

DK 622.7 : 622.346.3 : 549.761.53  
DEC C 245

## Über den Stand der Wolframerzaufbereitung und die Scheelitaufbereitung in Tux der ÖAMAG.\*)

Von V. Weiss, Radenthein

*(Allgemeines über Lagerstätten und die Wolframerzwirtschaft; Einflüsse auf die Aufbereitung von Wolframerzen; mögliche und angewendete Aufbereitungsmethoden; die Scheelitaufbereitung Tux mit Verfahrensstammbaum.)*

*(General information on deposits and tungsten ore; influences on the beneficiation of tungsten ores; possible and actual beneficiation methods; the scheelite beneficiation process at Tux with a flow sheet of the process.)*

*(Généralités sur les gisements de minerais de tungstène et leur exploitation; méthodes de préparation possibles et méthodes appliquées; préparation de scheelite à Tux avec schéma du procédé.)*

### 1. Lagerstätten

Von den Wolframmineralien hat bekanntlich die Wolframitserie [(Fe, Mn) WO<sub>4</sub>] Hübnerit, Wolframit und Ferberit und der Scheelit (CaWO<sub>4</sub>) wirtschaftlich die weitaus größte Bedeutung. Die wenigen übrigen Wolframmineralien sind meist nur mineralogisch von Bedeutung. Wegen der guten Spaltbarkeit der monoklinen Wolframitserie und des tetragonalen Scheelits können keine alluvialen Lager gebildet werden, außer in unmittelbarer Nähe der Lagerstätte, weil das Mineral zu rasch in feinsten Sand zerfällt und dadurch vom Wasser und den Atmosphären stark verteilt wird. Diese physikalische Eigenschaft wirkt sich auch auf die Aufbereitarbeit nachteilig aus, worauf noch eingegangen wird. Entsprechend ihrer Genetik haben die Wolframerze verschiedene Begleitmaterialien:

Die kontaktmetasomatische Lagerstätte hat trotz ihres meist geringen Gehaltes an Scheelit, durch die Entwicklung der Aufbereitungstechnik, zunehmende Bedeutung erlangt. Die in den Tactiten vorkommenden Scheelite werden zumeist von Granat, Epidot, Quarz und Kalkspat begleitet. Ebenso treten Apatit, Flußspat, Pyrit, gelegentlich Magnetit sowie Molybdän- und Wismutmineralien auf.

Katathermale Quarzgänge enthalten 90 % und mehr Quarz als Verunreinigung, weiters Muskowit, Feldspat, Turmalin u. a. Aus ihnen ist die Kiangsi-Provinz gebildet, die größte Wolframerzprovinz Chinas, sowie Vorkommen in Portugal, Australien und Bolivien.

Die mesothermalen Gänge führen Scheelit, Hübnerit oder Ferberit. Als Gangart erscheinen besonders Quarz und Karbonate, jedoch haben diese Vorkommen kein Zinnerz mehr. Ihnen zugeordnet werden die Vorkommen in den Kordillieren Nordamerikas und Peru.

Schließlich sind noch die epithermal gebildeten Oberflächengänge zu nennen, die Scheelit, Ferberit und Hübnerit enthalten. Ihre wichtigsten Begleit-

mineralien sind Antimonglanz, Schwerspat, und Karbonate (Nevada) (1), (2).

Der größte Wolframproduzent ist China (50 % der Weltproduktion), dessen Provinz Kiangsi den größten Wolframdistrikt umfaßt. Die meisten abbauwürdigen Gänge sind wie erwähnt, katathermal und die Hauptverunreinigung Quarz; der Hauptwolframträger ist Wolframit, selten Scheelit. Weitere wichtige Wolframproduzenten sind die USA, Burma, Korea, Bolivien, Kanada, Portugal, Schweden, Erzgebirge u. a. (3).

### 2. Wolframitwirtschaft

Etwa 70 % des in der Welt gewonnenen Wolfram-erzes wird zur Herstellung von Stahllegierungen, die durch den Zusatz von Wolfram eine hohe Härte bekommen, verwendet. Weiters wird es zu Legierungen mit Nichteisenmetallen verwendet, zu Wolframkarbid verarbeitet, das fast Diamanthärte besitzt und als Hartmetall viele Anwendungsgebiete findet. In der Elektrotechnik wird das metallische Wolfram hauptsächlich für die Herstellung von Glühlampenfäden verwendet. Es besitzt den höchsten Schmelzpunkt aller bekannten Metalle (3380 °C).

Den ersten bedeutenden Aufschwung erfuhr die Wolframproduktion im 1. Weltkrieg durch seine Verwendung zur Stahlhärtung in der Kriegsrüstung. Nach dem 1. Weltkrieg sank der Wolframverbrauch wieder auf 7000 t (60 % WO<sub>3</sub>Konz.), einem Viertel der Kriegsproduktion, ab. 1927 wurde von Krupp für das spröde Wolframkarbid ein geeignetes Bindemittel gefunden, wodurch dieses diamantharte Metall in der Technik vielseitige Anwendung fand. Im 2. Weltkrieg erreichte die Wolframproduktion 60.000 t (60 % WO<sub>3</sub>Konz.), um nach 1945 wieder auf ein Drittel, nämlich 19.000 t, zurückzufallen. Mit Ausbruch des Koreakrieges wurde im Jahre 1953 eine neue Produktionsspitze von 71.000 t (60 % WO<sub>3</sub> Konz.) erreicht. Entsprechend diesen bizarren Produktionsziffern unterliegen die Weltmarktpreise auf der New Yorker und Londoner Börse sehr starken und auch kurzzeitigen Schwankungen. Die Börsenpreise beziehen sich in London auf die Einheit (unit.) WO<sub>3</sub> = 1/100 Lgt. = 22,4 lbs und in New York auf 1/100

\* Nach einem Referat, im Rahmen der 4. Sitzung des Fachausschusses für Aufbereitung des BVÖ, gehalten am 21. 10. 1966 in Mayrhofen.

shtn. = 20 lbs  $WO_3$ . Bei weniger als 65 %  $WO_3$  Konzentrat werden Abzüge verrechnet. Der Gehalt an Mo, AS, Sn, S und P ist limitiert (1), (2).

