

流态化磁化焙烧贫铁矿

24478 / 5605

中国科学院化工冶金研究所

1960年4月

流态化磁化焙烧貧鉄矿

由于鋼鐵工业的不断发展,对鉄矿石的要求來說,不論从質的方面,或量的方面都很迫切,所以各国对鉄矿石的准备处理均比以往更为重視。其中对貧鉄矿石的富集主要是采取浮选和磁选两种途径。

在浮选方面,我国某一个有代表性的大型浮选厂,日处理 10,000 吨,这个浮选厂最近的生产指标为精矿含鉄达 63%,回收率約为 80%。

在进行磁选法富集之前,須使矿石先經磁化焙烧,这个过程一般使用竖炉或迴轉炉进行焙烧。目前我国进行磁化焙烧的地方仅在鞍山有日处理 300 吨矿的竖炉设备。焙烧矿經磁选后取得。精矿品位为 62%,鉄回收率約为 77%。竖炉存在的問題是显而易見的,它只能应用直径大于 12m/m 的块矿,对于小于 12m/m 的細矿需另找其他方法处理。

在德国采用迴轉炉进行貧鉄矿石的焙烧,这种设备能处理粉矿,但产品指标低,且投資也高。

利用流态化技术对貧鉄矿进行磁化焙烧,是一个新的方向,所謂流态化是指将气体通过一个細小粉矿(如 3~0m/m)的床层,当固体层压降梯度与此松散固体的似密度相等时,每一个单独的顆粒为焙烧气体所浮起,在床层中进行自由移动。这种顆粒与气流間的相对运动,使整个床层呈现出类似流体的形态。这样細小顆粒的矿石能与焙烧气体迅速地起反应,同时由于顆粒的不断湍动,整个固体床层的温度趋于均匀,使反应易于控制。

也正因为流态化床中温度是均匀分布的,因此就得不到逆流换热效果。为此在工业上常采用多层流态化床,使温度在各层中都不相同,以达到热交换的目的。

目前在国内外还没有建立利用流态化技术对貧鉄矿进行磁化焙烧的生产工厂。苏联在这方面曾进行了中間工厂規模的試驗,試驗最初在 50m² 的带式燒結机上进行貧鉄矿的流态化磁化焙烧(附图 1)。从試驗結果表明焙烧時間需 2—3 分鐘,所得精矿含鉄达 60%,鉄回收率达 90%,焙烧速度較竖炉或迴轉炉要高的多。

試驗条件:

原料:苏联克里沃洛格貧鉄矿

粒度: 3~0m/m

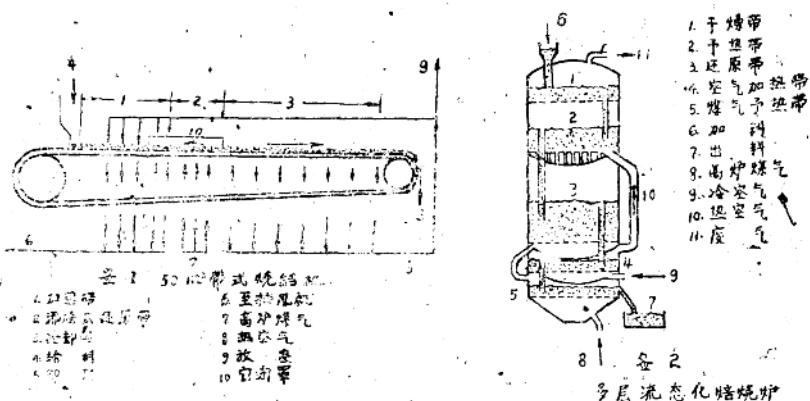
还原温度: 550°C

还原气体: 高炉煤气

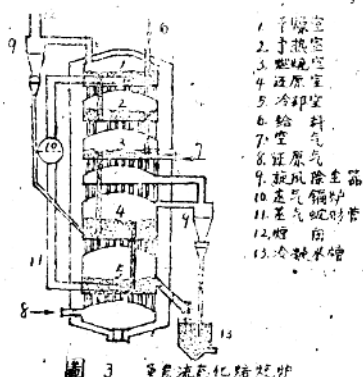
試驗結果:

还原時間(分)	还原度 FeO/TFe	精矿含鉄	鉄回收率
1	0.10	65.1	85
2	0.36	63.4	91
4	0.40	65.2	90
6	0.40	65.3	92
8	0.48	66.0	83
10	0.52	66.4	76

苏联还考虑了用多层流态化焙烧炉(附图2)来进行实验。



美国也曾设计多层流态化焙烧炉,准备进行生产(附图3)



