

## 論 文

南方産ニッケル・クロム鉄鉱石の流動炉による  
磁化焙焼について\*

三橋鉄太郎\*\*・上野 学\*\*\*・田中 稔\*\*\*

ON THE MAGNETIZING ROASTING OF THE Ni-Cr IRON ORE  
IN SOUTH ASIA DISTRICT BY FLUIDIZED BED*Tetsutarō Mitsuhashi, Manabu Ueno and Minoru Tanaka*

## Synopsis:

Studies have been carried out on the method to utilize iron ore containing nickel and chromium. The authors reported already on the magnetizing roasting of Oeyama iron ore by hydrogen (Rep. Mech. Laboratory, MITI, vol. 8, 1954, 211). Recently a new type of the roasting equipment has become available. This is the fluidized-bed reactor. This roaster has many points of excellence compared with the ordinary roasting furnace. By this method, it is feasible to roast the fine ores in the stabilized condition, and this roaster is mainly applied to industry for the oxidizing roasting of sulphide ore.

The authors trially manufactured the fluidizing roaster for magnetizing roasting of iron ores by charcoal gas. This is the report on magnetizing roasting of laterite in South Asia district by fluidized bed. These results were as follows:

① Fluidizing roaster was very effective for magnetizing roasting of fine iron ore.

② On the over flow products:

Iron recovery was about 90% in A ore and 85% in B ore.

Iron content of the magnetic concentrates was about 60% in A ore and 50% in B ore.

Nickel recovery was almost equal to that of iron.

Nickel content of the magnetic concentrates was 1.10% in A ore and 0.75% in B ore on the average.

The magnetic separation of chromium in ores was not good.

Minimum chromium content of concentrates was 1.0% in A ore and 2.1% in B ore.

③ On the cyclone dusts:

Iron recovery was about 75% in both ores.

Iron content of the cyclone dusts was almost equal to the concentrates of over flow products.

Nickel content was 1.0% in A ore and 0.81% in B ore on the average.

Chromium content of concentrates was about 1.03% in A ore and 2.43% in B ore.

## I. 緒 言

Ni, Cr を含有する鉄鉱石は日本を始めとして東南アジア各地に広範にかつ大量に埋蔵されているが、これらは附着水、結晶水および Ni, Cr を含有し更に Fe の品位が低く粉鉱であるために、この利用は困難である。我々はこれらの鉱土を活用する方法について実験を進めているが、国内産 Ni-Cr 鉄鉱石としての大江山鉱土に対しては、小型焙焼炉を使用して水素ガスにより還元焙焼し、さらに低温再酸化した後、小型交流磁選機で乾式、湿式磁選をおこない Fe, Ni, Cr, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> の分

離状況について実験し、この結果についてはすでに報告したり。本報告においては鉱石として南方産のもの2種類を流動焙焼炉により木炭ガスで磁化焙焼した。流動焙焼炉は従来用いられている廻転炉、多段床炉に比較して次のような勝れた点をもっている。

- (1) 炉内温度を均一に保つことが容易である。
- (2) 鉱石の処理能力がきわめて大きい。
- (3) 高温にさらされた可動部分がないために炉のラ

\* 昭和 30 年 4 月本会講演大会にて講演

\*\* 機械試験所, 工博

\*\*\* 機械試験所, 工

イニングの消耗が少い。

すでに黄鉄鉱，磁硫鉄鉱，閃亜鉛鉱<sup>2)3)</sup>などの流動焙焼炉による酸化焙焼については報告されてそのすぐれた点が認められているが，Ni-Cr 鉄鉱石の流動焙焼炉による磁化焙焼については報告がないので，我々は還元用の流動焙焼炉をつくり焙焼鉱は分離の良好な原田式湿式交流磁選機で磁選し，Fe, Ni, Cr の分離について実験した。

## II. 実験方法

### 1) 使用鉱石

鉱石は南方産 Ni-Cr 鉄鉱石としてA, B 2種類の鉱石を使用した。これらの化学組成は Table 1 に示す。

Table 1. Chemical composition and size.

