

論 文

熔鋳炉の理論的操業限界*

末 松

—**

THE THEORETICAL LIMITATIONS OF THE BLAST FURNACE OPERATION

Hitoshi Suematsu

Synopsis:

Concerning this subject, the author made public an article in the April 1942 issue of *Tetsu to Hagané*. Because in recent years, however, remarkable improvements have been carried out in the fields of coke, raw materials and operation methods of blast furnaces, the authors took up the same problem and obtained the undermentioned figures of limitation value of the blast furnace after a series of experiments performed with the present raw materials.

Assuming that coke ash is 12%, the mean value of Fe in the ore 57% and the blast temperature 700°C and the top gas is to be utilized up to 750 kcal, the blast furnace operation limits shall be 920 tons of pig iron per day, the coke ratio 0.585 and the blast 1000 m³/min. The most economical and efficient Fe reduction under these conditions was achieved when gas (indirect) reduction was 70%, and direct reduction 30%. Also the amount of CO₂ and CO in top gas was 17.5% and 24.1% respectively, and the ratio of CO against CO₂ was 1.38. These figures, the present author learned, were the minimum limits in gas utilization.

It is further to be added that the above-obtained results are not final, but vary with the different grades of coke, ore and operation methods used.

I. 緒 言

最近コークスの品質向上、鉄鉱石の粒度管理の徹底、操業技術の進歩により coke ratio はいちじるしく低下し世界水準を凌駕する状況である。ここに coke ratio の技術的、経済的限界を純理論的に計算し将来の製鉄技術の進むべき方向に示唆を与えんとするものである。

II. 考 え 方

熔鋳炉は近代的高炉を対象とし還元炉、熔解炉、ガス発生炉の条件をかねたものとす。

(a) 還元炉としてはコークスを使用し装入物中の鉄分は 99% 以上還元され還元過程はコークスの燃焼により発生した CO gas およびコークス中の炭素のいづれかによるものとし他の還元方式は考慮しない。

(b) 熔解炉としては燃料としてコークスを使用し供給空気は最大限に加熱され衝風として下部より供給するものとす。生成される熔鉄、熔滓はつねに良好なる流動性を有し完全に分離し同時に成分も管理内に保持されるものとす。

(b) ガス発生炉としては排出ガスは一定の熱量を有し燃料として使用価値あるものとす。以上の三点を満足すべき coke ratio は一定限界にせばめられ理論的に算出可能となる。

III. コ ー ク ス 比

計算上の仮定、

吹製鉄種は製鋼鉄として成分はつぎのごとく仮定す。

Fe 93.00%, C 4.30%, Si 0.75%, Mn 1.00%, P 0.300%, Ti 0.25%, S 0.035% (一号鉄)。コークス F.C 86.50%, Ash 12.00%, 潰裂強度 (15mm 指数 D.I.) 92.00%, 鉄鉱石、平均 Fe 57.00%, Fe の 70% は磁鉄鉱、30% は赤鉄鉱と見做す (ただし焼結鉄は磁鉄鉱と仮定す)。

雑原料：銑鉄 t 当使用量 60 kg とし Fe 分は 85% とし全部 M.Fe と仮定す。

石灰石：銑鉄 t 当使用量 250 kg, CO₂, 43%

* 昭和 30 年 10 月本会講演大会にて発表

** 八幡製鉄所管理局第三部冶金管理課

CO₂ を容量に換算すれば

$$250 \times 0.43 \times 22.4 / 44 = 56 \text{ m}^3$$

C 含有量は $250 \times 0.43 \times 12 / 44 = 30 \text{ kg}$

石灰石の分解により発生する CO₂ gas は何等反応にあらずから炉外にでるものとす。

Dust 量: 銑鉄 t 当 12 kg, C 含有量 30% とすれば
 $12 \text{ kg} \times 0.3 = 4 \text{ kg}$

銑鉄 1 t を還元生成するに要する C 量

$$(1,000 \times 0.93) - (60 \times 0.85) = 879 \text{ kg}$$

Fe₃O₄ より還元される Fe 量 $879 \times 0.7 = 615 \text{ kg}$

Fe₂O₃ より還元される Fe 量 $879 \times 0.3 = 264 \text{ kg}$

直接還元なく Fe の全部が CO のガス還元を受けると仮定した時の炭素所要量は

$$\text{Fe}_3\text{O}_4 + 4\text{CO} = 3\text{Fe} + 4\text{CO}_2 \dots 615 \times 48 / 168 = 176 \text{ kg}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{CO} = 2\text{Fe} + 3\text{CO}_2 \dots 264 \times 36 / 112 = 85 \text{ kg}$$

