweitert werden.

Als Sammler in der Zinnsteinflotation dienten 150 - 200 g/t Styrolphosphonsäure und als Schäumer ~80 g/t Oktandiol.

Das Verfahren der chemischen Erzvorbehandlung mit ca. 1000 g/t Natriumsiliconfluorid und Schwefelsäure vergleichmäßigte deutlich das unterschiedliche Flotationsverhalten der einzelnen Erztypen. Besonders schlecht flotierbare Erztypen brachten bessere Ergebnisse.

Auch der Einsatz der kontinuierlichen Zinnschnellbestimmung in der Produktionstrübe, sowohl im Aufgabematerial wie in den Abgängen, gab schnelle Hinweise auf kritische Zustände und ermöglichte sofortiges Eingreifen.

Wie bei späteren Inbetriebnahmen von Teilanlagen waren zusätzliche Provisorien von Rohrleitungen, Trübegegerinnen und Pumpstationen zu projektieren, zu bauen und bei laufendem Betrieb einzubinden.

Für die 2. Etappe wurden folgende Investmittel verbraucht:

Gesamt per 1982	46.864,6 TM
davon Bau	26.453,8 TM
Ausrüstung	15.929,5 TM
Sonstiges	898,8 TM
Projektierung	2.834,8 TM
Bauleitung	747,7 TM

**15.5.3 Die dritte Etappe der Rekonstruktion bis 1990 (Vorbereitung ab 1976, Erfolgjahr 1986)**

**15.5.3.1 Technologischer Umfang**

Ziel der 3. Etappe der Rekonstruktion waren deutlich gesteigerte Produktionskennziffern mit ca. 2100 t/a Zinn aus Roherz und ca. 100-150 t/a Zinn aus Sanden der Tiefenbachhalde (alte Produktionsrückstände) (Ministerium EMK 1982). Dazu wurde der Erzdurchsatz auf 1 Mio. t/a trocken erhöht, das Gesamtzinnausbringen auf 65-67 %. Der geplante Wert von 70 % Gesamtausbringen wurde nicht erreicht.

Der technologische Umfang ist ersichtlich aus den folgenden Abbildungen und Anlagen:

- Riss Tagesanlagen Arno-Lippmann-Schacht (Abb. 144)
- Technologisches Schema der Mittelzerkleinerung mit 3. Brechstufe 1987 (Abb. 145)
- Technologisches Schema Neue Aufbereitung 1988 mit Legende (Beilage 5, 6)
- Schema der Erzvorbehandlung/Entschlammung in der Neuen Aufbereitung 1981 (Abb. 146)
- Schema der Entschlammung 1988 (Abb. 147)
- Technologisches Schema Neue Flotation 1983 mit Legende (Beilage 7.1, 7.2)

Für die 3. Etappe wurden folgende Investmittel verbraucht:

Gesamt per 1990	182.432,3 TM
davon Bau	95.211,6 TM
Ausrüstung	71.646,1 TM
Sonstiges	675,7 TM
Projektierung	13.699,6 TM
Bauleitung	1.199,3 TM

*Legende zu Abb. 144 (folgende Seite):*

- Tagesanlagen des Arno-Lippmann-Schacht (fette Nummerierung)*  
*(top. Grundlage: Ausschnitt aus Tagesriss der Verwahrdokumentation 1993)*
- 1 – Trafostation Schacht 3;
  - 2 – Fördermaschinenhaus Schacht 3 mit Schwerlastwinde;
  - 3 – Schacht 3;
  - 4 – Schüttgutbunker Schacht 3;
  - 5 – Lager für Baustoffe;
  - 6 – Aufzug zum Bergebunker;
  - 7 – Kippstelle mit Bergebunker;
  - 8 – Eindicker für Armkonzentrat;
  - 9 – Flotation;
  - 10 – Neue Aufbereitung;
  - 11 – Eindicker 45 m Ø für Feinkornklassierung;
  - 12 – Mittelzerkleinerung;
  - 13 – Sozialgebäude (Speiseraum, Küche, Kaue, Arztstation und Verwaltungsräume);
  - 14 – Arno-Lippmann-Schacht (Schachtgebäude);
  - 15 – Fördermaschinenhaus Arno-Lippmann-Schacht;
  - 16 – Verdichterstation;
  - 17 – Verdichterstation;
  - 18 – Trafostation;
  - 19 – Seilbahntunnel: Seilbahn von Mittelzerkleinerung (12) nach Schwarzwasser;
  - 20 – Seilbahntunnel: Seilbahn von Mittelzerkleinerung (12) nach dem Römer;
  - 21 – 3. Brechstufe;
  - 22 – Hauptmagazin;
  - 23 – Zentralwerkstatt und Elektrowerkstatt;
  - 24 – Grundmittellagerhalle;
  - 25 – Hauptpforte Arno-Lippmann-Schacht;
  - 26 – Garage;
  - 27 – über Garage (26) und Pforte (25): Dispatcherzentrale;
  - 28 – Wohnheime;
  - 29 – Rohrbrücke neue Aufbereitung – Flotation;
  - 30 – Bandbrücken von Mittelzerkleinerung – neue Aufbereitung;
  - 31 – Erzvorbehandlung in der sog. Spreizung

