

文章编号:1674-2869(2012)2-0050-05

贫磁铁矿反浮选降硅试验

张汉泉*,汪凤玲

(武汉工程大学环境与城市建设学院,湖北 武汉 430074)

摘 要:湖北省某地具有较为丰富铁矿资源,矿石中铁含量较低,原矿中全铁(TFe)含量约15%,属于贫磁铁矿,铁矿物的嵌布粒度较细,通过单一弱磁选很难得到全铁品位超过60%的铁精矿,针对该矿弱磁选精矿进行反浮选提铁脱硅研究,一粗一精开路反浮选流程精矿品位可达60%以上,铁回收率60%,产率50%左右。通过小型闭路试验,反浮选最终获得较好指标:精矿产率为68.57%,品位为58.62%,回收率为82.83%。

关键词:贫磁铁矿;反浮选;提铁脱硅

中图分类号:TF551

文献标识码:A

doi:10.3969/j.issn.1674-2869.2012.2.012

0 引言

湖北省某地具有较为丰富铁矿资源,矿石中铁含量较低,原矿中全铁(TFe)含量约15%(质量分数,下同),属于贫磁铁矿,铁矿物的嵌布粒度较细,通过三磨三磁选流程,得到精矿品位为46%~48%,产率16%左右,即单一弱磁选很难得到全铁品位超过60%的铁精矿,由于优质“铁精料”对炼铁具有重要意义,具有广泛的应用前景和广

阔的市场前景^[1-2],而反浮选是目前处理细粒嵌布铁矿最有效方法之一。本文主要以现场铁含量48.03%、硅含量高达17.07%的弱磁选精矿为研究对象,进行了反浮选提铁降硅的研究。

1 矿石性质

分别对原矿、磁选精矿和磁选尾矿进行分析,表1为原矿多元素分析结果,表2为弱磁选尾矿铁物相分析结果。

表1 原矿多元素分析结果

Table 1 The multi-elements analysis of raw ore

成分	TFe	MFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
w/%	15.72	7.40	9.75	47.59	16.46	6.26	3.53	0.21	0.13

表2 弱磁选尾矿铁物相分析结果

Table 2 Iron mineral phase analysis on weak magnetic tailings

指 标	磁性物之铁	碳酸盐之铁	赤褐铁矿之铁	硫化物之铁	硅酸盐之铁	全 铁
w/%	5.04	0.05	1.18	0.02	3.21	9.50
分布率/%	53.06	0.56	12.38	0.23	33.77	100.00

由表1知,原矿中铁含量较低,只有15.72%,其中磁性铁(MFe)含量为7.40%,属于典型的贫磁铁矿,通过三段弱磁选能够抛去大量尾矿,尾矿物相分析见表2,尾矿的铁含量只有9.50%,抛尾率达83.86%,但磁选精矿铁含量只有48.03%,对弱磁选精矿进行了多元素分析和物相分析,分析结果见表3和表4。

由表3可知,弱磁选精矿磁性率 $[w(\text{FeO})/w(\text{TFe})]$ 为35.85%,应为混合矿石。四元碱度

$w(\text{CaO} + \text{MgO})/w(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) = 0.21$,为典型的酸性氧化矿^[3]。有害组分硫、磷含量较低,SiO₂为要分选排除的主要脉石矿物,Al₂O₃含量达6.57%,应在选矿过程中进一步降低。

由物相分析结果可知,矿石中铁的赋存状态较为简单,磁性铁分布率约占96%,硅酸铁之铁含量1.06%,占2.21%,赤褐铁之铁含量0.81%,占1.69%,其他铁矿物的铁的分布率不到0.1%,反浮选中主要抑制磁铁矿。

收稿日期:2011-12-08

作者简介:张汉泉(1971-),男,湖北黄冈人,副教授,博士。研究方向:黑色金属矿加工、造块工艺。*通信联系人

表3 弱磁选精矿多元素分析结果

Table 3 The multi-elements analysis of weak magnetic concentrate

成分	TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P	烧失
w/%	48.03	17.22	17.07	6.57	3.61	1.41	0.042	0.14	-0.28