So ist aus dem Gesagten zu erkennen, daß die Wolframerze aus der Sicht des Aufbereiters im wesentlichen aus zweierlei Gründen eine Sonderstellung einnehmen. Als pneumatolytische Durchläufer können die Wolframerze in den verschiedensten Mineralgesellschaften und Formen auftreten. Damit ändern sich auch die Aufgaben des Aufbereiters von Lagerstätte zu Lagerstätte und es läßt sich nur in loser Form ein gemeinsames verfahrenstechnisches Konzept finden. Die gute Spaltbarkeit, zusammen mit der oft feinen Struktur und Verteilung der Minerale, verursachen dem Aufbereiter Schlammverluste. Diese aber sind ein weltweit gemeinsames Problem. Um diese Verluste zu verringern, wurden in den letzten Jahren in Forschungsstätten und Betrieben große Anstrengungen unternommen. Der weitere Grund für die Sonderstellung der Wolframerze gegenüber den meisten übrigen Metallerzen ist die hohe Preisempfindlichkeit bei weltpolitischen Veränderungen. Es kann die Wirtschaftlichkeit der Gewinnung und Aufbereitung eines bestimmten Wolframerzes über Nacht nicht mehr gegeben sein. So mußten eine große Zahl von Wolframerzgruben in den USA nach 1956 schließen, als die staatlichen Verträge über den Ankauf von Wolframerzen für Rüstungszwecke, ausliefen. Es ist zu hoffen, und Anzeichen sprechen dafür, daß sich die Verwendung von Wolfram allmählich zugunsten friedlicher Zwecke verlagert, wodurch sich die Preise beruhigen würden und eine gesündere Planung in der Wolframerzeugung möglich wäre.

### 3. Aufbereitungsmethoden

#### 3.1. Vorbereitende Verfahren

Bei der Zerkleinerung von Wolframerz wird sowohl beim Brechen als auch beim Mahlen darauf geachtet, nicht über den Aufschlußpunkt hinauszugehen und eine schonende Zerkleinerungsmethode, im Hinblick auf die Sprödigkeit des Wertgutes, zu wählen. Hierfür werden Walzenmühlen vor Stabmühlen und diese vor Kugelmühlen empfohlen (1). Entsprechend sind Backen- und Walzenbrecher, Prall- und Schlagbrechern vorzuziehen.

Ebenso kommt einer geeigneten Klassiereinrichtung besondere Bedeutung zu. Durch eine ausreichende und scharfe Klassierung können die Schlammverluste eingedämmt werden, besonders dort, wo eine Feinkornsortierung folgt. Die heute üblichen Schub- und Fliehkraftklassierer trennen nach der Gleichfälligkeit. Ihr Einsatz als Klassiergerät vor einer Herdsortierung als eine Schwerkraftaufbereitung ist daher nicht ganz sinngemäß. Verfahrenstechnisch richtiger, leider aber auch aufwendiger, ist hier eine Klassierung nach der Korngröße.

#### 3.2. Sortierung

Durch die hohe Wichte der Wolframminerale Wolframit (7,1 — 7,5) und Scheelit (5,9 — 6,1) wurde die Schwerkraftaufbereitung zu einem der

gebräuchlichsten Sortierverfahren, wobei vor allem Setzmaschinen und Herde der verschiedensten Bauarten Verwendung finden. Auf ihnen werden die leichten Gangarten Quarz, Blattsilikate und Karbonate, deren Wichte meist unter 3 liegt, abgeschieden. In diesem Zusammenhang ist ein Fall aus Yxsjöberg erwähnenswert (4): Um bei der möglichst vollständigen Abtrennung der Silikate (Wichte 2,5 — 3,5) nicht Scheelitverluste zu bekommen, wird dort der Aufgabe weiterer Magnetkies mit der Wichte 4,5 zugegeben. Dieser bildet eine Zwischenschicht und ermöglicht somit eine gute Abtrennung der Silikate ohne Scheelitverluste. Der Magnetkies wird in der darauffolgenden Stufe magnetisch abgetrennt.

Für die Sortierung der Schlämme haben sich Kippherde mit Gummirippenbelag bewährt. Im Falle Tux, wo die Scheelit-Schlämme durch tonhaltige Substanzen verunreinigt ist, verkleben sich die Gummiprofile und sind schwer zu reinigen. Was die Verwendung von Setzmaschinen betrifft, werden diese mitunter als Vorsortierung in den Mahlkreislauf eingegliedert, um den notwendigen Aufschlußpunkt nicht unnötig zu überschreiten.

Die Aufbereitung mit Schwertrübe kann nur dort Verwendung finden, wo der Aufschlußpunkt schon im Grobkorn, in hinreichendem Maße, erreicht wird. Eine Beeinflussung der Trübedichte durch den Schlamm ist hier jedoch besonders leicht möglich. Vorteilhaft gegenüber den Setzmaschinen ist aber das mögliche breitere Kornband der Aufgabe.

