

669.046.46 : 622.341.14  
 : 669.041.59

no. 62053

(53) 二段式大型ロータリーキルンによる中間工業化試験

(高珪酸質褐鉄鉱利用の研究—II)

富士製鉄室蘭製鉄所研究所 森 永 孝 三  
 // 本社原料部 理博 池 野 輝 夫  
 // 室蘭製鉄所研究所 小 森 又 三 郎  
 // 中央研究所 永 野 恭 一  
 // 室蘭製鉄所研究所 ○ 榎 原 経 臣

Pilot Plant Practice of a Two-Stage Large Rotary Kiln.

(Study on the utilization of limonite ore containing high-silica—II)

Kozo MORINAGA, Dr. Teruo IKENO,  
 Matasaburo KOMORI, Kyoichi NAGANO,  
 and Tsuneomi SAKAKIBARA.

I. 緒 言

第 1 報で報告したように、小型ロータリーキルン試験による固体還元剤による高珪酸質 褐鉄鉱の還元試験結果、処理の可能性が認められたので、これを基礎にして、工業化規模の二段式ロータリーキルンにより、新大滝褐鉄鉱に粉コークスを配合し、焙焼脱砒および還元工程より還元精鉱の磁選団鉱製造にいたる一連の工業化試験を実施して、諸問題点の検討を行なった。

II. 試験装置および方法

二段式ロータリーキルンは上下二段に折れ、連絡管で連結しており、上段キルンの内径 1.72mφ、長さ 22.11m、傾斜 1/20、回転数 0.6~2.0R.P.M. であり、下段キルンは、内径 2.10mφ、長さ 25.26m、傾斜 1/25、回転数 0.17~0.55 R.P.M. である。キルンの燃焼は、上下キルン共 C. O. G. バーナーによる。鉱石は上段キルンで焙焼脱砒後、連絡管から装入さる粉コークスと

共に下段キルンに入り還元される。還元終了後水冷し成槽に貯鉱する。貯鉱した還元鉱は別途抜き取り、グレンダール磁選機により湿式磁選し、コークスを分離後、還元鉱はボールミルで湿式磨鉱し、磁選して精鉱と尾鉱に分離後精鉱は、フィルターで脱水し一部は万能試験機により団鉱を製造した。なお上下各キルン炉前においては定時的に試料を採り、脱砒率、還元率、その他を調べた。

III. 試験条件および供試料

試験条件を Fig. 1 に示す。

IV. 試験結果

(1) 上段キルンにおける焙焼脱砒結果  
 還元過程における脱砒については、ほとんど不可能であるため、上段キルンで焙焼脱砒した鉱石を下段キルンで還元したが、上段キルンにおける脱砒率は平均 89.7% を得、焙焼鉱中の残留 As は平均 0.029% であつた。

(2) 還元試験結果  
 更に還元試験を Table 2 中の A および B の各試料について行なつた結果は次のようである。

i) A 試験結果  
 鉱石はクラッシャーで 1 段破碎したものを全量使用し、コークスは消火塔より発生する粉コークスを、そのまま使用して試験した。その結果、還元率 (M.Fe/T.Fe × 100) は最高 90.2%、平均還元率 62.0% を得た。Table 2 に示したように、鉱石およびコークス中には 9 mm 以上の粗粒をかなり含んでおり、粒度別還元鉱の還元率を調べた結果 9 mm 以上の還元鉱の還元率は 9 mm 以下に較べて低く、またキルンへの装入方法がテーブルフィーダーによるため、粗粒のものが混合していると、常時均一な切出しが困難で、装入量は均一性を欠くため、鉱石とコークスの配合割合が不均一になり、キルン内における鉱石とコークスの量がバラツキ、Fig. 1 に示すように

Table 1 Conditions of operation.

Burden rate of ore	2,400 kg/h	Pressure of waste gas	-6~7 mmAq
Burden rate of Coke	1,200 kg/h	Pressure in furnace	-2 mmAq
Rotation of upper kiln	0.75 R. P. M.	C. O. G. flow for roasting	400 Nm <sup>3</sup> /h
Rotation of lower kiln	0.145 R. P. M.	C. O. G. flow for reduction	300 Nm <sup>3</sup> /h
Roasting temperature	1,100 °C	Primary air flow	2,500 Nm <sup>3</sup> /h
Reduction temperature	1,050~1,100 °C		

Table 2. Particle size distribution and chemical composition.