# Aufbereitung

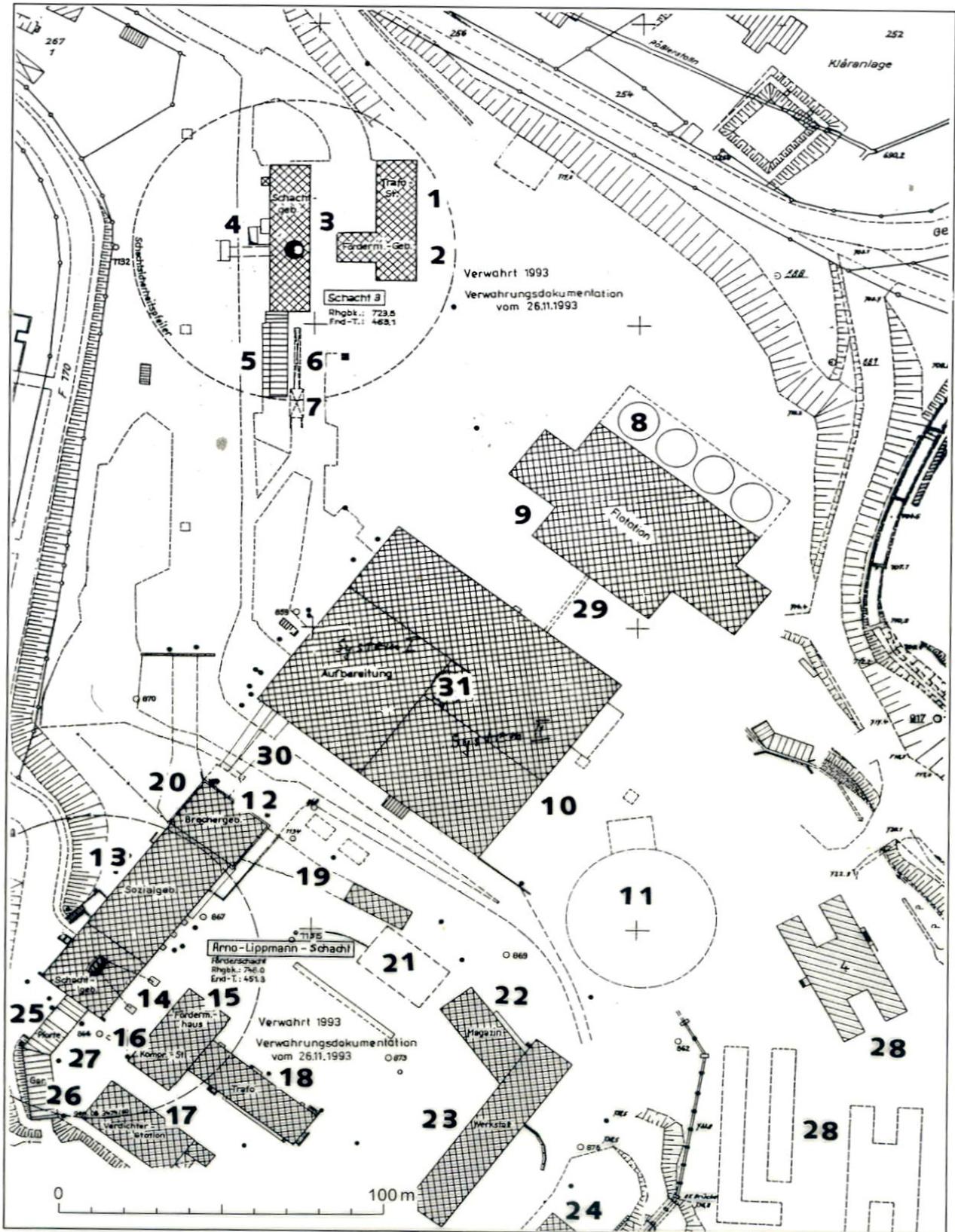
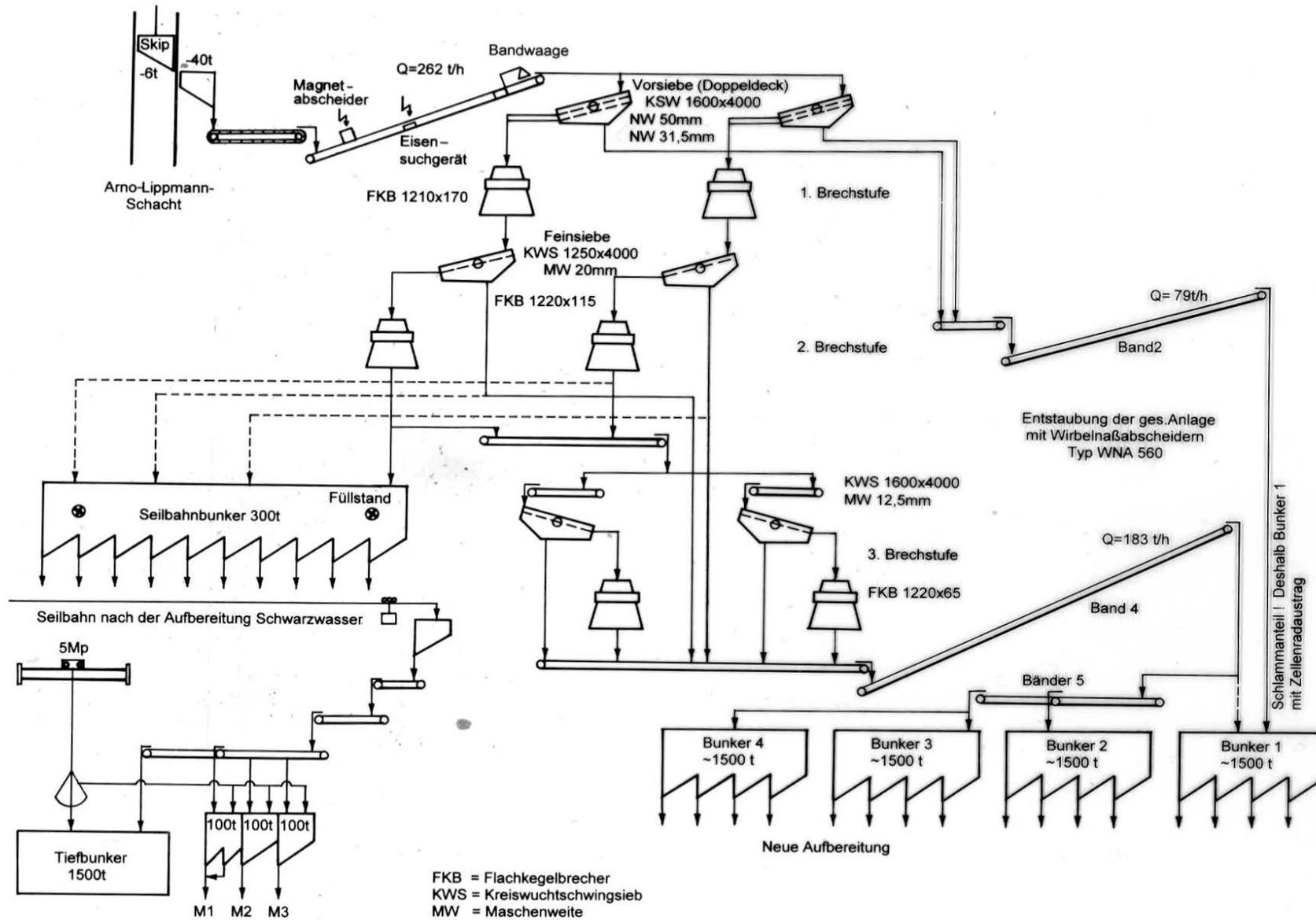


Abb. 144: Tagesanlagen des Arno-Lippmann-Schachtes



Aufbereitung

Abb. 145: Technologisches Schema der Mittelzerkleinerung mit 3. Brechstufe nach Zeichnung AZ 1/87 des Betriebes Zinnerz Altenberg, verändert von M. BECKER 1999

