

山西某区域超纯铁精矿选别试验研究

刘建兵, 武改琴

(中晋太行矿业有限公司, 山西 晋中 032613)

摘要: 针对山西某区域铁精矿, 分别采用单一弱磁选、阳离子反浮选和阴离子反浮选进行对比试验, 最终确定采用单一弱磁选方法(磨矿+一粗一精)即可获得优质产品。在磨矿细度为-0.074 mm 90%的条件下, 成功获得了产率 95.03%、铁品位 71.88%、回收率 98.89% 的超纯铁精矿。该流程工艺简单, 操作方便, 为该区域铁精矿进一步深加工提供了参考依据。

关键词: 超纯铁精矿; 磁选; 反浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.05.008

中图分类号: TD951 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 05-0038-04

山西黎城—左权一带铁矿床属于鞍山式铁矿, 出露地层为赞皇群石家栏组, 含铁矿层夹于花岗岩片麻岩和斜长角闪岩之间, 单层矿层一般厚十几米, 延长几百米, 多构成中型矿床。本区铁矿石最大的优点是磁铁矿粒径较粗, 在 0.03 ~ 5 mm 之间, 易于选矿^[1]。

近年来, 超纯铁精矿的用途越来越广泛。冶金、电子、化工和医疗等领域都在拓宽它的应用范围, 需求量在不断增加^[2]。在山西该区域主要可作为生产直接还原铁和粉末冶金的优质原料。

1 矿样性质

1.1 试样多元素和铁物相分析

试样为取自黎城某公司选矿厂铁精矿粉, 试验矿样多元素分析结果见表 1, 铁物相分析结果见表 2。

表 1 原矿多元素分析结果 / %

TFe	SFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃
69.03	67.98	26.34	6.32	0.33	0.36	0.58	0.09
P ₂ O ₅	TiO ₂	MnO	Cr ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	CuO	F
0.11	0.067	0.023	0.012	0.016	0.025	0.01	0.15

表 1 结果可知, 试样 TFe 品位为 69.03%, 为优质铁精矿。S、P 等其他杂质含量均较低。

表 2 结果说明, 试样中主要矿物为磁铁矿, 含有少量的弱磁性铁矿物(赤、褐铁矿)和硅酸铁, 用单一弱磁选方法难以回收这部分铁矿物。

表 2 原矿铁物相分析结果

Table 2 Raw ore ferrum phases analysis results

矿物名称	铁含量 / %	占有率 / %
磁铁矿	68.49	99.23
赤(褐)铁矿	0.22	0.32
碳酸铁	0.11	0.16
硫化铁	0.08	0.12
硅酸铁	0.12	0.17
全铁	69.02	100.00

1.2 试样粒度筛析

试样粒度筛析结果见表 3。

表 3 试样粒度筛析结果

Table 3 Sample size screening analysis results

粒级 /mm	产率 / %	铁品位 / %	铁分布率 / %
+0.15	30.66	64.70	28.82
-0.15+0.104	12.83	69.08	12.87
-0.104+0.076	15.93	70.44	16.30
-0.076+0.043	22.85	71.35	23.68
-0.043+0.038	7.21	71.74	7.52
-0.038	10.52	70.73	10.81
合计	100.00	68.85	100.00

收稿日期: 2017-05-09; 改回日期: 2017-09-05

作者简介: 刘建兵(1985-), 男, 工程师, 主要从事选矿工艺技术研究工作。

由表3可以看出，该试样细度为-0.074mm 40.58%，粗粒级铁品位较低，细粒级铁品位较高，分析原因是由于粗粒级单体解离度较低。

2 试验方案

生产超纯铁精矿一般是以选矿厂选别的铁精矿为原料，根据精矿中脉石矿物的种类、嵌布粒度及其与铁矿物的共生关系确定选矿工艺和方法。国内外常用的铁精矿提纯方法有浮选、磁选、摇床重选，且以磁-浮、磁-重联合选矿工艺流程为多。

