

羽口複合吹錬技術

Fine Ore Injection through Tuyeres into Blast Furnace

内 藤 誠 章^{*(1)} 山 口 一 良^{*(2)} 上 野 浩 光^{*(3)} 田 村 健 二^{*(4)}
 Masaaki NAITO Kazuyoshi YAMAGUCHI Hiromitsu UENO Kenji TAMURA

抄 録

羽口からの粉鉱石吹込み技術を検討するために、高炉下部の熱移動、反応挙動をシミュレートできる実験装置を開発し、ブローパイプに挿入されたランスを通して粉鉱石吹込み試験を実施した。炉芯温度を維持できる粉鉱石吹込み限界量について検討した結果、以下の結論を得た。予備還元しない粉鉱石の単味吹込みは技術的に難しい。予備還元しない粉鉱石を同量の微粉炭と混合して吹込む場合、最大70 g/Nm³の吹込みが可能。還元率60%の予備還元粉鉱石を吹込む場合、最大175 g/Nm³の吹込みが可能。還元率60%の予備還元粉鉱石を同量の微粉炭と混合して吹込む場合、最大115 g/Nm³の吹込みが可能。なお実高炉では熱裕度があるため、より多くの粉鉱石吹込みが可能と推察される。

Abstract

In order to obtain the maximum fine ore injection rate, an experimental apparatus capable of simulating the heat transfer and reaction in the lower part of the blast furnace was built. As a result of the fine ore injection through the lance which was inserted through the blow pipe, the maximum fine ore injection rates at which the desired deadman temperature can be maintained were experimentally determined as shown below. The maximum fine ore injection rate in the actual blast furnace is expected to be higher than those measured here. The injection of the 0% prereduced fine ore alone is difficult. 70 g/Nm³ for injection of the 0% prereduced fine ore mixed with the same amount of pulverized coal. 175 g/Nm³ for injection of the 60% prereduced fine ore alone. 115 g/Nm³ for injection of the 60% prereduced fine ore mixed with the same amount of pulverized coal.

1. 緒 言

高炉羽口部からの粉鉱石吹込みの研究は、次世代高炉の一つのシーズ技術として、1980年代に積極的に研究が実施された。当初は高炉溶銹Siの低減手段として50 kg/t程度の少量吹込み技術が検討されたが¹⁻³⁾、高炉の生産性向上、生産弾力性拡大の要請が高まるにつれ、100 kg/t以上の多量吹込み技術の検討へと展開した⁴⁻⁶⁾。

1987年当時は、現ArcelorのIRSIDが中心となり、プラズマを使用した高炉操業技術を検討していた時期であり、IRSIDではPTMR (Plasma Tuyere Minerai Réduit) プロセス⁴⁾、新日本製鐵では羽口複合吹錬技術⁵⁾として粉鉱石吹込み技術を議論した。新日本製鐵では本テーマを推進するため、大型実験装置(ホットモデル⁶⁾)を新設し、次世代技術としての本技術の可能性を検討した。

2. 羽口からの粉鉱石多量吹込み技術の特徴

羽口部より粉鉱石(PF)、微粉炭(PC)を多量に吹込むプロセスは、従来の高炉法に比較して次のような特徴を有する。

1) 炉頂装入焼結鉱が低減できるので、焼結機負担(稼働台数を含

む)を大幅に減らすことが可能となる。また焼結能力に余裕が生じると、焼結性の悪い鉱石の利用拡大が図れる。

- 2) 送風原単位的大幅な低減が可能であり、出鉄増が期待できる。また、速攻性のある羽口部でのアクションであることから、生産弾力性が大幅に増加する。
- 3) 羽口部での直接還元は増えるが、シャフト部での還元負荷が低減することから、劣質原料の使用拡大あるいは高炉設備の低シャフト化の可能性はある。

3. 羽口からの粉鉱石多量吹込み技術

3.1 解析モデル

羽口からの粉鉱石吹込み時の操業諸元を定量的に推定するため、高炉内を炉頂装入鉱石の還元-溶解帯(BF-U, BF-M)、羽口吹込み鉱石の還元-溶解帯(BF-L)とに区分した高炉簡易評価モデル⁷⁾を作成した(図1)。