表4 弱磁选精矿铁物相分析结果

Table 4 Iron mineral phase analysis on weak magnetic concentrate

指标	磁性物之铁	碳酸盐之铁	赤褐铁矿之铁	硫化物之铁	硅酸盐之铁	全铁
w/%	46.10	0.042	0.81	0.021	1.06	48.03
分布率/%	95.97	0.09	1.69	0.04	2.21	100.00

2 研究方法

目前在阴离子反浮选工艺、阳离子反浮选工艺方面,国内外都取得了成功的研究^[4-15],我国是世界上较早研究和推广铁精矿阴离子反浮选除硅工艺的国家之一^[4]. 此次试验采用武汉工程大学研发的 YRA 捕收剂对该矿进行反浮选工艺的探索.

2.1 试验药剂

铁矿反浮选药剂主要包括矿浆 pH 调整剂、含硅矿物捕收剂、磁铁矿抑制剂、石英等的活化剂,试验采用 NaOH 调整剂矿浆 pH 值、用苛化淀粉抑制磁铁矿、Ca²⁺ 活化石英和改性脂肪酸类捕收剂.

2.2 试验流程

试样磨矿细度为 -0.038 mm 81.73 %,采用一粗一精开路流程,对影响浮选效果的主要因素进行单因素条件探索试验,确定浮选最佳条件后进行小型闭路试验.

3 试验结果与分析

3.1 温度对浮选效果的影响

浮选矿浆的温度是采用阴离子反浮选捕收剂浮选的一个重要影响因素. 阴离子反浮选捕收剂在浮选使用的药剂浓度(0.10 % ~ 20 %,质量分数,下同)范围内,大多数捕收剂的离子或分子都缔合成胶团. 浮选温度越高,捕收剂有效离子或分子越多,药剂在矿浆中的分散性好,矿物表面捕收剂的吸附量增加,因此提高浮选矿浆温度,可以改善浮选效果.

在 NaOH 2 kg/t, 苛化淀粉 0.7 kg/t, CaCl₂ 0.36 kg/t, 捕收剂 0.5 kg/t 的试验条件下,矿浆温度为 20 ℃、25 ℃、30 ℃、35 ℃ 条件下的分选效果,试验结果见图 1. 药剂用量相同,随着温度升高,精矿品位提高,回收率下降,当温度超过 30 ℃,精矿品位有所下降. 试验结果表明,浮选矿浆温度以 30 ℃ 为佳.

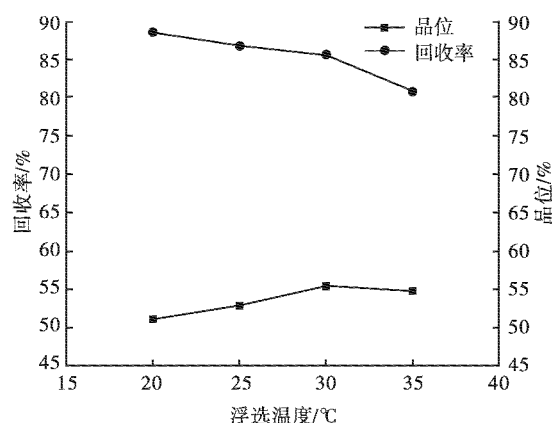


图1 反浮选温度试验结果

Fig. 1 The results of reverse flotation at different temperature

3.2 NaOH 用量对浮选效果的影响

调节和控制浮选矿浆的 pH 值至关重要,对于特定的矿石及采用的浮选工艺流程,矿浆 pH 值既可能影响药剂在矿物表面的解离或吸附性能,从而影响表面电性和矿物表面吸附物的组份与结构、表面的亲水、疏水总效应. 因此,必须在适宜的矿浆 pH 值条件下,才能获得较好的浮选效果.