Bei Gegenwart von Pyrit, Zinnstein ( $SnO_2$ ), Magnet- und Kupferkies, sowie manchmal bei Granat und Epidot, ist die magnetische Aufbereitung anwendbar. Der Pyrit muß in einer körnigen Form vorliegen und vorher bei 600 — 800 °C geröstet werden. Dabei ist die Einhaltung der Temperatur und die Dauer der Röstung, für die magnetischen Eigenschaften, wichtig. Wolframit kann mit Starkfeldscheidern von Zinnstein und Scheelit sortiert werden, das Erz muß aber auf kleiner als 100  $\mu$  gemahlen werden. Wenn Granat und Epidot magnetische Eigenschaften haben, können sie mit Kreuzbandscheidern ausgehalten werden.

Die elektrostatische Sortierung wird zur Trennung von Scheelit und Zinnstein verwendet, nachdem Zinnstein, im Gegensatz zu Scheelit, ein ziemlich guter Leiter ist. Dieses Verfahren erfordert jedoch eine gute vorherige Trocknung auf unter 1 % Feuchtigkeit. Die Sortierung ist im Kornbereich zwischen 60  $\mu$  und 3 mm möglich (5).

In den letzten Jahren hat sich die Flotation besonders für Scheelit zum wichtigsten Aufbereitungsverfahren entwickelt. Sie wird einerseits als Sulfidflotation angewendet, um Pyrit und andere Sulfidverunreinigungen auszuschwimmen und andererseits als Direktflotation der Wolframerze. Die beiden Flotationsstufen werden einzeln angewendet oder auch hintereinander eingesetzt. Sie bilden häufig eine wertvolle Ergänzung der immer noch interessanten naßmechanischen Aufbereitung. Vielfach wird sie dort zur Sortierung der Schlammabgänge der Herde einge-

setzt. Auch dient sie zur Trennung von Scheelit und Zinnstein, die manchmal in Gesellschaft auftreten.

Die sulfidische Flotation arbeitet mit Xanthaten wie Kalium-Äthylxanthat und Kalium-Hexylxanthat (z. B. Tux). In Amerika sind die Aero-Xanthate 301, 303, 322, 325, 343, 350, sowie Aerofloat 25 und 21 bekannt. Als Schäumer werden Flotol, Flotanol (z. B. Tux), Aerofroth 70 und 73, sowie Pine Oil verwendet. Die Flotation arbeitet im sauren Bereich unter pH 6.

Zur Wolframit- und Scheelitflotation werden Fettsäuren und deren Seifen, sowie Fettalkohol-Phosphorsäureestersalze und kationaktive Reagenzien verwendet. Aus den USA sind Petrosulfonate R 824, R 765, R 801, R 825, R 828, sowie R 708 bekannt. Die größte Verbreitung hat Ölsäure gefunden, wobei sich im Betrieb Mischungen von Ölsäure und Tallöl (1 : 1) bewährt haben. Auch eine Ölsäure-Linolsäuremischung (Neo-Fat 42/0,6), in Verbindung mit Wasserglas und Quebracho wird zur Flotation von kalkhaltigen Scheeliterzen verwendet (6). Besonders interessant erscheint die Verwendung von Medialan-KA (Farbwerke Hoechst), ein Natrium Kokosfett-säure-Sarkosid. Eingehende Versuche mit diesem Sammler wurden in den letzten Jahren auf der Lehrkancel für Aufbereitung der Bergakademie Clausthal gemacht. Sie zeigten, daß mit diesem Reagenz besonders gute Ausbringenswerte in Feinschlammfraktionen erzielt werden können. Darüber hinaus gelang es mit diesem Sammler, Scheelit von Zinnstein zu trennen. Scheelit und Wolframit schwimmen in allen pH-Bereichen, jedoch in dem engen pH-Bereich von 9 – 9,5 zeigte Zinnstein ausgeprägte Inaktivität. Unangenehm dabei ist, daß Quarz in diesem pH-Bereich schwimmt (7).

Der Sammlerverbrauch bei der Wolframerzflotation ist sehr verschieden und liegt zwischen 0,2 – 1,5 kg/t Aufgabe. Als Drücker der karbonatischen und silikatischen Gangarten, die ja leider auch mit diesen anionaktiven Sammlern erfaßt werden, sind Wasserglas ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) und Quebracho (Rohtanninextrakt) in Verwendung (8). Der Verbrauch und die Einsatzweise von Wasserglas ist sehr verschieden. So ist beispielsweise aus Rußland bekannt, daß der Scheelit in zwei Stufen geschwommen wird, wobei das erste Konzentrat Kalkspat, Flußspat und Apatit noch enthält. Es wird auf 60 – 70 % Feststoff eingedickt und bei 70 – 80 °C mit Wasserglas etwa 20 – 60 Minuten behandelt. Danach wird der Scheelit nochmals mit Fettsäure flотиert. Mit dieser, von N. S. Petrov ausgearbeiteten Desorptionsmethode, kann ein Haufwerk mit nur 0,15 – 0,20 %  $\text{WO}_3$  in ein Konzentrat mit 65 – 70 %  $\text{WO}_3$  übergeführt werden (9). Im allgemeinen jedoch wird Wasserglas flüssig kurz vor den Zellen beigegeben.

Das  $\text{SiO}_2$ : $\text{Na}_2\text{O}$ -Verhältnis soll zwischen 2,5 und 3 sein (16). Die dabei notwendigen Mengen liegen nach verschiedenen Angaben zwischen 0,3 und 3 kg/t. Die für Quebracho liegt zwischen 0,3 – 1,5 kg/t Aufgabe. Soda wird in einer Menge von 0,3 – 1,5 kg zugegeben, um den pH-Wert der Trübe auf durchschnittlich 10 zu bringen.