+

261 kg

銑鉄中の Si, Mn, P, Ti を還元するに要する炭素量は 13 kg となり化学平衡, 熱平衡を無視すれば銑鉄 1 t を還元生成するに要する炭素量は $261 \text{ kg} + 13 \text{ kg} + 43 \text{ kg} = 317 \text{ kg}$ となる。

coke ratio の計算例として炉頂ガスの CO/CO₂ = 1.6 Fe の 70% はガス還元, 30% は直接還元 (Solution loss 78 kg) の時の coke ratio は

$$\text{炉頂ガス中の C 量} (261 \times 0.7 + 30) \times (1 + 1.6) = 554 \text{ kg}$$

石灰石からくる C 量を控除し銑鉄中および dust 中の C を加え coke ratio に換算すれば

$$(554 + 43 + 4 - 30) / 0.865 = 660 \text{ kg} \text{ となる。}$$

この関係を示したのが Table 1 で, この表より熱平衡線を求めるのである。

IV. 銑鉄 t 当風量

衝風 1 m³ 中の水分含有量を 10 g と仮定すれば衝風 1 m³ の消費する C 量は

$$2\text{C} + \text{O}_2 = 2\text{CO} \dots\dots\dots 24 \times 0.21 / 22.4 = 0.225 \text{ kg}$$

$$\text{C} + \text{H}_2\text{O} = \text{H}_2 + \text{CO} \dots\dots\dots 12 \times 0.01 / 18 = 0.007 \text{ kg}$$

+

0.232 kg

炉頂ガス中の CO/CO₂ = 1.6 直接還元率 30% の時の風量計算例, 前計算で炉頂ガス中の C 量は 554 kg であるから石灰石中の C 30 kg, S, Mn, P, Ti の直接還元に必要な 13 kg Solution loss に消費される 78 kg を控除すれば $554 - (30 + 13 + 78) / 0.232 = 1,866 \text{ m}^3$

この関係を Table 2 に示す。

V. 銑鉄 t 当ガス発生量

CO/CO₂ = 1.6, ガス還元 70% の時の計算例

$$\text{CO}_2 \text{ gas の容量} (261 \times 0.7 \times 22.4) / 12 + 56 = 398 \text{ m}^3$$

CO gas に燃焼する C 量

$$554 - (261 \times 0.7 + 30) = 341 \text{ kg}$$

容量に換算すれば

$$341 \times 22.4 / 12 = 637 \text{ m}^3$$

$$\text{N}_2 \text{ 量} \quad 1,866 \times 0.79 = 1,474 \text{ m}^3$$

$$\text{H}_2 \text{ 量} \quad 1,866 \times 0.0124 = 23 \text{ m}^3$$

銑鉄 t 当ガス発生量は

$$398 \text{ m}^3 (\text{CO}_2) + 637 \text{ m}^3 (\text{CO}) + 23 \text{ m}^3 (\text{H}_2) + 1,474 \text{ m}^3$$

$$(\text{N}_2) = 2,532 \text{ m}^3$$

Table 1. Relation between coke ratio and various reduction ratios.

CO/CO ₂		2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.20	1.08	1.00	0.80
D.R	S.L									
0 %	0 kg	1.096	1.029	0.962	0.895	0.827	0.760	0.719	0.693	0.626
10 %	26 kg	1.000	0.939	0.877	0.816	0.755	0.694	0.657	0.632	0.572
20 %	52 kg	0.904	0.849	0.793	0.738	0.683	0.628	0.594	0.572	0.517
30 %	78 kg	0.808	0.755	0.709	0.660	0.610	0.562	0.532	0.512	0.462
40 %	104 kg	0.711	0.668	0.625	0.581	0.539	0.495	0.469	0.452	0.409
50 %	131 kg	0.615	0.578	0.541	0.504	0.466	0.429	0.407	0.392	0.355

Table 2. Relation between the wind blown and various reduction ratios.

CO/CC ₂		2.20	2.00	1.80	2.60	1.40	1.20	1.08	1.00	0.80
D.R	S.L									
0 %	0 kg	3,827	3,577	3,327	3,077	2,823	2,573	2,422	2,323	2,073
10 %	26 "	3,357	3,129	2,901	2,672	2,444	2,215	2,077	1,987	1,758
20 %	52 "	2,888	2,681	2,474	2,267	2,064	1,857	1,733	1,651	1,444
30 %	78 "	2,418	2,220	2,047	1,866	1,681	1,500	1,388	1,315	1,129
40 %	104 "	1,944	1,784	1,625	1,461	1,302	1,138	1,043	978	819
50 %	131 "	1,470	1,332	1,194	1,056	914	776	694	638	500

Table 3. Gas evolution with various reduction ratios.

CO/CO ₂		2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.20	1.08	1.00	0.80
D.R	S.L									
0%	0 kg	4,808	4,499	4,190	3,882	3,568	3,259	3,072	2,950	2,642
10"	26"	4,277	3,995	3,713	3,430	3,149	2,866	2,696	2,585	2,302
20"	52"	3,746	3,489	3,234	2,978	2,728	2,473	2,318	2,216	1,962
30"	78"	3,213	2,970	2,755	2,532	2,303	2,081	1,941	1,851	1,621
40"	104"	2,676	2,478	2,282	2,079	1,883	1,680	1,528	1,483	1,286
50"	131"	2,141	1,971	1,800	1,629	1,454	1,284	1,183	1,113	943

この関係を Table 3 に示す。

VI. ガス成分および発熱量

CO/CO₂=1.6 直接還元率 30% の時のガス成分は前

計算にて

CO ₂	398m ³	15.7%
CO	637m ³	25.2%
H ₂	23m ³	0.9%
N ₂	1,473m ³	58.2%
計	2,531m ³	100%