试验采用 NaOH 调节矿浆 pH, 浮选温度为 30 ℃, 苛化淀粉用量 0.7 kg/t, CaCl₂ 用量 0.36 kg/t, 捕收剂用量 0.5 kg/t, pH 对浮选指标的影响试验结果如图 2 所示. 随着 NaOH 用量增大,精矿品位不断升高,在 NaOH 用量为 2.0 kg/t 时,精矿品位最高为 53.47 %,继续增加 NaOH 用量,精矿品位急剧下降,综合精矿品位和回收率考虑,最终确定 NaOH 用量为 2.0 kg/t.

3.3 淀粉对浮选效果的影响

抑制剂主要是通过竞争吸附而减少矿物表面捕收剂的吸附量,还有由于亲水基团的吸附,淀粉能够借氢键作用吸附于矿物表面,使得矿物颗粒首先包上一层淀粉胶体,再包裹上一层水膜,从而使矿物亲水受到抑制,因此目前在反浮选工艺中普遍使用淀粉或改性淀粉作为铁矿物抑制剂^[11].

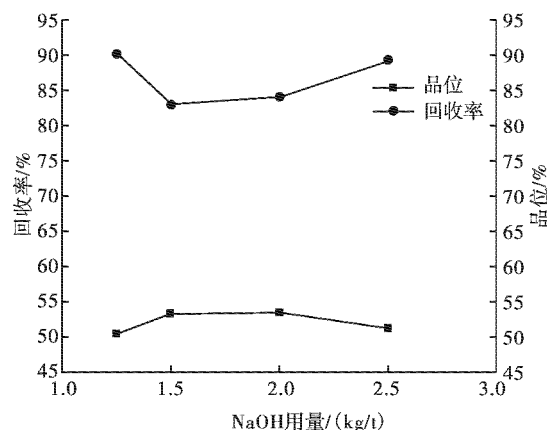


图2 NaOH 用量试验结果

Fig. 2 The effect of NaOH dosage on reverse flotation

试验浮选矿浆温度为 30 ℃, NaOH 用量为 2.0 kg/t, CaCl_2 用量 0.36 kg/t, 捕收剂用量 0.5 kg/t, 改变淀粉用量进行条件试验, 试验结果见图 3. 随着淀粉用量的增加, 精矿品位下降, 最高可达 61.24 %, 最低只有 55.29 %, 而回收率不断增加, 最终在 79 % 左右, 综合各项选矿指标考虑, 确定苛化淀粉用量为 0.65 kg/t. 铁品位在 56 % ~ 57 %, SiO_2 含量在 9 % ~ 10 %, 应进一步降低.

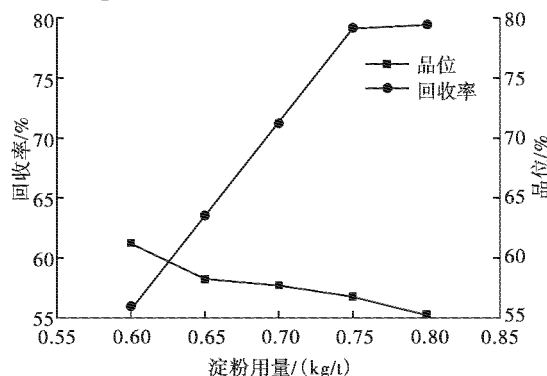
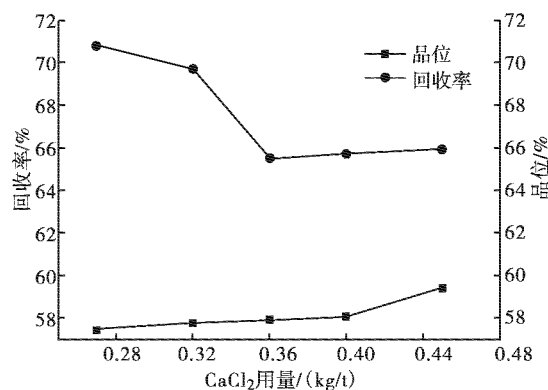


