窯業原料鉱物の選鉱法 (26)

富田 堅 二

20. 螢 石

20.1 概 説

螢石 (fluorite, fluorspar) は表-119 に示すように、比重 3~3.2 で、天然に美しい結晶をなして産する。

表-119 螢石のおもな性質

鉱物名	化学式	含有率	比重	モース硬度	形状	結晶系	色
螢石 (fluorite) (fluorspar)	CaF_2	F 48.9% Ca 51.1%	3.18	4	正六面体 塊状 粒状	等軸 晶系	黄, 青 紫, 白 緑, 桃 紺, 無

ある種の螢石は青色の螢光をはなち、またなかには熱したとき燐光をはなつものもある。

螢石はそれ自身、螢石鉱床の主要鉱物であるとともに金属鉱床とくに鉛・亜鉛鉱床の脈石鉱物としても産し、一般に不純物として、石英、方解石、重晶石、粘土あるいは方鉛鉱、閃亜鉛鉱、錫石などを伴う。

螢石の重要な生産国はメキシコ、中国、ソ連、アメリカ、イタリア、スペイン、南ア連邦などで、わが国は国内需要の約 10% を産出する程度にすぎない。

螢石の用途はきわめて広いが、おもなものは次のとおりである¹⁾。①製鋼用 (鉱滓調整用)、② アルミニウム製錬用 (氷晶石製造用)、③ 弗素ガス用 (フオレオンガス冷凍・冷房用)、④ マグネシウム製錬用 (弗化マグネシウム)、⑤ 化学薬品用 (弗化水素酸、珪弗化水素酸、弗化アンモン)、⑥ 窯業用 (ガラス、セメント、琺瑯、釉薬)、⑦ ニッケル製錬用、⑧ 肥料製造用 (石灰窒素肥料)、⑨ 有機弗素化合物 (弗素樹脂)。

螢石精鉱は品質によってメタラジカルグレード (metallurgical grade)、セラミックグレード (ceramic grade) およびアシドグレード (acid grade) に大別されているが、その品質要件は主要次のとおりである。①メタラジカルグレード: CaF_2 80~85%以上, SiO_2 5%以下, CaCO_3 4~5%以下, PbS 0.7%以下, ② セラミックグレード: CaF_2 95%以上, SiO_2 3%以下, CaCO_3 1%以下, Fe_2O_3 0.12%以下, ③アシドグレード: CaF_2 97~98%以上, SiO_2 1%以下, CaCO_3 1%以下。

螢石の選鉱法としては、旧くは、塊鉱に対しては手選、粉鉱に対してはジグおよびテーブル選鉱が用いられていたが、最近では重液選鉱法と浮選法がもっぱら採用されている。

メタラジカルグレード用には重選のみで目的を達することもあるが、セラミックおよびアシドグレード用の高品位精鉱を採取するためには、原鉱を直接浮選するか、あるいは重選精鉱を再磨鉱して浮選する必要がある。

螢石の特殊な選鉱法としては、デクレピテーションと篩分けを組み合わせた方法 (Rock Candy mill, Trail, B.C. で行なわれたことがある) や光学的選別法がある。

20.2 比重選鉱

螢石は条件が非常によいときには、簡単に塊精鉱を手選で採取し、細かい部分は洗鉱してジグ選鉱に供することができる。ジグ選鉱によるアメリカ産螢石の選鉱例としては図-278 のようなフローシートがある。これは Colorado 州 Williamson 選鉱工場における操業で、破碎産物を 5 部分に分け、ジグとテーブル選鉱で処理している。しかし片刃は磨鉱して浮選に供さなければならない。

図-278 Williamson Mill, Jamestown, Colorado における螢石の選鉱²⁾

螢石の選鉱には重液選鉱法を適用することができる。イギリスの Derbyshire では Huntington & Heberlein 式の重液選鉱工場があり、第 1 の沈鉱に重晶石と若干の方鉛鉱、浮鉱に螢石と方解石など、第 2 の沈鉱に螢石、浮鉱に方解石や石英という方式でそれぞれ分離している。しかしこの螢石精鉱はさらに浮選によって品位を高めなければならない。

筆者は工業技術院資源技術試験所鉱物部主任研究官
By Kenji Tomita. Mineral Processing for Ceramic Raw Materials.