## Aufbereitung

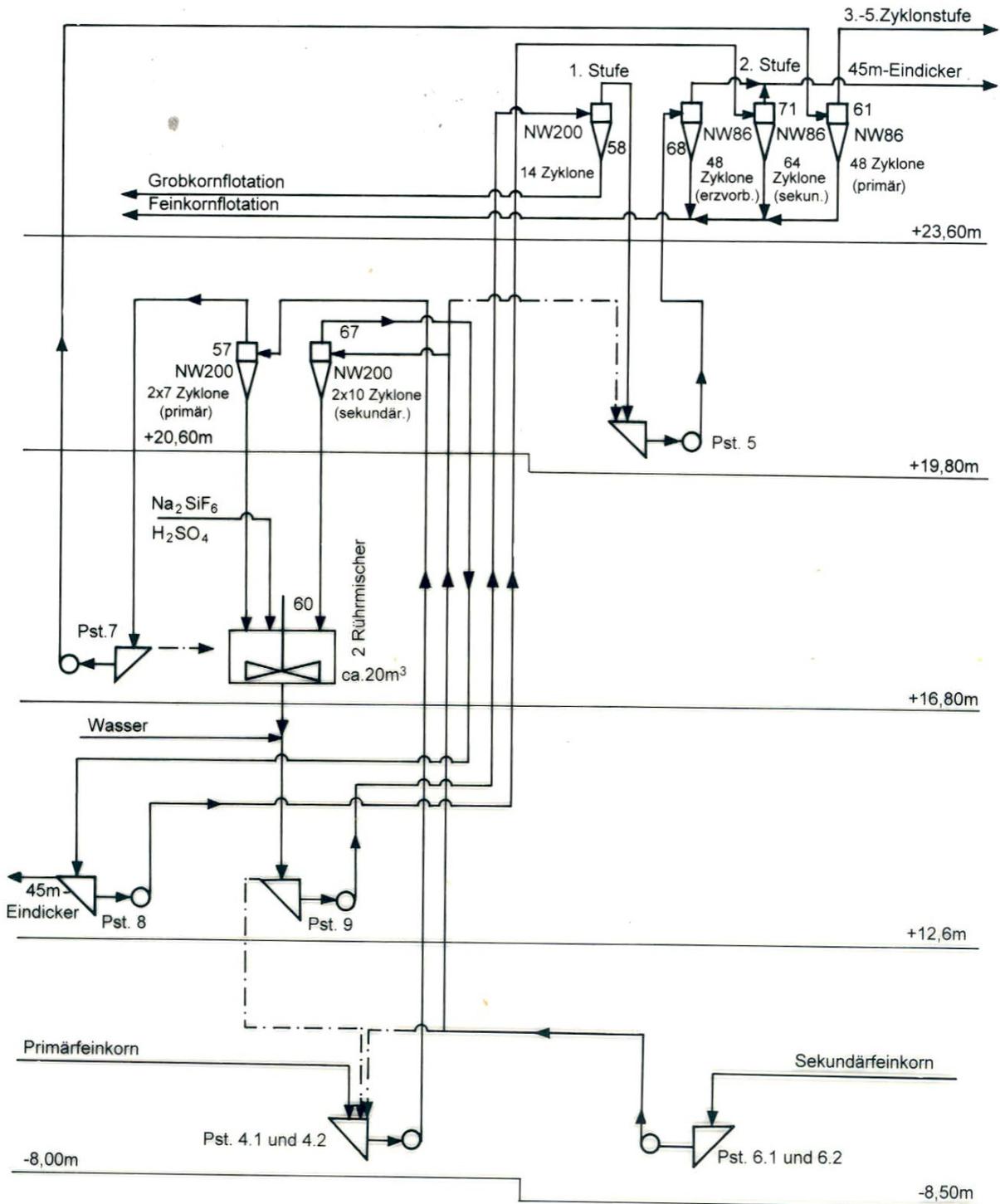


Abb. 146: Schema der Erzvorbehandlung/ Entschlammung in der Neuen Aufbereitung nach einer Zeichnung des Betriebes Zinnerz Altenberg 1981, verändert von M. Becker 1999 (Pst. = Pumpstation)