モデルの前提として、下記を考慮した。

BF-U, BF-M, BF-L部の入-出側ガス、固体、液体温度は現状操業と同じとし、Heat lossを一定と考える。

*⁽¹⁾ 環境・プロセス研究開発センター 製鉄研究開発部 部長 工博
 千葉県富津市新富20-1 〒293-8511 TEL: (0439)80-2130

*⁽²⁾ 元 新日本製鐵 製鉄研究開発部 工博

*⁽³⁾ 君津製鐵所

*⁽⁴⁾ 元 新日本製鐵 製鉄研究開発部 工博

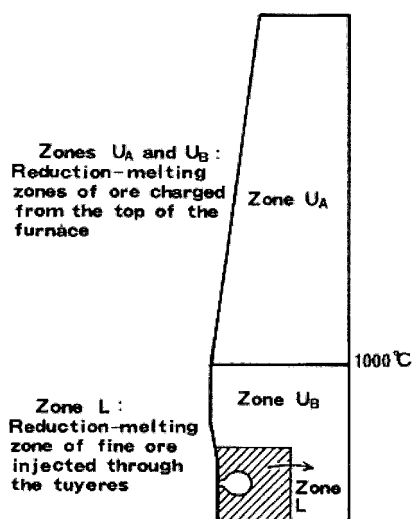


図1 高炉簡易評価モデルの概要

Division of the blast furnace into zones for developing a mathematical model

羽口からの吹き込み鉱石のT.Fe相当分、焼結鉱装入量を減らす。

焼結鉱脈石量と組成は高炉スラグの複合塩基度 (CaO + MgO) / (SiO₂ + Al₂O₃) = 1.05を一定として調節する。

炉頂ダスト、スラグへのFe lossは一定とし、バランス式から除外する。

標準条件でのシャフト効率を0.96とし、co = H₂とする。

銑中Si濃度は吹き込み酸化鉄量 (PF)によって次式のように変化する。 [%Si] = 0.2exp(-0.01386 · PF) + 0.1

羽口から吹込む物質に関しては、粉鉱石、微粉炭および酸素富化を考慮し、プラズマによる外部加熱項を設けた。解析で使用する焼結鉱、塊鉱石、コークスならびに羽口から吹込む粉鉱石、微粉炭そして溶銑の化学成分値を表1に示す。

3.2 シャフト部での充填構造一定操業を可能とする粉鉱石吹き込み操業について

現在の高炉は重体質で即効性のある生産弾力性を持たない。これはシャフト部での充填構造 (例えばOre/Coke)を変えると、操業が定常状態に移行するのに数日かかるためである。また、その操業変化のアクションについても、小さなアクションの積み重ねとなるのが通常である。ただし、高炉シャフト部の充填構造 (この場合

はシャフト部Ore/Coke)を変化させずに、羽口部からのアクションのみで対応できればスピード感ある生産速度の調整が可能となる。

粉鉱石吹き込み技術は、その可能性を有しており、酸素富化、送風湿分、送風温度、PC量などの併用アクションで、上記充填構造を維持した状態での生産速度変化が期待できる。

操業法の一例を図2に示す。出銑比については、ベース条件と同じボッシュガス量 (フレーム温度で温度補正した値)になるように、送風量を設定した時の数値とした。ベース条件の高炉出銑比を2.3 t/d·m³とすると、粉鉱石吹き込み量の増大に伴い出銑比は上昇する。プラズマ使用条件で、風温1800、風湿15 g/Nm³、吹き込み粉鉱石を予備還元率60%の粉鉱石とした場合、粉鉱石吹き込み量は455

Blast temperature ()	1100	1100	1300	1800	1800	1800
Blast humidity (g/Nm ³)	36	15	15	15	15	15
O ₂ (Nm ³ /t)	0	110	90	80	80	82
PC (kg/t)	0	87	80	87	87	85
Pre-reduction degree (%)	0	0	0	0	35	60

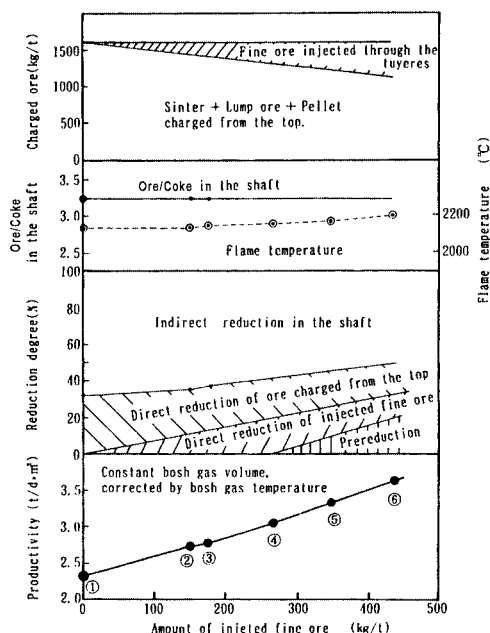


図2 羽口からの粉鉱石多量吹き込み操業でのシャフト部Ore/Coke一定操業例

Example of blast furnace operation injected with fine ore from the tuyere

表1 解析に使用した溶銑成分と原燃料成分
Chemical compositions of pig iron, iron ores and fuels

	T. Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Others	(wt%)	
Lump ore	65.0	2.5	1.5	-	-	3.1		
Pellet feed	68.0	0.8	0.6	-	-	1.4		
Sinter	57.4	5.5	2.0	8.9	1.5	-		
	C	H	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO + MgO	Fe	O	
Coal	77.1	5.2	3.8	1.3	0.2	0.4	9.8	
Coke	88.0	0.5	6.3	3.5	0.4	0.6		