この関係を Fig. 1, Fig. 2 に示す。

VII. 出鉄量

Table 2 の鉄鉄 t 当所要風量より送風量 1,000m³/mn 時の出鉄量を算出することができる。この関係を Table 4 に示す。

VIII. コークスの発熱量

入熱、出熱の平衡線を見出すため各還元率におけるコークスの発熱量および出熱量の計算を行う。コークスの発熱量

CO/CO₂=1.6, 直接還元率 30% の時の C の CO₂, CO に燃焼する割合は 554 kg を CO:CO₂ の比に分割すれば CO に燃焼する炭素は 341 kg, CO₂ に燃焼する C は 213-30=183 kg となる。(ただし 30 kg は石灰石中の炭素量)

CO₂ に燃焼する発熱量 $8,080 \times 183 = 1,478,640 \text{ Kcal}$

CO に燃焼する発熱量 $+2,408 \times 341 = 821,128 \text{ Kcal}$

2299,768 Kcal

 Table 4. Influence on the iron tonnage on various reduction ratios (at 1000m³/mn wind blown)

CO/CO ₂		2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.20	1.08	1.00	0.80
D.R	S.L									
0%	0 kg	376	403	433	468	510	560	595	620	695
10"	26	429	460	496	539	589	650	693	725	819
20"	52	499	537	582	635	698	775	831	872	997
30"	78	596	649	704	772	857	960	1,037	1,095	1,276
40"	104	741	807	886	986	1,106	1,265	1,381	1,472	1,758
50"	131	980	1,081	1,206	1,364	1,575	1,856	2,075	2,257	2,880

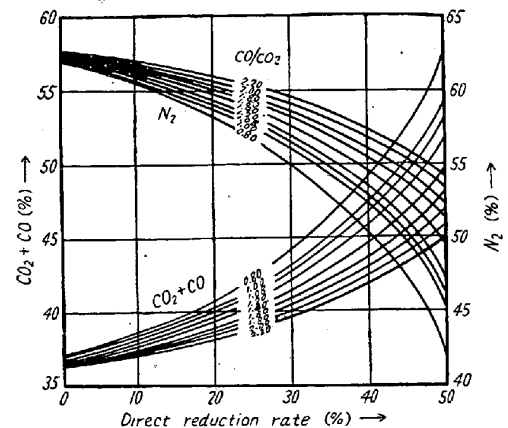


Fig. 1. Relation between the direct reduction rate and the top gas composition.

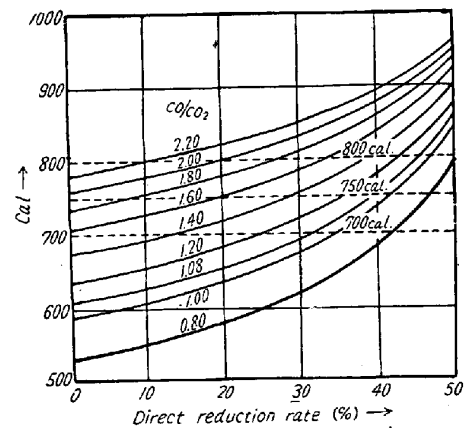


Fig. 2. Relation between the direct reduction rate and the gas calorific value.

この関係を Table 5 に示す。

Table 5. Coke calculation for iron making at various reduction ratios.

D.R	CO/CO ₂ S.L	2·20	2·00	2·80	1·60	1·40	1·20	1·08	1·00	0·80
0%	0 kg	3650,000	3510,336	3370,672	3231,008	3088,936	2944,272	2864,992	2809,608	2669,944
10%	26 "	3302,664	3175,040	3047,416	2919,792	2792,168	2664,544	2587,488	2536,920	2409,296
20%	52 "	2955,328	2839,744	2724,160	2608,576	2495,400	2379,816	2309,984	2264,232	2148,648
30%	78 "	2607,992	2497,224	2400,904	2299,768	2196,224	2095,088	2032,480	1991,544	1888,000
40%	104 "	2258,248	2169,152	2080,056	1988,552	1899,456	1807,952	1754,976	1718,856	1629,760
50%	131 "	1905,240	1828,184	1751,128	1674,072	1594,608	1517,552	1471,800	1440,496	1363,440

IX. 銑鉄 t 当所要熱

Fe の還元熱

 $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$ 70% 615 kg $1,593 \times 615 = 979,695 \text{ Kcal}$ $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}$ 30% 264 kg $1,777 \times 264 = 469,128 \text{ Kcal}$ Si の還元熱 $6,750 \times 7.5 = 50,625 \text{ Kcal}$ Mn の " $1,985 \times 10 = 19,850 \text{ Kcal}$ P の " $5,966 \times 3.5 = 20,881 \text{ Kcal}$ Ti の " $4,550 \times 2.5 = 11,375 \text{ Kcal}$

+

102,731 Kcal

熔銑 1 t の顕熱 300,000 Kcal

熔滓の顕熱 (銑鉄 t 当造滓量 500 kg)