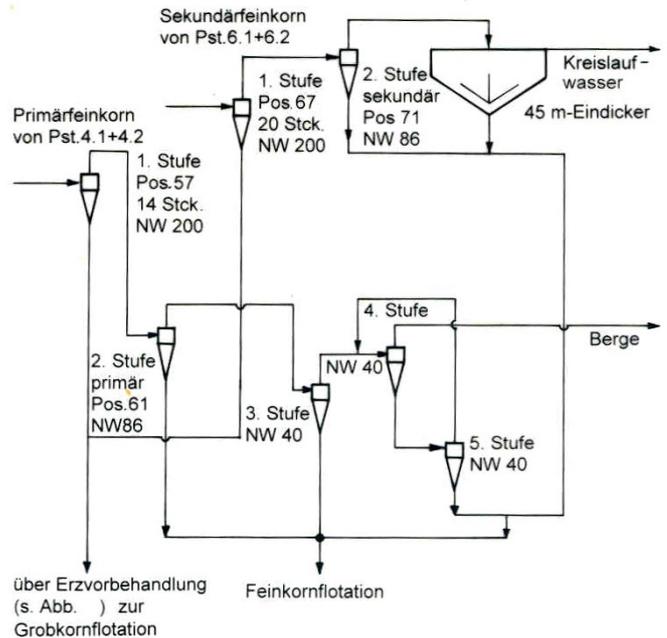


Abb. 147:  
 Schema der Entschlammung Zinnerz Altenberg;  
 Stand 1988,  
 5 stufige Hydrozyklonklassierung und Klassiereindicker  $\varnothing$  45 m

### 15.5.3.2 Baulicher Umfang der 3. Etappe

Die unter Punkt 15.5.3.1 genannte technologische Konzeption diente als Aufgabenstellung für einen Architekturwettbewerb. Von einer Jury wurde unter etlichen Konzepten der Vorschlag des Dresdner Architekten Christian Wiesenhütter ausgewählt.

Ausschlaggebend war natürlich die Eignung für die geplante Technologie und der Kostenanschlag. Wiesenhütter führte aber auch erfolgreich die landschaftsgerechte Gestaltung seiner Gebäude mit Spitzdächern ins Feld. Später erhielt er für die gelungene Konzeption des gesamten Gebäudeensembles den Architekturpreis der DDR, die damals höchste Auszeichnung für einen Architekten<sup>1</sup> (Abb. 148).

Das Hauptgebäude, später Neue Aufbereitung genannt, 1978 - 1985 erbaut, 85,5 m x 71,4 m x 44 m, hatte als Kern einen Bunkertrakt aus Beton, der im Gleitbau hochgezogen wurde. Der fast runde Grundriss der Bunker sollte das Anbacken des fettigen Erzes in den Ecken vermeiden.

An diesen Betonkern lehnte sich südlich die Stahlkonstruktion der Primärmühlenshalle mit Schieferdeckung. Nördlich stand ein sog. Geschossbau, der vor allem die Dichtesortierung mit Stromklassierung, Wendelscheidern und Herden

aufnahm. In den oberen Geschossen befanden sich Schwarz-Weiß-Kauen für Frauen und Männer sowie Büroräume und Werkstätten (Abb. 149, 150, 151). Für diesen Geschossbau wurde ein Hubdeckenverfahren angewendet, d. h. um senkrechte Säulen wurden am Boden sämtliche Geschossdecken gegossen und dann hydraulisch einzeln auf die gewünschte Höhe gezogen (Abb. 152, 153). Dieses Verfahren sicherte einen schnellen Baufortgang, hatte aber, wie sich später zeigte, empfindliche Nachteile für die Realisierung der technologischen Ausrüstung. An diesen Geschossbau schloss sich nördlich die Sekundärmühlenshalle an, wiederum mit Schieferdeckung. Beide Mühlenhallen waren aus Steuerwarten gut einsehbar.

Die Erzbeschickung der Anlage erfolgte über zwei Bandbrücken, die ohne Farbkonservierung (Kosteneinsparung) aus korrosionsträgem Stahl (sog. KT-Stahl) errichtet wurden. Für die Entnahme des Erzes aus der Mittelzerkleinerung musste dieses Gebäude an der Nordseite geöffnet werden.

Das Flotationsgebäude wurde 1983 - 1985 als Stahlskelettbau errichtet (84 m x 62 m x 45 m). Sein Spitzdach war ebenfalls mit Schiefer gedeckt (Abb. 154 u. 155). Die Steuerwarte gestattete einen Überblick über die Grundflotation (Abb. 156). Hier waren sämtliche wichtigen Aufbereitungsdaten an Schaltbildern oder am Computer sichtbar bzw. abrufbar (Abb. 157). Abb. 154 zeigt in dem noch offenen Ostgiebel die gewaltigen Trägerlagen für die Grundflotation.