Hot metal: Fe: 94%, C: 4.8%, Si = 0.2exp(-0.01386 · PF) + 0.1%

kg/℥ (このときPC: 85 kg/t, O₂: 82 Nm³/t)で、出銑比 > 3.5 t/d・m³の高生産が期待される。つまり、この範囲の出銑量増減を速いスピードで行える生産弾力性がある。また炉頂よりの焼結鉱装入量はベース条件の2/3に低減し、シャフト部の間接還元比率も低下することから、焼結機の負荷減ならびに低シャフト化の可能性が期待される。

3.3 高炉羽口部からの粉鉱石吹込み限界量について

3.3.1 羽口からの粉鉱石および微粉炭吹込み時の高炉操作諸元

羽口部およびトータルの熱・物質バランスが取れる条件で、粉鉱石吹込み時の操作諸元を試算し表2に示す。溶銑中Siの低下を目的としたPF = 60 kg/tレベルの吹込みでは送風湿分を36 g/Nm³から15 g/Nm³に低減することで、バランスが取れ、Siレベルで0.1%程度の低下が期待できる。

一方、粉鉱石多量吹込みを想定した場合、Tfを維持するためには高温送風あるいは酸素富化が必要となる。ベース条件に対し現状可能な送風条件(送風温度1350)では粉鉱石PF = 144 kg/t、酸素富化率9.1%(100 Nm³/t)でPF = 268 kg/t、PCを併用した場合PF = 184 kg/t(PC = 100 kg/t)、PF = 100 kg/℥(PC = 200 kg/t)、また将来プラズマ加熱により高温送風(1800)が可能となると、酸素富化率10.3%の条件でPF = 365 kg/t、酸素富化率27.4%の条件でPF = 465 kg/tの粉鉱石吹込みが可能となる。さらに羽口から予備還元粉鉱石を酸素100 Nm³/tで吹き込むと、予備還元率35%でPF = 473 kg/℥(予備還元鉱石換算425 kg/t)、予備還元率60%でPF = 594 kg/℥(予備還元鉱石換算490 kg/t)の多量吹込み操作が可能と試算される。

3.3.2 空気比1の微粉炭吹込み条件下での粉鉱石吹込み限界量について

微粉炭の燃焼性を確保し、かつ微粉炭多量吹込みを前提とした操作で、粉鉱石吹込み量の上限量および出銑比の向上効果を検討した。試算結果を図3に示す。ベース操作のオールコークス操作時の限界出銑比を2.5とし、同一ボッシュガス量で出銑比を規定した場合、送風温度1300の操作条件下で、未還元粉鉱石吹込み時ならびに60%予備還元鉱石吹込み時の限界出銑比は、それぞれ3.3、3.8程度となる。また、プラズマ使用により1800の送風が可能となれば、出銑比のさらなる向上が期待できる。

3.3.3 高炉羽口部からの粉鉱石吹込み量の上限についての実験的検討

高炉簡易評価モデルによる試算結果を上述したが、羽口からの粉鉱石吹込み時の操作に関する問題点の把握ならびに実験に基づ

く粉鉱石吹込み限界量を検証するため、内容積3000 m³の高炉の縮尺1/5の反応伝熱を模擬できるホットモデル実験装置を使用した(図4)。装置は断面が90°扇形で羽口1本を有する。実験条件を表3、使用した原料品質を表4に示す。

実験ではレースウェイ内での熱補償を達成できたケースにおいても、炉芯内温度が低下する現象が見られ、特に未還元粉鉱石吹込みの実験では顕著であった(図5)。これは、レースウェイ内で反応を終了せず、炉芯内に飛散した粉鉱石が吸熱反応を生じたり、粉の蓄積による通気性阻害が一因と考えられた。

炉芯の温度低下は円滑なスラッグの滴下の障害となる可能性があることから、羽口からの粉鉱石吹込み操作の吹込み限界量については、レースウェイ内で熱補償が達成される条件で、かつ炉芯内温度低下も回避できる条件を粉鉱石吹込み限界量とした。炉芯内温度は図4において羽口レベルの羽口先端より600 mm(反羽口側の炉壁面位置)に設置した温度計の指示値を採用した。実験範囲内ではレースウェイ深度は250 mm前後であり、計測位置は炉芯内部に相当する。