北アメリカには Illinois-Kentucky 地方に7カ所、Newfoundland 地方に2カ所の重選工場がある。これらはジグ選鉱よりも能率が良いというので採用されたのである。たとえば、アメリカ Illinois 州 Rosiclare の Rosiclare Lead and Fluorspar Mining Co. は螢石の

表-120 ジグ選鉱と重液選鉱の比較

選 鉱 法	精 鉱 品位	尾 鉱 品位
ジグ選 鉱	CaF ₂ 80%	CaF ₂ 20~25%
重 液 選 鉱	CaF ₂ 95%	CaF ₂ 8~12%

選鉱に重選をはじめて適用した工場であるが、ジグの代りに直径350mmの重選コーンを用い、フェロシリコンをメジウムとし、重液比重2.62~3.10で重選すると、表-120のように成績が改善されたということである。図-279にそのフローシートを示す。

カナダのNewfoundlandのSt. LawrenceにあるNewfoundland Fluorspar Ltd.では1951年に手選の代りに重選を採用し、直径175mmのコーンを有するWemco Mobil Millで、表-121に示すような成績をえている。この沈鉱も浮選によってさらに品位の上昇がはかられている。

図-279 Resiclare Lead and Fluorspar Mining Co.における螢石の選鉱²⁾

表-121 Newfoundland Fluorspar Ltd. における 螢石の重選

産 物	CaF ₂ (%)	CaCO ₃ (%)	SiO ₂ (%)
給 鉱	53	7	35
沈 鉱	75	7	15
浮 鉱	21	7	65

20.3 光 電 選 鉱³⁾

螢石は光学的な方法によっても選別することができる。その原理は、螢石と等しい屈折率を有する液体中に純粋な螢石結晶をおくと目に見えないのに対し、不純物を含有した結晶は光の一部分を吸収する結果、その結晶に光を照射すると、光电受像機に陰影を結ぶという現象を利用したものである。この陰影は光電管によって電流に転換され、電子回路で増幅し、光电選鉱機のゲートで動作させ、不純な結晶を除去することになる。

光电選鉱機の主要部分は、①光学的液体(エタノールで稀釈したトルエン)を満たした選別用タンク、②粒子の落下径路と直角をなして入射する光線、③光電池および電気増幅器、④選別用タンクの各コンパートメントへ粒子を配分するゲートまたはフリップパー、⑤各産物バスケット中の粒子を集めるためのポンプ系統からなる。

フィーダは大きさを揃えた粒子を約1.5秒間に1個の割合で真空を利用してつまみあげ、水平光線を横切って粘性流体の中へ整然と落下させるようになっている。選別管は断面が18mmの正方形で、長さは約125mmあり、各種寸法の排出管を有するホッパーを備えている。図-280に光学的液体のフローダイアグラムを示す。

図-280 螢石の光电選鉱(I)³⁾ (光学的液体のフローダイアグラム) 図-281 螢石の光电選鉱(II)³⁾ (光电選鉱機の光学系)

オレイン酸を捕収剤とする螢石の浮選で方解石との分離をより鮮明に行なうには、これら両鉱物に対するオレイン酸の化学吸着量に大きな差が生ずればよいわけである。表-122 は室温でオレイン酸を添加し、乾式と湿式で螢石を磨鉱し、その後、さらにコンディショニングをせずに浮選した場合の成績である。これによると螢石によるオレイン酸の化学吸着は湿式よりも乾式磨鉱の際に大きいという傾向が認められる。

表-122 オレイン酸の存在下で乾式または湿式で磨鉱し、直ちに浮選した場合の成績⁹⁾

磨鉱方式	精鉱品位 CaF ₂ (%)	精鉱実収率 CaF ₂ (%)
乾式	97.1	90.5
〃	98.1	91.8
湿式	74.0	17.9
〃	61.4	51.2
〃	66.0	28.7

図-284 螢石浮選における乾式条件づけの温度の影響⁹⁾

図-284 は方解石と重晶石を伴った螢石のオレイン酸浮選において乾式で条件づけをした場合における温度の影響を調査した結果である。70°C 以上で実収率は90%に上昇しており、明らかに化学吸着における温度の影響が認められる。また表-123 に温度別に測定した螢石によるオレイン酸イオンの吸着量を示す。

表-123 螢石によるオレイン酸イオンの吸着量⁹⁾

温度 (°C)	オレイン酸イオンの吸着量 (g/t)
16	193
25	206
50	240

1. 螢石, 2. 重晶石, 3. 方解石 (粒度-0.06+0.02mm)