采用流态化技术来磁化焙烧贫铁矿有以下一些优点:

- ① 设计简单,操作也简单,可以采用自动控制。
- ② 能精确地控制温度与矿在炉中的停留时间,这样能防止过还原或还原不足的现象,可保证产品质量的均匀。
- ③ 能处理粉矿。
- ④ 由于流态化床的气固两相接触很好,还原反应及传热等都进行的很快。
- ⑤ 由于固体在流态化床内的停留时间可由流态化床高来控制,因此流态化焙烧可以在高于或低于

于设备设计能力的情况下操作。

流态化床的缺点为:

- ① 功率消耗较高(为使用多层床)
- ② 不能处理块矿,因此需要一定粒度的粉矿。

化工冶金研究所 1959 年度工作情况

我所于1959年度3月开始用两相流态化磁化焙烧炉分别对鞍山大孤山矿、酒泉镜铁矿、包头矿进行了实验。所谓两相流态化是指在稀相流态化的情况下将矿粉用废气加热至还原温度,和在浓相流态化床中将预热的矿粉还原成为磁铁矿。

此间稀相传热是应用逆流热交换来回收废气的热。这样可以使热交换在很低的气体压强下进行,不致消耗掉太多压缩空气的动能。采用浓相流态化还原法,可以保证矿粉在还原区内停留足够的时间,使铁矿石充分的还原。实验设备见两相流态化焙烧炉,图中左下部是加料斗,矿粉由这加料斗经一立管流入螺旋加料器,自螺旋加料器流下的矿粉由空气喷嘴吸入输料管,送入炉顶部,粉矿的流率由螺旋加料器调节和控制。

焙烧炉容积为 0.51 米^3 (分布板以上), 总高为 11 米 (59 年 11 月前为 9.5 米高), 共分四段: 上部为粉矿预热段, 中部为燃烧段, 下部为还原段, 最下部为煤气预热段。从预热段沉降下来的粉矿经立管流入还原段中, 还原后的矿粉经卸料口流出。还原段料层高度可借卸料速度来控制。这层高过同时也控制了矿粉在还原段的停留时间。整个焙烧炉的各部分装有适当的流量计、压差计和温度自动记录器以记录实验进行时的操作情况。

59 年 3 月在两相流态化焙烧炉中首先对鞍山大孤山矿进行了实验。共处理 30 吨矿, 所得的产品完全合格。精矿含铁量达 60%, 铁回收率达 90%。同时也证明了采用两相流态化炉焙烧铁矿石是完全可行的。

为了使矿粉不致受燃烧火焰的过度加热而发生烧结, 于 8 月份在燃烧室内增加一下料立管。并对酒泉矿进行了焙烧实验, 结果所得精矿的含铁量达 59%, 铁回收率为 85%。此次实验共处理 40 吨矿。

为进一步增强稀相热交换, 提高矿石处理量, 于 11 月份把稀相换热段加高 1.5 公尺, 并添设七层档板。用这样改装的焙烧炉再处理包头矿, 所得精矿含铁量为 60%, 铁回收率为 89%。原矿含氮 7.4%, 经磁化焙烧后选出铁精矿含氮 0.7—2.0%, 一般为 1.5%。此次实验处理了 20 吨矿。

根据二相流态化焙烧炉实验的结果, 化工冶金研究所于 1959 年进一步对利用高炉煤气进行磁化焙烧和把经还原的 Fe_3O_4 再氧化成强磁性 $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ 等过程又作了详细的计算。图 4 为计算后的结果。计算表明: 一定条件下燃烧废气温度的改变将直接影响高炉煤气的消耗量及气体固体两相间的传热高度。而在同样条件下具有再氧化过程的热量消耗较无再氧化过程的热量消耗为低, 并随着燃烧温度的降低而更趋显著。但是燃烧温度的降低有一定的下限, 因为随着燃烧温度的降低, 气固间换热高度将迅速上升, 造成投资费用的增加。对于具有再氧化的过程来说燃烧温度的增加无论对减少煤气消耗及降低传热高度都将是有利的。当然燃烧温度的增加也不是没有上限的, 它受设备材料及矿石粘结性能的限制。

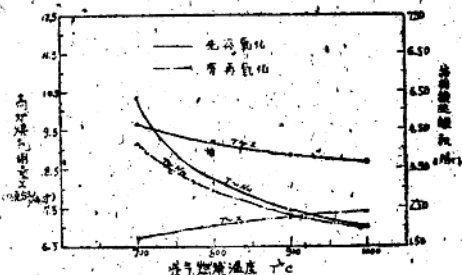


图 4 燃烧温度对高炉煤气消耗及传热高度的影响

两相流态化焙烧的主要优点是矿石的快速加热及快速的反应。但要进行流态化焙烧就必须预先将矿石破碎至 0—3 毫米, 因此要全面的衡量流态化焙烧的经济与否必须同时考虑矿石的破碎成本。

