玖珂鉬山のタングステン選鉱*

久保田 義 則**・千 葉 晃**

Tungsten Mill of Kuga Mine

Yoshinori KUBOTA, Akira CHIBA

1. は じ め に

当選鉱工場は、昭和28年、破碎、摩鉱分級、比選工程よりなる 500 t/月処理のタングステン選鉱工場として発足、翌29年にはクロケット磁選機による磁硫鉄鉱の採取、銅・硫化鉄綜合優先浮選方式による銅鉱の採取を、相次いで開始した。

以来、31年に、タングステン鉱の過粉碎防止対策として1次摩鉱回路の分級機をローヘッドスクリーンに改めたのをはじめ、重石精鉱の仕上に静電選鉱法ならびに石鹼浮選法を採用するなどの改善を行いながら各工程の増強を進め、42年までに 2000 t/月処理に拡充した。

その後、52年に比選尾鉱中に残留する微量タングステン鉱の浮選回収を開始、さらに55年には、たい積場かん止堤の築堤完了を機に砂の採取販売を実施するなどの変遷を経て今日におよんでいる。

2. 鉱 石

鉱床は、一部石灰岩を交代して生成された高温交代鉱床と、これを貫く石英脈を伴った鉱脈の2種である。

鉱石鉱物としては磁硫鉄鉱が主で、黄銅鉱、黄鉄鉱、鉄閃亜鉛鉱、灰重石および少量の錫石、方鉛鉱などを含んでおり、単体分離粒度は概ね74ミクロンである。

脈石は主に石英、方解石で、ほかにザクロ石、灰鉄輝

石などのスカルン鉱物がある。

3. 繰 業 概 況

採業系統は、受入破碎、摩鉱分粒、浮選磁選、比選、精鉱仕上、重石浮選、廃滓処理の7工程よりなり、最初に浮選および湿式磁選で銅精鉱、硫化鉱を採取、次いでタングステン鉱、錫石ならびに砂を比選採取し、最後に残留タングステン鉱を浮選で回収する方式としている。

粗鉱処理量は約 2,300 t/月、採取率は WO₃ 87%, Cu 93%, Sn 19% であり、硫化鉱は昭和50年以降販売を中止し、坑内充填に用いている。

3.1 受入 破碎

粗鉱は 300 mm グリズリーを経て 20 t ビンに受入れ、600 mm×400 mm シングルトッグルクラッシャおよび 750 mmφ コーンクラッシャによる2段破碎で P 80 約 14 mm に破碎し、粉部（高品質鉱）、塊部（低品質鉱）に区分して、それぞれ 100 t ビンに貯鉱する。

3.2 摩鉱 分粒

1次摩鉱回路は、1,200 mmφ×3,000 mm ロッドミル、40 mesh ローヘッドスクリーンよりなる閉回路と、同スクリーンと 900 mmφ×1,850 mm チューブミルよりなる閉回路で形成されている。

それぞれの 100 t ビンから粉、塊の比率を適宜コントロールして抜き出した鉱石を、ロッドミルで粉碎したの

第1表 粗 鉱 の 成 分

Au	Ag	Cu	S	Fe	Pb	Zn	As
—	19.00	0.83	7.86	12.52	0.02	0.82	0.01
SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P	WO ₃	Sn
45.95	6.96	13.68	1.34	0.90	0.04	0.55	0.07

(Ag は g/t, 他は %)

* 昭和57年11月18日本会第69回例会において発表

** 田中鉱業(株)玖珂鉱業所
昭和57年9月27日受理

第1図 選鉱主系統

第2図 浮選系統

浮選条件は、粒度 -200 mesh 70%, パルプ濃度25%固体, pH 9.5~10.0 であり, pH 調節に苛性ソーダ (240 g/t), 方解石等の抑制に3号珪酸ソーダ (320 g/t), 捕集剤としてオレイン酸類 (70 g/t) を用いているほか, 少量の気泡剤を加えている。

なお, フスロ (浮選精鉱) に対しては, ケブラチョなどによる消泡処理を行って, その後の精選テーブルから灰重石が流失するのを防いでいる。

3.7 廃滓処理

選鉱廃滓は 9 mφ シックナで濃縮したのち, L-125 型マルスポンプでたい積場に流送 (流送距離 500 m, 垂直高さ 170 m), 外盛式かさ上げたい積を行なう。

一方, シックナのオーバーフローは, 一部を繰返水として使用, 残りを沈殿池に導入し懸濁物を充分に除去して河川に放流する。

4. タングステンの選鉱

当所のタングステン鉱は, ほとんどが灰重石 (少量の鉄重石, 鉄マンガン重石を含む) であり, 比重が高い反面, 非常に脆く, 過粉碎されやすい特色がある。

粗鉱にはタングステン鉱のほかに, 磁硫鉄鉱, 黄銅鉱, 鉄閃亜鉛鉱をはじめとする多くの硫化鉱物や錫石などが共存しており, その大きさ, 結合状態とも一様でなく, 硫化鉱物などの単体分離の促進は, 一方でタングステン鉱の過粉碎を招いて比重選別を困難にする弊害があるので, 適切な粉碎粒度の選択が難かしい。