図-285 酸性およびアルカリ性溶液中における螢石、重晶石、方解石によるオレイン酸ソーダの吸着⁹⁾

図-285 は酸性およびアルカリ性溶液中における螢石、重晶石および方解石によるオレイン酸ソーダの吸着量の変化を示した測定結果である。

図-286 はオレイン酸を捕収剤とする螢石浮選において、未処理のオレイン酸は浮選温度に相当影響されるが、あらかじめ苛性ソーダやパイン油を添加し、機械的に十分、分散させておいたオレイン酸は低温パルプにおいても好成績を示すという実験結果の一例である。

1. 未処理のオレイン酸
2. 事前に十分分散させておいたオレイン酸

図-286 螢石浮選における温度の影響

図-287 に螢石浮選における給鉱粒度の影響を示す。中間サイズで好結果を示す傾向が認められる。

図-287 螢石浮選における浮選給鉱粒度の影響

20.5 フローシート・スタディ

図-288 はアメリカ Nevada 州にある Kaiser 鉱山における螢石の選鉱系統図である。CaF₂ 40% の原鉱を -0.15 mm 88%に磨鉱し、浮選剤としてボールミルにソーダ灰 1250 g/t (pH 8.5), 条件槽にオレイン酸 675 g/t, Emcol X-25 (陽イオン性捕収剤) 68 g/t, 粗選機に Emcol X-25 を 10% 含有するオレイン酸 3.4 kg/t を添加し, CaF₂ 98.5 % の精鉱を実収率 95 % で回収している。

図-289 はアメリカ Illinois 州にある Minerva Oil Co. における螢石の選鉱系統図で

図-288 Kaiser 選鉱工場 (Nevada 州) における螢石の浮選

ある。鉱石は螢石、石英、閃亜鉛鉱、方解石、ドロマイト、重晶石、頁岩、毒重石、有機物などからなる。まず、青化ソーダ 40 g/t, 硫酸銅 210 g/t で条件づけし、エロフロートとパイン油で亜鉛を浮かしたのち、その尾鉱は十分に濃縮して亜鉛用選鉱剤を除く。次にパルプ温度を 32°C に高め、青化ソーダ、炭酸ソーダ、珪酸ソーダ、

異なる鉱物が混在しているが、その化学組成は表-125のとおりである。これによると、色による品位の変化はほとんど認められないが、比較的純粋な螢石は白色不透明ないしは淡緑色の結晶からなり、その純度は CaF_2 99%程度が限界であることがわかる。

表-125 五十島鉱山産螢石の化学組成 (%)

結晶の色	CaF_2	SiO_2	R_2O_3	P	S
黒色	98.63	0.65	0.35	0.068	0.010
淡緑色	99.49	0.20	0.10	0.002	0.022
白色不透明	99.46	0.10	0.10	0.006	0.014
無色透明	98.95	0.10	0.20	0.005	0.014

このような螢石結晶を含む五十島鉱をセラミック製ボールミルで $-0.3\text{ mm} + 74\ \mu$ 58%に磨鉱したのち、まず硫化浮選を行ない、その尾鉱を脱スライムし、オレイン酸による螢石浮選を行なったのである。その浮選条件を表-126、浮選成績を表-127に示す。すなわち、ゼンセートを捕収剤とする硫化浮選で含有硫化物の86%を除き、その尾鉱に対する螢石粗選は珪酸ソーダ1 kg/t、ケブラコ100 g/t、pH 10、温度40~50°C、オレイン酸960 g/tの条件で行なうと、 CaF_2 96.5%のフロスが CaF_2 実収率78%でえられる。この螢石粗選精鉱を3回精選すると、 CaF_2 97.69%の精鉱が CaF_2 実収率77%でえられる。

表-126 五十島鉱山産螢石の浮選条件

	H_2SO_4 (g/t)	Na_2SiO_3 (g/t)	ケブラコ (g/t)	ACC R-301 (g/t)	オレイン酸 (g/t)	バイロン油 (g/t)	pH	温度 (°C)	濃度 (%固体)
硫化浮選	500	—	—	100	—	28	6.5	15	17
螢石粗選	—	1000	100	—	960	46	10	41	13
螢石第1精選	—	—	—	—	—	—	—	48	9
螢石第2精選	—	—	—	—	—	—	—	50	—
螢石第3精選	—	—	—	—	—	—	—	52	—