 $480,000 \times 0.5 = 240,000 \text{ Kcal}$ 石灰石の分解に要する熱量 $521 \times 56 = 29,176 \text{ Kcal}$

合計 2,120,730 kcal は固定した所要熱量である。

変動する所要熱量はガスの顕熱装入物中の水分の蒸発熱、衝風中の水分の分解熱、冷却水のもち去る熱量輻射伝導による熱損失である。

ガスのもち去る熱量は炉頂温度 150°C と仮定、Table 3 よりおのおの算出した。装入物中の水分の蒸発熱量はコークス水分 2%、鉄鉱石附著水分 6%、化合水 2% と仮定し Table 1 よりおのおの算出した。衝風中の水分の分解熱は Table 2 よりおのおの算出した。冷却水のもち去る熱量および輻射伝導による熱損失は東田第 6 高炉を 2 回にわたり実測しつぎの結果をえた。

冷却水のもち去る熱量 1766,000 Kcal/h

輻射伝導による損失 + 223,903 Kcal/h

1989,803 Kcal/h

24 h に換算すると $1989,803 \times 24 = 47,755,272 \text{ Kcal}$ 、測定しうる熱量としては銑鉄 t 当約 100,000 Kcal 前後と推定され、これは現在の操業状態では全所要熱量の 4% に相当する不明熱量もあるものと仮定し $\text{CO}/\text{CO}_2 = 1.6$ 直接還元率 30% の時の冷却水、輻射伝導による熱量を 5% の基準におき Table 4 の出銑量に反比例するものとして計算し全所要熱量を算出したのが Table 6 である。

Table 6. Calculation for iron making at the various reduction ratios.

D.R	CO/CO ₂ S.L	2·20	2·00	1·80	1·60	1·40	1·20	1·08	1·00	0·80
0%	0 kg	2877,862	2829,495	2783,151	2737,016	2691,688	2646,708	2620,005	2602,603	2559,125
10%	26 "	2791,695	2749,246	2708,585	2666,626	2626,258	2586,646	2562,528	2547,233	2507,587
20%	52 "	2707,498	2670,529	2633,735	2597,517	2562,525	2528,122	2505,973	2491,461	2456,868
30%	78 "	2625,954	2590,943	2561,139	2530,134	2498,762	2468,594	2450,139	2437,781	2407,100
40%	104 "	2545,370	2518,308	2492,100	2464,065	2437,819	2410,642	2390,248	2384,507	2358,888
50%	131 "	2467,355	2445,182	2422,061	2399,313	2376,052	2354,367	2340,849	2332,132	2310,054

Table 7. Deficit calculation at the various reduction ratios.

D.R	CO/CO ₂ S.L	2·20	2·00	1·80	1·60	1·40	1·20	1·08	1·00	0·80
0%	0 kg								10,313	98,291
10%	26 "					67,125	148,306	195,989	227,229	308,220
20%	52 "									
30%	78 "	17,962	93,719	160,235	230,366	302,538	373,506	417,659	446,237	519,100
40%	104 "	287,122	349,156	412,044	475,513	538,363	602,690	635,272	665,651	729,128
50%	131 "	562,115	616,998	670,933	725,241	781,444	836,815	869,049	891,636	946,614

Table 8. Wind temperature at the various reduction ratios. (C°)

CO/CO ₂		2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.20	1.08	1.00	0.80
D.L	S.L									
0%	0 kg									
10"	26"								16	172
20"	52"					100	246	348	424	657
30"	78"	23	130	241	380	554	767	927	1,045	1,461
40"	104"	455	603	781	1,002	1,274	1,631	1,876	2,097	2,742
50"	131"	1,178	1,427	1,731	2,115	2,633	3,321	3,857	4,303	5,833

X. 送風温度

Table 5 のコークス発熱量と Table 6 の銑鉄 t 当所
要熱量の過不足を Table 7 に示す. 空欄は過剰熱とな
り送風温度は銑鉄成分を管理内に維持するためにはマイ
ナスの温度としなければならぬことになる.

Table 7 の不足熱量を Table 2 の風量で補う時の
送風温度は Table 8 のごとくなる

計算例として

CO/CO₂=1.6 直接還元率30%, 計算を簡略するため
空気および水蒸気の平均比熱は 0.320, 0.378 の単一数
字を使用す.

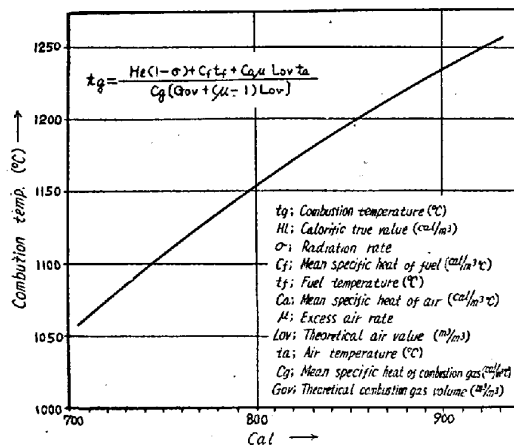


Fig. 3. Relation between the gas calorific value and the combustion temperature.