图3 苛化淀粉用量试验结果

Fig. 3 The effect of starch dosage on reverse flotation

3.4 Ca^{2+} 对浮选效果的影响

由于(改性)脂肪酸(盐)对石英类脉石矿物的捕收能力较差, 因此需加活化剂, Ca^{2+} 易与(改性)脂肪酸(盐)结合形成带正电(改性)脂肪酸钙, 从而捕收带负电石英类脉石矿物, 生产中选择 CaO (生石灰), 试验中选用 CaCl_2 作活化剂. 矿浆温度为 30 ℃, NaOH 用量为 2.0 kg/t, 捕收剂用量 0.5 kg/t, 淀粉用量 0.65 kg/t, 试验结果见图 4. 随着 CaCl_2 用量增大, 精矿品位先降低后增大, 回收率在 CaCl_2 用量 0.36 kg/t 时最高达 70.85 %, 在 CaCl_2 用量为 0.45 kg/t 时精矿品位最高达 59.40 %, 回收率 65.91 %, 选矿指标较好, 确定 CaCl_2 用量为 0.45 kg/t.

图4 CaCl_2 用量试验结果Fig. 4 The effect of CaCl_2 dosage on reverse flotation

3.5 粗选捕收剂用量对浮选效果的影响

在一定范围内适当增加捕收剂用量, 可提高浮选速度, 改善浮选效果. 捕收剂用量过大, 降低了浮选过程的选择性, 使某些不应浮出的矿物上浮, 降低精矿质量; 另一方面, 非目的矿物与欲浮目的矿物在泡沫上竞争吸附, 降低欲浮目的矿物的上浮概率, 使回收率下降; 捕收剂用量过低, 目的矿物表面疏水性不足, 矿物浮选不充分.

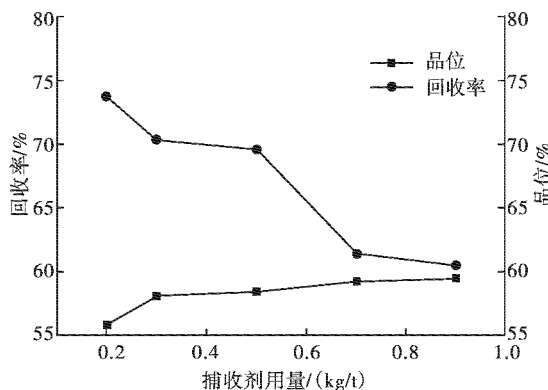


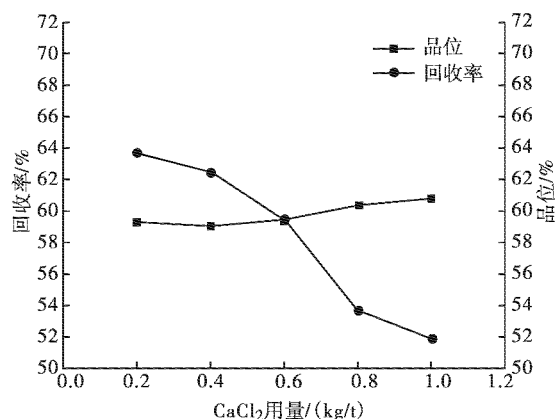
图5 捕收剂用量试验结果

Fig. 5 The effect of collector dosage on reverse flotation

试验条件为矿浆温度为 30 ℃, NaOH 用量为 2.0 kg/t, 淀粉用量 0.65 kg/t, CaCl_2 用量 0.45 kg/t, 试验结果见图 5, 随捕收剂用量的增大, 浮选精矿产率和回收率逐渐降低, 品位随之增高, 最后趋于稳定, 捕收剂用量在 0.9 kg/t 时和 0.7 kg/t 时浮选指标相差不大, 铁品位在 59 % 以上, 铁回收率在 60 % ~ 61 %. 考虑到选矿成本, 选择捕收剂用量为 0.7 kg/t.

