

某难选高铁高磷锰矿石同步还原分离实验研究

付金涛, 胡生操

(长沙有色冶金设计研究院有限公司, 湖南 长沙 410019)

摘要: 本文针对云南某地锰品位 13.88%、铁品位 19.87% 的贫锰铁矿石, 在常规物理选矿方法分选效果不佳的情况下, 采用干式抛尾 - 还原焙烧 - 弱磁选铁 - 选铁尾矿强磁选锰工艺处理该矿石。该流程最终获得铁品位 53.89%、回收率 65.53% 的铁精矿和锰品位 27.11%, 锰回收率为 70.26% 锰精矿, 为处理类似低品位铁锰矿石起到了一定的借鉴作用。

关键词: 贫锰铁矿抛尾; 还原焙烧; 磁选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2021.03.025

中图分类号: TD951 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2021) 03-0158-07

我国锰矿床以沉积型以及沉积变质型为主, 大约占总量的 80%, 其次则为风化型矿床^[1]。锰矿资源在我国的分布极为不平衡, 并且多数矿石的质量差品位低, 有害成分及伴生金属含量较高, 堪布粒度细。我国的锰矿资源中铁含量超标的锰矿石占 73%, 而磷含量超标的占 49.6%, 其主要分布在南方地区, 尤以广西和湖南两省、区为最多, 占全国锰矿储量的 56%^[2-3]。目前国内多以软锰矿 ($\text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$) 为原料生产硫酸锰主要采用还原焙烧 - 硫酸浸出 - 浓缩结晶的工艺流程, 软锰矿不溶于硫酸, 必须把它还原成一氧化锰 (MnO), 才能和硫酸反应制得硫酸锰, 因此软锰矿的还原效果将直接决定整个工艺过程中锰的利用率。通过对还原工艺的研究可得知如何控制反应条件, 提高锰利用率, 同时也可以为科研成果的工业化进行较优设计和较优控制, 从而为生产提供理论指导。

锰铁矿石中锰、铁矿物堪布粒度较细, 且多

存在铁锰类质同象现象, 矿石单体解离难度较大。

目前针对铁锰矿石的处理方法主要有磁选、重选、浮选、化学浸出、焙烧和火法富集以及衍生的联合工艺, 这些工艺较好地解决了难选铁锰矿的“贫、细、杂”问题^[4-5]。

云南某锰铁共生矿石, 锰铁比小于 1, 属中铁贫锰矿石。经过探索实验发现常规的强磁选、重选、浮选方法等物理选矿方法均难以有效分离锰、铁两种有用矿物, 故实验利用还原焙烧的方法对锰、铁进行分离, 最终采用强磁抛尾 - 还原焙烧 - 弱磁选铁 - 强磁选锰联合工艺处理该锰铁矿, 取得较好的分选效果。

2 试样性质和研究方法

实验样品取自云南某地。由于该矿石埋藏靠近地表, 具有较为严重的风化粉碎现象, 矿样粒度较细水分含量较高, 主要呈黄褐色。

2.1 试样多元素分析和物相分析

试样化学多元素分析结果见表 1。

表1 试样化学多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical composition of multi-elements of sample ores

Mn	MnO ₂	MnO	TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	As
13.88	15.52	1.12	19.87	27.22	8.99	13.84	0.58	0.35	0.02

矿石中 $Mn / Fe = 0.698 < 2$, $P / Mn = 0.025 > 0.006$, 表明矿样属于高铁高磷锰矿石, 试样中有用矿物为锰矿物和铁矿物; SiO₂ 和 CaO 的含量分别为 27.22%、13.84%, 说明脉石矿物主要以硅酸盐以及钙质碳酸盐的形式存在。锰物相以及铁物相结果见表 2、3。

表2 锰物相分析结果

Table 2 Phase analysis of manganese minerals in the sample ores

铁相	硅酸锰中锰	黑锰矿等高价氧化锰中锰	碳酸盐中锰	合计
金属量 /%	1.28	11.52	1.08	13.88
分布率 /%	9.22	83.00	7.78	100.00