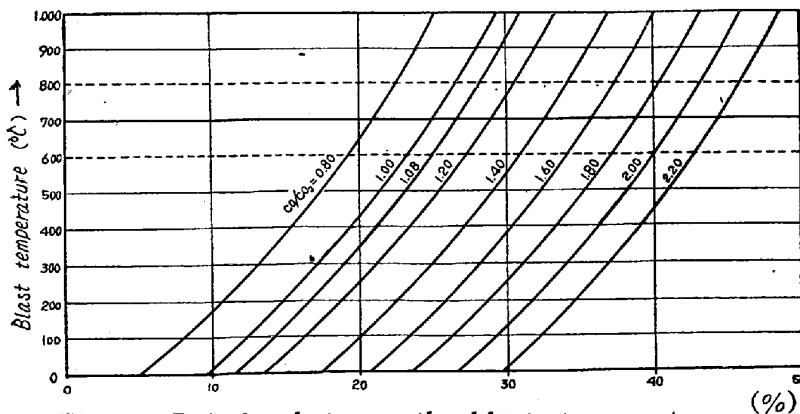


Fig. 4. Relation between the blast temperature and the direct reduction ratio.

$$(1,866 \times 0.320 + 1,866 \times 0.0124 \times 0.378) t = 230.366$$

$$t = 380^{\circ}\text{C}$$

両還元率が進むにつれて衝風の加熱が必要となり, 銑
t 当風量の減少に反比例しちじるしく高送風温度とな
る. ガスの発熱量と燃焼温度の関係は Fig. 3 のごとく
なり現在の coke ratio の低い高炉のガスの発熱量は
800Kcal ~ 850Kcal であるゆえ 燃焼温度は 1150°C ~
1,200°C の間と推定される. 通風直後の熱風炉出口の衝
風温度は 850°C ~ 900°C を示している. いま仮りにガス
の発熱量を 750 Kcal まで利用しうるものとすれば燃焼
温度は 1100°C 前後と推定され熱風炉出口温度は 800°C
前後となり, 熱風炉, 高炉間の温度降下も常通 30°C を示
している故送風温度は 700°C を限度とす. また別途の
方法を講じガス中に cokes gas を混合し熱量を補充し
automatic 操作にて 30mn ~ 1h の通風とすれば 800°C
の温度使用も可能であろう. Table 8 より各送風温度
に対する直接還元の限界をしることができる. この関係
を Fig. 4 に示す.

XI. ore/coke の関係

Table 1 より ore/coke の関係は Table 9 のごと
くなる.

XII. 送風温度 700°C, ガス発熱量 750 Kcal の時の操業限界

Table 1, Fig. 2, Fig. 4 を組合せるこ
とにより Fig. 5 のとき各還元率における
操業限界線図ができる. この Fig. 5 より
Table 10 のとき各送風温度における操業
限界表を作製しうる.

またこの Table 10 より Fig. 6 のごと
き各炉頂ガス成分における最低 coke ratio
の線図ができる. 送風温度, ガス発熱量,
coke ratio の関係はつぎの如くなる.

Table 9. Ore/coke at the various reduction ratios.

CO/CO ₂		2*20	2*00	1*80	1*60	1*40	1*20	1*08	1*00	0*80
D.R	S.L									
0%	0 kg	1*42	1*51	1*61	1*74	1*88	2*04	2*16	2*24	2*48
10"	26"	1*55	1*65	1*77	1*90	2*06	2*24	2*36	2*46	2*72
20"	52"	1*72	1*83	1*96	2*10	2*27	2*47	2*61	2*72	3*00
30"	78"	1*92	2*06	2*19	2*35	2*55	2*76	2*92	3*03	3*36
40"	104"	2*18	2*32	2*49	2*67	2*88	3*14	3*31	3*44	3*80
50"	131"	2*52	2*69	2*87	3*08	3*33	3*62	3*82	3*96	4*37

Table 10. Working limits at the various temperatures and reduction ratios.

