尾小屋鉱山におけるサイクロン重選について

正 会 員 加 賀 谷 悌 蔵*
 正 会 員 岡 部 章**
 正 会 員 深 見 進***

On the Heavy Media Separation by Cyclone-Type Separator at Ogoya Mine

Teizo KAGAYA, Akira OKABE, and Susumu FUKAMI

It was proved at the ore dressing plant of the Ogoya Mine that the economical application of heavy media separation by a cyclone-type separator was feasible, and its use in practical operations successfully testified by charging fine particles of ore ranging from 0.5mm to 8mm was formerly fed directly into the mill head.

From the results of basic tests it was determined that such factors as inlet pressure, specific gravity of the heavy media feed, and cone ratio had an important bearing on separation and that a proper combination of these factors would enable a close approach to the ideal conditions of sink and float separation. The relationship established between separation results and sharpness in separation, as obtained within the scope of these tests indicated the tendency of a very close resemblance in the relationship existing between the copper content in the waste and the percentage of discard and that between the former and the specific gravity in separation derived from Tromp's distribution curves but on the other hand showed a reverse tendency in relationship with the Terra indices. It was also ascertained that a feed inlet pressure ranging from 0.5 to 1.0kg/cm² was sufficient and that ferro-silicon as a media acted more favourably on pyrite concentrates.

In putting this new unit, which saw initial operation in April 1960 and has been in continuous performance since, special features were devised such as the uniform and smooth circulation of the heavy medium, means for preventing contamination of the heavy media, improvements in screening efficiency, maintenance of a fixed inlet pressure to cyclone, and control of specific gravity of heavy media.

From the operational results it could be observed that the successful removal of large quantities of waste permitted a leeway of 19 percent in grinding and floating capacity leading to a possible savings in initial installation costs at the time of mass production and also reduction in flotation running cost.

1. 緒 言

近年わが国における重液選鉱法の進歩発展は目覚ましく、経営の合理化推進に果たす役割が極めて大きいものがある。今後ますます鉱石固有の比重差を効果的に利用して選別を行なおうとするこの種の方法が普及徹底するものと考えられる。

尾小屋鉱業所選鉱工場においても、従来25~5mm鉱はエーキンス型分離機で重選処理され、それ以下の細粒鉱は直接摩砕原鉱とされていた。ところがこのような細粒鉱石中から廃石を除去する意義が極めて大きいことから各種比重選鉱法を試みたが、所期の目的が達せられないことからサイクロン利用による重液選鉱法に着目して実験を重ねその実用性を確認した。実験は昭和30年12月より開始し、中間プラント試験を経て同34年4月以降操業に移行し、現在に至っている。サイクロン重選操業の実情についてはすでに発表¹⁾²⁾したので、今回は実操業の条

件設定を目的とした基礎実験と実用化の対策について概況を報告するものである。

2. サイクロン重選における操業要因の検討

サイクロン重選の操業条件設定にあたり、特に重要な要因を取り上げ、選別性能におよぼす影響ならびに要因相互の関連性について検討した。

2.1 実験装置

実験に用いた装置は第1図に示すようにタンクーサンドポンプーサイクロンよりなる閉回路方式を採用した。サイクロンは第2図に示すようにフィード流入口、オーバフロー・ファインダおよびアンダフロー・ノズルを取換え可能のようにし、これを図中に斜線で示した。

本実験装置では特にサイクロン寸法を実用可能程度の大きさとし、操業移行に際し結果の再現性を高めるようにした。また重液循環中の経時的液温上昇を避けるためタンク外壁にウォーター・ジャケットを取付けた。なお実験終了後には鉱石と重液とを分離するため、系統中に弧状網を設けた。

2.2 実験試料

* 日本鉱業株式会社中央試験所第一試験室長

** 同 尾小屋鉱業所選鉱課選鉱係長

*** 同 河守鉱業所鉱務課主任

第1図 実験装置

実験に供した鉱石試料は粗砕工程より摩砕工程に直送されていた細粒鉱石を対象とし、これをさらに 5~0.5 mm 粒度範囲にふるい分け調整したものである。鉱石は黄銅鉱、せん亜鉛鉱および黄鉄鉱を主体とし、微量の方鉛鉱および二次的酸化銅鉱を随伴する。母岩は凝灰岩で脈石として石英が少量含まれている。