就磁化焙烧贫铁矿而言, 无论是竖炉焙烧或是流态化焙烧, 经焙烧后的矿石二者都须细磨至 90% 通过 200 网目, 然后进行磁选。但焙烧后的矿石组织疏松, 因此比原矿石易于破碎, 一般可节约动能 20—50%。竖炉焙烧的原矿粒度为 12—70 毫米, 而流态化焙烧的原矿粒度为 0—3 毫米, 因此流态化焙烧在磨矿上比竖炉焙烧所消耗的多余动能就在于前者把 12—70 毫米至 0—3 毫米的熟矿破碎工序变为生矿破碎工序。根据化工冶金研究所的研究, 矿石经中碎及细碎 (由 115 毫米至 3 毫米) 所消耗的功率约为 4.7 千瓦/吨矿, 约占整个破碎过程 (自矿山开出的矿石至 90% < 200 网目) 的 16%。因此, 即使将 12—70

毫米至0—3毫米这一段变成熟矿破碎节省了20—50% 动能的话，这动能的节省也只是整个破碎所消耗动能的3—8%。

包头矿石的第二次实验情况(1960年4月)

包头矿石的主要成份是 Fe_2O_3 、 SiO_2 、 CaO 、 F 以及小部分的 FeO 、 P 、 S 等。其主要成份见表I。

所用的矿石是从包头运来的大块矿，经颚式机破碎至30m/m，然后经中对辊机碎至12m/m，最后经小对辊机破碎至3m/m以下。所得粉矿的粒度分布如表II。

表I 包头矿化学分析

TFe%	41.80	41.43
FeO%	2.61	2.26
$\text{SiO}_2\%$	7.08	7.54
P %	0.48	0.47
S %	0.67	0.63
F %	7.4	7.35
CaO%	12.53	12.78

表II 包头矿经破碎后的粒度分析

粒度 m/m	重量, %
2~3	9.7
1.6~2	3.1
1.0~1.6	18.2
0.64~1.0	15.9
0.40~0.64	10.7
0.25~0.40	10.1
0.15~0.25	17.5
0.15以下	44.8

所用的煤气是科学院中关村半干馏煤气，发热值2850千卡/米³，其成份如表III所示。

表III 中关村煤气成份

CO_2	7.0	7.2
CuH_2N	0.5	—
O_2	1.5	2.0
CO	7.0	11.0
H_2	28.0	28.8
CH_4	22	20.8
N_2	34	29.4

为了保证还原段流态化的稳定，经过还原段的

气体流率和上料量也必须稳定。在操作中上料量是由螺旋加料器来调节与控制的。而还原段的煤气量是稳定不变的，煤气预热空气和燃烧空气分别作为控制和调节还原段及燃烧室温度的手段。

当上料量为11吨/日时各气用量如下：

煤气	50米 ³ /时
煤气预热用空气	8~17米 ³ /时
燃烧用空气	50~65米 ³ /时
上料用空气	20米 ³ /时

磁化焙烧的关键温度是还原段，在此次实验中控制在550—570℃；而还原温度能否稳定，主要决定于矿粉在稀相换热段中的预热程度，特别值得提出的是稀相热交换满足了这一要求，否则在实验中还原温度就不会稳定。

在进行实验中焙烧炉的各点温度如下：

炉顶	110℃
预热段上部	200℃
预热段中部	300℃
预热段下部	580℃
燃烧室上部	850℃
燃烧室下部	800℃
还原段上部	570℃
还原段下部	570℃