	Fe	Cr	Ni	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	
A Ore	48.52	0.84	0.63	9.26	2.92	
B Ore	39.62	1.71	0.56	19.72	2.62	
	mesh +40	40~50	50~100	100~150	150~200	-200
A Ore	11.0	18.5	22.9	15.8	10.0	21.8
B Ore	7.7	9.8	14.9	16.2	22.4	29.0

A, B 両鉱石とも完全に風化されており容易に指頭にて碎くことができる。いずれも黄褐色で鉱石中の Fe, Cr, Ni は主として Amorphous-Limonite, Chromite, Garnierite の形態で含有されていると考えられる。これを粉砕して試料とした。その粒度は Table 1 に示した。

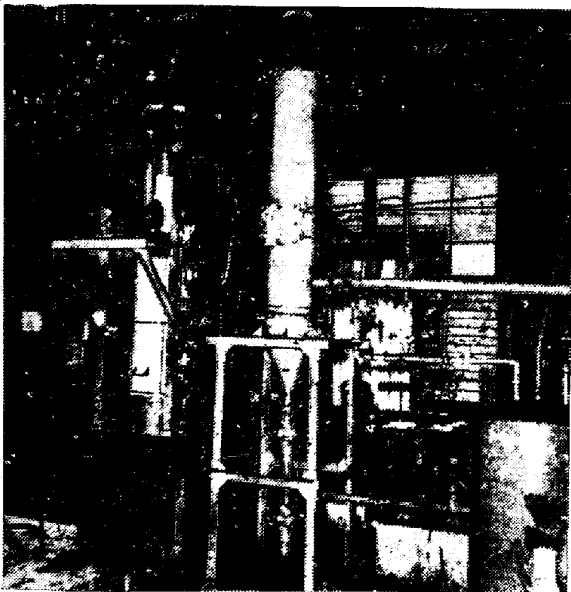


Fig. 1. Experimental apparatus.



- ① Hopper
- ② A pipe of the feed water
- ③ A pipe of the over flow water
- ④ A discharge value of concentrates
- ⑤ A discharge value of tailings
- ⑥ Separator

Fig. 2. Harada's A. C. wet magnetic separator.

### 2) 実験装置

#### (a) 木炭ガス発生炉および流動焙焼炉

これらの装置に関してはすでに報告<sup>3)</sup>したのでここでは省略する。装置は Fig. 1 に示す。

#### (b) 原田式湿式交流磁選機

流動焙焼炉で磁化焙焼した鉱石は Fig. 2 に示す湿式交流磁選機を用いて磁選した。磁選機の構造は大体 Fig. 2 に示されるとおりであるが簡単に説明すると、①はホッパーで鉱石は 10~20% のパルプで給鉱する。②より清水を入れて③より少しずつ溢流させる。④は精鉱，⑤は尾鉱出口で，これらはゴム管で導いて容器に入れる。⑥は分離板であり，これによつて精鉱側への入口を広くしたり狭くしたりして分離状態を調整しうる。磁石は交流，直流，交流と 3 段になつており抵抗によつて 1000, 900, 800 ガウスに切りかえうる。

### 3) 実験方法

まず予定量の焼鉱をグレート上に充填し，所要焙焼温度まで加熱しガス発生炉より木炭ガスをロータリーブローアによつて一定量送風した。同時に給鉱を開始し，給鉱，排鉱，鉱石による圧降下などが一定状態となるのを待ち，始めに充填した焼鉱が全部排鉱されて後試料を採取した。

還元焙焼温度：550°C~700°C の間で 50°C 毎に試験した。

Table 2. Experimental conditions and results of A ore and B ore.