本鉱石試料を Distribution Analysis の手法を用いて図示すれば第3図のようである。図の Cu 分布曲線 F の傾向から、本鉱石中に含まれる黄銅鉱は脈石と若干片刃状態で存することが窺われるが、その他の曲線から推定すれば浮沈分離によって効果的に選別が可能のように推測される。

使用重液材は生野産フェロシリコンで、その粒度分布を第1表に示す。

2.3 実験方法

あらかじめ重液を第1図に示した混合タンクに入れ攪

第2図 実験用サイクロン

第3図 供試鉱石の比重別分布曲線

第1表 重液材の粒度分布

フルイ粒度 mesh	重量分布率 %		
	磁性物	非磁性物	計
- 48 + 65	0.12	0.34	0.46
- 65 + 100	0.16	0.76	0.92
- 100 + 150	2.05	0.92	2.97
- 150 + 200	9.63	0.53	10.16
- 200 + 325	24.30	0.71	25.01
- 325	36.26	4.14	60.48
計	92.60	7.40	100.00

拌しつつポンプで最短経路を介して循環しながら規定比重に調整し、次いで所定量の鉱石試料を投入し均一状態に混合してのち、速やかにサイクロンへ圧入する。圧入鉱石が回路内で粉化されることを避けるため、諸測定ならびに試料の採取は短時間に行う必要がある。分離産物については比重2.4~2.9の範囲に調整した四臭化エタンと四塩化炭素の混合重液により浮沈分離試験を実施し、トロンプ配分率⁹⁾を求め、また選別成績算定のため化学分析にも供した。

実験条件は第2表に示す通りでサイクロン・フィード中の鉱石：重液比 (Ore : Medium Ratio)⁵⁾¹³⁾ は 1 : 7 ~ 9 をとつた。

2.4 実験結果と考察

2.4.1 選別成績

フィード流入圧0.5および1.0kg/cm²におけるそれぞれの実験結果を第4図および第5図に示す。図より各フィード重液比重においてオーバフロー・ファインダ径 (D_o) とアンダフロー・ノズル径 (D_u) との比すなわち出口径比 (D_u/D_o : Cone ratio)⁵⁾ が大きくなれば、オーバフロー・ファインダより排出する鉱石量は減少し、また含有銅品位も低下する。この傾向は流入圧0.5kg/cm²の場合に著しいが、流入圧1.0kg/cm²の場合は出口径比

第2表 実験条件

実験要因	内 訳
フィード流入圧 kg/cm ²	0.5, 1.0
フィード重液比重	2.10, 2.25, 2.50
サイクロンノズル寸法 mm	<div> <div>流入口</div> <div>オーバーフロー・ファインダ口径</div> <div>アンダフロー・ノズル口径</div> </div> <div> <div>20×60(一定)</div> <div>102(一定)</div> <div>30, 40, 50, 60</div> </div>

第4図 出口径比とフィード重液比重の選別成績に及ぼす影響

第5図 出口径比とフィード重液比重の選別成績に及ぼす影響

をある値以上（本実験では0.5に相当）にしなければ，その効果は顕著に表われないことがわかる。この結果から効果的な選別成績をもたらすためには，規定流入圧のもとでフィード重液比重に適応した出口径比を設定する必要性が認められStasの見解⁶⁾と一致する。また第3図の理想的浮沈分離比重に比して規定重液比重が可なり低位でありながら，選別が可能である点⁷⁾についても同様である。

2・4・2 分離比重と分離精度

実験結果から，トロンプ配分率の概念より求まる分離比重(d_p)およびテラ指数(E_p)をもって，分離精度の状

第6図 出口径比とフィード重液比重の選別成績に及ぼす影響

第7図 選別成績と分離精度の関係

況を示せば第6図のようである。図は流入圧 0.5 kg/cm² の場合について示したものである。流入圧 1.0 kg/cm² については分離比重が 2.90 ないしはそれ以上となり，浮沈分離試験に用いた真比重液の範囲外にあつたので省略した。

図より分離比重は出口径比の増大に逆比例して低下を示しているのはすでに指摘⁸⁾されている通りである。一方テラ指数は逆に増大する傾向が見られた。またフィード比重が高くなるほど当然分離比重も高くなり，その際テラ指数は反対に小さくなる傾向が窺われる。出口径比の増大に対して分離比重の低下する割合