Im Rahmen einer Dissertationsarbeit an der Lehrkancel für Aufbereitung in Clausthal wurde vor kurzem das Flotationsverhalten von sehr feinkörnigen Wolframitmineralien untersucht. An einem künstlichen Wolframit-Quarz-Gemisch zeigten die Ergebnisse, daß die Zugabe von Wasserglas die Selektivität bei gleichbleibendem Ausbringen, in den Kornklassen zwischen 40 – 10  $\mu\text{m}$ , verbessert. Es zeigte sich ferner, daß dem optimalen Ausbringen und Anreichern ein optimales Wasserglas-Ölsäure-Verhältnis zuzuordnen ist. Eine Erscheinung, die auch in der Magnesitflotation bekannt ist. Flotationsergebnisse an einem natürlichen feinkörnigen Scheeliterz bestätigen die verbessernde Wirkung von Wasserglas. Auch wurden Zusammenhänge zwischen Zetapotentialverlauf und Flotierbarkeit bei anionaktiven Sammlern festgestellt (10).

Vielfach werden den Sammlern geringe Mengen von Schäumern oder Schaumreglern zugegeben, wie beispielsweise Aerosol 18. Sie geben eine bessere Verteilung und helfen auch Sammlerreagenzien einzusparen. Die ungefähre Zugabemenge bewegt sich zwischen 20 und 150 gr/t. Bei Medialan-KA werden Seifenemulsionen zur Herabsetzung der Schaumstabilität verwendet. Ein neuer Schäumer, der sich auch schon in anderen Oxidflotationen bewährt hat, ist der Alkohol, Methyl Isobuthyl Carbinol. Es kann durch Zugabe von 1/10 Polymerol 6232 (Shell) die Schaumstabilität gedämpft werden.

Wenn Apatit  $[\text{Ca}_4(\text{CaF})\text{PO}_4]_3$  als Begleitmineral auftritt, kann die Rührlaugung mit gutem Erfolg eingesetzt werden. Ein Beispiel dafür ist die Aufbereitung Tux. Es wird verdünnte Salzsäure benützt. Der Verbrauch richtet sich neben dem Apatitgehalt auch nach dem Anteil an Kalk bzw. Kieselsäure im Erz. Im Falle Tux werden 180 kg/t verbraucht, um den Gehalt von 1,5 – 1,7 % Phosphor auf 0,02 % herabzusetzen. In einem anderen Fall wird mit 6 kg/t der Phosphorgehalt von 0,3 auf 0,007 % reduziert (1). Zur Trennung von Flußspat-Scheelit-Produkten ist eine zweistufige Laugung bekannt, wobei in der ersten Stufe Wasserglas und in der zweiten Stufe Ameisensäure und Salzsäure verwendet werden.

Schließlich sei noch auf die Möglichkeit einer optischen Aufbereitungsmethode hingewiesen, die für die Scheelitaufbereitung in Tux von P. Weiss und F. Trojer untersucht wurde. Hierbei handelt es sich um eine mechanisierte Bandlesung, gesteuert durch die Fluoreszenzerscheinung von Scheelit bei kurzweiligem UV-Licht. Diese Methode ist als Vorsortierung im Grobkornbereich anwendbar.

Es hat sich seit dem eigentlichen Beginn der Wolframerzaufbereitung in den Jahren des 1. Weltkrieges die Auswertung der Wolframerze erheblich verbessert. Waren zu Beginn Anreicherungsgrade von max. 60 %  $\text{WO}_3$ -Ausbringen üblich, so wurde durch den Einsatz der Naßmechanik als Aufbereitungsverfahren bereits rund 70 – 80 %  $\text{WO}_3$ -Ausbringen erreicht. Durch die letzte Entwicklung, der Anwendung der Flotation zur direkten und indirekten Anreicherung von Wolframerzen, wurden Ausbringen von 80 bis 85 %  $\text{WO}_3$  zur Regel. Die Verfeinerung sämtlicher Auf-

bereitungsverfahren, im besonderen die des Flotationsprozesses, mit besonderer Blickrichtung auf die bessere Verwertung der Schlammfraktionen, lassen erwarten, daß Ausbringenswerte von 90 % und mehr im Betrieb erreicht werden können.

## Die Scheelitaufbereitung Tux

### Lagerstätte und Gewinnung

Der Scheelitbergbau wurde 1956 aufgenommen, der systematische Abbau begann 1957. Es wurde wohl schon früher in der Magnesitgrube und ihrer Umgebung Scheelit festgestellt, jedoch zeigte sich vorerst keine abbauwürdige Vererzung. Das Vorkommen ist an bestimmte Teile der Magnesitlagerstätte Tux gebunden, welche während der variszischen Gebirgsbildung metasomatisch aus paläozoischen Kalken entstanden. Ein weiteres eisenreiches Magnesitlager gehört einer späteren Vererzungsperiode an (11), (12). Ganz nahe am Kontakt dieser Vorkommen, bereits im angrenzenden Phyllit, vorwiegend im Tonschiefer des Liegenden, tritt das Wolframerz Scheelit ( $\text{CaWO}_4$ ) auf. Es konnte nach neueren Untersuchungen in drei Vererzungsgenerationen aufgegliedert werden, wovon nur die älteste, der graue Scheelit, von wirtschaftlicher Bedeutung ist (13). Die Graufärbung wird vom Tungstenanteil verursacht. Diese Vererzungsgeneration stammt aus der Zeit vor der Magnesitmetasomiose. Begleitminerale vom grauen Scheelit sind: Quarz, Dolomit, Magnesit, Apatit, Pyrit, Goetit, Chlorit, Prochlorit, Graphitpigmente, Tungstenit als typomorphes Mineral, vereinzelt auch Wolframit, Molybdänlanz u. a.