アメリカの Illinois 州 Rosiclare には the Aluminum Co. of America の螢石選鉱工場がある。ここでは1960年に8,289 t/月の原鉱を重液選鉱と浮遊選鉱で処理し、アシドグレードの螢石精鉱4,029 t/月、鉛精鉱91 t/月、亜鉛精鉱72 t/月を生産している。螢石浮選はアルカリ性 pH で温度を上昇させ、オレイン酸を捕収剤として行なっている。方解石の抑制はタンニン酸で行ない、pH は炭酸ソーダで調節する。硫化浮選には起泡剤としてメチルイソブチルカーピノール (MIBC) を用い

る。実験室試験の結果によると、オレイン酸は螢石捕収剤としてオレイン酸ソーダより秀れており、pH 調節剤としては苛性ソーダよりは炭酸ソーダの方が良い結果を示している。おもな選鉱上の問題点は、原鉱が非常に選鉱し易いものから、選鉱が困難なものに変化した場合に、螢石実収率を高水準に維持してゆくにはどうすればよいかということである。選鉱原鉱の平均品位は CaF_2 51.0%であるが、自山鉱は83%で、17%は売鉱によっており、この売鉱品位は CaF_2 35%程度しかない。

図-291 The Alcoa Raw Materials Division Plant, Rosiclare, Ill. における螢石の選鉱⁷⁾

フローシートは図-291に示すように、比較的簡単に、破碎、重選、磨鉱、分級をへて、浮選によって鉛精鉱、亜鉛精鉱、螢石精鉱をつくるようになっている。表-128に選鉱成績、表-129に浮選剤のデータを示す。

螢石浮選回路の各点から試料を採取し、検鏡分析と化学分析によって粒度別単体分離度を測定し、浮選尾鉱に

表-127 五十島鉱山産螢石の浮選成績

産 物	重 量 (%)	品 位 (%)						分 布 率 (%)					
		CaF_2	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	P	S	CaF_2	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	P	S
第3精選精鉱	53.17	97.69	0.90	0.14	0.56	0.051	0.022	77.11	1.89	3.38	13.16	33.77	2.46
精選尾鉱	1.50	53.41	34.55	2.23	4.62	0.139	—	1.19	2.05	1.45	3.07	2.50	—
粗選精鉱	54.67	96.47	1.83	0.18	0.68	0.053	0.022	78.30	3.94	4.83	16.23	36.27	2.46
粗選尾鉱	19.91	8.11	82.40	3.48	2.77	0.067	0.106	2.39	64.66	33.33	24.12	16.26	4.31
脱泥サンド	74.58	72.87	23.34	1.06	1.23	0.056	0.044	80.69	68.60	38.16	40.35	52.53	6.77
脱泥スライム	22.69	53.89	31.75	4.68	3.32	0.130	0.157	18.16	28.37	51.21	32.89	36.27	7.39
硫化浮選尾	97.27	68.44	25.30	1.90	1.72	0.073	0.071	98.85	96.97	89.37	73.24	88.80	14.16
硫化浮選精	2.73	28.66	28.35	8.24	22.51	0.327	15.30	1.15	3.03	10.63	26.76	11.20	85.84
原 鉱	100.00	67.36	25.38	2.07	2.28	0.080	0.487	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

表-128 Alcoa Raw Materials Division, Rosiclare, Ill.
蛍石選鉱工場における選鉱成績 (1956 年)⁷⁾

産 物	重 量 (%)	CaF ₂ (%)	Pb (%)	Zn (%)	CaCO ₃ (%)	SiO ₂ (%)
原 鉱	100.0	50.0	1.3	0.7	24.7	15.5
重 選 浮 鉱	27.4	3.9	0.1	0.1	55.0	33.0
重 選 沈 鉱	30.1	84.0	2.1	1.2	2.5	1.9
脱スライムした -1.65 mm	40.0	60.0	1.6	0.8	10.8	20.7
シグナオーバーパフロー	2.7	35.0	2.2	2.0	14.0	25.0
浮 選 給 鉱*	70.1	70.2	1.7	1.0	7.2	12.6
鉛 精 鉱	1.5	2.0	71.8	6.4	0.6	0.3
亜鉛精 鉱	1.5	0.7	6.9	58.4	0.6	0.2
蛍石精 鉱	47.4	97.6	0.2	0.1	1.4	0.7
浮 選 尾 鉱	18.6	16.7	1.6	1.7	46.2	29.7