は，フィード比重の低い場合に大きく，したがってアンダフローノズルの摩耗は廃石除去に著しく障害を与えるものと考えられる。

2・4・3 選別成績と分離精度との総合的解析

前述した操業要因と選別成績との関係あるいは分離精度との関係を総合検討するため，出口径比をパラメータにとり，これらの関係を第7図に示した。

図よりいずれの場合にも，出口径比の如何にかかわらず非常に明瞭な関係を示した。すなわち廃石銅品位の推移に対する廃石除去率および分離比重の関係は極めて類似した傾向をたどっている。一方テラ指数はそれと全く

逆の傾向を示しており，この点では重液選炭での実験結果⁹⁾と相違していることが示された。この問題についてはなお今後の研究課題であるが，選別成績と分離比重は密接な関連を有する事実は強調されてよいと思ふ。第6図からもわかるように，分離比重は規定フィード流入圧において，出口径比とフィード比重との適正組合せによつて得られるので，これらの要因は操業条件設定上に意義の大なることが認められる。

3. サイクロン内における重液の挙動

試験の一環としてサイクロンによる鉱粒選別の現象を解明するため重液のみをサイクロンに圧入して，サイクロン内における重液特性の一端

第3表 重液材の粒度分布

材 質	フルイ 比 重 粒度mesh	フェロシリコン			硫化鉄精鉱
		磁性物%	非磁性物%	計 %	%
— 48 + 65	—	0.64	0.01	0.65	—
— 65 + 100	—	1.58	0.10	1.68	1.00
— 100 + 150	—	1.20	0.10	1.30	6.75
— 150 + 200	—	19.95	0.19	20.14	20.50
— 200 + 325	—	74.00	2.23	76.23	71.75
— 325	—	97.37	2.63	100.00	100.00
計					

を調べた。重液材は第3表に示す比重および粒度分布の生野産フェロシリコンと尾小屋選鉱工場産の浮選硫化鉄精鉱の2種で、試験は前章2での実験結果を参酌し、鉱石選別に妥当な次の組合せ条件を選んで行なった。

フィード重液比重：2.32（ただしフェロシリコン重液では2.10を追加）

ノズル寸法：フィード流入口=20×60mm

オーバフロー・ファインダ径 (D_o)=102mmφ

アンダフロー・ノズル径 (D_u)=45mmφ

3.1 フィード流入圧と流入速度との関係

フィード流入圧 (kg/cm^2) と流入速度 (m/sec) との間には第8図に示すように、いずれの場合も両者の対数値は直線的関係を有し、またその傾斜の近似値として0.5を得た。この結果、従来の湿式サイクロンでの実験⁹⁾において、流入速度は近似的に流入圧の平方根に比例するという関係は、重液の場合も成立することが認められた。

3.2 フィード流入圧と流量比との関係

フィード流入圧とサイクロン・アンダフローの流量 (Q_u) に対するオーバフローの流量 (Q_o) との比即ち流量比 (Q_u/Q_o) との関係は第9図に示すようである。図よりいずれの重液比重の場合も明らかに両者の間にはほぼ同一傾向の関係が認められる。

固体濃度の低いスラリーを扱った湿式サイクロンの実験では、流入圧変化に対して流量比はほぼ一定であることが指摘¹⁰⁾されているが、本実験の流入圧領域ではこれと異なる傾向を示した。一般にサイクロンの流量比と流

出速度比の間には次の関係が成り立つ。

$$Q_u/Q_o = (V_u/V_o) (D_u/D_o)^2$$

ただし V_u ：アンダフロー流出速度

V_o ：オーバフロー流出速度

本実験では出口径比 (D_u/D_o) は一定であるから Q_u/Q_o は V_u/V_o に比例する。したがってまた流入圧と流出速度比の間にも第9図と同一傾向の関係が成り立つこととなる。よつて本実験で用いた高濃度の重液をサイクロンに圧入する場合は、流入速度の増大により遠心力が大となり、アンダフロー側への固体濃縮が著しくなるので流出が制約され、流出速度比が減少するものと考えられる。