表3 铁物相分析结果

Table 3 Phase analysis of iron minerals in the sample ores

铁相	磁铁矿中铁	赤(褐)铁矿中铁	碳酸盐中铁	硫化物中铁	硅酸盐中铁	合计
金属量 /%	0.70	18.10	0.14	0.42	0.51	19.87
分布率 /%	3.52	91.09	0.70	2.12	2.57	100.00

从表 2 可以看出, 锰主要赋存与氧化锰中分布率高达 83.00%, 而硅酸锰中锰分布率碳酸盐中锰分布率分别为 9.22% 和 7.78%, 此类矿物很难通过磁选与脉石矿物分离, 因此锰矿物的最大理论回收率为 90.78%。

由表 3 可得, 矿石中铁主要以赤褐铁矿的形式存在, 仅有少量的磁性铁、菱铁矿和微量硫化铁; 铁的赋存状态较为简单, 呈赤褐铁矿产出的铁占 91.09%, 加上分布在磁铁矿、硫铁矿以及碳酸盐中的铁, 分布率合计为 97.43%, 这即为锰铁矿选矿分选铁矿物时铁的最大理论回收率。

2.2 试样粒度组成及金属分布

由于所取试样粒度较细, 且基本小于 2.0 mm 无需破碎。将矿石共分为七个级别, 并对相应的粒级的锰、铁品位以及金属分布率就行考察, 结果见表 4。

表4 试样粒度筛析结果 /%

Table 4 Size screening results of the sample ore

粒级 /mm	产率 /%	品位 /% TFe	Mn	分布率 /% TFe	Mn
+1	5.89	19.34	13.14	5.71	5.56
-1+0.5	8.50	20.45	13.96	8.71	8.52
-0.5+0.355	10.66	20.37	15.03	10.88	11.51
-0.355+0.154	12.29	21.12	14.59	13.01	12.88
-0.154+0.074	6.33	20.66	14.88	6.56	6.77
-0.074+0.045	26.15	19.92	13.86	26.11	26.04
-0.045	30.18	19.18	13.25	29.02	28.72
合计	100.00	19.95	13.92	100.00	100.00

由表 4 可知, 矿石粒度较细, -0.074 mm 粒级占 56.32%, 且铁、锰在 -0.074 mm 粒级的分布率分别为 55.13%、54.76%。

2.3 研究原理

首先根据对 MnO₂ 还原成 MnO 和 Fe₂O₃ 还原成 Fe₃O₄ 的热力学条件的计算与耦合, 探索软锰矿中铁矿物和锰矿物实现同步还原的合理的温度区间、气氛组成和还原时间条件, 并通过实验室磁选分离实验, 提高铁矿产品的铁品位, 大幅度提高锰矿产品锰含量和锰铁比。

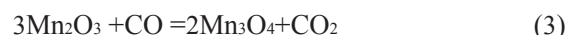
化学反应热力学, 主要研究化学反应的方向和限度, 通常是根据反应自由能的大小和变化, 判断在不同的温度条件下的反应趋势。首先从无机物热力学数据手册^[6-7]中找到各个反应物以及生成物的标准生成吉布斯自由能 $\Delta_f G_i^\ominus$ 与温度的关系式 $\Delta_f G_i^\ominus = A + BT$, 再标准反应吉布斯自由能与标准生成吉布斯自由能的关系式 $\Delta_r G_T^\ominus = \sum \nu_i \Delta_f G_i^\ominus$, 求得各反应的标准吉布斯自由能 $\Delta_r G_T^\ominus$ 。以煤作为还原剂, C 和 CO 起还原作用, 主要反应及其标准自由能如下:



$$\Delta_r G_T^\ominus = 19940 - 192.8T$$



$$\Delta_r G_T^\ominus = -197950 - 24.72T$$



$$\Delta_r G_T^\ominus = -175030 - 0.56T$$



$$\Delta_r G_T^\ominus = -55390 - 28.19T$$



$$\Delta G_r^\ominus = 270960 - 159.52T$$



$$\Delta G_r^\ominus = 113800 - 183.12T$$



$$\Delta G_r^\ominus = -42121 - 53.37T \quad (T > 570^\circ\text{C})$$



$$\Delta G_r^\ominus = 35380 - 40.16T \quad (T > 570^\circ\text{C})$$



$$\Delta G_r^\ominus = -16950 + 20.64T \quad (T > 570^\circ\text{C})$$

表 5 各反应在不同温度下的标准自由能 $\Delta G_r^\ominus$

Table 5 Standard molar Gibbs free energy of formation of each reaction on different temperature