(a) A Ore

	Temperature [°C]				Height (fluidized) $L_f$ [cm]	Height (packed) $L_c$ [cm]	$L_f/L_c$ [-]	$L_c/D_T$ [-]	Press drop $\Delta P_s$ [g/cm <sup>2</sup> ]	Ore weight $W_s$ [g]	Feed $F$ [g/mn]	Holding time $O_h$ [mn]	Gas velocity $U_g$ [cm/sec]	Products	
	T <sub>1</sub>	T <sub>2</sub>	T <sub>3</sub>	T <sub>4</sub>										Over flow [%]	Carry over [%]
1	560	430	315	145	47.0	23.0	2.04	1.53	25.0	4420	67	66.0	32.6	86.4	13.6
2	555	420	335	170	〃	20.5	2.29	1.37	22.4	3960	〃	59.0	39.2	83.5	16.5
3	540	460	350	190	〃	17.8	2.64	1.19	19.4	3440	〃	51.4	46.0	76.5	23.5
4	550	〃	〃	200	57.0	24.2	2.36	1.64	26.4	4680	〃	70.0	〃	〃	〃
5	600	470	370	190	57.0	20.7	2.75	1.38	22.6	4000	〃	59.6	〃	74.3	25.7
6	605	490	395	210	60.0	22.6	2.65	1.5	24.6	4360	〃	65.2	〃	74.5	25.5
7	650	520	410	220	60.0	22.6	2.65	1.5	24.6	4360	〃	〃	〃	76.5	23.5
8	550	460	350	190	67.0	28.6	2.34	1.9	31.2	5520	〃	82.4	〃	70.6	29.4
9	600	500	390	210	70.0	28.1	2.49	1.87	30.6	5470	〃	80.5	〃	72.0	28.0
10	650	540	430	225	70.0	28.1	2.49	1.87	〃	〃	〃	〃	〃	70.0	30.0

(b) B ore

	Temperature [°C]				Height (fluidized) $L_f$ [cm]	Height (packed) $L_c$ [cm]	$L_f/L_c$ [-]	$L_c/D_T$ [-]	Press drop $\Delta P_s$ [g/cm <sup>2</sup> ]	Ore weight $W_s$ [g]	Feed $F$ [g/mn]	Holding time $O_h$ [mn]	Gas velocity $U_g$ [cm/sec]	Products	
	T <sub>1</sub>	T <sub>2</sub>	T <sub>3</sub>	T <sub>4</sub>										Over flow [%]	Carry over [%]
1	550	525	390	200	50	18.5	2.7	1.23	21.0	3700	40.0	92.5	46.0	70.5	29.5
2	600	555	410	210	〃	17.9	2.79	1.2	20.2	3560	50.0	71.2	〃	71.0	29.0
3	650	530	400	200	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	68.5	31.5
4	700	660	470	230	〃	17.4	2.87	1.16	19.7	3470	〃	69.5	〃	67.5	32.5
5	550	470	330	170	60	25.8	2.32	1.72	29.2	5140	46.0	112.0	〃	73.1	26.9
6	600	480	360	200	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	66.1	33.9
7	650	600	400	200	〃	〃	〃	〃	〃	〃	44.0	117.0	〃	70.6	29.4
8	700	680	490	240	〃	26.0	2.30	1.75	29.4	5200	45.5	114.0	〃	64.0	36.0
9	550	515	395	210	70	31.3	2.24	2.08	35.4	6270	50.0	126.0	〃	58.5	41.5
10	600	570	425	220	〃	32.6	2.21	2.17	36.9	6540	〃	131.0	〃	65.5	44.5
11	650	630	460	235	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	64.0	36.0
12	700	680	482	242	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	〃	60.0	40.0