3.3 流入速度変化が流出重液比重におよぼす影響

前項で述べた現象を解析するために、流入速度とアンダフローおよびオーバフローの各重液比重の関係を示せば第10図のようである。図より流入速度の変化はオーバフローよりもアンダフローの流出重液比重に著しい影響をおよぼすことが認められ、重液材として真比重の大きいフェロシリコンの重液が硫化鉄精鉱重液よりもこの傾向が強く表われた。

3.4 実験結果の考察

以上の実験結果より一定の出口径比のサイクロンに重液を圧入した場合の特性は、フィード流入圧の増加に伴い流量比または流出速度比が減少することとアンダフロー重液比重の上昇が著しい点である。後者の現象はサイクロン内において重液材が高比重層を形成し、これによつて鉱粒の分離がなされるとする見解¹¹⁾を裏書きするものである。またこの比重上昇の傾向については重液材の比重が大なるほど大きく、硫化鉄精鉱の場合はフェロシリコンに比べてサイクロン内の高比重層の形成が困難である。さらにこの場合同一比重の重液に対しフェロシリコンに比べ重液固体容積濃度の増加に伴う重液粘性の増大の点を考慮¹²⁾すれば、そのサイクロン重選に対する重液材としての適応性に劣ることが窺われる。これは用いる重液材としての比重が低いことに起因するもので、こ

第8図 フィード流入圧と流入速度との関係

第9図 フィード流入圧と流量比との関係

第10図 流入速度と流出重液比重との関係

これらの短所をある程度補償するためには、流入圧の上昇ならびに重液材の粗粒化¹²⁾、粒子の形状¹²⁾¹³⁾、浮選試薬の影響¹⁴⁾などに関する研究の必要性が考えられる。

4. 操業設備建設に当つての諸対策

サイクロン重選は粗粒鉱の重選に比べて設備上また操業上技術的内容を異にしており、また上述の実験により得られた成果を実操業に有効に適用し、かつ円滑な操業を継続するためにはその設備に当つて細心の注意と創意工夫とが必要とされた。以下実操業設備の建設に際し留意した主な諸点につき述べる。

4.1 重液の循環方法

従来のコーン型、エーキンス型あるいはドラム型などでは容量も大きく、したがって終転時に当つては循環回路中の重液はすべてこの分離機に貯え得るので、始転の際は容易に起動される。しかるにサイクロン型の場合は容量が小さく重液の多量の貯えが不可能のため、循環回路中にこの目的に代わるものが必要とされた。加えて、円滑操業を維持するため、循環重液に見合う重液を常時貯えて置き、必要に応じて随時補給するにもあるいは余剰重液を次の所要時まで一時貯えるにも上述の必要性が痛感された。この目的のため第11図の下方にあるエレベータ、重液調整タンクおよび重液貯液タンクから成る一連の設備を考案し*、終転時に於いて循環重液は調整タンクおよびエレベータ・ピットに回収して次の始転に便利ようにした。重液循環の系統は同図の太線および点線で示した。

4.2 給鉱の調製

給鉱は水洗・ふるい分けおよび脱水工程を経て調製されるが、これを1台のフルイ機で行ない、全長の3/5を前者に3/5を後者に充当し両区分を段違ひとしてそれぞれの目的に供した。すなわち水洗・ふるい分け帯においては、特に水洗部は鉱石を水中に浮懸状態として洗浄効果をあげるため、フルイ面を部分的に盲板とし、ここを過ぎて直ちにふるい分けされるようにし、この操作を数回繰り返すようにした。脱水帯においては鉱石層を厚くし、振動を利用して粒子間の水分を押し出すようにするため堰板を数段設けた。なお目詰り防止のためには、フルイ網下全面に多数の小型ゴムボールを挿入して、フルイ機の振動によりフルイ面に打撃を与えるようにした。ふるい分け・脱水の目的がさらに効果的となることを期待してフルイ網には楔線型の織網を用い、フルイ機は振幅および振動数の大きく、しかも調節可能な楕円振動フルイを選定し、その設置に当つては数度の逆勾配とした。