CO/CO ₂		2*20	2*00	1*80	1*60	1*40	1*20	1*08	1*00	0*80
B.T	Limits									
600°C	Direct reduction (%)	42*5	39*8	37*2	34*0	30*6	27*2	24*7	23*1	19*0
	Solution loss (kg)	110*5	103*5	96*7	88*4	79*6	70*7	64*2	60*1	49*4
	Coke ratio	0*688	0*670	0*651	0*630	0*606	0*583	0*565	0*555	0*525
	Ore/coke	2*26	2*32	2*39	2*47	2*56	2*66	2*75	2*80	2*96
	Tapping amount (at 1000m ³)(t)	800	810	845	855	865	900	910	915	935
	Blowing amount(m ³)	1825	1780	1750	1700	1660	1600	1580	1530	1490
	Gas amount (m ³ /N)	2505	2495	2400	2355	2280	2190	2130	2100	2000
	Top gas {	CO ₂ (%)	13*3	14*1	15*0	16*0	17*4	18*6	19*8	20*6
			29*3	28*2	27*2	25*8	24*1	22*6	21*4	20*5
			907	875	843	805	760	710	670	645
700°C	Direct reduction (%)	44*9	41*3	38*7	35*6	32*3	28*9	26*4	24*8	20*7
	Solution loss (kg)	114*6	107*6	101*0	92*5	84*0	75*2	68*6	64*5	53*8
	Coke ratio	0*674	0*657	0*638	0*618	0*595	0*572	0*555	0*545	0*517
	Ore/coke	2*30	2*36	2*44	2*51	2*61	2*72	2*80	2*85	3*00
	Tapping amount (at 1000m ³)(t)	835	850	862	885	910	935	950	970	1005
	Blowing amount(m ³)	1750	1720	1675	1640	1590	1540	1500	1475	1425
	Gas amount (m ³ /N)	2450	2410	2340	2280	2200	2120	2070	2030	1930
	Top gas {	CO ₂ (%)	13*4	14*2	15*2	16*3	17*6	19*0	20*0	20*8
			29*7	28*5	27*3	26*1	24*5	22*7	21*6	20*8
			916	883	853	813	767	717	677	652
800°C	Direct reduction (%)	45*5	42*8	40*3	37*2	33*9	30*5	28*2	26*6	22*5
	Solution loss (kg)	118*2	111*2	104*8	96*7	88*2	79*3	73*4	69*1	58*5
	Coke ratio	0*661	0*643	0*626	0*607	0*583	0*560	0*545	0*533	0*506
	Ore/coke	2*35	2*42	2*48	2*56	2*67	2*77	2*85	2*92	3*07
	Tapping amount (at 1000m ³)(t)	870	885	900	925	945	975	990	1010	1040
	Blowing amount(m ³)	1675	1630	1600	1575	1530	1480	1430	1410	1375
	Gas amount (m ³ /N)	2375	2320	2250	2210	2140	2060	2000	1970	1875
	Top gas {	CO ₂ (%)	13*6	14*4	15*3	16*5	17*8	19*2	20*2	21*0
			30*0	28*9	27*6	26*4	24*8	23*1	21*9	21*0
			925	892	862	822	775	724	686	660

Blast temp(°C)	600°C	700°C	800°C
Calorific value (Kcal)			
800Kcal	0*625	0*610	0*595
750Kcal	0*600	0*585	0*570
700Kcal	0*580	0*565	0*550

送風温度 100°C は約 15 kg のコークスに相当することになる。また高炉側送風温度最高 700°C, ガス発熱量最低 750 Kcal を高炉の操業限界とすればつきのごとき操業限界点が推定される。

コーコス比	0.585
ore/coke	2*65
(送風1000m ³ /mn) 出鉄量	920 t
送風温度	700°C
鉄 t 当風量	1,635m ³
直接還元(D.R%)	31%
Solution loss	80 kg / t pig
ガス発生量	2,475m ³
ガス発熱量	750 Kcal
ガス中 CO ₂	17*5%
ガス中 CO	24*1%
CO/CO ₂	1*38

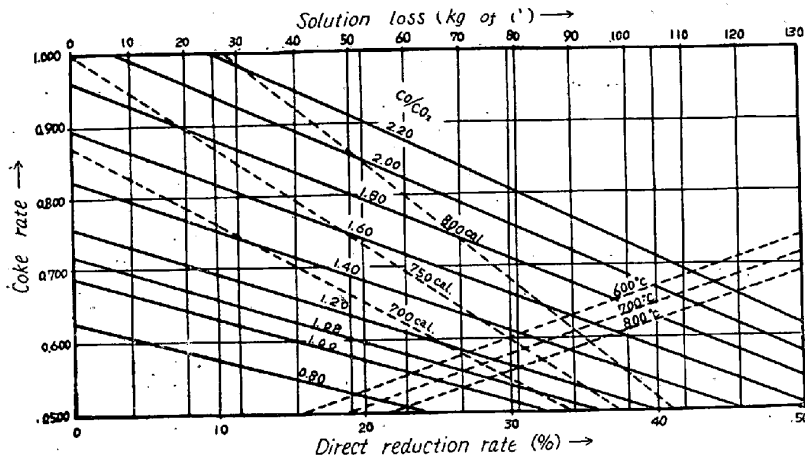


Fig. 5. The limit of the blast furnace operation in the reduction ratio.

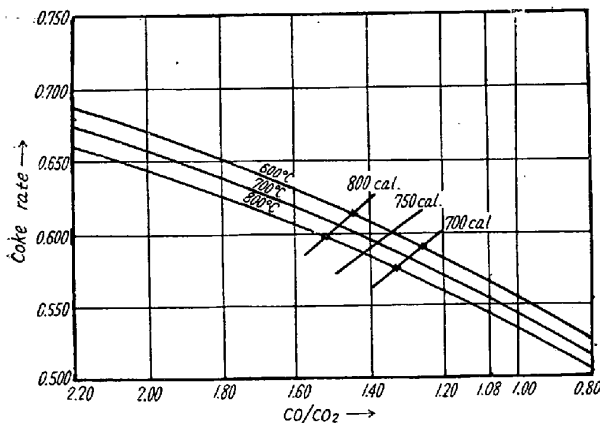


Fig. 6. Relation between the coke ratio and the top gas composition.