<sup>1</sup> Christian Wiesenhütter war Chefarchitekt des VEB Bau- und Montagekombinat Kohle und Energie Dresden

Abb. 148: Gesamtansicht Neue Flotation und Neue Aufbereitung im Vordergrund Schacht III und Seilbahndstelle Römer  
Foto: H. Lausch



Eine begehbare Rohrbrücke von 60 m Länge stellte die Verbindung zwischen Neuer Aufbereitung und Neuer Flotation her. Beide Gebäude waren außen mit Ekotal verkleidet (= kunststoffbeschichtetes Feinblech von VEB Eisenhüttenkombinat Ost = EKO in Eisenhüttenstadt).

## 15.6 Betriebserfahrungen mit den neuen Anlagen

### 15.6.1 Baukonzeption

Die realisierte Baukonzeption entsprach im wesentlichen den technologischen Anforderungen. Die riesigen Hallen erhielten allerdings kaum Tageslicht. Sie waren auch heizungstechnisch nur auf Frostfreiheit ausgelegt. Für das Bedienungspersonal gab es dort, außer den Steuerwarten, Wärmepunkte mit Heißluftstrahlern.

Die für schnellen Baufortgang gedachten Hubdecken im Geschossbau waren für nachträgliche technologische Änderungen nicht geeignet, da sie außerordentlich stark armiert waren. Jeder zusätzliche Deckendurchbruch musste vom Statiker genehmigt werden. Auch störten die Säulengitter beim Führen von Trübeleitungen, deren Gefälle vorgegeben war und bei der Maschinenaufstellung. Übrigens wurden alle Rohrabhängungen geklebt.

### 15.6.2 Bunkerung und Zerkleinerung

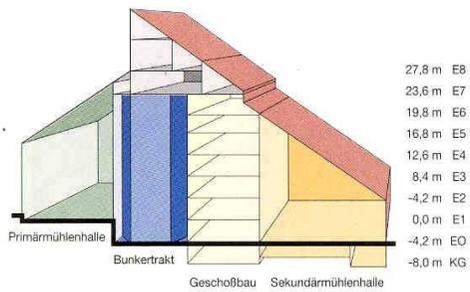
#### 15.6.2.1 Bunkerung

Das wohl größte Problem bei der Aufbereitung des Alten-

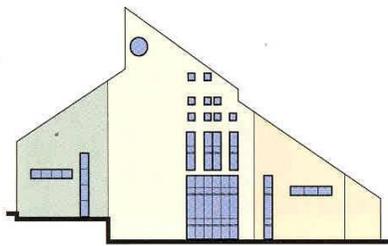
berger Erzes war der hohe Anteil an lettigem Material durch kaolinisierte Feldspäte bei einem Wassergehalt des Erzes von ~6 %. Dieser Lettenanteil musste vor der Mittelzerkleinerung abgetrennt werden, um überhaupt die Funktion der Kegelbrecher zu ermöglichen. Bei dem notwendigen Siebschnitt von mindestens 30 mm entstand so der sog. Schlamm, der ca. 30 % des Roherzes betrug.

Seit Jahrzehnten war dieser Erzanteil gesondert verarbeitet worden (früher in der Aufbereitung Römer), um den restlichen „trockenen“ Anteil (ca. 70 % des Roherzes) *kontinuierlich* aufbereiten zu können. Beim Bunkern des Schlammes in der Aufbereitung Römer kam es häufig zu Bunkerdurchbrüchen (bis zu 40 t Erz liefen aus). Erst mit dem Einsatz von Zellenradschleusen anstelle der hier völlig ungeeigneten Schubwagenspeiser als Austragsorgan wurde das Problem besser beherrscht.