Test terms	Materials	Size							Contents											
		+24mm	24~16	16~9	9~6	6~3	3~1.5	-1.5	T. Fe	SiO <sub>2</sub>	P	S	As	C. W.	C	V. M.	Ash	Calp	SiO <sub>2</sub> /T. Fe × 100 (%)	
A	Shinōtaki limonite ore	1.75%	5.40 %	9.85%	12.25%	25.15%	13.45%	32.15%	47.29	18.62	0.133	0.163	0.215	12.38	0.321	—	—	—	—	39.4
A	Coke breeze	—	9.45	5.20	7.00	23.75	13.95	40.65	1.93	9.57	0.048	0.528	—	—	82.67	5.25	12.08	7,030	—	
B	Shinōtaki limonite ore	—	—	5.20	16.20	24.30	10.00	44.13	44.16	19.86	0.094	0.210	0.185	10.07	1.82	—	—	—	—	45.0
B	Coke breeze	—	—	1.00	4.90	20.20	9.50	64.40	2.70	5.68	0.040	0.510	—	—	81.13	4.11	14.76	6,740	—	

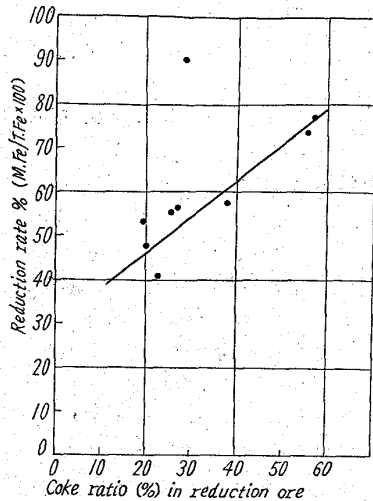


Fig. 1. Relation between coke ratio and reduction rate.

しかし還元率はA試験結果より低下し、最高還元率60.6%、平均56.6%であった。還元率のバラツキの範囲は操業が安定したのでA試験に比較して小さくなった。還元率低下の原因は、第1報で報告のように、ロータリーキルン還元層中の鉱石とコークスの均一な混合のためには、各々適応した粒度構成が重要であり、Table 2中のB試料は鉱石およびコークス共に細粒で、還元層内で均一に混合されない状態にあつたものと考えられる。更にこの外、試A料に比較して、B試料のSiO<sub>2</sub>/T.Feの比が高くなつており、難還元になつたものと考えられる。

(3) 還元鉱の磁選試験

i) コークスの分離

新大滝鉱 100% 還元の当量コークス配合比は18%であり、50% 配合では、当量に対するコークス過剰率は180%であり、この過剰コークスは還元終了後回収して再使用する。このため磁選機により湿式磁選したが、還元鉱が粗粒のため磁選結果は不良であつた。

ii) 磨鉱および磁選

コークス分離後の還元鉱をボールミルで、-325meshが60%以上になるように磨鉱した後、磁選機で精鉱と尾鉱に分離した。しかしTable 3(略)のように着磁率が低くFe歩留も低い。

これは還元鉱を合湿状態のまま10日以上放置している間に再酸化したからである。またAsについては、還元過程で金属鉄と結び付き濃化の現象にあり、ほとんど尾鉱中へ除去されない。なお別途還元鉱中の不純物の除去について調査するため、バッチ式小型ボールミルおよびデービス磁選器により調べた結果、SiO<sub>2</sub> 84.5%、P 73.8%、S 96.3%、は除去できるが、Asについては大

還元率のバラツキが大きく、一様な還元鉱を得ることができない。

ii) B試験結果

A試験結果より粗粒を除くため、鉱石は、クラッシャーで破碎したもののうち9mm以下を使用した。コークスもまた同様に9mm以下を使用した。その結果キルンへの装入量は均一化し、連続還元操業中、温度は一定に保持でき、順調な操業を持続できた。

型試験同様除去されず、濃化の傾向にある。還元鉱と比較のため焙焼脱砒鉱について、同様な方法で調べた結果Fe歩留90.7%でSiO<sub>2</sub> 37.5%、S 52.2%、As 74.0%が尾鉱中に除去され、精鉱中のSiO<sub>2</sub>は10%に低下して、Asについては問題がない。

iii) 還元鉱の再酸化防止

還元鉱の湿式処理工程における再酸化防止法としては湿式処理工程をアルカリ性に保つことが重要である。Fig. 2に還元鉱を、淡水中と生石灰消化上澄液(P<sub>H</sub>=12)中に放置した場合の再酸化の比較値を示す。