现将还原温度在550—570℃间，上料量11吨/日以及8吨/日等条件下所进行焙烧

处理所得的精矿成份和铁回收率分别列表于表IV：

表 IV

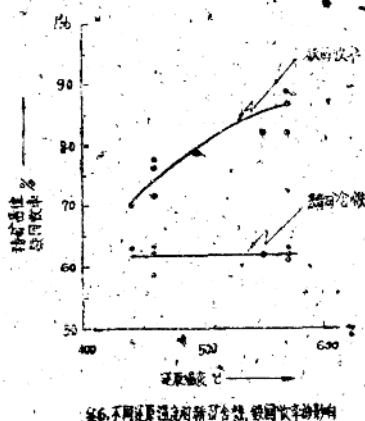
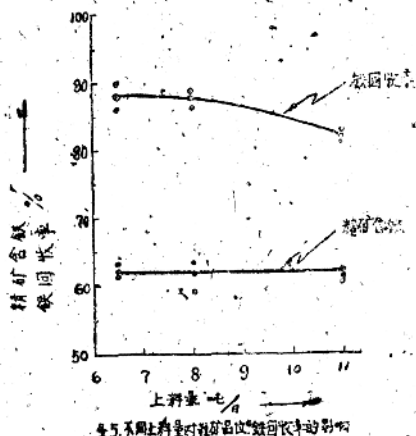
还原 温度℃	上料量 吨/日	精 矿 分 析 %				铁 回 收 率 %
		Fe	FeO	F	ReO ₃ *	
550	11	62.81	5.10	1.52	0.97	82.7
560	11	61.07	9.74			81.5
570	11	61.45	8.61			82.5
570	8	62.00	8.45	1.78	0.91	89.3
570	8	63.65	10.80			87.3

*注：稀钼元素总量(ReO₃)。

图5、6、7 分别表示在不同条件下所取样品的铁回收率及精矿品位的比较。

图5是在还原时间相同时,还原温度 550—570℃ 间的操作条件下不同上料量对精矿品位及铁回收率的影响。

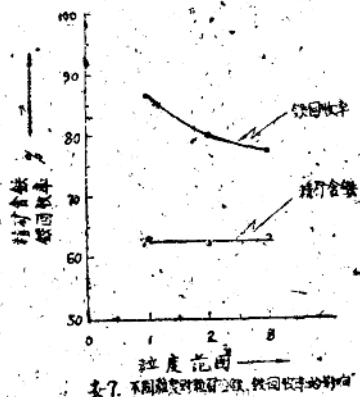
图6是上料在 7.6—8 吨/日,还原时间相同时不同还原温度对精矿含铁量及铁回



收率的影响。

图7是将一次所取的样品分成三个粒度范围,对精矿品位及铁回收率的影响。其中横坐标上的1表示1m/m以下粒度,2表示1—2m/m粒度,3表示2—3m/m粒度范围的样品。

表V是磁化焙烧工业生产指标与两相流态化磁化焙烧炉的指标的比較。需要说明的是迴轉炉項所列的各数据均用自李思再等譯：“高炉冶煉”一书,在这方面并未找到新的資料。对鞍山盛炉的质量指标方面,曾派专人去現場了解,表中所列者为了了解得的最新数字。



表V 两相流态化磁化焙烧炉与工业生产的指标比较

比较项目		原 矿	精 矿	铁回收率	生产率	生产率
工作单位		Fe%	Fe%	%	吨/米 ² ·日	比 较
化 冶 所	鞍山矿 59 年 4 月	34	60	90	3.6	0.66
	酒泉矿 59 年 9 月	37	59	85	6.3	1.16
	包头矿 60 年 4 月	41	62	82	21.2	3.93
回 轉 炉		25	42	50	2.5	0.46
鞍 山 豎 炉		34	62	77	5.4	1.00

結 論

a. 利用两相流态化焙烧炉磁化焙烧包头低品位铁矿, 从焙烧矿中可选出精矿品位 62% 以上, 铁回收率 82% 以上。

b. 粉矿在流态化炉中, 加热、还原均迅速: 在 0.51 米³ 实验焙烧炉中日处理 11 吨粒度为 0—3 毫米的贫矿时, 矿在还原段停留时间小于 3 分钟。

c. 还原段在 560℃ 操作时温度波动为 ±10℃。精矿含铁 61—64% 铁回收率 81—83%。

d. 在处理含氟矿石时, 焙烧前矿含氟 7.4%, 经焙烧磁选后, 精矿中含氟 0.7—2.0%, 其中多数样品含氟 1.5% 左右。

e. 根据化工冶金研究所的计算, 还原所用的煤气可采用廉价的高炉煤气, 当燃烧温度为 800℃ 时, 焙烧每吨贫铁矿(含铁 37%) 所需的高炉煤气为 158 标准立方米。

f. 将两相流态化磁化焙烧应用于工业时, 焙烧炉在结构上相当于一个普通的烟囱。根据化工冶金研究所的计算, 一个日处理 1000 吨贫铁矿的两相流态化磁化焙烧炉的内径为 2.4 公尺, 高为 36 公尺, 其造价将不超过 80,000 元。

g. 矿石的细粒化是流态化焙烧的一个特殊问题, 对磁化焙烧贫铁矿来说由于最终都需要将焙烧矿破碎至 90% 小于 200 网目后方可磁选, 因此与竖炉焙烧相比, 流态化焙烧在磨矿费用上的动能消耗比竖炉焙烧要高约 3—8%。