ガス流速：各温度においてグレートを通過する流速が 46cm/sec になるようにした。

給 鉱 量：40~70g/mn

焼 鉱 充 填 高 さ：17~33cm

流動層高さ：47~70cm, 流動層の高さは溢流鉱取出しパイプの高さで示した。

再酸化温度：100~120°C

磁選方法としては採取した試料のうち、溢流鉱は全部 100 メッシュ以下に粉碎し、サイクロンダストは全部 150 メッシュ以下であるのでそのまま磁選した。磁選は 1 試料につき 2 回おこなった。すなわち第 1 回は 1000 ガウスで分離し“精鉱 1”と“尾鉱 1”とする。

次に“尾鉱 1”は 800 ガウスで分離し“精鉱 2”と“尾鉱 2”として“精鉱 1”と“精鉱 2”を一緒にして精鉱とし、“尾鉱 2”を尾鉱とした。これを乾燥し、Fe, Ni, Cr について分析した。表示法としては、焙焼鉱石中の全 Fe, 全 Ni, 全 Cr 量に対する精鉱中の Fe,

Ni, Cr 量の百分率で表示した。

III. 実 験 結 果

Table 2 は A, B 両鉱石の焙焼実験条件と結果である。T<sub>1</sub> はグレートより 250mm, T<sub>2</sub> は 850mm, T<sub>3</sub> は 1500mm, T<sub>4</sub> は 2200mm の位置における温度を示す。T<sub>1</sub> は大体流動層の中央の位置であるのでこの温度は焙焼鉱石の温度とみて差支えない。これを焙焼温度として 550°C~700°C まで実験した。T<sub>2</sub> は給鉱によつて冷却され T<sub>1</sub> より常に低い温度を示し、T<sub>3</sub>, T<sub>4</sub> と上方になる程低くなっている。これら 4ヶ所の温度は送風開始後 10~15mm で安定した。L<sub>f</sub> は流動層の高さを示し、L<sub>c</sub> は始めグレート上に充填する鉱石の高さであり L<sub>c</sub> が高くなれば、L<sub>f</sub> も従つて高くなるが L<sub>f</sub>/L<sub>c</sub> は L<sub>c</sub> が大になるにつれて逆に小になつた。D<sub>T</sub> は炉の直径であり、ΔP<sub>s</sub> は流動炉における P<sub>1</sub> と P<sub>4</sub> との差を示すがこれは大体において充填鉱石重量に等しい。F は毎分の

給鉱量であり大体 67g/mn でおこなつた。O<sub>h</sub> は炉内平均滞留時間でこれは W<sub>s</sub>/F で示し 50~130mn を焙焼時間とした。W<sub>s</sub> は充填鉱石重量である。U<sub>g</sub> はグレートを通過するガス流速である。ガスの入口流速を U (温度 T<sub>1</sub> °C) とし焙焼温度を T<sub>2</sub> °C とすれば、U<sub>g</sub> は次式で示される。

$$U_g = U \cdot \frac{273 + T_2}{273 + T_1}$$

A 鉱石は始め U<sub>g</sub> = 32.6, 39.2 cm/sec でおこなつたが、鉱石中の水分が非常に多くパイプがつまることが多かつたために、以後 B 鉱石も U<sub>g</sub> = 46 cm/sec で実験した。次に over flow は溢流鉱, carry over はサイクロンで捕集した鉱石である。A 鉱石においては流動層の高さが高くなり鉱石充填量が大になるにしたがつて溢流鉱は減少した。すなわち No. 3 では溢流鉱 76.5% に対して No. 10 では 70% であり、B 鉱石においても同傾向を示したが、B 鉱石の方が A 鉱石に比較して溢流鉱が少かつた。これは給鉱粒度が B 鉱石は A 鉱石より小であることに原因している。