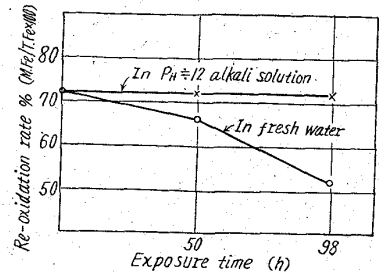


Fig. 2. Relation between the re-oxidation rate and the time of exposure in fresh water and alkaline solution.

iv) 団鉱製造試験

Table 3に示した還元精鉱の一部を35t万能試験機により内径40mmφ、長さ100mmの成型器に試料を200g入れ、10~30tの荷重で成型した。Table 4に団鉱の性状について示す。

V. 結 言

二段式大型ロータリーキルンを使用して、実際に工業化する場合の資料を得るため、新大滝鉱にコークスを配合し焙焼脱砒および還元試験を行なつた結果は、

(1) 焙焼キルンにおける脱砒率は平均89.7%で、脱砒鉱中の残留Asを0.029%以下にあることが可能である。

(2) 還元温度を1,050~1,100°Cに調整することにより、キルン内にリングの発生もなく、長期的な連続操業は可能である。

(3) 更に還元率を向上させるためには、還元キルン装入端より排鉱端までの還元温度をでき得るだけ一様にするような燃焼方法に改善すると共に、装入鉱石およびコークスの適性粒度の検討の要がある。

(4) 還元鉱の湿式処理工程中の再酸化防止には、アルカリ性にすることが必要である。

(5) 団鉱製造時の必要加圧力は2.930 kg/cm<sup>2</sup>以上にしなければならない。

(6) 焙焼脱砒した鉱石を磨鉱磁選して団鉱にすることにより高炉原料として使用し得る見込みがたつた。

(7) 還元鉱中のSiO<sub>2</sub>、P、Sなどの不純物は、-325 mesh 60%以上に磨鉱磁選することにより、十分除去可能であるが、Asについては、還元過程でFeAsに還元されるため、磨鉱磁選しても除去できないので、合砒高珩酸質褐鉄鉱を処理する場合には、焙焼により脱砒

Table 4. Mechanical properties of briquettes.

Load	Briquette size		Apperant density (g/cc)	Porosity (%)	True density (g/cc)	Aggression valve				Shatter index			
	Dia-meter	Length				5mn	10mn	15mn	20mn	mm +24	24~15	15~9	mm -9
10 t (998 kg/cm <sup>2</sup> )	40 cm	58 cm	4.32	6.29	4.61	5.0%	5.4%	8.1	10.8%	12.7%	7.8%	9.0%	70.5%
20t (1,595 kg/cm <sup>2</sup> )	"	54	4.33	6.07	"	1.3	3.6	4.6	5.9	57.6	13.5	5.0	23.9
30t (2,390 kg/cm <sup>2</sup> )	"	49	4.44	4.43	"	0.7	1.0	1.5	2.3	88.2	2.8	1.9	7.1

を強化せしめなければ、たとえ団鉄としても高 As のため使用できない。

(8) なお経済的価値については今後検討を加える予定である。

622.34 / 14 : 622.788 / 669.263

(54) ラテライトのペレタイジングを利用する脱クロム

(ラテライトの完全利用の研究—I)

熊本大学工学部

工博 松塚 清人・○白根 義則

Separation of Chromium from Laterite by Means of Pelletizing.

(Studies on the utilization of laterite—I)

Dr. Kiyoto MATUZUKA and Yoshinori SHIRANE.

I. 緒言

ラテライトは、その豊富なる埋蔵量と鉄分品位高きことにより、有望なる製鉄原料であるが、Cr, Ni を含有するため、その使用が限定されている。著者らは、脱 Cr, Ni を実施してこれを回収するとともに、一方製鉄原料をうる研究に従事したが、ここでは脱 Cr に関する基礎研究の一部について述べる。

ラテライトのソーダ焙焼により、脱 Cr を実施する方法は周知であるが、本法の目的は工業的焙焼、抽出、乾燥の各作業を容易にし、かつ粒度の適切なる溶鉄炉原料をうるために、原料にあらかじめソーダを混合してペレットとするにあつて、ここではそのための基礎資料をうるにある。

II. 試料および実験方法

(1) 試料

実験に供したラテライトは主としてフィリピン産のものであつて、その組成は産地によつて多少相違があるが、Fe 50.0~53.0%, Cr 2.0~3.0%, Ni 0.3~1.0%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 2.5~8.0%, SiO<sub>2</sub> 1.0~4.0%, ig. loss 10.0~12.0% である。