Der Scheelit tritt in wechselnder Mächtigkeit von 1 mm bis einigen dm in Lagergängen auf, wobei er der Faltenbildung des Schiefers folgt.

Die Struktur ist feinkörnig in der Größe von etwa 0,5 mm Korn. Dies und die gute Spaltbarkeit nach vier Richtungen der tetraedrischen Kristalle verursachen beträchtliche aufbereitungstechnische Schwierigkeiten. Die feinkörnige Struktur und innige Verwachsung erfordert einen hohen Aufschluß des Erzes durch Feinmahlung, dabei wird durch die gute Spaltbarkeit das Wertmineral in den schwer zu sortierenden Feinschlämmen angereichert. Die Fluoreszenz des Scheelits bei Bestrahlung mit kurzwelligem UV-Licht der Wellenlänge 2280–4400 Å wird zur Prospektierung (14) und selektiven Gewinnung bergmännisch genutzt (15). Durch den Lichthof, der bei der Fluoreszenz entsteht, ist es möglich, Scheelitkorn bis zu 50 my mit freiem Auge noch zu erkennen.

Das Erz wird der Lagerstätte entsprechend in einem kleinen Firstenstoßbau gewonnen; gegenwärtig stehen 5–6 Abbaue in Betrieb. Im Jahre 1965 wurden 5700 t Erz gefördert. Die Fördermenge ist von den schwankenden Preisen und den sich rasch ändernden Lagerstättenverhältnissen abhängig und bewegt sich bei einem durchschnittlichen  $\text{WO}_3$ -Gehalt von 2 % zwischen 4.500 t–12.000 t jährlich.

Die Scheelitgewinnung in Tux wird in zweiter Linie, neben dem Magnesitbergbau und der Kauster-

produktion betrieben. Nur so ist derzeit eine wirtschaftliche Ausbeute dieser Kleinlagerstätte möglich. Für die Aufbereitung des Scheelits müssen, soweit möglich, die bestehenden Einrichtungen der Kausterverarbeitung verwendet werden. Die Grobzerkleinerung, Trockenmahlung, teilweise die Klassierung und die Fördereinrichtungen sind Teile dieser Kausterverarbeitung und stehen nur bei Produktionsstillständen für die Scheelitaufbereitung zur Verfügung.

So ist auch die Trockenmahlung des Haufwerkes vor der Naßaufbereitung des Scheelits eine Folgeerscheinung dieser Umstände. Für die richtige Beurteilung der gegenwärtigen Situation ist es notwendig, dies der Beschreibung der Scheelitaufbereitung in Tux vorzuschicken.

## Der Aufbereitungsprozeß

### 1. Voraufbereitung

Das Erz kommt in einer Körnung von  $< 300$  mm und einem  $\text{WO}_3$ -Gehalt von etwa 2 % aus der Grube. Ein für die Verarbeitung von Scheeliterz hoher Gehalt. Nach einer Zwischenlagerung wird es einer 2-stufigen Brechanlage aufgegeben und auf  $< 30$  mm vorzerkleinert. Die erste Stufe ist ein Kegelmühle (A) und zerkleinert auf 60 mm. Die zweite Stufe ist ein Backenbrecher (B), der den Siebrückstand 30–60 mm des Schwingsiebes (C) auf  $< 30$  mm bricht. Das vorgebrochene Erz gelangt über ein Förderband und eine Telleraufgabe in einen Trommeltrockner (D). Der Ölverbrauch liegt bei 1,0–1,5 % der Aufgabe. Die Trocknung ist erforderlich, weil wie erwähnt, für die Mahlung die vorhandene Kauster-Trockenmühle verwendet werden muß. Nach der Trocknung wird das Erz in einem 90-t-Silo gelagert, bevor es auf einer 3-Walzenmühle (E) gemahlen wird. Die Mühle arbeitet im geschlossenen Kreislauf mit einem Rheum-Schallsieb (F), 0,6 mm Maschenweite. Das auf  $< 0,6$  mm gemahlene Erz gelangt in einen weiteren 90-t-Vorratsilo. Die verhältnismäßig große Silokapazität ist erforderlich, weil die Zerkleinerungsanlage wie erwähnt, nur zeitweise für die Scheelitaufbereitung zur Verfügung steht.

Das Erz wird mit einer Förderschnecke in einen 5-t-Arbeitssilo gebracht, der ein weiteres Rheum-Schallsieb (G) mit einer Maschenweite von 0,2 mm beschickt. Die beiden Kornklassen: Schlämme 0–0,2 mm und Feinkorn 0,2–0,6 mm, werden in einem Rührbehälter mit Wasser vermenget und dispergiert. Danach folgt die Sortierung. Sie unterteilt sich in 3 aufeinanderfolgende Sektionen, jede hat die Abtrennung einer bestimmten Mineralgruppe oder eines Minerals zur Aufgabe und unterscheidet sich im Verfahren von den anderen.