1) 溢流鉱について

(a) A, B 両鉱石の鉄の分離

まず鉄分回収率と炉内滞留時間との関係は Fig. 3 にまた磁選精鉱と尾鉱の Fe 品位と炉内滞留時間との関係

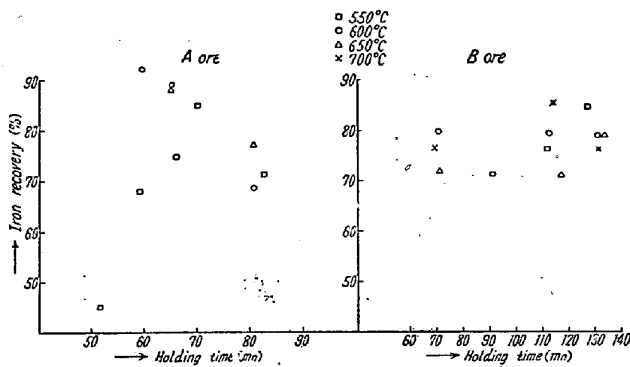


Fig. 3. Relation between iron recovery and holding time. (over flow).

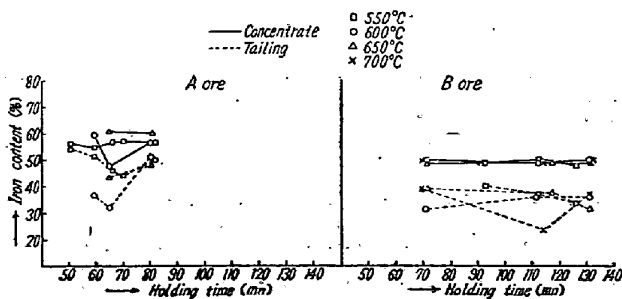


Fig. 4. Relation between iron content and holding time. (over flow)

は Fig 4 に示す。A 鉱石においては焙焼温度 550°C, 焙焼時間 50~60 mn で還元不充分であるため Fig. 4 のごとく回収率は 70% 以下であり、したがつて分離が悪く Fig. 4 のごとく精鉱, 尾鉱の Fe 品位もほとんど差がない。70 mn となると磁選結果は相当よくなつて鉄分回収率は 85% と 550°C の最高値を示し、この時の Fe 品位は精鉱で 57.0%, 尾鉱で 46% であつた。焙焼温度 600°C では焙焼時間 59.6mn で回収率 91.8%, 65mn で 89.0% と良好で、分離のよいことは Fig. 4 の精鉱, 尾鉱品位の差の大なることによつて知りうる。焙焼温度 650°C では焙焼時間 65mn で鉄分回収率 88% を示しこの時の精鉱, 尾鉱品位もそれぞれ 61.0%, 43.0% であつた。B 鉱石については A 鉱石に比較して還元性が悪く、Fe 品位も低いために鉄分回収率も低く各温度ともに 70~80% でわずかに 550°C~126mn, 700°C~114mn でそれぞれ回収率 84.3%, 85.5% であつた。

また精鉱と尾鉱の Fe 品位は Fig. 4 から分るように精鉱は温度と焙焼時間にほとんど関係なく大体 Fe 50% であり、尾鉱は 30~40% を示した。

(b) A, B 両鉱石のニッケルの分離

この結果については Fig. 5 に示す。Ni については

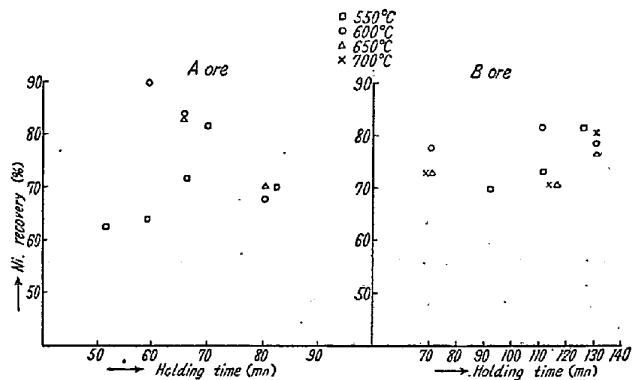


Fig. 5. Relation between nickel recovery and holding time (over flow)