(2) 実験方法

ラテライトからペレットを作るにあたり、あらかじめ原料に炭酸ソーダおよび石灰を添加して、所謂ソーダペレットとして酸化焙焼すれば、鉱石中の Cr 分はクロム酸ソーダに変わるから、出来たペレットを温水抽出すれば、ほとんど Cr を含まぬペレットを得て、製鉄原料になるとともに、一方抽出されたソーダ塩類は重クロム酸ソーダその他のクロム酸塩、アルミナの製造原料になる。

すなわち、まづ原鉄を乾燥して -100 mesh に粉碎し、その 100 g をとつて、炭酸ソーダ、消石灰の所定量および水を良く混合して、extrusion によりペレットを作る。ペレットは Ni 板上に並べて、酸化雰囲気にて 1000 °C ~ 1100 °C で焙焼し、焼成したペレットは直ちに 60 °C ~ 70 °C の温湯に投じて、加熱しつつ攪拌抽出を行なう。抽出液とペレットは分別し、それぞれの Cr を定量して、それらの結果を検討する。抽出を終えたペレット

を 2 m の高さからコンクリート床上に落し、またペレットの端面を研磨して圧縮試験機にかけ、ペレットの強度を検討する。

以上によつてペレタイジングを利用する脱 Cr の工業化に必要と考えられる技術的基礎条件を求めた。

III. 実験結果および考察

まづ、各種の大きさのペレットにつき比較して、酸化反応がよく内部まで浸透している事実を確かめ、大きさを直径 20 mm × 高さ 10 mm 円柱状ペレットに定め、次にペレットの焙焼、抽出条件を予備実験により、焙焼を 1100 °C, 1 h, 抽出を 60 °C 2 h (1 h 毎に新しい液と取替える。) ペレット対水量 1 : 10 (重量比) に定める。

Fig. 1 は、上の規準により実施するとき、原鉄に対する炭酸ソーダと消石灰の添加量が Cr などの抽出におよぼす影響と、抽出を終えたペレットの成分の 1 例を示したものである。Cr の抽出率につき見ると、炭酸ソーダを原鉄の 125% 加えたときの抽出率は 80% 程度であり、同様に炭酸ソーダ 15% のときは 85% を越えるが 90% 以上の抽出率を期待するときは炭酸ソーダを 20% 以上加える必要がある。原鉄の分析値 (T. Fe 50.08%, Cr 2.09%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 7.52%, SiO<sub>2</sub> 1.93%) によつて、添加炭酸ソーダの当量数を計算すれば、炭酸ソーダ 12.5%, 15%, 20%, 25% は夫々 1.04 当量, 1.24 当量, 1.66 当量, 2.07 当量になる。したがつて炭酸ソーダの Cr 分に対する作用のいちじるしいことが明かである。

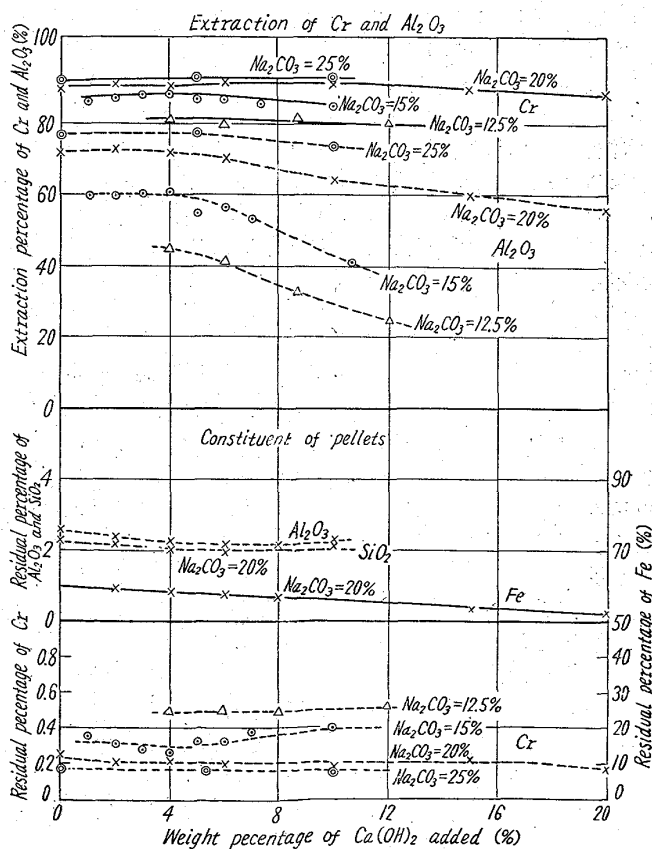


Fig. 1. Extraction of Cr and Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> and constituent of pellets in soda-pellet process.