### 2. Sortierung

#### 2.1. Herdaufbereitung zur Abtrennung silikatischer und karbonatischer Gangarten

Die Schlämme  $< 0,2$  mm und das Feinkorn 0,2–0,6 mm werden auf je 2 Diagonal-Stoßherden (H) sortiert. Diese Herde haben verstellbare Hubhöhe und

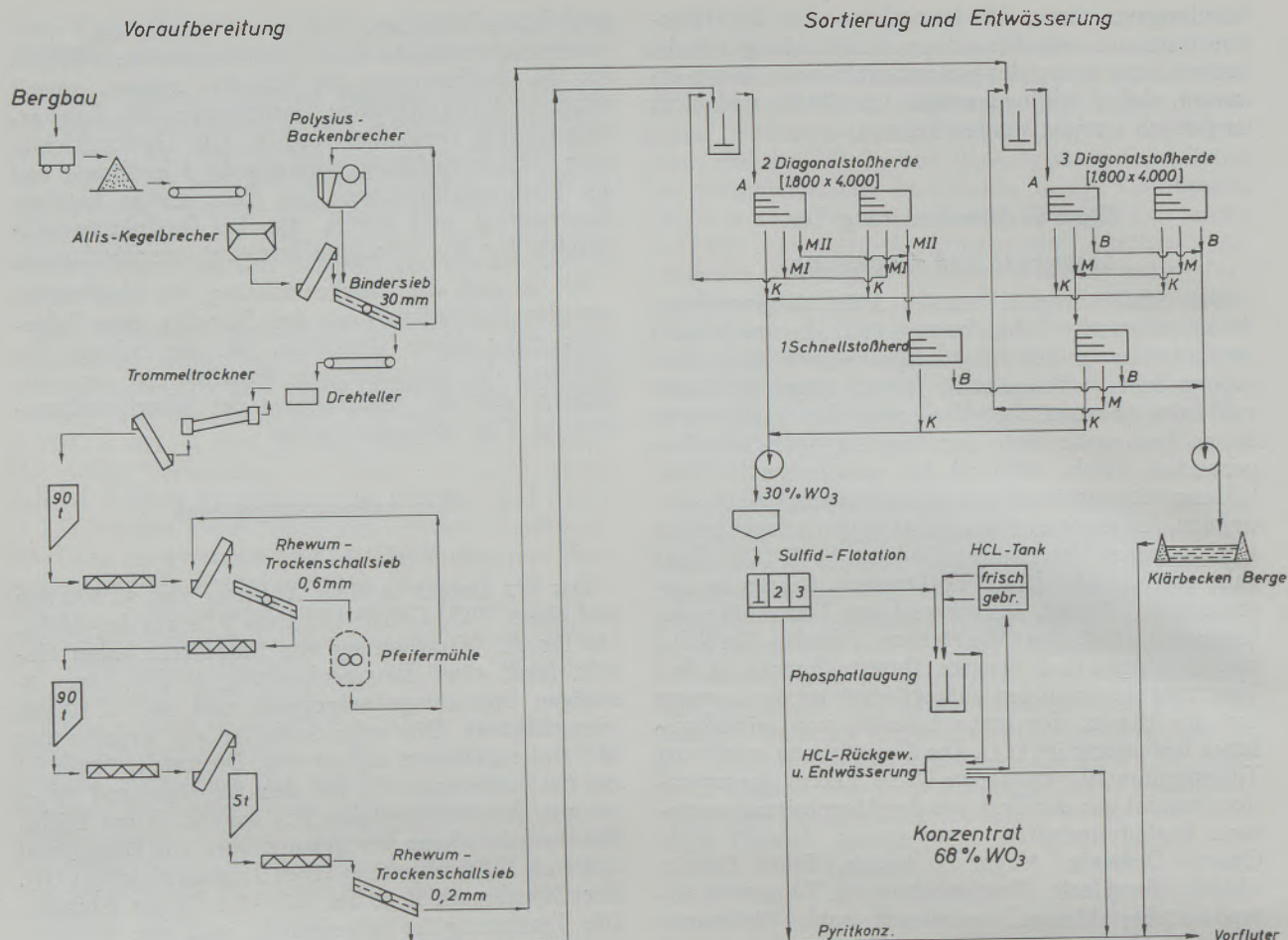


Abb. 1

Verfahrensstammbaum der Scheelitaufbereitung Tux, nach dem Stand von 1966. Die Unterlagen dazu stammen von Herrn Dr. Wenger

Neigung. Es werden 3 Produkte abgezogen. Bei den Schlammerden wird das Mittelgut I rezirkuliert und das Mittelgut II geht auf einen Schnellstoßherd (I), von dem nur mehr 2 Produkte, Konzentrat und Berge, abgezogen werden. Auf der Sektion für Feinkorn wird das Mittelgut auf einem 3. Diagonal-Stoßherd nochmals in 3 Produkte getrennt, wovon dieses Mittelgut auf die beiden ersten Herde zurückgeführt wird. Die von den Herden abgestoßenen Berge enthalten im Durchschnitt etwa 0,5 % WO<sub>3</sub> und werden in ein Klärbecken gepumpt. Das anfallende Herdkonzentrat besteht aus etwa 40 % Scheelit (CaWO<sub>4</sub>), 40 % Pyrit (FeS<sub>2</sub>), 3–4 % Apatit, sowie Glimmer, Quarz und Karbonaten, das entspricht einem Gewichtsausbringen von etwa 8 % und einem WO<sub>3</sub>-Ausbringen von etwa 80 %.