4.3 産物の脱液および洗浄

分離産物の脱液・洗浄を効果的にするため、そのフル

細線：鉱石処理系統，太線：重液循環系統，点線：重液補償系統

第11図 サイクロン重選操業系統図

イ機は給鉱用フルイ機同様に目詰り防止のスタガリング (Staggering) 型とし、フルイ網も楔線型織網とした。脱液に当つて特に沈鉱側は、濃縮重液がフルイ網の給鉱部において堵塞現象を生ずる恐れがあるため、ここに浮鉱側の希釈重液を固定網で分離配分して透過に便利ようにした。

4.4 循環重液の汚染防止

汚染の主な原因は、給鉱中に混入する微粉鉱の他に、系統中における鉱粒の微粉化があげられる。これを防止するために、前者には4.2の対策が有効であり、後者に対しては原鉱輸送用ポンプとしてブレードレス・ポンプ (日立製作所製) を採用した。また長期操業中にはなお微粉鉱が系統中に累積されることを勘案して、脱液・洗浄フルイ機の網目は給鉱用フルイ機のそれより0.1~0.2mm小さくして系外に除くようにした。

4.5 サイクロン

サイクロンの大きさは試験時の寸法を踏襲したが、特に出口径比の選別成績におよぼす影響の重要性に鑑み、全体に耐摩耗性のゴムライニングを施して、その比が一定になるようにした。また場合によっては所要目的に応じてアンダフロー・ノズルは容易に交換され得るようにした。

4.6 サイクロンへの流入圧一定化

分離比重の面、ひいては選別成績を左右する一要因として、流入圧の一定化はきわめて重要なものの一つである。試験の場合、サイクロンへの圧入はサンド・ポンプ

* この回路については日本鉱業株式会社として特許申請中である。

によつたが、操業の場合はポンプのサージングも考えられ、また2台以上への均一配分圧入の確保を勘案して、もつとも簡単に確実性のある一定高差による方法を選んだ。

4.7 重液材の種類と比重管理

試験結果に基づき当面は、重液材として最も良好とされ、かつ既存粗粒重選系統で使用されているフェロシリコンを採用した。選別成績上重液比重の管理は極めて重要であり、このため¹³⁷ Cs を線源とした γ 線密度計¹⁵⁾¹⁶⁾を採用して自動記録されるようにした。

5. 操業成績の概要

サイクロン重選設備は前述の実験に併せ、操業上予想される諸問題には事前に対策を講じて建設された。昭和34年4月操業が開始されて以来、円滑な運転を継続して今日に至っている。系統は第11図に示すようである。

選鉱成績の一例は第4表に示すように、浮鉱は給鉱に対し62.4%（対総原鉱13.7%）にして、その結果摩鉱処理量は従来の対総原鉱56.9%が46.1%に減じ、したがって摩鉱・浮選能力において19%の余裕を生むことができた。なお既設設備の粗粒重選処理鉱中の細粒鉱がサイクロン重選によつて処理される関係上、粗粒重選自体は廃石除去率に変わりはないが、その銅品位において従来の0.10%に対し0.08%に低下し成績の向上がもたらされた。操業に関する諸成績を摘記せば第5表のようである。

6. 結 言

尾小屋鉱業所選鉱工場においては破碎工程より直接ミル原鉱にされていた5×25mm以下鉱粒の中、0.5mm以上

の大きさのものは既設粗粒重選中の8mm以下鉱粒と共にサイクロン重選に適することを確め実用化に成功した。

基礎実験の結果、選別にはフィード流入圧、フィード重液比重およびサイクロン出口径比が重要な因子をなしこれらの適正組合せによつて理想的浮沈分離成績に近づけられる可能性を知った。また本実験範囲で得られた選別成績と分離精度との関連においてはサイクロン出口径比の如何にかかわらず、廃石銅品位の推移に対する廃石除去率の関係および廃石銅品位とトロンプ配分率曲線より求めた分離比重との関係は極めて類似した傾向を示すが、テラ指数との関係ではこれと反対の傾向を呈した。フィード流入圧は必ずしも高圧の必要がなく0.5~1.0 kg/cm² 範囲で充分であり、使用重液材としてフェロシリコンは硫化鉄精鉱に比して優れていることを確かめた。