温度 / °C	600	700	800	900
(1)	-148374.4	-167654.4	-186934.4	-206214.4
(2)	-219530.56	-222002.56	-224474.56	-226946.56
(3)	-175518.88	-175574.88	-175630.88	-175686.88
(4)	-79999.87	-82818.87	-85637.87	-88456.87
(5)	131699.04	115747.04	99795.04	83843.04
(6)	-46063.76	-64375.76	-82687.76	-100999.76
(7)	-88713.01	-94050.01	-99387.01	-104724.01
(8)	320.32	-3695.68	-7711.68	-11727.68
(9)	1068.72	3132.72	5196.72	7260.72

由表 5 可知, 在实验温度范围内, 除反应 (5)、(9) 其他反应的标准吉布斯自由能都小于 0, 说明其他各反应在 600 ~ 900 °C 均能自发进行。而对于反应 (5)、(9), 即 MnO 还原成 Mn 以及 FeO 还原成 Fe 的过程, 温度影响较小, 影响其反应的主要因素为还原用量或还原气氛, 还原剂用量或 CO 浓度过高会促进并加快其反应的进行。理论计算表明, 还原反应 $\text{MnO}_2 + \text{CO} \rightarrow \text{MnO} + \text{CO}_2$ 为放热反应, 并且随着温度升高, 热效应变化不大; 而反应 (8) 为产生富氏体的主要反应, 主要通过控制 CO 浓度, 以及焙烧时间来阻碍反应的进行, 避免过还原磁性减弱, 从而提高磁铁矿的产率。

3 选矿实验

锰铁矿石中锰矿物与铁矿物的密度以及比磁化系数都相近, 且两者多为共生, 堪布粒度较细, 正因如此锰铁矿石相较普通氧化锰矿石更难选。而磁化焙烧工艺是目前将锰铁矿分离的有效方法之

一, 与之联合的工艺例如重选 - 还原焙烧 - 磁选^[8]、洗矿 - 焙烧 - 弱磁选 - 摇床^[9-10]、还原焙烧 - 磁选 - 反浮选^[11]、还原焙烧 - 酸浸^[12-13] 都取得了较好的分选效果, 对难选锰铁矿合理的开发和利用具有较好的借鉴作用。

3.1 强磁干式抛尾实验

由于原矿 Mn 含量较低仅为 13.88%, 如果直接进行还原焙烧, 不仅会造成后续实验中大量的能源浪费, 同时也对矿物的还原效果造成一定影响。由于锰铁矿中有用矿物属于弱磁性矿物, 因此选择用强磁分离出一部分脉石, 以此提高原矿品位, 提升还原效率; 同时考虑到后续的磁化焙烧故实验采用强磁干式抛尾。

抛尾实验主要考察磁场强度的变化其对实验的影响, 抛尾所用仪器为辊式干法磁选机。流程图 1, 实验结果见表 6。

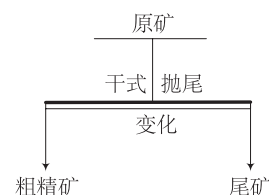


图 1 抛尾流程

Fig. 1 Flowsheet of pre-concentration for tailing discarding

表 6 强磁干式抛尾实验结果

Table 6 Test results of dry-type tailings removal by high-intensity magnetic separation