目前我国主要采用的方法有两种：一是浮选法，主要是磁铁矿矿石经磨矿和磁选获得精矿后，所得铁精矿再磨，反浮选除硅，生产出超纯铁精矿；二是磁选法，磁铁矿矿石经磨矿磁选后，磁选精矿再磨经多次磁选和分级，获得超纯铁精矿。上述两种方法的共同特点是，都必须在原矿经磨矿和磁选获得磁铁精矿的基础上，再细磨和多次选别，最后才得到产品，流程较长^[2]。对于上述两种工艺，首选应该是单一弱磁选工艺，只有当精矿质量达不到时，并在技术经济条件允许时，方可采用弱磁-反浮选工艺。

本次试验拟采用磨矿+单一弱磁选和磨矿+反浮选两种工艺流程进行对比试验。

3 选矿试验研究

3.1 磁选试验研究

3.1.1 磨矿粒度试验

将矿样磨至不同粒度，应用Φ400 mm×300 mm 湿式磁选机，进行一次磁选试验，磁选机磁场强度 143 kA/m。试验结果见表4。

由表4结果可见，随着磨矿细度提高，铁精矿品位提高，铁回收率呈下降趋势。磨矿细度达-0.074 mm85%时，精矿铁品位为71.66%，回收率99.19%，当磨矿细度继续增加时，精矿品位逐渐增加，但变化幅度不大。综合考虑铁精矿品位和回收率，最终确定磨矿细度在-0.074 mm90%是最合适的。

表4 磨矿粒度试验结果

Table 4 Grinding particle size test results

-0.074 mm 含量 /%	产品 名称	产率 /%	铁品位 /%	回收率 /%
65	精矿	97.92	70.32	99.63
	尾矿	2.08	12.32	0.37
	给矿	100.00	69.11	100.00
70	精矿	97.24	70.67	99.49
	尾矿	2.76	12.67	0.51
	给矿	100.00	69.07	100.00
75	精矿	96.55	71.22	99.36
	尾矿	3.45	12.85	0.64
	给矿	100.00	69.21	100.00
80	精矿	95.91	71.55	99.23
	尾矿	4.09	12.98	0.77
	给矿	100.00	69.15	100.00
85	精矿	95.72	71.66	99.19
	尾矿	4.28	13.11	0.81
	给矿	100.00	69.15	100.00
90	精矿	95.09	71.71	99.06
	尾矿	4.91	13.12	0.94
	给矿	100.00	68.83	100.00
95	精矿	94.22	71.77	98.41
	尾矿	5.78	18.96	1.59
	给矿	100.00	68.72	100.00

3.1.2 磁场强度试验

将矿样磨至-0.074 mm90%，进行磁场强度试验，试验结果见表5。

表5 磁场强度试验结果

Table 5 Magnetic field intensity test results

磁场强度 /(kA·m ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	铁品位 /%	回收率 /%
112	精矿	94.92	71.74	98.90
	尾矿	5.08	14.87	1.10
	给矿	100.00	68.85	100.00
127	精矿	95.08	71.71	99.05
	尾矿	4.92	13.24	0.95
	给矿	100.00	68.83	100.00
143	精矿	95.72	71.66	99.19
	尾矿	4.28	13.11	0.81
	给矿	100.00	69.15	100.00
151	精矿	95.98	71.52	99.29
	尾矿	4.02	12.16	0.71
	给矿	100.00	69.13	100.00

试验结果表明，随着磁场强度提高，精矿产率增加，精矿品位降低，回收率提高，但变化幅度较小，为了保证精矿回收率，综合考虑，选择

磁场强度 143 kA/m。

3.1.3 一粗一精弱磁选试验

为了进一步提高精矿品位，确保铁精矿质量，在磨矿细度 -0.074 mm90%、一段磁场强度 151 kA/m 和二段磁场强度 127 kA/m 的条件下，进行一粗一精磁选试验，最终获得产率 95.03%、铁精矿品位 71.88% 和回收率 98.89% 的较好指标。单一弱磁选数质量流程见图 1。