起業化に当つては特に所定条件の重液をして、円滑かつ均一に循環させるために、回路中に重液調整タンク、同時液タンクおよびエレベータを設けた。重液汚染防止のためにはスタガリング・ボール型のフルイ機を用い、フルイ網としては楔線型織網を選定し、かつ脱液洗浄部の網目は給鉱サイズより小さくすると共にポンプはブレードレス型を採用した。サイクロンへの圧入のためには自然落差を利用して流入圧の一定化を計った。またサイクロン出口径比安定のためには器内をゴムライニングとし、重液比重管理には自動記録装置付き γ 線密度計によつた。

以上諸施策の結果、操業は円滑に行なわれ有利に多量の廃石を除去することに成功し、よつて摩鉱・浮選処理能力に19%の余裕をもたすことができ、ひいては選鉱の処理量の増加に対する起業費の節約が期待されると

共に、選鉱操業費節減に奏功した。

なお既存粗粒重選処理鉱中の細粒鉱がサイクロン重選によつて処理されたため粗粒重選自体の成績向上をもたらした。

謝辞：本試験研究ならびに起業化に当つては会社幹部の深い御理解を賜り、特に直接御指導鞭撻を賜った塚本常務取締役、鉱山事業本部米沢課長、同課副課長ならびに久保ペルー派遣団長および高橋豪州駐在員に、また尾小屋鉱業所合理化の一環として本方法の実用化に対し、積極的に御推進を賜った前所長保田監査役ならびに柘植前所長に深甚の謝意を表すると共に、事例の御提供を賜った東京大学今泉助教授に深謝し、

第4表 サイクロン重選成績と摩鉱原鉱の比較

	鉱量 %		品 位 %					採 取 率 %			
	対総原鉱	対扱鉱	銅	鉛	亜鉛	硫黄		銅	鉛	亜鉛	硫黄
サイクロン重選成績	原 鉱	22.0	100.0	1.75	0.17	1.23	6.83	100.0	100.0	100.0	100.0
	浮 鉱	8.3	37.6	4.45	0.44	3.07	15.63	95.7	96.3	93.9	86.0
	沈 鉱	13.7	62.4	0.12	0.01	0.12	1.53	4.3	3.7	6.1	14.0
摩 鉱 原 鉱 の 比 較	実施前	56.9	100.0	2.03	0.25	1.51	7.50	88.6	88.6	88.2	84.0
	実施後	46.1	81.0	2.49	0.31	1.86	8.96	88.1	88.0	87.8	81.2

第5表 操業に関する諸成績

項 目	摘 要
サイクロン給鉱量	t/h 9.7
循環重液量	t/h 65.5
鉱石重液比	1:6.7
重液材消費量	g/t 35.2
給鉱調製用フルイ機のフルイ網目	mm 0.6×19
脱液洗浄用フルイ機のフルイ網目	mm 0.4×19
使用水量	m ³ /min 0.24
分選系統への給鉱水分	% 0.36
鉱石水分	% 12.5
洗浄後の沈鉱水分	% 19.3
洗浄後の浮鉱水分	% 21.0
始転時に所要する時間	min 12±2
休転時に所要する時間	min 7±2
	重液を循環し給鉱を開始する迄 給鉱を停止し重液を回収する迄

なお試験ならびに建設に当つてそれぞれ御協力を賜つた関係各位に謝意を表する次第である。

参 考 文 献

- 1) 加賀谷・岡部・深見：日本鉱業協会機関誌「鉱山」1960年11月 p. 24~29.
- 2) 尾小屋鉱業所選鉱課：日本鉱業協会第11回全国鉱山選鉱青年化現場担当者会議講演集，昭和36年4月 p. 149~163.
- 3) R. G. Wuerker: Mining Engineering, July, 1958, p. 788~791.
- 4) F. W. Mayer: グルックアップ日本版，1952年3巻1号，p. 117~125 (山中氏訳)
- 5) E. O. Lilge, I. C. Edwards and H. H. McCreedy, The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, March, 1955, p. 133~139.
- 6) M. Stas: Trans. of the International Mineral Dressing Congress, Stockholm, 1957.
- 7) F. J. Fontein and C. Dijkstra: Recent Developments in