このような性状に応じて有用鉱物を合理的に選別採取するために, まず, 給鉱の均一化に留意するとともに, 逆に, 極端に性状の異なる岩屋鉱床の鉱石については別途処理する方式を採用, また, 粉碎にあたっては, ロッドミル, チューブミル, ローヘッドスクリーンによる2段摩鉱分粒回路をとり入れて過粉碎の防止をはかっている。

選別方式としては, 硫化鉱物の含有が多い関係で, はじめに硫化鉱物を除いたのちタングステン鉱を比重選採, 次いで比重選尾から残留灰重石を浮選回収する方式が有効であり, 比重選で採取したタングステン・錫石の粗精鉱に対しては, 脱硫 (脱カドミ), 脱錫, 脱燐などの処理を行って最終精鉱に仕上げている。

第4図 テーブル系統

4.1 比重選前の脱硫化

稼行対象の硫化鉱物は銅鉱のみであるが, 磁硫鉄鉱, 鉄閃亜鉛鉱などについては, タングステン鉱および錫石の比重選別を阻害し, かつ, 精鉱の品質を低下させる原因になるので, 事前に除去しておく必要がある。

磁硫鉄鉱は, $\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$ ($n=7\sim12$) の形態を示し, n 値が大きくなるにつれて浮選除去が困難になるため, 浮選, 磁選の併用で, また, 弱磁性の鉄閃亜鉛鉱は銅イオンで活性化して浮選でとり除く。

4.2 比重選鉱 (テーブル)

4.2.1 操業系統と採収成績 系統は, サンド系をウィルフレーターブル8台による4段処理, スライム系はジェームステーブル6台による2段処理とし, 片刃鉱を順に次段テーブルで処理する方式にしているが, サンド系最終テーブルの片刃鉱については, 750 mmφ×1, 200 mm チューブミルで再摩鉱したのち, 2次硫化浮選工程に繰返給鉱している。

テーブルにおけるタングステン (WO_3) の採収率は, サンド系の90%台に対しスライム系は70%台 (ときには60%台になることもある) と可成り低いが, スライムテーブルから流失するタングステン鉱の大部分は過粉碎された灰重石であり, 比重選で効果的に回収することは難しく, 摩鉱操業の適否が採収成績に直結することを物語っている。

4.2.2 高品位鉱の別途採取 原鉱中に少量含まれる錫石の大部分は高品位鉱 (高比重帯) に混じる。

高品位鉱は, タングステン品位が1段と高い (70~75

第3表 テーブル仕様

型 式	台 数	寸 法 mm	rpm	ストローク mm	傾 。 斜	処 理 量 kg/h/台	洗 浄 水 l/min
ウィルフレーター型	8	1550×4800	240	12~25	3~5	500	18
ジェームス型	6	1830×4650	270	7~10	1~3	170	9

第4表 砂の成分

成 分	含有率 (%)	成 分	含有率 (%)
SiO ₂	65.91	S	0.26
Al ₂ O ₃	10.95	Cu	0.02
Fe ₂ O ₃	4.21	Zn	tr
CaO	5.26	WO ₃	0.05
MgO	2.06	Ig-loss	3.49
Na ₂ O	2.10		
K ₂ O			

%WO₃) うえ硫化鉱物および含磷鉱物などの不純物が少なく、脱硫ならびに脱磷処理を省くことができるので、この部分を別途に採取している。

テーブルで採取した粗精鉱は、その品質に応じて、脱硫、脱錫、脱磷の諸仕上処理を施すことになるが、高品位鉱を別途に採取することによって処理工程を大幅に省略することが可能となり、採取率の向上と原価の低減ができる。

4.2.3 砂の採取 たい積場砂かん止堤の築堤完了を機に、以後、資源の有効利用、たい積場の延命、廃滓処理費節減を目的とし、直接、テーブルから砂を採取、土木建設向けに供給している。

採取方法は、サンド系1段目テーブルの尾鉱ゾーンの中、粗粒の脈石部分のみを抜き取る方式で、有害成分ならびにスライムの混入を防いでいる。

なお、テーブルで採取した砂は、更にサイクロンでディスライムして製品とするが、その量はテーブル原鉱の50%程度である。

4.2.4 岩屋鉱石の別途処理 鉱石の性状は各鉱床ごとに異なるが、なかでも岩屋鉱石（全粗鉱の約15%）は、① WO₃ 品位が低く Sn 品位が高い（0.4%Sn、他鉱石の約8倍）。② 特に灰鉄輝石が多いなど脈石鉱物が異

第5図 砂の採取

第6図 砂の粒度分布

なる。③ 酸化が進行しており、硫化鉱物の浮選回収が難しい。などの特色があり、他の鉱石と著しく相違する。

同鉱石の処理にあたっては、他鉱石との混合処理と別途単味処理の相方について試験を行ったが、その結果、単味処理は、テーブル Sn 採取率向上のほかに、テーブル粗精鉱を脱硫処理しただけで WO₃・Sn 混合鉱とすることができる。などの利点があることが明らかになったので、月末に別途に処理することになっている。