* 浮選給鉱は重選沈鉱に脱スライムした -1.65 mm 部分を加えたもの。

実収率: 浮選給鉱中の蛍石 98% (対原鉱)

鉛精 鉱 80% (対浮選給鉱)

亜鉛精 鉱 65% (")

蛍石精 鉱 92% (")

表-129 浮選剤の種類・使用量・添加場所⁷⁾

種 類	作 用	原鉱 1t 当り 使用量 (g)	添 加 場 所
エチルザンセ ートカリ	PbS と ZnS の捕収剤	33	鉛粗選機, 鉛精選機, 亜鉛 粗選条件槽
次亜硫酸亜鉛	ZnS の抑制剤	49	鉛精選条件槽
硫 酸 銅	ZnS の活性剤	74	亜鉛粗選条件槽
MIBC	起 泡 剤	14	鉛, 亜鉛粗選条件槽
ソ ー ダ 灰	pH 調 節 剤	2229	鉛, 亜鉛および蛍石第 1 条 条件槽, 鉛精選条件槽
オレイン酸	蛍石捕収剤	453	第二蛍石粗選条件槽第 1 第 2 第 3 精選機の先端
タンニン酸	方解石抑制剤	115	蛍石第 1 粗選条件槽
蒸 気	温度調節用	—	鉛, 亜鉛, 蛍石粗選条件槽 蛍石精選機の第 1 セル, 温 度は 43°C

における蛍石損失の原因を調査した結果によると, 表-130
および 表-131 に示すように, 比較的粗粒部分がよく浮
いており, 最終尾鉱中に失われる蛍石の 87% は -37
μ 部分, また 33% は -6 μ 部分である。そして 147 μ
より細かい蛍石は殆んど完全に単体分離をしており, 結
局, 最終尾鉱に失われた蛍石の 95% は単体のもので
あったわけである。

では, 何故, このように単体分離した細かな蛍石が浮
遊しないのかということが問題になるが, その理由の 1
つとして方解石スライムと粘土スライムが蛍石の浮遊を

表-130 蛍石浮選における各種産物の分析⁷⁾

産 物	重 量 (%)	CaF ₂	SiO ₂	CaCO ₃
	各區別	対給鉱 (%)	(%)	(%)
給 鉱	—	100.0	70.7	9.2
粗 選 精 鉱	76.1	76.1	77.1	4.5
粗 選 尾 鉱	23.9	23.9	24.7	39.5
第 1 精選精鉱	93.3	78.0	93.1	1.8
第 1 精選尾鉱	6.7	5.6	20.0	16.8
第 2 精選精鉱	94.2	73.5	97.0	1.2
第 2 精選尾鉱	5.8	4.5	32.8	14.2
第 3 精選精鉱	97.3	66.0	97.5	0.9
第 3 精選尾鉱	2.7	1.8	61.6	9.6
最 終 尾 鉱	—	34.0	18.7	27.0

抑制するということが考えられる。表-132 は給鉱と各
種精鉱の粒度と鉱物組成, および浮選回路の各区におけ
る蛍石実収率を示したものであるが, この表でその他の
成分とあるのは, 各フラクションにおける粘土の大体の
含有率を示すものと考えてよいので, 次のように考察す
ることができる。

表-132 蛍石浮選回路における給鉱と精鉱の性状⁷⁾

産 物	粒 度	重 量	CaF ₂	SiO ₂	CaCO ₃	その他	CaF ₂ 実収率 (%)
	(μ)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	
粗選給鉱	+37	71.5	73.4	8.5	15.5	2.6	98.5
	6~37	19.6	67.7	11.1	17.5	3.7	80.1
	- 6	8.9	56.4	11.5	22.8	9.3	16.7
	計	100.0	70.7	9.2	16.6	3.4	92.0
粗選精鉱	+37	73.1	77.9	4.6	14.5	3.0	99.5
	6~37	21.8	76.1	4.2	14.4	5.2	88.3
	- 6	5.1	69.6	4.3	17.7	8.4	45.5
	計	100.0	77.1	4.5	15.7	2.8	94.4
第 1 精選 精 鉱	+37	74.3	95.0	1.8	3.2	0.0	98.6
	6~37	21.4	89.1	1.8	7.5	1.6	84.9
	- 6	4.3	78.9	2.1	12.5	6.5	57.5
	計	100.0	93.1	1.8	4.5	0.6	94.4
第 2 精選 精 鉱	+37	76.9	98.3	1.3	1.0	0.0	99.3
	6~37	19.6	93.2	0.7	2.8	3.4	95.6
	- 6	3.5	90.9	0.9	6.2	1.9	69.5
	計	100.0	97.0	1.2	1.6	0.3	97.9
第 3 精選 精 鉱	+37	78.0	98.5	1.2	0.5	0.0	99.8
	6~37	19.4	93.8	0.2	1.0	5.0	98.2
	- 6	2.6	95.2	0.5	3.1	1.2	82.2
	計	100.0	97.5	0.9	0.7	0.9	99.0