- Mineral Dressing, I.M.M. 1953, p. 229~246.
- 8) W. Leck: グルックアップ日本版1954年3巻1号 p.42~46 (今泉氏訳)
- 9) H. F. Yancey and M. R. Geey: Trans. A.I.M.E., 1948, 177 262~277.
- 10) 今泉常正：日本鉱業会誌第72巻，第812号，昭和31年2月 p. 67~74.
- 11) E. Cohen and R. J. Isherwood: Trans. of the International Mineral Dressing Congress, London 1960.
- 12) E. D. Lilge, T. E. Fregren and G. R. Purdy. Trans. Inst. Min. Met. Lond, 167, 1957~1958 p. 229~249.
- 13) A. C. Nasbitt and R. G. Weaving: Trans. of The International Mineral Processing Congress, London 1960.
- 14) G. Bellavita and R. Autonioli: Trans. of the International Mineral Dressing Congress, Stockholm 1975.
- 15) 米沢利明：日本鉱業会誌，73巻，825号，1957，p. 167.
- 16) 米沢・梅沢・深見・鷺見・諏訪・近藤：日立評論，41巻，10号，昭和34年10月，45~49頁
- 17) 伊藤英男：日本鉱業会誌，75巻，851号，1959 p. 336.

方解石とドロマイトの重選による分離

本文はドイツ Siegen 鉱山学校の選鉱研究室で行なわれた方解石・石灰石とドロマイトの重選試験についての報告である。

方解石・石灰石とドロマイトは共生することが多いが用途が異なっているため（石灰石：高炉用，生石灰と消石灰：土建および肥料用，ドロマイト：耐火レンガとガラス原料用），その選別が必要とされる。純粋なドロマイト鉱物 $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$ の成分比は $\text{CaCO}_3/\text{MgCO}_3 = 100.08/84.32 = 1.187$ ($\text{CaO}/\text{MgO} = 56.08/40.32 = 1.39$) である。ドロマイトとしては高純度のものが必要とされるから，この比が大きくなると，この鉱石の価値は低くなる。それでも CaO/MgO 比が 1.6 までのものは先ず良質とされる。平炉・電気炉・転炉用の焼結ドロマイトとしては SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 の含有率が問題となり，これらはいずれも 1~2% (原鉱中) をこえてはならない。

ドロマイトの選別は従来，手選のみで行なわれているが，これは鉱物の比重差（方解石 $\delta = 2.72$ ，ドロマイト $\delta = 2.85 \sim 2.95$ ）が小さいためジグやテーブル等の比重選鉱は役立たないからである。ところが重選法の発達に伴い，この問題がとり上げられた。

Hagen-Halden ドロマイト工場産のドロマイト（比重 $= 2.84$ ，粒度 3~7, 6~25, 25~60mm）と方解石（比重 $= 2.71$ ，粒度 2.5~3.5, 3.5~7.5, 12~15, 15~30mm）を同量ずつ混合して供試した。その組成は第1表の通りである。分離重液として比重 2.676~2.823 のブ

第1図 Humboldt 重選試験機

ロモホルムを使用し，予備試験を行なつた。

12~15mm 鉱について行なつたこの分離比重決定試験によれば，比重範囲 $= 2.74 \sim 2.78$ でドロマイトと方解石がうまく分離されることがわかつた。さらに他の粒度についても試験した結果，粒度 2.5~30mm の給鉱は比重 2.74~2.76 で分離が可能と結論された。

この予備試験結果にもとづいて，Siegen 鉱山学校選鉱研究室にある Humboldt 100kg 重選試験機（第1図）を用いて，粒度 12~15mm のドロマイトと方解石の同量混合物について重選試験を行なつた。フェロシリコンを重液材として使用し，重液比重を 2.76 とした結果，完全な分離が行なわれ，品位 21.01% MgO ，30.56% CaO のシンク（ドロマイト精鉱）と品位 2.41% MgO ，57.22% CaO のフロート（方解石精鉱）が得られた。

Gerth und Ernst Bunterback: Die Trennung Kalkspat-Dolomit mit Hilfe des Sink-Scheide-Verfahrens, Aufbereitungs-Technik, Feb. 1961, 64~65. より

（鈴木真夫）

第1表 供試鉱石の化学組成

成分%	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	CaCO_3	MgCO_3	灼熱減量
ドロマイト	0.26	0.24	0.16	31.36	20.94	55.98	43.55	47.20
方解石	0.46	0.16	0.25	53.38	1.91	95.26	3.99	44.0