(1) 粉鉱石単味吹込み時の限界

図6(印)に、予備還元率0%の粉鉱石単味吹込み時の粉体濃度と炉芯内温度の関係を示すが、吹込み量の増加とともに炉芯内温度は単調に低下し、オールコークス時の値を維持できる吹込み量が存在しない。一方、予備還元率60%の粉鉱石の場合は、図7(⊗)に示すように、吹込み量が175 g/Nm³まではオールコークス時の炉芯内温度よりも高く、その後温度低下が起こり、この値が吹込み限界と考えられた。

(2) 微粉炭との混合吹込み時の限界

図6(印)に示すように、予備還元率0%の粉鉱石に同量の微粉炭を混合して吹込んだ場合は、オールコークス時の炉芯内温度を維持できる吹込み量が存在する。限界量を温度維持点と低下開始点の中間点とすると、この値は粉鉱石で70 g/Nm³(微粉炭70 g/Nm³)である。

一方、予備還元率60%の粉鉱石の場合も、図7(印)に示すように、同量の微粉炭を混合すると、吹込み量が粉鉱石で115 g/Nm³(微粉炭115 g/Nm³)まではオールコークス時の炉芯内温度を維持できている。この値が吹込み限界量と判断される。

羽口からの粉鉱石吹込み技術については、PCとの併用吹込みが有効である。これは微粉炭の燃焼熱により粉鉱石の加熱を促進し、

表2 羽口からの粉鉱石・微粉炭吹込み時の高炉操作の推定諸元(1)
Estimated operational data of blast furnace injected with fine ore and PC from the tuyere

Base condition

Blast temp.	Blast humidity	Shaft efficiency	Pre-reduced ratio	Pellet feed	Pulverized coal	Enriched oxygen	Coke rate	Blast volume	Bosh gas volume	Top gas		co	H ₂
										Wet	Dry		
Tg (Blast)	BH ₂ O	shaft	RPF	PF	PC	GO ₂	CR	GB	GL	GUW	GU	ETCO	ETH ₂
()	(l/Nm ³ ・air)	(-)	(-)	(kg/t)	(kg/t)	(Nm ³ /t)	(kg/t)	(Nm ³ /t)	(Nm ³ /t)	(Nm ³ /t)	(Nm ³ /t)	(%)	(%)
1100	36	0.96	0.0	0	0	0	500	1182	1569	1746	1708	47.5	47.5

Bosh gas composition		Top gas composition (dry)			Sinter ore	Sized lump ore	Slag volume	Direct reduced	Flame temp.	Slag basicity	Ore to coke	Heat loss
FCOB	FH ₂ B	FCOT	FCO ₂ T	FH ₂ T	SO	LO	SLAG	DR	TFM	C/S	D/C	
(-)	(-)	(-)	(-)	(-)	(kg/t)	(kg/t)	(kg/t)	(%)	()	(-)	(-)	
0.353	0.052	0.225	0.204	0.025	1224	360	283	33.3	2111	1.62	3.168	126.5

表2 羽口からの粉鉱石・微粉炭吹込み時の高炉操業の推定諸元(2)
Estimated operational data of blast furnace injected with fine ore and PC from the tuyere

Calculated conditions

Tg (Blast)	BH ₂ O	shaft	RPF	PF	PC	GO ₂	CR	GB	GL	G UW	GU	ETCO
1100.0	15	0.96	0.0	60	0	0	491	1173	1519	1693	1670	47.6
1100.0	15	0.96	0.0	202	0	100	526	843	1365	1485	1465	44.0
1100.0	15	0.96	0.0	122	100	100	425	807	1354	1487	1443	44.9
1350.0	15	0.96	0.0	144	0	0	476	1079	1434	1592	1570	47.0
1350.0	15	0.96	0.0	268	0	100	515	771	1302	1409	1390	43.4
1350.0	15	0.96	0.0	184	100	100	412	727	1279	1400	1358	44.5
1350.0	15	0.96	0.0	100	200	100	310	688	1263	1397	1331	45.5
1800.0	15	0.96	0.0	265	0	0	454	939	1307	1441	1421	46.0
1800.0	15	0.96	0.0	365	0	100	497	657	1198	1286	1269	42.6
1800.0	15	0.96	0.0	465	0	200	540	375	1090	1131	1116	39.8
1800.0	15	0.96	0.0	279	100	100	396	622	1186	1288	1248	43.6
1800.0	15	0.96	0.0	188	200	100	293	581	1164	1282	1218	44.8
1800.0	15	0.96	0.0	272	0	0	468	959	1335	1480	1462	42.4
1800.0	15	0.96	0.0	373	0	100	512	680	1231	1330	1313	39.4
1800.0	15	0.96	0.0	283	100	100	410	639	1209	1326	1288	40.4
1800.0	15	0.96	0.0	201	200	100	312	616	1214	1343	1283	41.2
1800.0	15	0.96	0.35	308	0	0	424	886	1222	1347	1328	46.1
1800.0	15	0.96	0.35	425	0	100	456	585	1082	1158	1142	42.4
1800.0	15	0.96	0.35	323	100	100	365	568	1099	1192	1153	43.5
1800.0	15	0.96	0.35	105	200	0	240	851	1253	1411	1340	48.5
1800.0	15	0.96	0.35	222	200	100	273	549	1112	1223	1159	44.7
1800.0	15	0.96	0.60	354	0	0	390	827	1125	1242	1224	46.3
1800.0	15	0.96	0.60	490	0	100	410	508	956	1018	1004	42.0
1800.0	15	0.96	0.60	371	100	100	329	505	996	1080	1042	43.5
1800.0	15	0.96	0.60	254	200	100	248	504	1039	1144	1081	44.7
1800.0	15	0.96	0.60	122	200	0	228	831	1219	1374	1303	48.7