① 粒度が こまかくなるに従って, 浮選各区の 給鉱の
CaCO₃ (および粘土) 量は増大し, 蛍石実収率は低下す

表-131 蛍石浮選産物の粒度組成および粒度別 CaF₂ 品位と分布率⁷⁾

粒 度	浮 選 給 鉱					最 終 精 鉱					最 終 尾 鉱				
	粒 度 別		CaF ₂			粒 度 別		CaF ₂			粒 度 別		CaF ₂		
	重 量 (%)	積 算 (%)	品 位 (%)	分布率 (%)	積 算 (%)	重 量 (%)	積 算 (%)	品 位 (%)	分布率 (%)	積 算 (%)	重 量 (%)	積 算 (%)	品 位 (%)	分布率 (%)	積 算 (%)
(μ)															
1168×417	2.5	100.0	37.2	1.3	100.0	1.8	100.0	94.0	1.7	100.0	4.5	100.0	3.6	0.9	100.0
417×295	6.3	97.5	61.6	5.5	98.7	6.7	98.2	98.1	6.7	98.3	7.1	95.5	2.7	1.0	99.1
295×208	10.0	91.2	71.6	10.1	93.2	15.6	91.5	98.3	15.7	91.6	8.1	88.4	2.4	1.0	98.1
208×147	17.2	81.2	74.9	18.2	83.1	23.4	75.9	98.1	23.6	75.9	10.8	80.3	2.8	1.6	97.1
147×104	8.8	64.0	78.0	9.7	64.9	6.9	52.5	99.5	7.0	52.3	6.0	69.5	3.0	1.0	95.5
104×74	12.9	55.2	76.8	14.1	55.2	13.3	45.6	99.5	13.6	45.3	8.5	63.5	4.1	1.8	94.5
74×53	10.3	42.3	78.5	11.4	41.1	5.7	32.3	99.1	5.8	31.7	4.7	55.0	6.7	1.7	92.7
53×37	3.5	32.0	78.5	3.9	29.7	4.6	26.6	99.7	4.7	25.9	6.6	50.3	10.1	3.6	91.0
37×26	2.8	28.5	76.8	3.0	25.8	—	—	—	—	—	6.2	43.7	39.5	13.1	87.4
26×12	8.1	25.7	73.6	8.4	22.8	—	—	—	—	—	14.0	37.5	29.8	22.3	74.3
12×9	4.7	17.6	64.6	4.3	14.4	—	—	—	—	—	7.5	23.5	25.0	10.0	52.0
9×6	4.0	12.9	53.1	3.0	10.1	—	—	—	—	—	4.1	16.0	40.4	8.8	42.0
- 6	8.9	8.9	56.4	7.1	7.1	2.6	2.6	95.2	2.5	2.5	11.9	11.9	52.2	33.2	33.2
計	100.0	—	70.7	100.0	—	100.0	—	97.5	100.0	—	100.0	—	18.7	100.0	—
37×6	19.6	—	67.7	18.7	—	19.4	22.0	93.8	18.7	21.2	31.8	—	31.9	54.2	—
+37	71.5	—	73.4	74.2	—	78.0	—	98.5	78.8	—	56.3	—	4.2	12.6	—

る。②浮選回路のすべての部分を通じ、 $+37\mu$ 部分(すなわち粗粒部分)の蛍石実収率は 98% より大きい。③粗選区から第 3 精選区へとゆくに従い、各区給鉱中の $6\sim 37\mu$ (中粒部分)および -6μ (細粒部分) 部分における CaCO_3 と粘土の量は減少し、蛍石実収率は増大している。④浮選各区の給鉱中における粗粒および中粒部分の量はほぼ一定しているが、細粒部分の量は粗選から精選第 3 区へとゆくに従い減少している。