## 2.2. Sulfidflotation

Die sulfidische Gangart besteht fast ausschließlich aus Pyrit und wird im sauren Bereich mit K-Äthylxanthat, K-Hexylxanthat, sowie Flotol B geschwommen. Der pH-Wert liegt bei 3,5 und wird mit Salzsäure eingestellt. Der Reagenzienverbrauch ist außergewöhnlich hoch, um das von der Verkaufsseite her

gegebene Limit für Schwefel von 0,5 % einzuhalten. Dabei ist zu erwähnen, daß in diesem Pyritkonzentrat ein durchschnittlicher Goldgehalt von 23,2 gr/t enthalten ist, der jedoch nicht ausgebeutet wird. Das aus der Flotation in einem Absetzbehälter aufgefangene Konzentrat enthält neben den übrigen Restverunreinigungen noch den störenden Apatit [Ca<sub>4</sub>(CaF)(PO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>], der in der nächsten Stufe chemisch aufbereitet wird.

## 2.3. Phosphatlaugung

Das Flotationskonzentrat wird in einem säurefesten Laugenbottich mit verdünnter Salzsäure (1 : 1 – 1 : 2) etwa 1½ Stunden gerührt. Der Salzsäurebedarf ist dabei etwa 180 kg je Tonne Aufgabe. Aus dem Apatit geht Kalzium als Kalziumchlorit und Phosphor als Phosphorsäure in Lösung. Dadurch wird der Phosphatgehalt von etwa 1,5 % unter das Verkaufslimit von 0,03 % P gedrückt.

## 3. HCl-Rückgewinnung und Entwässerung

Aus dem Laugenkonzentrat wird in einer Kraus-Mafei-Schältschleuder (K) die verdünnte Salzsäure aus-

geschleudert und teilweise zurückgewonnen. Danach wird das in der Schleuder befindliche Konzentrat mit Wasser durchgewaschen und trocken geschleudert. Die Restfeuchtigkeit des versandfertigen Scheelitkonzentrates beträgt etwa 2 %.

Das Fertigungskonzentrat hat folgende Analyse:

WO <sub>3</sub>	68,0	%
S	0,4	%
P	0,02	%
SnO <sub>2</sub>	0,02	%
AS	0,02	%

Cu	Cu
Sb	0,09 %
Pb	Spuren
Mo	Spuren

Die Produktion von Scheelitkonzentrat ist von Jahr zu Jahr stark verschieden und schwankt je nach Verkaufslage zwischen 100 — 250 t Scheelitkonzentrat. Das WO<sub>3</sub>-Ausbringen für die gesamte Sortierung beträgt etwa 80 %. Der noch relativ hohe WO<sub>3</sub>-Gehalt in den Bergen, vor allem in der Schlammfraction, ist Anlaß gegenwärtiger Überlegungen.

### Verzeichnis der Aufbereitungsmaschinen

- A. Kegelbrecher: Fa. Allis-Chalmer, Type 1 MW 9656 K 7157 40 t/h.
- B. Backenbrecher: Fa. Polysius, Gr. 3, Maulweite 500, 300, 5 t/h bei 50 mm Korn, Kraftbedarf 15 PS.
- C. Schwingsieb: Fa. Binder, Gleisdorf, Type GS 750, Freischwingsieb, 40 t/h, Maschenweite 30 mm, Motor 5,5 PS Kraftbedarf, Länge 3500 mm.
- D. Trommeltrockner: Eigenfabrikat, 750/1.100/750 mm  $\phi$ , 10.300 mm lang, 2 Laufringe und 4 Laufrollen und 2 Druckrollen, Zahnkranz mit Ritzelantrieb.
- E. 3-Walzenmühle: Fa. Pfeiffer, Kaiserslautern, Leistung 1—2 t/h, Kraftbedarf 20 PS.
- F. Rhewum-Schallsieb: Fa. Rhewum, Remscheid, Type A 11/145, Siebfläche 1.450x1.450 mm, mit 11 Schnellanstoßköpfen SB 200 A, Trenngrenze 0,5 mm, Kraftbedarf 1,1 kW, Leistung 2 t/h.
- G. Rhewum-Schallsieb: Fa. Rhewum, Remscheid, Type B 48/135, Siebfläche 1.350x1.800 mm, 48 Schallanstoßköpfe SB 50 A, Siebgewebe 0,12 mm, 1,2 t/h, Kraftbedarf 0,75 PS, ca. 1,1 kW.
- H. 2-Diagonal-Stoßherd: Firma Nyhammarsbruck, Luvika, Schweden, Type OLJETDP, Linksaufgabeherd, Fläche 1.788x4.075 mm, stufenlos verstellbarer Hub, Kraftbedarf 2 PS (3 Stk.), sowie 2 Stück detto, jedoch mit Rechtsaufgabe.
- I. Schnellstoßherd: Fa. WEDAG, 1.350x3.500 mm Herdfläche, Kraftbedarf 2 PS.
- K. Kraus-Mafei-Schältschleuder: Type Hz 650 in säurefester Ausführung, Motor für den Antrieb 8,2 PS, Motor für die Steuerung 4 PS. Doppelkippherd (außer Betrieb): Firma Nyhammarsbruck, Luvika, Schweden, je Herd 5 schwenkbare Decks, Größe 1.820 auf 1.820 mm, mit Gummidecken, Kraftbedarf 1,4 PS.