鉄分回収率と大体同傾向を示した。A 鉱石では 600°C~59.6mn, 600°C~65.2mn, 550°C~70.0mn, 650°C~65.2mn で回収率は 80~90% で、これらの Ni 品位は大体精鉱で 1.10%, 尾鉱で 0.9% であつた。B 鉱石では焙焼温度, 焙焼時間に関係なく回収率は 70~80% で Ni 品位は精鉱 0.75% 前後, 尾鉱 0.57% 程度であつた。

(c) A, B 両鉱石のクロームの分離

この結果については Fig. 6 に示す。A 鉱石では Fe, Ni の回収率の良好であつたものには Cr も多く含有され精鉱中の Cr 含有率は 75~85% であつた。しかしそ

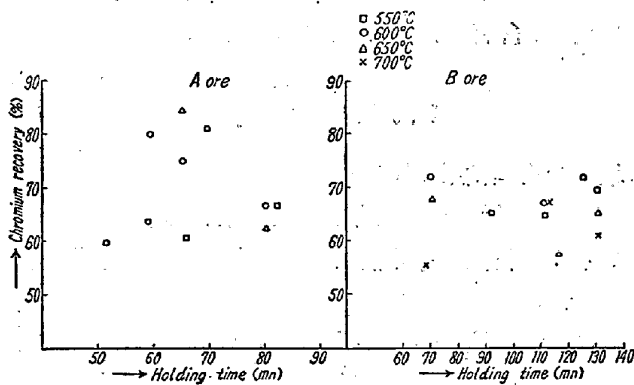


Fig. 6. Relation between chromium recovery and holding time (over flow)

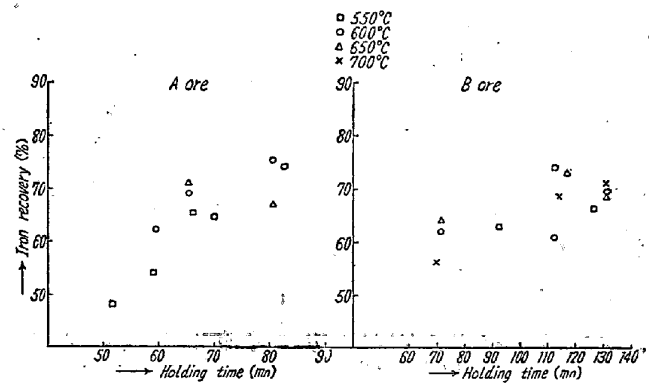


Fig. 8. Relation between chromium content and holding time. (over flow)

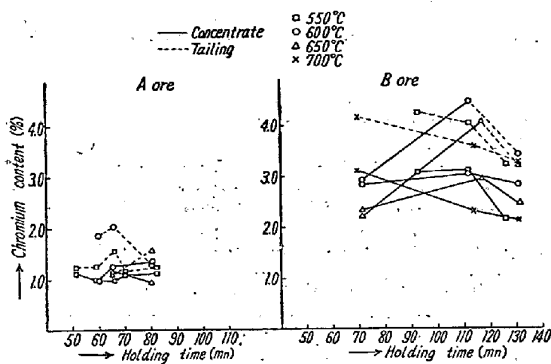


Fig. 7. Relation between chromium content and holding time. (over flow)

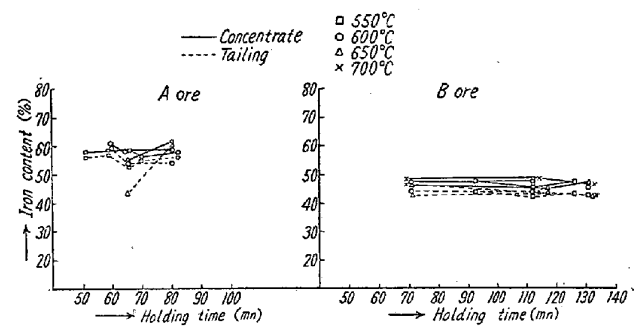


Fig. 9. Relation between iron recovery and holding time. (carry over)