以上のような傾向が認められるので、 CaCO_3 と粘土のスライムが蛍石の実収率に悪影響を及ぼすことは明らかである。事実、 CaCO_3 や粘土をあまり含まぬ珪酸質鉱石の場合には細磨鉱の影響はほとんど表われていない。

細粒部分における蛍石損失の原因と考えられる第 2 の点は、浮選回路のある部分におけるパルプ濃度の影響である。表-133 は蛍石浮選各区の給鉱と尾鉱におけるパルプ濃度を示したものである。これによると、パルプ濃度は粗選給鉱の 30% 固体から尾鉱の 4% 固体へと低下しているが、パルプはこの回路の最良部分ではむしろ稀薄すぎ、最適な粗選が行なわれていない。このパルプ濃度低下の原因は、粗選給鉱の大部分が精鉱として除かれてしまうためである。現在の選鉱回路では、第 1 精選の尾鉱は粗選尾鉱よりも低品位であるため廃棄している。しかし第 2 精選尾鉱を繰返すことはそのパルプが低濃度

のために不可能である。もし濃度をミル全体、とくに粗選でうすめることができれば、浮選槽における固体の滞留時間は長くなり、従って、よりよい浮選条件が実現する。この事実は、選鉱工場の粗選尾鉱について行なわれた浮選実験によって立証されたということである。

表-133 蛍石浮選回路におけるパルプ濃度⁷⁾

産 物	パルプ濃度 (%固体)
粗 選 給 鉱	30
粗 選 尾 鉱	4
第 1 精 選 尾 鉱	11
第 2 精 選 尾 鉱	3
第 3 精 選 尾 鉱	1.5

参 考 文 献

- 1) 地質調査所。わが国の工業原料鉱物 (実業公報社) 258-265 (1965)
 - 2) F.B. Michell. The practice of mineral dressing. 344-359 (1950)
 - 3) W.T. Turrall, D. Porter. Photoelectric sorting of optical fluorspar. *Mining Eng.*, 803-806 (1952)
 - 4) V.A. Mokrousov. Concentration of calcite-fluorite ore by flotation with the use of aluminium salts. *Gorny Zhurnal*, 9 (1945).
 - 5) F.F. Aplan, D.W. Fuerstenau. Principles of nonmetallic mineral flotation. Froth flotation (AIME) 170~214 (1945).
 - 6) M.A. Eigeles. Theoretical basis of the flotation of non-sulphide minerals. *Metallurgizdat* (1950)
 - 7) W.C. Lay, G.M. Bell. Fluorspar beneficiation at Alcoa Raw Materials Division Plant, Rosiclare, Illinois. Froth Flotation (AIME) 482~493 (1962)
- 次回はアスベスト (つづく)

—— 第 16 回国際ガラス会議年會について ——

開催予定日 1966 年 9 月 13 日 (火) — 17 日 (土)

開催地 東京および京都

テーマ Origin and Cause of Defects in Glass, Method of Inspection and of Prevention.

上記国際ガラス会議 (I.C.G.) 年會で論文発表を希望される方は、下記によりお申込み下さい。

1. 申込に必要な書類

a. 英文、アブストラクト 2 通

B 5 版白紙にタイプ、ダブルスペース、標題は大文字、次に講演者氏名、勤務先、以下本文約 300 語

b. 主張書 1 通

応募者の発表の意図が十分理解できるような和文で①研究題目、②研究方法、③新しく価値ある結論④関連研究を具体的に 400 字詰原稿用紙 (A 4 版横書) 5~15 枚に記載する。

2. 申込締切 昭和 41 年 1 月 15 日 (土) 必着

3. 送付先 東京都港区麻布新亀土町 東京大学生産技術研究所 今岡研究室内 1966 年国際ガラス会議組織委員会 (電話 402-6231)

I.C.G. の方針としては技術的論文が半数以上含まれていることが希望されています。なお採択された論文の講演者は昭和 41 年 6 月 15 日までに講演予稿 (和文、英文各 1 通) を提出願うことになります。予稿記載方法の詳細は直接通知致します。

その他は前回の会告 (1964 年 8 月号) を御参照下さい。