磁场 / T	产品名称	产率 / %	品位 / %		回收率 / %	
			TFe	Mn	Fe	Mn
1.0	粗精矿	67.42	22.83	15.59	77.39	76.00
	尾矿	32.58	13.81	10.19	22.61	24.00
	合计	100.00	19.89	13.83	100.00	100.00
1.2	粗精矿	78.48	22.52	15.31	88.86	86.88
	尾矿	21.52	10.30	8.43	11.14	13.12
	合计	100.00	19.89	13.83	100.00	100.00
1.4	粗精矿	85.97	22.09	15.03	95.10	92.43
	尾矿	14.03	7.01	7.55	4.90	7.57
	合计	100.00	19.97	13.98	100.00	100.00
1.6	粗精矿	86.01	21.78	14.77	94.28	91.20
	尾矿	13.99	8.12	8.76	5.72	8.80
	合计	100.00	19.87	13.93	100.00	100.00

由表 6 可以看出随着磁场强度的增加, 粗精矿的 Fe、Mn 品位一直下降, 回收率则一直上升。综合考虑选取 1.4 T 为较佳抛尾磁场, 此时粗精矿

中 Fe、Mn 品位各提高了 2.12%、1.05%，两者回收率下降不超过 8%，且抛尾率达 14.03%。

3.2 还原焙烧实验

还原焙烧实验是指在一定温度和还原气氛下，使得试样的 Fe、Mn 等金属氧化物转为相应的低价金属氧化物，从而提高铁矿物和锰矿物的磁性，根据两者磁性的差异先将磁性较强的铁矿物选出，尾矿则后续进行强磁提锰的过程。

3.2.1 还原焙烧 - 弱磁选铁实验

磁化焙烧所用试样是原矿在 1.4 T 强磁干式抛尾后所得。实验主要从焙烧温度、焙烧时间、还原剂用量、磨矿细度四个条件考察对于弱磁选铁的影响。由于考虑到后续尾矿需要强磁选锰，故弱磁选铁流程采用一粗一扫流程，进一步降低尾矿中 Fe 的含量。实验流程图见图 2。

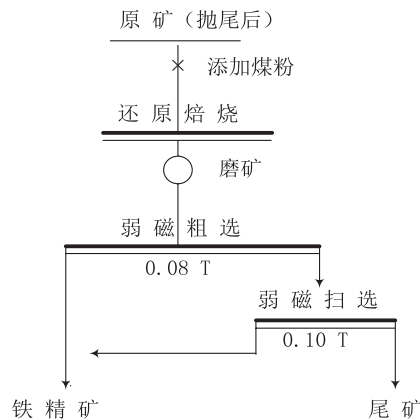


图2 还原焙烧 - 选铁流程

Fig.2 Test flowsheet of reduction roasting-iron separation

3.2.1.1 焙烧温度实验

改变焙烧温度条件进行实验，其他条件初步定为：焙烧时间 45 min，煤粉用量 10%，磨矿细度 -0.045 mm 70%。焙烧矿采用水冷方式冷却，实验结果见表 7。

由表 7 可以看出，随着温度的升高，铁精矿 TFe 品位逐渐上升，回收率则先增加后减小。又当温度超过 800℃，铁精矿品位上升幅度较小，且回收率下降较快，综合尾矿中 Mn 的品位及回收率，

采用 800℃ 为较佳焙烧温度，此时铁精矿 TFe 品位 50.45%，回收率为 72.87%。

表 7 焙烧温度实验结果

Table 7 Test results of roasting temperature

条件 /℃	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			TFe	Mn	Fe	Mn
700	铁精矿	33.87	47.23	8.69	72.51	19.52
	尾矿	66.13	9.17	18.35	27.49	80.48
	合计	100.00	22.06	15.08	100.00	100.00
750	铁精矿	32.56	49.89	8.41	73.44	18.18
	尾矿	67.44	8.71	18.27	26.56	81.82
	合计	100.00	22.12	15.06	100.00	100.00
800	铁精矿	31.88	50.45	8.17	72.87	17.26
	尾矿	68.12	8.79	18.33	27.13	82.74
	合计	100.00	22.07	15.09	100.00	100.00
850	铁精矿	29.88	50.56	8.29	68.33	16.48
	尾矿	70.12	9.99	17.90	31.67	83.52
	合计	100.00	22.11	15.03	100.00	100.00

3.2.1.2 焙烧时间实验

焙烧时间实验条件为：焙烧温度为 800℃，煤粉用量 10%，磨矿细度 -0.045 mm 70%。焙烧矿冷却采用水冷方式，改变焙烧时间进行磁化焙烧实验，结果见表 8。