ETH ₂	FCOB	FH ₂ B	FCOT	FCO ₂ T	FH ₂ T	SO	CaO (kg/t)	SLAG	DR	TFM	C/S	D/C	Top gas temp. ()
47.6	0.357	0.033	0.225	0.204	0.016	1156	2	276	33.8	2138	1.66	3.09	152
44.0	0.479	0.033	0.296	0.233	0.017	999	14	264	26.1	2263	1.88	2.58	147
44.9	0.458	0.072	0.287	0.234	0.037	1085	5	266	28.2	2207	1.71	3.40	159
47.0	0.373	0.033	0.234	0.207	0.016	1060	6	263	32.7	2195	1.74	2.98	157
43.4	0.499	0.033	0.308	0.236	0.018	924	17	253	24.5	2333	1.97	2.49	157
44.5	0.477	0.074	0.299	0.239	0.039	1014	8	255	27.2	2268	1.77	3.33	146
45.5	0.453	0.116	0.290	0.242	0.060	1105	0	257	29.5	2214	1.61	4.73	147
46.0	0.399	0.033	0.249	0.212	0.016	923	12	242	30.7	2313	1.87	2.83	163
42.6	0.533	0.033	0.329	0.244	0.018	813	22	236	22.0	2462	2.12	2.36	157
39.8	0.694	0.034	0.430	0.284	0.020	704	32	230	11.4	2687	2.47	1.97	154
43.6	0.508	0.078	0.318	0.246	0.042	907	13	239	24.9	2373	1.88	3.20	159
44.8	0.482	0.123	0.308	0.250	0.065	1005	3	242	28.0	2301	1.68	4.66	139
42.4	0.400	0.033	0.267	0.197	0.017	916	14	244	33.6	2305	1.90	2.73	149
39.4	0.530	0.034	0.347	0.225	0.019	805	24	238	25.0	2450	2.17	2.28	151
40.4	0.506	0.077	0.337	0.228	0.043	903	14	241	28.3	2370	1.91	3.08	132
41.2	0.479	0.120	0.326	0.228	0.067	992	5	244	30.5	2289	1.72	4.33	163
46.1	0.394	0.033	0.246	0.211	0.016	833	15	226	30.9	2399	1.95	2.81	160
42.4	0.539	0.034	0.333	0.245	0.018	689	26	213	21.2	2630	2.31	2.30	159
43.5	0.510	0.081	0.320	0.247	0.044	814	15	222	24.7	2483	1.97	3.22	161
48.5	0.347	0.116	0.227	0.214	0.056	1082	- 5	242	35.5	2212	1.53	6.01	165
44.7	0.482	0.128	0.309	0.249	0.068	937	5	231	27.7	2359	1.73	4.75	157
46.3	0.386	0.033	0.242	0.208	0.016	734	17	208	31.3	2512	2.06	2.81	155
42.0	0.546	0.034	0.337	0.244	0.019	550	30	188	20.1	2869	2.63	2.22	167
43.5	0.513	0.086	0.322	0.248	0.047	710	18	203	24.5	2622	2.09	3.25	148
44.7	0.482	0.134	0.309	0.250	0.071	867	7	218	27.9	2435	1.77	4.95	144
48.7	0.343	0.119	0.266	0.214	0.057	1046	- 4	236	35.7	2237	1.55	6.17	165