この限界点は飽くまで計算假定下の到達しうる限界点にして実際操業の場合は高炉装入物をいかに管理しても現在の所かなりのばらつきがある故この数字に到達することは困難であろう。原料の bed blending を行えば鉄石の品位、品質のばらつきは減少し、また粒度 range を可及的小いさく管理し通気、還元の均一化を期し、コークスの灰分、潰裂強度、とくに solution loss と密接な関係ある反応性を一定数値に管理することはこの限界値に近づきうる最良の手段であろう。

XIII. 考 察

以上の計算にて明らかなごとく coke ratio はガス還元率、直接還元率の増減により変化するものである。いまかりに Fe の 100% がガス還元をうけ CO/CO_2 の比がバウルー・グレスナーの平衡値の 1.08 に到達したとしても coke ratio は 0.72 であり実際作業よりかなり高い値を示すものである。この時のガスの発熱量は 605 Kcal

となり利用価値はなくなる。また熱平衡においても過剰熱となり衝風を加熱する必要はないであろう。

最近わが国各製鉄所ともガス還元率向上の手段として鉄鉱石の破碎強化、粒度管理に意をそそぎ CO/CO_2 比は数年前までは 2.0 以上であつたものが漸次低下し最近は 1.60~2.00 となつている。つぎにこのガス成分比をガス還元効率で表せばつぎのごとくなる。

$$\eta = \frac{A - C}{(A + B) - C} \times 100\%$$

A = 炉頂ガス中の CO_2 量

B = 炉頂ガス中の CO 量

C = 石灰石中の CO_2 量

CO/CO_2	2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.38
	1.20	1.08				
$\eta \%$	28.07	30.20	32.33	34.92	38.05	
	38.36	41.69	44.31			

[ただし D.R% 30% の時]

鉄鉱石の破碎強化、粒度管理によりガスの還元効率は 5%~7% 上昇したことになる。しかしなお経済操業の CO/CO_2 1.38 までには 3%~4% の上昇の必要があり、理論値にはなお 10% のへだたりがある。

つぎに CO/CO_2 と最も関係のある heavy charge であるが heavy charge の前提条件として鉄石の粒度管理を行わなければならない。戦前のごとく粉鉄より 100 mm 前後までの広い range ではガスの還元効率の向上は望みえない。ガスの還元はかならず鉄石の加熱された表面より行われ漸次内部に進むものである。100 mm の塊鉄を 50 mm に破碎すれば表面積は 2 倍となり、25 mm に破碎すれば 4 倍となるものである。いまかりに鉄石が 800°C の温度に達するまでの表面よりの還元深度を約 5 mm と想定すれば 100 mm の塊鉄の場合はガス還元はわずかに 27%、50 mm に破碎すれば 49% になり、さらに 25 mm に破碎すれば 78% まではガス還元が行われることになる。いま鉄石を磁鉄鉱と仮定して 1 kg の Fe を還元するに要する熱量を比較すれば Table 11 のごとくである。熱量計算に示すごとくガス還元率が向上するほど所要熱量は小さくなり、鉄石の破碎を強化し粒度を管理することにより、はじめて heavy charge が可能となるものである。また副原料たる石灰石、マンガン鉄石、平炉滓等の粒度管理も当然 heavy charge に影響するものである。上記の説明を公式化すれば一辺 a mm の鉄石を a mm/n に破碎すれば表面積

Table 11. Required calculation for reduction at various ore sizes.

Ore size	Reduction rate at 800°C (%)	Fe ₃ O ₄ reducing heat (cal)	CO→CO ₂ (cal)	C→CO (cal)	Deficit cal. (cal.)
100 mm Cub.	27	-1,593	+438	+503	-652
50 mm Cub.	49	-1,593	+794	+352	-447
25 mm Cub.	78	-1,593	+1265	+152	-176

は n 倍に増加し、単位容積は $1/n^3$ に減少する。800°C における還元深度を l mm とし希望のガス還元率 (G.R %) にするための鉄石の size は次式により求められる。

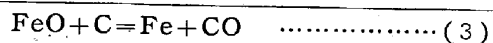
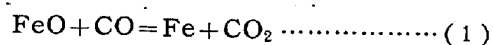
$$\frac{(a-2l)^3}{a^3} = (1-G.R)$$

l は鉄石種類および気孔率によつて変化するものと思われ今後究明すべき問題である。Table 12 にこの関係を示す。

Table 12. Estimated ore size from both reduced depth on an ore particle and various gas reduction ratios.