表 8 焙烧时间实验结果

Table 8 Test result of roasting time

条件 /℃	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			TFe	Mn	Fe	Mn
30	铁精矿	28.63	50.26	8.38	65.08	15.91
	尾矿	71.37	10.82	17.77	34.92	84.09
	合计	100.00	22.11	15.08	100.00	100.00
45	铁精矿	31.89	50.51	8.16	72.92	17.20
	尾矿	68.11	8.78	18.39	27.08	82.80
	合计	100.00	22.09	15.13	100.00	100.00
60	铁精矿	32.69	50.53	7.59	74.81	16.46
	尾矿	67.31	8.26	18.70	25.19	83.54
	合计	100.00	22.08	15.07	100.00	100.00
80	铁精矿	31.15	50.62	8.23	71.25	17.03
	尾矿	68.85	9.24	18.14	28.75	82.97
	合计	100.00	22.13	15.05	100.00	100.00

由表 8 可见，随着焙烧时间的延长，铁精矿的 TFe 品位变化较小，但回收率先上升后下降；当焙烧时间达到 60 min 时，铁精矿回收率达到最大为 74.81%，此时尾矿中 Mn 的品位及回收率均为最高，Mn 品位为 18.70%，回收率为 83.54%，因此较佳焙烧时间选择 60 min。

3.2.1.3 还原剂用量实验

还原剂采用武钢煤粉，改变煤粉用量进行实验，其他实验条件为：焙烧温度 800℃，焙烧时间 60 min，磨矿细度 -0.045 mm 70%。焙烧矿采用水冷方式，弱磁选采用一粗一扫流程。实验结果见表 9。

表 9 还原剂用量实验结果						
Table 9 Test result of reduction agent dosage						
配比 /%	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			TFe	Mn	Fe	Mn
8	铁精矿	28.86	50.35	8.23	65.54	15.70
	尾矿	71.14	10.74	17.93	34.46	84.30
	合计	100.00	22.17	15.13	100.00	100.00
10	铁精矿	32.68	50.38	7.46	74.46	16.16
	尾矿	67.32	8.39	18.79	25.54	83.84
	合计	100.00	22.11	15.09	100.00	100.00
12	铁精矿	33.58	50.53	7.16	76.85	15.98
	尾矿	66.42	7.70	19.04	23.15	84.02
	合计	100.00	22.08	15.05	100.00	100.00
15	铁精矿	31.98	50.66	7.21	73.67	15.36
	尾矿	68.02	8.51	18.68	26.33	84.64
	合计	100.00	21.99	15.01	100.00	100.00

由表 9 可见，随着还原剂用量的增加，铁精矿 TFe 品位变化较小，而回收率先增加后减小，可能原因是随着还原剂用量增加至过量，导致铁矿石过还原产生富氏体，从而影响磁选效率导致产率下降。铁精矿 Fe 回收率在还原剂用量 12% 时达到较大为 76.85%，因此选择 12% 为较佳还原剂用量。

3.2.1.4 磨矿细度实验

由于实验矿石锰铁致密共生的特点，需要进一步细磨才能使铁、锰较好地单体解离，从而提高磁选分选效率。改变磨矿细度进行实验，焙烧条件为：焙烧温度 800℃，焙烧时间 60 min，还原剂用量 12%。冷却方式采用水冷方式，实验结果见表 10。

表 10 磨矿细度实验结果						
Table 10 Test results of grinding fineness						
-0.045 mm 含量 /%	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			TFe	Mn	Fe	Mn
60	铁精矿	35.08	49.03	8.79	77.79	20.45
	尾矿	64.92	7.56	18.48	22.21	79.55
	合计	100.00	22.11	15.08	100.00	100.00
70	铁精矿	33.38	50.43	7.21	76.10	15.95
	尾矿	66.62	7.94	19.04	23.90	84.05
	合计	100.00	22.12	15.09	100.00	100.00
80	铁精矿	32.13	51.33	6.67	74.73	14.17
	尾矿	67.87	8.22	19.12	25.27	85.83
	合计	100.00	22.07	15.12	100.00	100.00