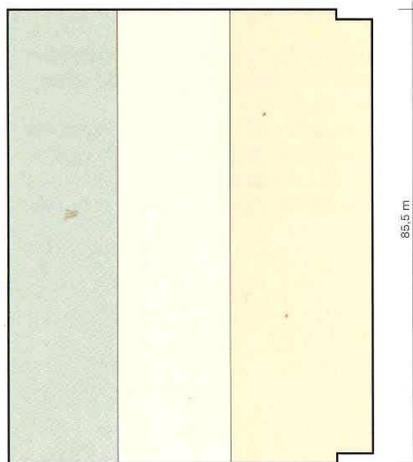
In der Neuen Aufbereitung wurde der Schlammanteil zur Mahlung in Stabmühle I nur im Bunker I gestapelt. Dieser Anteil war so dünnflüssig, dass er im Bunker waagrecht ausspiegelte. Die Erzentnahme mittels 4 Stück Zellenradschleusen musste möglichst schnell geschehen, da sich sonst die Masse entmischte. Dabei behinderten die groben Anteile den Austrag, während später die darüber stehende „Trübe“ auch durch die Zellenräder nicht zu halten war. Diese stoßweise Erzzufuhr zur Stabmühle I hatte negative Folgen für den gesamten Ablauf der Aufbereitung.



27,8 m E8  
 23,6 m E7  
 19,8 m E6  
 16,8 m E5  
 12,6 m E4  
 8,4 m E3  
 -4,2 m E2  
 0,0 m E1  
 -4,2 m E0  
 -8,0 m KG



18,0 m | 14,4 m | 14,0 m | 18,0 m | 7,0 m



85,5 m

Abb. 149:  
 Neue Aufbereitung, An-  
 sicht von Osten  
 Foto: M. BECKER

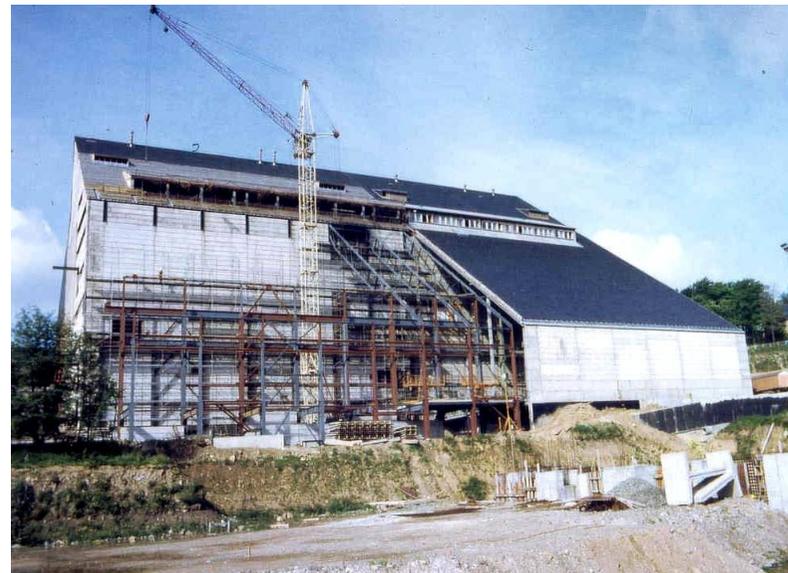


Abb. 151:  
 Neue Aufbereitung, An-  
 sicht von Norden; Foto:  
 J. RIßLAND

Abb. 150: Neue Aufbereitung in Skizzen nach einem Ex-  
 posé der Projektgesellschaft Altenberg mbH



Abb. 152: Neue Aufbereitung, Beginn des Geschossbaus im Hubdeckenverfahren  
Foto: J. RIßLAND



Abb. 153: Neue Aufbereitung, Ansicht von Westen  
Foto: J. RIßLAND



Abb. 154: *Neue Flotation, Ansicht von Osten, Giebel noch offen*  
Foto. J. RIßLAND

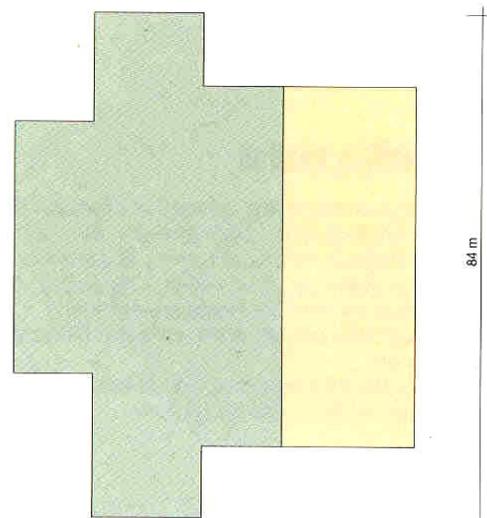
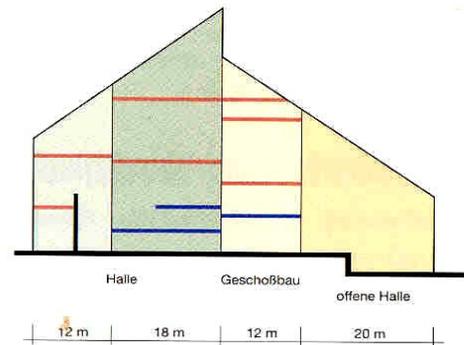