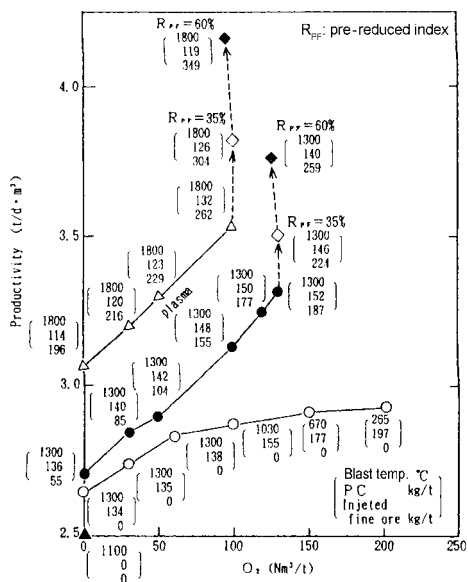


図3 粉鉱石+微粉炭の最大吹込み操業時の限界出銚比
Productivity in the operation injected a maximum amount of fine ore mixed with pulverized coal

Mark	Fine ore rate (kg/t)	Blast temp. (°C)	Flame temp. (°C)	Coke rate (kg/t)
	0	1120	2475	601
	104	1220	2337	588
	202	1320	2238	573

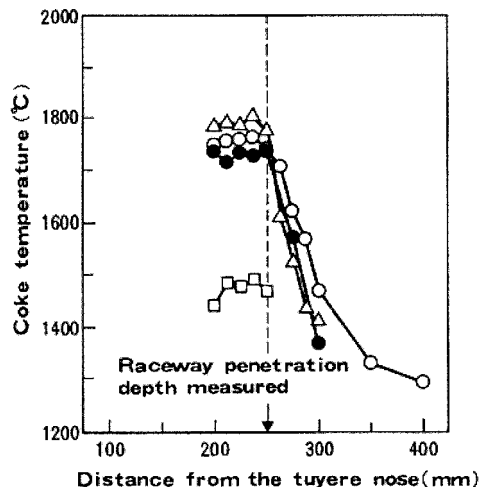


図5 予備還元率0%の粉鉱石単味吹込み時のレースウェイ内および炉芯のコークス温度

Coke temperature measured in the raceway and deadman (injection of 0% pre-reduced fine ore)

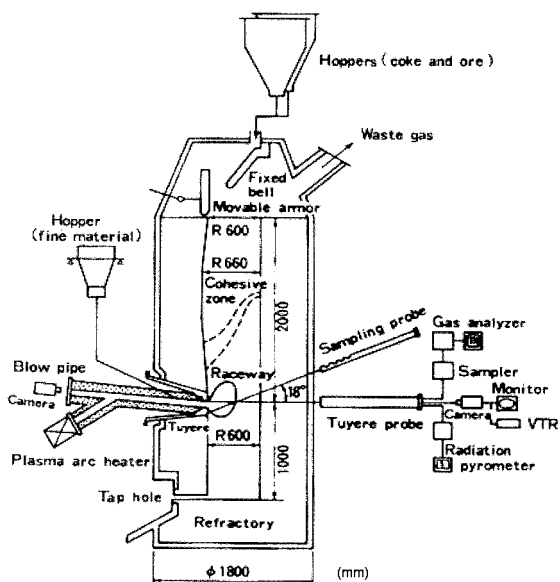


図4 ホットモデル実験装置
Experimental apparatus

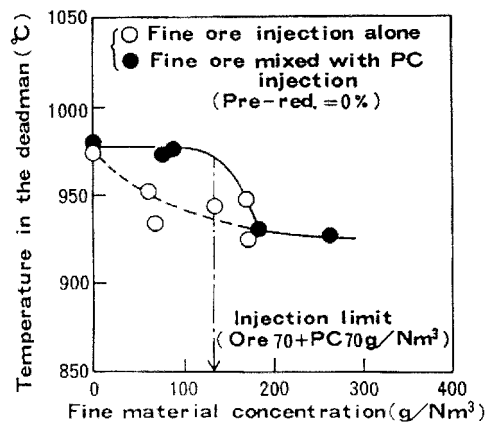


図6 予備還元率0%の粉鉱石を単独あるいは同量の微粉炭と混合して吹込んだ時の粉体濃度と炉芯温度の関係

Relationship between the fine material concentration and the deadman temperature during injection of 0% pre-reduced fine ore alone or mixed with pulverized coal