90	铁精矿	30.08	51.73	6.53	70.35	13.01
	尾矿	69.92	9.38	18.79	29.65	86.99
	合计	100.00	22.12	15.10	100.00	100.00

由表 10 可知，随着磨矿细度的增加，铁精矿的 TFe 品位逐渐上升，而回收率则逐渐减小；尾矿中 Mn 回收率随磨矿细度的增加而增加，在 -0.045 mm 80% 时，尾矿 Mn 品位达到较大为 19.12%，Mn 回收率为 85.83%。综合考虑，采用 -0.045 mm 80% 为较佳磨矿细度。

3.2.2 磁化焙烧 - 强磁选锰实验

锰矿物在经过弱磁选铁后，主要富集在选铁尾矿中，然而尾矿中锰品位仍然较低，因此尾矿需进一步强磁，从而获得锰精矿，实验流程见图 3，实验结果见表 11。

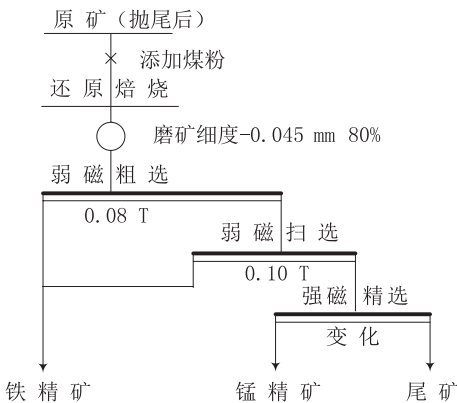


图 3 强磁选锰流程

Fig.3 Test flowsheet of recovering manganese by high-intensity magnetic separation

表 11 强磁选锰实验结果

Table 11 Test results of recovering manganese by by high-intensity magnetic separation

磁场 /T	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			TFe	Mn	Fe	Mn
0.8	锰精矿	38.26	7.89	27.55	13.65	69.67
	铁精矿	30.56	51.42	6.62	71.07	13.37
	尾矿	31.18	10.83	8.23	15.28	16.96
	合计	100.00	22.11	15.13	100.00	100.00
1.0	锰精矿	41.55	8.04	27.06	15.10	74.46
	铁精矿	30.48	51.59	6.56	71.06	13.24
	尾矿	27.97	10.96	6.64	13.85	12.30
	合计	100.00	22.13	15.10	100.00	100.00
1.2	锰精矿	43.98	8.69	26.11	17.30	75.80
	铁精矿	30.55	51.48	6.74	71.20	13.59
	尾矿	25.47	9.98	6.31	11.50	10.61
	合计	100.00	22.09	15.15	100.00	100.00
1.4	锰精矿	46.32	9.18	25.09	19.21	77.07
	铁精矿	30.40	51.52	6.64	70.74	13.39
	尾矿	23.28	9.56	6.18	10.05	9.55
	合计	100.00	22.14	15.08	100.00	100.00

由表 11 可见, 随着磁场强度的增加, 锰精矿中 Mn 品位逐渐下降, 而 Mn 回收率逐渐上升。综合锰精矿中 TFe 的含量, 选择 1.0 T 为较佳强磁选锰磁场强度, 此时可获得 Mn 品位 27.06%、Mn 回收率 74.46% 的锰精矿。

4 推荐流程

根据条件实验研究结果, 确定适宜的抛尾磁场强度 1.4 T, 焙烧温度为 800℃, 焙烧时间为 60 min, 还原剂用量 12%, 磨矿细度 -0.045 mm 80%, 强磁选磁场强度为 1.0 T。考虑到铁精矿品位不高, 对选铁部分增加了一精一扫, 流程见图 4, 实验结果见表 12。