4.3 仕上処理

テーブル粗精鉱は、高品位鉱、サンド系粗精鉱（以下粗精鉱という）、スライム系粗精鉱（以下スライム鉱）に大別される。

高品位鉱およびスライム鉱には、いずれも硫化物の混入が少なく、脱硫処理が不要なので、そのまま脱錫仕上の原鉱になる。

一方、サンド系粗精鉱の中には、磁硫鉄鉱、鉄閃亜鉛鉱、ザクロ石などの混入が多いので、脱硫浮選（主に脱亜鉛、脱カドミ）を行い乾燥したのち磁選で残留硫化鉱物、ザクロ石などを除去、100 mesh で分粒して、それぞれ脱錫原鉱とする。

脱錫方法には、高品位鉱、スライム鉱、-100 mesh 鉱に石鹼浮選法、+100 mesh 鉱には静電選鉱法を採用している。

4.3.1 磁選 テーブル粗精鉱では 45~50%WO₃、5~8%S であるが、#15FW 浮選機2区によるバッチ式の浮選で弱磁性の硫化鉱物を取り除きロータリードライヤで乾燥、G1型対極磁選機（250 mmφ×90 mm、極間

第7図 テーブル精鉬の仕上処理系統

際 3 mm, ドラム回転数 100 r.p.m., 処理能力 150 kg/n, 磁束弱度 6,000~9,000 G) で処理し, 精鉬として 65~70%WO₃, 0.2~0.3%S の非磁性物を得て, 100 mesh 振動篩で分粒する。

磁選で回収される弱磁性物は, 主に弱磁性の磁鉄鉬, ザクロ石などであるが, その中に, 鉄重石および鉄マンガ重石が濃縮されるほか, 相当量の灰重石, 錫石が混入するので, 単独にテーブルで再処理し, 低品位精鉬 (約40%WO₃, 5%Sn) を回収する。

強磁性物は, ほとんどが磁鉄鉬であるが, タングステン鉬との片刃も多いので, 再摩鉬ミルを経由して2次硫化浮選工程に繰返処理している。

4.3.2 石鹼浮選 高品位鉬, スライム鉬, -100 mesh 鉬を対象に, それぞれの品位向上と脱錫を目的として行っている。

原鉬をリパルプレ, 珪酸ソーダとオレイン酸で条件付与したのち, 400mm×400mm FW 浮選機2区でバッチ式に浮選を行い, フロス (WO₃ 精鉬) とシンクス (WO₃・Sn 混合鉬) に選鉬する。

パルプ濃度は30%固体, pH 8.0, 温度は 10~25℃ (自然) で, 浮選時間は約20分である。

第8図 対極磁選機による選別

4.3.3 静電選鉬 静電選鉬機は2段ロール型 (20,000~25,000 V) で, 対電極を負とし, +100 mesh 鉬中の錫石, ザクロ石などを除去するが, 処理鉬石によって加電圧の適正範囲が異なるので, 給鉬の性状に合せて電圧を調節する。

第5表 石 鹼 浮 選 成 績

鉬 種	重 量 比 (%)	品 位 (%)			分 布 率 (%)		
		WO ₃	Sn	S	WO ₃	Sn	S
元 鉬	100.00	66.94	4.12	0.19	100.00	100.00	100.00
重 石 精 鉬	82.70	77.23	0.58	0.13	95.41	11.71	54.99
混 合 鉬	17.30	17.75	21.03	0.49	4.59	88.29	45.01

第6表 静電選鉱成績

鉱種	重量比 (%)	品位 (%)			分布率 (%)		
		WO ₃	Sn	S	WO ₃	Sn	S
元鉱	100.00	69.73	2.22	0.66	100.00	100.00	100.00
重石精鉱	94.15	72.60	0.68	0.22	98.03	28.96	31.20
混合鉱	5.85	23.53	27.00	7.08	1.97	71.04	68.80

第7表 静電選鉱機仕様

型式	2段ロール型	寸法	200×700 mm
極寸法	1.6φ, 2.6φ, 10.0φ	極位置	ローラー芯から 180 mm
極間距離	80 mm	ドラム回転数	22 rpm
処理量	100~150 kg/h	加電圧	20000~25000 V
処理温度	20~30°C	給鉱サイズ	+100 mesh

5. む す び

以上、当鉱山のタングステン選鉱の概況を述べたが、選鉱操業における省力化ならびに付加価値の向上を図ってゆく上で、重選、ジグなどによる粗粒段階での選別とズリの有効利用など、段階的に効率的な選鉱を行って総合経済採収率をたかめてゆくことが大切であり、検討し

ているところである。

また、現在、湿乾復式処理を行っている精鉱仕上工程については、鉱石の性状に適した湿式高磁力選鉱機の導入で湿式ライン化し、WO₃-Sn 分離の向上を期すとともに、選鉱冶金学的な技術を開発して製品の品質をたかめるなど、一層の付加価値向上に努めたい。