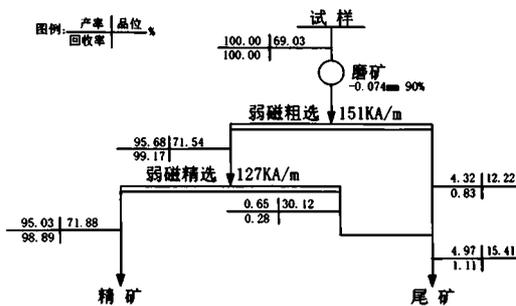


图 1 单一弱磁选数质量流程

Fig.1 Single weak magnetic separation quantity-quality flow chart

3.2 浮选试验研究

3.2.1 阴离子反浮选试验研究

通过详细条件试验，确定的较佳试验条件分别为磨矿细度 -0.074 mm 90%；NaOH1000 g/t；淀粉 1500 g/t；CaO400 g/t 和 RA-715 粗选 400 g/t、精选 150 g/t。流程为磨矿 + 一粗一精两扫工艺流程。最终获得铁精矿指标为产率 95.55%、铁品位 70.44% 和回收率 97.79%。阴离子反浮选数质量流程见图 2。

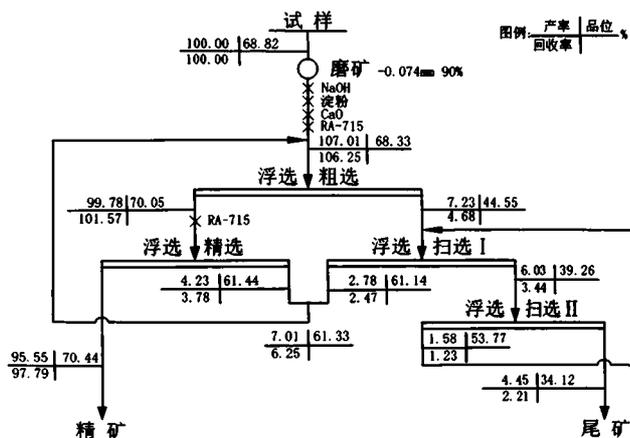


图 2 阴离子反浮选数质量流程

Fig.2 Anionic reverse flotation quantity-quality flow chart

3.2.2 阳离子反浮选试验研究

将粗精矿磨至 -0.074 mm90% 分别进行 NaOH

用量试验、捕收剂 Ge-609 用量试验，找出最佳试验条件分别为 NaOH1500 g/t；Ge-609 粗选 300 g/t、精选 150 g/t。流程为磨矿 + 一粗一精两扫工艺流程。最终获得铁精矿指标为产率 94.58%、铁品位 70.86% 和回收率 97.16%。阳离子反浮选数质量流程见图 3。

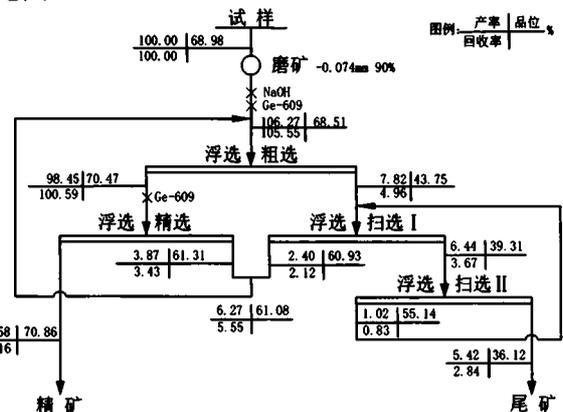


图 3 阳离子反浮选数质量流程

Fig.3 Cationic reverse flotation quantity-quality flow chart

4 产品考查

4.1 精尾矿粒度筛析

单一弱磁选流程所得精矿、尾矿粒度分析结果见表 6、7。

表 6 超纯铁精矿粒度筛析结果

Table 6 Ultra-pure iron concentrate particle screen analysis results

粒级/mm	产率/%	铁品位/%	铁分布率/%
-0.15+0.104	4.01	69.55	3.89
-0.104+0.076	14.27	71.63	14.25
-0.076+0.043	31.57	71.87	31.63
-0.043+0.038	16.72	71.69	16.71
-0.038	33.43	71.93	33.52
合计	100.00	71.73	100.00