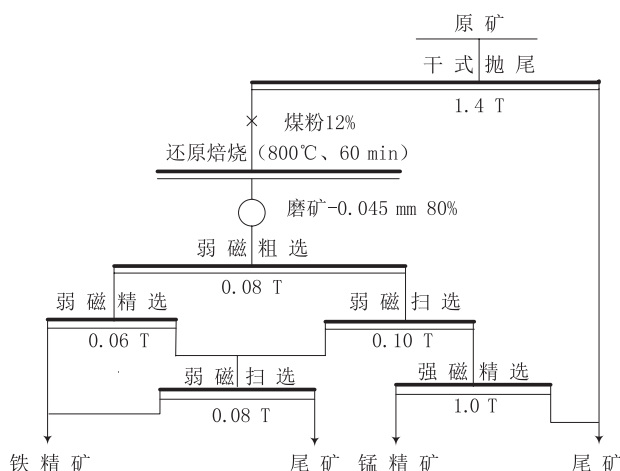


图4 推荐实验流程

Fig. 4 Flowsheet of the recommended test

表 12 推荐实验流程结果

Table 12 Results of the recommended test

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		TFe	Mn	Fe	Mn
铁精矿	24.26	53.89	5.48	65.53	9.58
锰精矿	35.97	8.01	27.11	14.44	70.26
尾矿	39.77	10.05	7.04	20.03	20.17
合计	100.00	19.95	13.88	100.00	100.00

由表 12 可知, 通过推荐流程实验, 最终可以得到 TFe 品位为 53.89%, 回收率为 65.53% 的铁精矿, 以及 Mn 品位为 27.11%, 回收率为 70.26% 的锰精矿。

5 结 论

(1) 该矿石风化粉碎现象严重粒度较细, Mn、Fe 含量分别为 13.88%、19.87%, 锰铁比仅为 0.70 且磷锰比高达 0.025, 因此属于高铁高磷锰矿石; 而其中脉石矿物主要以硅酸盐以及钙质碳酸盐的形式存在。由物相分析可知, 锰主要以氧化锰和碳酸盐的形式存在, 铁主要以赤(褐)铁矿的形式存在。

(2) 通过热力学计算可得, 除反应 (5)、(9) 外, 其他反应在实验温度范围内均可自发进行; 同时为避免富氏体的生成, 应该控制 CO 浓度以及焙烧时间来阻碍反应 (8) 的进行, 从而减少过还原。

(3) 在常规的重选、强磁选、浮选工艺对该矿石分选效果较差的情况下, 考虑采用磁化焙烧—弱磁选铁—选铁尾矿强磁提锰工艺处理该矿石。实验考察了抛尾磁场强度、磁化焙烧条件、强磁选锰磁场强度对指标的影响, 确定的适宜分选条件为: 抛尾磁场强度 1.4 T, 焙烧温度为 800℃, 焙烧时间为 60 min, 还原剂用量 12%, 磨矿细度 -0.045 mm 80%, 强磁选锰磁场强度为 1.0 T。

(4) 根据推荐实验流程, 得到的最终指标为: 铁精矿 TFe 品位 53.89%, 回收率为 65.53%; 锰精矿 Mn 品位 27.11%, Mn 回收率为 70.26%。

参考文献:

- [1] 王尔贤. 中国的锰矿资源 [J]. 电池工业, 2007, 12(3):184-188.
- WANG E X. Manganese ore resources in China [J]. Battery Industry, 2007, 12(3):184-188
- [2] 洪世琨. 我国锰矿资源开采现状与可持续发展的研究 [J]. 中国锰业, 2011, 29(3):13-16.
- HONG S K. Research on the status quo and sustainable development of manganese resources in China [J]. China Manganese Industry, 2011, 29(3):13-16.
- [3] 余文刚, 毛治超, 孙春叶. 我国锰矿资源及评价方法综述 [J]. 金属世界, 2013(2):22-24.
- YU W G, MAO Z C, SUN C Y. Overview of manganese ore

resources and evaluation methods in China [J]. Metal World, 2013(2):22-24.

[4] 谢丹丹, 童雄, 张洪花, 等. 铁锰矿的选矿工艺及其研究进展 [J]. 中国锰业, 2016, 34(2):4-7.

XIE D D, TONG X, ZHANG H H, et al. Beneficiation process of iron-manganese ore and its research progress [J]. China Manganese Industry, 2016, 34(2):4-7.