### Zusammenfassung

Die aufbereitungstechnischen Probleme der Wolframerze sind sehr vielgestaltig. Dies findet in der Vielzahl der entwickelten Verfahrenstambäume seinen Ausdruck. Die Wertgutverluste durch die Anreicherung der Wolframerze in der Feinstschlamm, sind ein generelles Problem für die Sortierung. Durch Verfeinerung der verarbeitenden Verfahren, durch den Einsatz von Feinstschlammherden und besonders durch die Entwicklung auf dem Sektor der Feinstkornflotation, wurde diesem Problem wirksam begegnet. Die Einführung der direkten Flotation der Wolframerze brachte eine bedeutende Erhöhung im

Metallausbringen. Die extrem schwankenden Marktpreise für Wolframerze, hervorgerufen durch die kriegswichtige Bedeutung von Wolfram, stellen die Betriebsplanung und -wirtschaft vor schwierige Aufgaben.

Die Scheelitgewinnung im Werk Tux wird in zweiter Linie, neben der Magnesitverarbeitung betrieben. Die Scheelitaufbereitung wird daher teilweise mit der maschinellen Einrichtung des Magnesitbetriebes besorgt, was bei der Beurteilung des Stammbaumes zu berücksichtigen ist. Die Feinstschlammverluste auf den Herden sind Gegenstand gegenwärtiger Überlegungen.

### Summary

Problems of the beneficiation of tungsten ores are quite manyfold. This is reflected in the variety of process flow sheets which have been developed. Losses of ores by concentration of tungsten ore in

the slimes are a general problem for sorting. By improving the presently operated processes, by using slime concentrating tables, and, especially by the development of the micro-grain flotation this problem

could be coped with. The introduction of the direct flotation of tungsten ores gave a considerable increase of metal recovery. The extreme variations of the world market prices for tungsten ores — caused by the strategic importance of tungsten — cause a number of serious problems for operation and planning.

In Tux, the production of scheelite is second to the production and processing of magnesite. Scheelite dressing is therefore partially accomplished with machines also used for the magnesite operation, which has to be taken into account when judging the flow sheet. The losses of slimes on the dressing tables are investigated at present.

### Résumé

Les problèmes techniques de la préparation des minerais de tungstène sont très variés. Il existe de ce fait un grand nombre de procédés de préparation de ces minerais. Les pertes de produit au cours de l'enrichissement des minerais de tungstène par le procédé des boues extrêmement fines constituent un problème général pour le triage. On a pu résoudre ce problème d'une manière satisfaisante en perfectionnant les méthodes de travail des minerais, en installant des chambres de flottation et surtout en développant le secteur de flottation de grains très fins. L'introduction de la flottation directe des minerais de tungstène a entraîné une augmentation importante

du rendement en métal. Les prix extrêmement variables des minerais de tungstène sur le marché, qui ont été la conséquence de l'importance du tungstène pour la défense nationale, posent pour leur exploitation de graves problèmes de planification et d'économie. L'obtention de scheelite à l'usine de Tux est une branche secondaire, exploitée parallèlement à celle de la magnésie. La préparation de la scheelite y est donc en partie assurée au moyen des installations utilisées pour la magnésie, ce dont il faut tenir compte lors de l'examen du schéma du procédé. Les pertes avec les boues très fines dans les chambres de flottation font l'objet des préoccupations actuelles.

### Literaturverzeichnis

1. Li, K. C., Wang, C. Y., Tungsten 3rd. ed., Reinhold Publishing Corporation, New York.
2. Ahlfeld, F., Zinn und Wolfram, F. Enke-Verlag, Stuttgart 1958.
3. Petrascheck, W. A., Lagerstättenlehre; 2. Aufl., Springer-Verlag 1962.
4. Weber, E., Bergbau und Aufbereitung der Scheelitgrube Yxsjöberg in Mittelschweden; Erzmetall Bd. III (1950).
5. Gründer, Aufbereitungskunde; 1. Bd. 1965.
6. Dean, K. C., C. H. Schack, Flotation of calcareous Scheelite ores US. Bur. Min. Rep., Invest. Nr. 6385 (1964).
7. Schranz, H., R. v. d. Gathen, Die Trennung von Scheelit und Zinnstein durch Flotation, Bergbauwissenschaften 7 (1960).
8. Gaudin, A. M., Flotation 2nd ed 1957, McGraw-Hill-Book Company, USA.
9. Stolze, F. R., Der derzeitige Erfahrungsstand auf dem Gebiet der Erzflotation. Die Flotation der oxidischen Erze; Aufbereitungstechnik; Juni und August 1964.
10. Clement, M., P. Kind, B. Dreher, Untersuchungen über das Flotationsverhalten von Wolframmineralien unter besonderer Berücksichtigung der Kornfeinheit; Erzmetall Juli 1966.
11. Angel, F. Weiß, Tuxer Magnesitlagerstätte; Radex-Rundschau, Heft 7/8, 1953.
12. Angel, Trojer, Tuxer Magnesitlagerstätte; Radex-Rundschau, Heft 7/8, 1953.
13. Wenger, H., Scheelitlagerstätte Tux; Radex-Rundschau, Heft 2, 1964.
14. Bigga, E., Die Aufbereitung des Scheelits in den Alluvionen in der Umgebung von Tux, BHM 1965/2.
15. Weiß, P., Zur Frage der Substanzermittlung bei Metallerz-lagerstätten, Radex-Rundschau 1959/2.
16. Sollenberger, C. L., R. B. Greenwalt, Relative Effectiveness of Sodium Silicates of Different Silica-Soda Ratios as Gangue Depressants in Neometallic Flotation.

Eigentümer, Herausgeber und Verleger: Österreichisch-Amerikanische Magnesit A. G., Radenthein, Kärnten

Verantwortlicher Schriftleiter: Direktor Dipl.-Ing. Karl Leitner, Radenthein, Kärnten

Druck: Joh. Leon sen., Klagenfurt