他のものにおいては、60~70%であった。精鉱、尾鉱のCr品位についてはFig. 7に示すように尾鉱の方が精鉱よりCrが高くなっている、すなわち精鉱が1.0~1.25%に対して尾鉱は1.25~2.0%である。またB鉱石では焙焼温度550°C~700°C、焙焼時間70~140mnの間においては大体Cr含有率は60~70%であった。精鉱、尾鉱の品位はFig. 7のごとくで600°C、650°Cで71mn間焙焼のものはCr分離が非常に悪いがその他ではかなり分離されている。大体において精鉱品位は2.1~3.1%、尾鉱品位は3.5~4.5%であった。以上の結果によつて鉱石中のCrは分離の容易なものと同難なものとなつて、前者は大体chromiteの状態であり、後者は非常に微粒でFe、Niともに固溶体をなしていると考えられる。

2) サイクロンで捕集した微粉鉄の磁選について

(a) A、B両鉱石の鉄の分離

まず鉄分回収率と炉内滞留時間との関係はFig. 8に示し、また磁選後の精鉱、尾鉱のFe品位と焙焼時間との関係はFig. 9に示す。これによるとサイクロンダストは、溢流鉱と比較して両鉱石ともに平均10~15%程度回収率は悪く、A鉱石では焙焼温度550°C~650°C、

焙焼時間60~85mnで鉄分回収率65~75%を示し、B鉱石では550°C~700°C、110~130mnで65~75%であった。したがつて磁選による分離も極めて悪くFig. 9に示すごとくA、B両鉱石ともに精鉱、尾鉱のFe品位は大体同じ位で2~3%だけ精鉱の品位が高いにすぎない。これはサイクロンダストが必要時間炉内に滞留せずとガスとともに炉外に運ばれるので還元が不充分であるためと考えられる。しかし溢流鉱と比較すると、溢流鉱のA鉱石の精鉱は55~60%、B鉱石の精鉱は50%程度であるのに対して、サイクロンダストではA鉱石は精鉱、尾鉱ともに平均して55~60%、B鉱石では43~49%とFe品位がたかく磁選前にすでに溢流鉱の精鉱と同程度であった。これは両鉱石ともに粒度の小さいものにFe含有量が高いことを示している。したがつてサイクロンダストは磁選結果は悪いがFe品位については充分満足すべき結果であった。

(b) A、B両鉱石のニッケルの分離

Ni回収率と炉内滞留時間との関係はFig. 10に示す。Ni回収率はFe回収率と大体同様の結果であった。すなわちA鉱石では焙焼温度550°C~650°C、焙焼時間60~80mnで回収率は大体60~75%程度、B鉱石では550°C~700°C、70~130mnで回収率はやはり

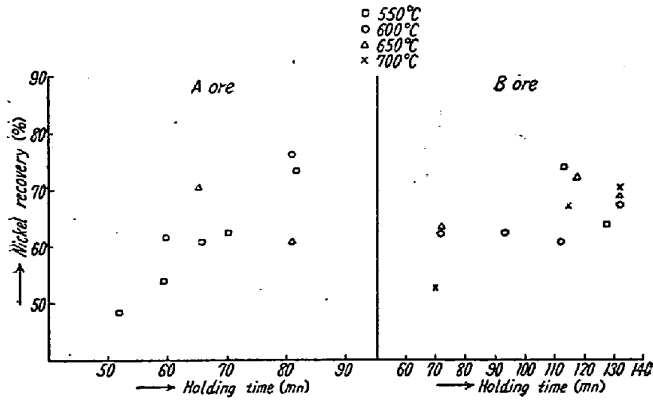


Fig. 10. Relation between nickel recovery and holding time. (carry over)