Abb. 155: *Neue Flotation, in Skizzen nach einem Exposé der Projektgesellschaft Altenberg mbH*



Abb. 156: Grundflotation –  
Innenansicht  
Foto. H. LAUSCH

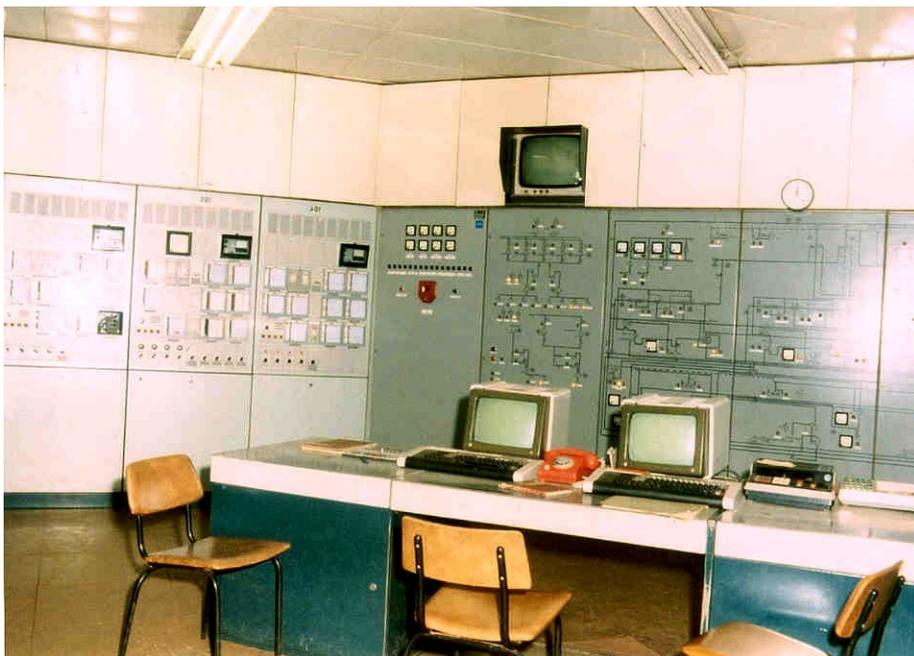


Abb. 157:  
Steuerwarte der Neuen Flo-  
tation  
Foto. H. LAUSCH

### 15.6.2.2 Zerkleinerung

Zur Erfüllung der Planziele der Grube Zinnerz Altenberg in der 3. Etappe war die Zerkleinerung von 1 Mio. t/a Erz der Körnung  $< 150 \text{ mm}$  auf Flotationsfeinheit, d. h.  $< 100 \text{ }\mu\text{m}$  erforderlich. Dabei war schonend zu arbeiten, um die Bildung von Feinstkorn  $< 10 \text{ }\mu\text{m}$  zu reduzieren, das den Flotationsprozess behindert. Es mussten also möglichst viele Zerkleinerungsstufen, jeweils mit einer Zwischenklassierung, verwendet werden. In der Mittelzerkleinerung (Brecherei) waren 2 Brechstufen (später 3), jeweils bestehend aus zwei Flachkegelbrechern und zwei Kreiswuchtschwingensieben eingesetzt. In der Mahlung gab es eine Primär- und

eine Sekundärstufe (s. Beilage 5 und 6 Technologisches Schema Neue Aufbereitung u. Legende).

In der Primärmahlung wurden 2 Stabmühlen eingesetzt (Stäbe  $90 \text{ mm } \varnothing \times 4200 \text{ mm}$ ) (Abb. 158). Sie produzieren gegenüber Kugelmühlen weniger Feinstkorn (BILSING, 1986). Außerdem wurden sie zur wirksamen Zerkleinerung des Grobkorns  $< 30 \text{ mm}$  im Schlammanteil benötigt. Auf der Grundlage der Betriebsergebnisse wurden die zwei Primärmühlen für je bis zu  $90 \text{ t/h}$  (Planwert  $85 \text{ t/h}$ ) berechnet und mit  $3,2 \text{ m } \varnothing \times 4,5 \text{ m}$  dimensioniert.