3.6 精选 CaCl_2 用量对浮选效果的影响

为进一步改善选矿指标, 需要在粗选药剂用量最佳的条件下, 对精选时添加的药剂用量进行优化. 试验改变精选 CaCl_2 用量进行试验, 试验结果见图 6, 随着 CaCl_2 用量增加, 精矿品位逐渐增高, 但品位急剧下降, 精选时不添加 CaCl_2 时, 泡沫

图6 精选 CaCl₂ 用量试验结果Fig. 6 The effect of CaCl₂ dosage on concentrating

量少,故选择添加少量的 CaCl₂,添加量为 0.20 kg/t.精矿产率 51.39 %,铁品位 59.28 %,铁回收率 63.73 %.

3.7 精选捕收剂用量试验

由粗选捕收剂用量试验结果可知,捕收剂用量对浮选指标有较大的影响,需对精选捕收剂用量需要作进一步的考查.在粗选的最佳药剂条件及精选 CaCl₂ 用量 0.2 kg/t 时试验,试验结果见图 7.通过调节精选时捕收剂用量可以改善精矿质量,当捕收剂用量为 0.3 kg/t 时,精矿品位为 60.77 %,产率 46.72 %,铁回收率为 58.97 %.

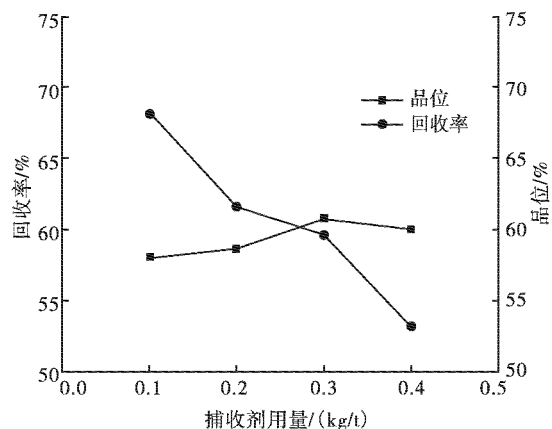


图7 精选捕收剂用量试验结果

Fig. 7 The effect of collector dosage on concentrating

综合以上条件试验,采用一粗一精开路浮选流程,在合理的浮选药剂用量条件下(粗选: NaOH₂ kg/t,淀粉 0.65 kg/t, CaCl₂ 0.45 kg/t,捕收剂 0.70 kg/t;精选: CaCl₂ 0.20 kg/t,捕收剂 0.30 kg/t),精矿品位可达 60 % 以上,铁回收率 60 %,产率 50 % 左右.

为了进一步在提高回收率的基础上提高精矿品位,拟进行二次精选,并进行捕收剂用量试验,通过精选可以将精矿品位提高到 62 % 以上,但是回收率只有 40 % 左右,故最终只采用一次精选.

3.8 小型闭路试验

为提高精矿回收率,在开路试验的基础上进行了闭路试验流程试验.首先进行了一粗一精一扫闭路流程试验,试样经一次粗选和一次精选得到最终精矿,粗选泡沫产品经一次扫选,得到最终尾矿.精选的尾矿和扫选的精矿返回到粗选,试验结果见表 5.

表5 闭路试验结果

Table 5 The result of closed - circuit test

产品名称	产率/%	品位/%		分布率/%	
		Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂
精矿	62.62	59.14	7.30	76.75	26.95
尾矿	37.38	29.99	32.82	23.25	73.05
合计	100.00	48.25	16.96	100.00	100.00

由表 5 可知,通过小型闭路试验,获得较好浮选指标:精矿产率为 62.62 %,品位为 59.14 %,回收率为 76.75 %,SiO₂ 含量为 7.30 %,SiO₂ 脱除率为 73.05 %,尾矿品位约 30 %,需要在该流程的基础上对扫选进一步探索,对闭路试验流程药剂制度进行调整.