从表 6 可知，大部分磁铁矿已得到回收，仅有极少部分杂质包含在粗粒级中。

表 7 尾矿粒度筛析结果

Table 7 Tailings particle screen analysis results

粒级/mm	产率/%	铁品位/%	铁分布率/%
-0.15+0.104	0.31	7.58	0.18
-0.104+0.076	5.58	10.14	4.33
-0.076+0.043	28.51	11.75	25.64
-0.043+0.038	31.02	13.52	32.10
-0.038	34.58	14.26	37.75
合计	100.00	13.06	100.00

从表7可知，磁铁矿的流失主要集中在细粒级中。

4.2 精尾矿多元素分析

对单一弱磁选流程所得精矿、尾矿多元素分析结果见表8、表9。

表8 精矿多元素分析结果 / %
Table 8 Concentration multi-element analysis results / %

TFe	SFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
71.74	71.45	30.34	0.52	0.22	0.15	0.12
SO ₃	P ₂ O ₅	TiO ₂	MnO	Cr ₂ O ₃	K ₂ O	
0.04	0.04	0.05	0.02	0.01	0.004	

从表8可知，影响精矿粉品位的SiO₂、Al₂O₃等杂质含量均降到很低。

表9 尾矿多元素分析结果 / %
Table 9 Tailings multi-element analysis results / %

TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅
15.42	39.52	4.32	4.85	5.12	0.81	0.22
CuO	TiO ₂	MnO	Cr ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	
0.02	0.01	0.03	0.02	0.03	0.04	

从表9可知，尾矿中SiO₂含量达39.52%，可外销作为制砖材料、混凝土骨料、水泥填充材料、微晶玻璃和陶瓷的原料等。

5 结 论

(1) 该区域磁铁矿粒径较粗，利于矿物分选，

可作为生产超纯铁精矿的优质原料。

(2) 通过采用磨矿+单一弱磁选、磨矿+阴离子反浮选和磨矿+阳离子反浮选试验，铁精矿品位分别为71.88%、70.44%和70.86%。

(3) 磨矿+单一弱磁选(一粗一精)所得精矿品位、回收率均高于磨矿+反浮选工艺流程。究其原因，是由于在磨矿粒度-0.074 mm 90%的情况下，磁铁矿与脉石矿物和其他含铁矿物大部分已单体解离，采用单一弱磁选很容易将磁铁矿与硅酸盐脉石矿物和其他含铁矿物有效分离；而采用反浮选工艺只能将部分硅酸盐矿物去除，其他含铁矿物采用浮选工艺难以去除，从而导致反浮选效果差于弱磁选工艺指标。因此，磨矿+一粗一精弱磁选工艺流程即可有效回收该磁铁矿。

(4) 推荐流程简单、合理、技术可靠，可为实际生产及设计建厂提供技术参考。

参考文献：

[1] 何青,赵玲玲.山西铁矿资源的概况与展望[J].山西冶金, 2004,96(4):5-6.
 [2] 王英富.超纯铁精矿的制取方法研究[J].国外金属矿选矿,2000(5):28-30.

Experimental Study on the Separation of UltraPure Iron Concentrate in a Certain Area of Shanxi Province

Liu Jianbing, Wu Gaiqin

(Zhongjin Taihang Mining Co., Ltd., Jinzhong, Shanxi, China)

Abstract: For a certain iron ore concentrate in a certain area of Shanxi, a single weak magnetic separation, cationic reverse flotation and anion reverse flotation were used for comparative tests.. It is finally confirmed that a single weak magnetic separation method (grinding+one coarse one fine) can obtain high quality products.Under the condition of grinding fineness of 90 % -0.074 mm, ultra-pure iron concentrate with a yield of 95.03%, an iron grade of 71.88% and a recovery of 98.89% was successfully achieved. The process is simple in process and convenient in operation, and provides a reference for further deep processing of iron ore concentrate in the region.

Keywords: Ultra-pure iron concentrate; Magnetic separation; Reverse flotation