表3 実験条件
Experimental conditions

Fine material	Pre-reduction degree (%)	Blast temp. (°C)	Blast humidity (g/Nm³)	Oxygen enrichment (%)	Fine material conc. (g/Nm³)	Fine material rate (kg-pig)	Coke rate (kg/t-pig)	Flame temp. (°C)
All coke	-	1090 - 1120	1 - 6	0	0	0	593 - 601	2392 - 2475
Ore alone	0	1220	2	0	63	104	588	2337
	0	1320, 1300	2.5	0.1	135, 169	206, 270	583, 610	2238, 2148
Ore & coal mixture (*)	0	1270, 1285	2	0	66, 91	107, 159	518, 525	2360, 2286
	0	1330, 1340, 1345	2	0.2, 5.4	136, 183, 263	203, 267, 336	461, 457, 438	2225, 2212, 2212
Ore alone	60	1225	6	0	79	142	603	2334
	60	1320, 1315, 1330	2, 2, 6	0	158, 166, 169	170, 211, 255	432, 487, 540	2322, 2303, 2288
Ore & coal mixture (*)	60	1260	6	0.8	163	258	438	2171
	60	1305, 1310, 1310	6, 5, 5	0, 0, 2, 9	163, 172, 277	266, 354, 560	436, 508, 477	2163, 2159, 2116
	60	1320	1	0, 3, 6	177, 274, 349	294, 368, 395	428, 385, 362	2180, 2157, 2177

(*) Mixing rate (weight) = 1.1, Blast flow rate = 130 Nm³/h

表4 実験に供した原料品質
Chemical compositions of fine ore and pulverized coal (dry base, %)

Material	T. Fe	M. Fe	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Pre-reduction degree
Fine ore (Ore M)	68.12	-	0.20	0.02	0.78	0.46	0.13	0.0
Fine ore (Ore R)	76.65	38.72	29.91	0.30	5.61	2.78	0.46	60.0
Fine ore (Ore C)	78.33	38.41	32.20	0.43	2.93	0.93	0.51	60.0

Material	C	H	O	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Ash	Volatile	Fixed C
Pulverized coal	74.10	4.70	8.50	5.41	3.10	10.4	32.4	57.2

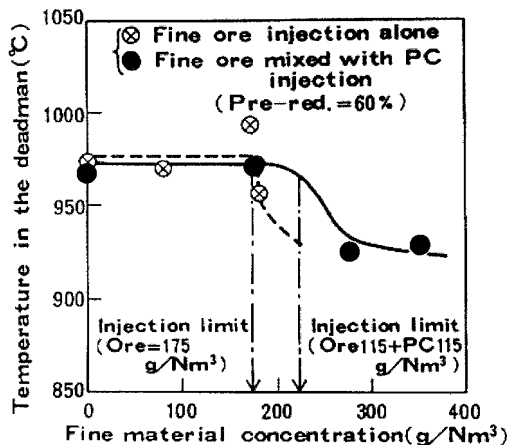


図7 予備還元率60%の粉鉱石を単独あるいは同量の微粉炭と混合して吹込んだ時の粉体濃度と炉芯温度の関係

Relationship between the fine material concentration and the deadman temperature during injection of 60% pre-reduced fine ore alone or mixed with pulverized coal

レースウェイ内スラグの流動性を改善することで、炉芯内温度の維持に寄与すると判断される。

4. 次世代高炉プロセスのイメージアップ

コークス比低減は必須と考え、微粉炭200 kg/t吹込みを前提とする。表5は新日本製鐵大分製鐵所第2高炉の操業諸元(出銹比2.3, 還

元材比486 kg/t)をベースに、コークス比低減を極力指向した次世代高炉の操業諸元の一列を示す。

微粉炭200 kg/t吹込み下で、送風条件を 最高送風温度1300 , 送風湿分5 g/Nm³に設定し、 装入物分布制御で炉体放散熱の約2割の低減を見込む。また、シャフト効率向上技術として、 高被還元性焼結鉱および 高反応性小塊コークスを使用し、熱保存帯温度900 でシャフト効率98.5%を狙うと、現有設備でコークス比250 kg/tの低還元材比操業が可能である。また、 予備還元鉱石の羽口からの吹込み、あるいは スクラップ利用を考慮すると、さらなるコークス比低減が指向できる。予備還元率90%の粉鉱石を約100 kg/t吹込む操業もしくはスクラップ65 kg/t使用によって、コークス比230 kg/tを切る操業レベルに達する。

上記技術を包含した表5, Case 6の次世代高炉の炉内状況を高炉トータルモデルを用いて推定し、図8に示す。融着帯レベルは通常操業時と同等レベルにあり、操業は可能と推定される。

5. 結 言

羽口からの粉鉱石吹込み技術は、羽口複合吹錬技術の中核をなし、次世代高炉の重要な技術シーズである。本技術は高炉の生産弾力性を飛躍的に向上させる速攻性のある技術であり、特に充填構造を維持した状態での生産速度変化が期待できる。また、装入焼結鉱が低減できることから、劣質鉱石の使用拡大なども図れる可能性がある。