Deepness (mm)	2	4	5	6	8	10
Gas reduction (%)						
60	15	30	38	46	61	76
70	12	24	30	36	49	60
80	10	10	24	29	39	48

つぎに直接還元であるが、鉄鉄石を主体に考えれば直接還元でありコークスを主体に考えれば solution loss である。この直接還元はつぎのごとく考えるべきであろう。



酸化鉄の大部分は CO gas によつて還元されるものと想像されるが 800°C 以上の温度範囲では生成した CO₂ gas は隣接コークスに反応してある量は solution loss の (2) の反応を経て結局 (3) の直接還元と同様な結果となる。これはコークスの反応性を測定することにより実証され、また多くの研究者の高温における CO-CO₂-C の平衡図の示す所である。とくに 900°C 以上の高温では (2) の反応は旺盛となる。また (4) の反応はまず鉄鉄石とコークスの接触部において生じ Berger の研究では 850°C で反応を開始し 925°C 以上で

旺盛となると報じている。以上の還元反応に漏れた FeO は熔融体となり C の直接還元 (4) をうけ抽出熔滓中の FeO は 1.0% 以下となり装入鉄分の 99.5% 以上は還元されるものである。

Solution loss を伴う直接還元と Solid carbon による直接還元の割合を計算にて知ることは困難であるが Solution loss を伴う直接還元の割合が大であればコークスの反応性が重要となり、Solid carbon による直接還元の割合が大であれば鉄石の size に重点をおくべきであろう。学振 54 委員会 32 回の八幡資料によれば還元温度 800°C、還元ガス H₂ 22cc/mn g 試料 size 20 mm の還元率の最大値は Table 13 に示すとおりである。また試料の銘柄 size は異なるが同一実験で温度が上昇すれば還元率を上昇することが Table 14 に示されている。

Table 13. Max. reduction rates on the various ores, at 800°C.

Ores	Sinter	Larap	Dungun	Utah
Max. reduction	63%	79%	85%	95%

Table 14. Reduction ratio at the various temperatures and ores.

Ores.	Utah	Hongkong	Texada
Temp.			
800°C	90%	79%	56%
900°C	98%	88%	67%

炉内における状態を考察すれば鉄鉄石の温度が 800°C の時は上昇ガスおよび周囲または直上のコークスの温度は 850°C ~ 900°C 以上と想像される故、Solution loss は当然起るであろう。和田亀吉著の実際製鉄法 (p. 134) にも 871°C 以上の炉内温度範囲では CO₂ は 0.9% であるが 870°C 以下の温度範囲では急激に 7.3% に増加しているのは推定温度に大なる差異はないことを物語っている。

つぎに前計算において鉄鉄を主体として鉄鉄 t 当 C の Solution loss 量を示したが、コークスを主体として考え熱平衡を保つためには装入された C の幾パーセントまでが直接還元による消費に許されうるかの限界は Table 15 に示すとおりである。これは shaft 下部よりコークスを抽出し灰分を検討すれば装入時に比し常に 1% ~ 2% 上昇していることから推定できる。

Table 15. Limits of solution loss at the various reduction ratios (700°C blast temp.)

Limits	CO/CO ₂	2.20	2.00	1.80	1.60	1.40	1.38	1.20	1.08	Notes
Coke rate		0.674	0.657	0.638	0.618	0.595	0.585	0.572	0.555	(1)
Direct reduction (%)		44.0	41.3	38.7	35.6	32.3	31.0	28.9	26.4	
Solution loss (kg)		114.6	107.6	101.0	92.5	84.0	80.0	75.2	68.6	(2)
Solution loss of coke (%)		19.79	19.08	18.43	17.42	16.44	15.96	15.32	14.41	(3)

$$(3) = \frac{(2)}{(1) \times 0.865 - 0.004} \times 100\%$$

註: 0.004 dust 中の C

現在の操業状態では 17%~19% が限界で経済操業の CO/CO₂ 1.38 では 16% 以下, 理論値の 1.08 においては 14% 以下でなければ熱平衡が破れ銑鉄の品質および炉況は乱れることになるであろう。

コークスの反応性に関しては多数の研究結果が発生されているが, 当所における研究の一例によれば試料size 55mm 角の立方体, 試験温度 700°C, 800°C, 900°C, 1000°C, CO₂ gas 流量 10l/h, 表示法 CO/(CO+CO₂) ×100% にて示している。当所製コークスでは700°Cにて 1.5%~2.8%, 800°C にて 5.6%~9.7%, 900°C にて 24.9%~34.0%, 1000°C にて 70.5%~75.8%を示し 1,200°C では 96.5%~97.5% を示している。また使用原料炭によりいちじるしく相異を示し一例として米炭単味コークスでは 900°C において 15% 前後であり, 筑豊炭単味コークスでは 60% 前後を示し 900°C 以下

の反応性は coke ratio に影響するものと考えられる。

コークスの潰裂強度と coke ratio が負相関を有することが一般に認められているのはこの潰裂強度, とくに tumbler test による指数は反応性と負相関を有する故コークスの反応性も coke ratio に正相関を有することが想像される。

以上より考察して経済的な coke ratio 0.585 に接近するためには装入鉄石の被還元性より粒度範囲を決め heavy charge にし, 装入鉄鉱石が 800°C の温度範囲に達するまでに 70% 前後まで還元されるように配合, および粒度管理を行うことであり, C の solution loss は 80 kg 前後が望ましく, コークスの反応性に関しては配合炭および乾溜温度等今後さらに研究を要する問題であろう。

この論文につき種々御教示を下さいました八幡和田製銑部長に対し紙上を借りて厚くお礼を申し上げます。

(昭 31—7 月寄稿)