[5] 朱宾, 陆智, 刘子帅. 广西某低品位难选锰矿选矿试验研究 [J]. 矿山机械, 2015(10):101-105.

ZHU B, LU Z, LIU Z S. Experimental study on the beneficiation of a low-grade refractory manganese ore in Guangxi [J]. Mining Machinery, 2015(10):101-105.

[6] 梁英教, 车荫昌. 无机物热力学数据手册 [M]. 沈阳: 东北大学出版社, 1993.

LIANG Y J, CHE Y C. Thermodynamic data manual of inorganic materials [M]. Shenyang: Northeastern University Press, 1993.

[7] 李国峰, 韩跃新, 高鹏, 等. 高磷鲕状赤铁矿深度还原过程中磷在金属相富集热力学研究 [J/OL]. 矿产综合利用 :1-5 [2020-03-07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.TD.20190513.0922.040.html>.

LI G F, HAN Y X, GAO P, et al. Thermodynamic Study on Phosphorus Enrichment in Metallic Phase during Deep Reduction of High Phosphorus Oolitic Hematite [J/OL]. Comprehensive utilization of mineral resources: 1-5 [2020-03-07]. <http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.TD.20190513.0922.040.HTML>.

[8] Singh V, Ghosh T K, Ramamurthy Y, et al. Beneficiation and agglomeration process to utilize low-grade ferruginous manganese ore fines [J]. International Journal of Mineral

Processing, 2011, 99(1):84-86.

[9] 詹海青, 卢琳, 程秦豫, 等. 广西某低品位铁锰矿选矿工艺研究 [J]. 中国锰业, 2013, 31(4):27-29.

ZHAN H Q, LU L, CHENG Q Y, et al. Study on beneficiation process of a low grade iron and manganese ore in Guangxi [J]. China Manganese Industry, 2013, 31(4):27-29.

[10] 陈于海, 胡佛明, 程传麟, 等. 超贫磁铁矿高压辊磨-粗细双抛尾选矿工艺研究 [J]. 矿产综合利用, 2019(4):46-49+25.

CHEN Y H, HAO F M, CHENG G C L, et al. Study on beneficiation process of ultra-lean magnetite ore by high pressure roller grinding-coarse and fine double pelletizing [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(4):46-49+25.

[11] 戴惠新, 赵志强. 云南某难选锰铁共生矿石选矿试验研究 [J]. 金属矿山, 2008(2):53-56.

DAI H X, ZHAO Z Q. Experimental study on the beneficiation of a refractory manganese and iron ore in Yunnan [J]. Metal Mine, 2008(2):53-56.

[12] 郭永楠, 薛生晖, 黎红兵, 等. 回转窑处理中低品位锰矿实验研究 [J]. 矿冶工程, 2013, 33(2):97-100.

GUO Y N, XUE S H, LI H B, et al. Experimental study on the treatment of low grade manganese ore in rotary kiln [J]. Mining and Metallurgy Engineering, 2013, 33(2):97-100.

[13] 王建英, 张新龙, 张铁柱. 磁化焙烧对褐铁矿磁性能的影响 [J]. 矿产综合利用, 2018(6):66-72.

WANG J Y, ZHANG X L, ZHANG T Z. Effect of magnetization roasting on magnetic properties of limonite [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2018(6):66-72.

Experimental Study on a Refractory Low-grade Ferromanganese Ore

Fu Jintao, Hu Shengcao

(Xitieshan Filiale, Western Mineral Co., Ltd., Xitieshan, Qinghai, China)

Abstract: In this paper, a kind of low-grade ferromanganese ore with manganese grade of 13.88% and iron grade of 19.87% in Yunnan province was used in the case of poor sorting effect of conventional physical beneficiation method. The ore was treated by dry magnetic tailing - reduction roasting - weak magnetic separation iron - iron tailings. The process finally obtained iron grade 53.89%, recovery rate of 65.53% iron concentrate and manganese grade 27.11%, manganese recovery rate of 70.26% manganese concentrate, which played a certain reference role for the treatment of similar low-grade iron manganese ores.

Keywords: Low-grade ferromanganese ore; Discarding tailings; Magnetic separation