本報では、粉鉱石吹込み時の高炉操業諸元を推定し、実験装置を

表5 次世代高炉の操業諸元
Prediction of operation data in the future blast furnace

No.	TB ()	MO (g/Nm ³)	O ₂ (Nm ³ /t)	PC (kg/t)	CR (kg/t)	IFO (kg/t)	RFO (%)	Q (kcal/t)	TR ()	shaft (%)	Scrap (kg/t)
Base	1200	35	22.8	79.5	406.6	0	0	125000	980	96.5	0
1	1300	5	22.8	200.0	279.6	0	0	125000	980	96.5	0
2	1300	5	22.8	200.0	274.6	0	0	99000	980	96.5	0
3	1300	5	22.8	200.0	267.6	0	0	99000	980	98.5	0
4	1300	5	22.8	200.0	250.6	0	0	99000	900	98.5	0
5	1300	5	22.8	200.0	243.6	70	60	99000	900	98.5	0
6	1300	5	22.8	200.0	227.6	98	90	99000	900	98.5	0
7	1300	5	22.8	200.0	229.6	0	0	99000	900	98.5	65

TB: Blast temp., MO: Blast moisture, IFO: Injected fine ore, RFO: Pre-reduction degree, Q: Heat loss, TR: Temperature at thermal reserve zone

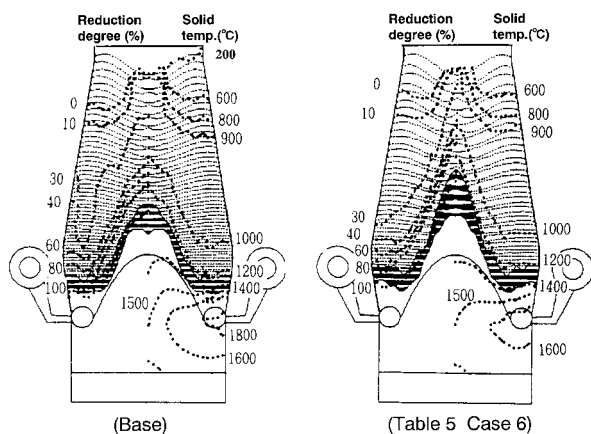


図8 次世代高炉のシミュレーション結果

Simulation results of reduction behavior in the future blast furnace

製作して粉鉱石吹込み限界量について検討し、以下の結論を得た。

- 1) 羽口部およびトータル熱・物質バランスが取れる条件で、粉鉱石吹込み限界を試算した。ベース操業(送風温度1100)に対し、現状可能な最高送風温度1350に升温し、送風湿分を約20 g/Nm³低減した条件では粉鉱石PF = 144 kg/t、さらに酸素富化率9.1%(100 Nm³/t)でPF = 268 kg/t程度、またPCを併用した場合PC = 100 kg/tでPF = 184 kg/t、PC = 200 kg/tでPF = 100 kg/t程度の吹込みが可能と試算された。

プラズマ利用による最高送風温度(1800)条件では、予備還元率35%でPF = 473 kg/t(予備還元鉱石換算425 kg/t)、予備還元率60%でPF = 594 kg/t(予備還元鉱石換算490 kg/t)までの吹込みが

可能である。この操業ではベース条件に対し27.8%の増生産が期待できる。

- 2) ホットモデル実験範囲(風湿同程度、酸素富化最大5%)にて、ベース条件(送風温度1100)に対し、風温200高目で、炉芯温度が維持可能な粉鉱石吹込み限界を求めた。

予備還元率0%単味	-----	吹込み困難
同量の微粉炭との混合時	-----	70 g/Nm ³ (微粉炭70 g/Nm ³)
予備還元率60%単味	-----	175 g/Nm ³
同量の微粉炭との混合時	-----	115 g/Nm ³ (微粉炭115 g/Nm ³)

と推算される。

本技術は10数年前に技術検討されたテーマであるが、その当時の懸念事項は吹込み粉鉱石の搬送過程でのランス摩耗であった。この課題については、セラミック等の素材の改善などにより、摩耗対策は進んでいる。資源の劣化問題が将来の課題となっている現状では、ここで紹介した羽口複合吹錬技術は次世代高炉の発展に寄与する重要な技術の一つであり、その発展が期待される。

参考文献

- 1) 福田隆博 ほか:鉄と鋼 .71, 88(1985)
- 2) 小西行雄 ほか:鉄と鋼 .73, 2004(1987)
- 3) Kushima, K. et al.: 47th Ironmaking Conference of the Iron & Steel Society (ISS) of AIME, 1988
- 4) de Lassat, Y. et al.: Proc. Future Ironmaking Process Symposium. Hamilton, Canada 1990
- 5) 山口一良 ほか:鉄と鋼 .77, 1609(1991)
- 6) 山縣千里 ほか:CAMP-ISIJ. 4, 1020(1991)
- 7) 内藤誠章 ほか:CAMP-ISIJ. 3, 1049(1990)