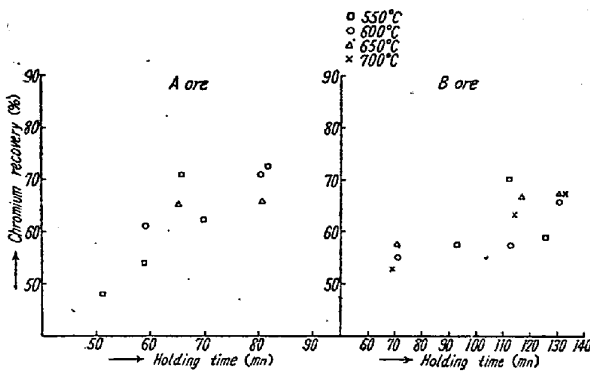


Fig. 11. Relation between chromium recovery and holding time. (carry over)

60~75% を示した。またこの時の精鉱、尾鉱の Ni 品位は A 鉱石ではほとんど変わらず大体 1.0% 程度、B 鉱石では精鉱 0.81%、尾鉱 0.77% 程度であり Fe とおなじく分離は良好でない。また溢流鉱の Ni 品位と比較してみると、A 鉱石は同程度で、B 鉱石はわずかにサイクロンダストの方が Fe とおなじく品位がたかかった。

(c) A, B 両鉱石のクロムの分離

Cr 回収率と炉内滞留時間との関係は Fig. 11 に示す。これによつて分るように Cr 含有率は Fe, Ni 回収率とおなじような値になっている。このことは Cr も磁選による分離が良好でないことを示しており、精鉱、尾鉱の品位は A 鉱石では平均して精鉱 1.03%、尾鉱 1.06% であり、B 鉱石では精鉱 2.43%、尾鉱 2.75% であつた。これを前述した溢流鉱の品位と比較すると A, B 両鉱石はともに Cr の品位は溢流鉱の方が高い値を示し

た。このことは Fe, Ni と反対に粒度の小さい部分に Cr が少く含有されているためと考えられる。

IV. 結 論

以上の実験結果を総括すると

(1) 流動焙焼炉を利用して粉鉱石を磁化焙焼することは本炉の特長を充分活用しうる点において非常に有効であつた。

(2) 溢流鉱の磁選結果によると、Fe については両鉱石ともに分離の困難な鉱石であつたが一応磁化焙焼の目的を達した。A 鉱石の鉄分回収率は 90% 以上で精鉱品位は 60% 以上のものを得た。また B 鉱石は A 鉱石より還元性はわるいが回収率は 85%、品位は 50% のものがえられた。

Ni については回収率は大体 Fe と同じで精鉱品位は A 鉱石は 1.10%、B 鉱石は 0.75% 程度であつた。

Cr の分離は良好とはいえず、精鉱品位は A 鉱石は 1.0%、B 鉱石は 2.1% 以下にさげ得なかつた。

(3) サイクロンダストの磁選結果によると、サイクロンダストは大体 150 mesh 以下の微粉鉱であり、所要時間炉内に滞留せず運び出されるものがあるために未還元の状態であり、このままの磁選は有効でなかつた。

Fe について分離はわるく両鉱石とも回収率は 75% 程度であつたが品位は高く、磁選前に溢流鉱の精鉱品位程度であつた。

Ni については回収率は大体 Fe とおなじで精鉱品位は A 鉱石で 1.0%、B 鉱石で 0.81% であつた。

Cr については分離はわるく、精鉱品位は A 鉱石は 1.03%、B 鉱石は 2.43% であつた。(昭和31年2月寄稿)

文 献

- 1) 三橋, 上野, 田中, 白石: 機械試験所々報, 8 (1954), 211,
- 2) 矢木, 高木: 化学機械, 15 (1951), 212~226.
- 3) 矢木他三名: 同 上, 16 (1952), 288.
- 4) Arnald Kiunick, A. Norman Hixson: Chemical Engineering Progress, 48 (1952), 394
- 5) 三橋, 上野, 田中: 機械試験所々報, 9 (1955), 76.