实验中,在扫选过程中加入抑制剂,可降低尾矿品位,一次扫选尾矿品位降低不明显,需要两次扫选.返回的中矿较之前流程多,需调整捕收剂用量.经过多次优化,确定浮选流程为一粗一精两扫闭路流程.尾矿品位降低到 26.51 %,精矿品位为 58.62 %,回收率为 82.83 %,图 8 为闭路试验数质量流程图.

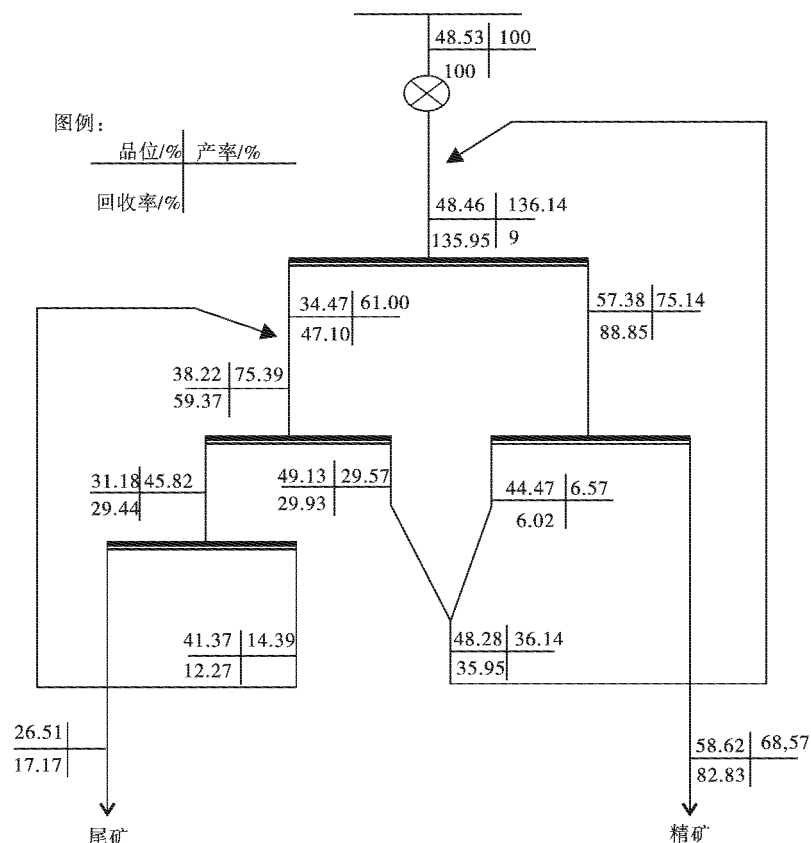


图 8 闭路数质量流程图

Fig. 8 Closed-circuit test process

4 结 语

a. 原矿通过三段磁选,可以抛弃大量尾矿,但是精矿品位不高,只有 46 % ~ 48 %,产率 16 % 左右,需通过其他工艺流程来提高精矿品位.

b. 通过温度、pH 调整剂、抑制剂、活化剂各单因素的试验探索,确定了矿浆温度为 30 ℃,调整剂、抑制剂、活化剂的最佳用量分别为 2 kg/t、0.65 kg/t、0.45 kg/t,并在此条件下,确定捕收剂用量为 0.7 kg/t. 在粗选条件的基础上,对精选药剂用量进行了进一步探索,确定精选活化剂用量为 0.2 kg/t,捕收剂用量为 0.3 kg/t.

c. 由浮选条件试验可知,在合理的药剂制度下,采用一粗一精开路浮选流程,精矿品位可达 60 % 以上,铁回收率 60 %,产率 50 % 左右. 采用一粗一精一扫闭路试验,得到较满意的浮选指标:精矿产率 62.62 %,精矿品位 59.14 %,精矿回收率 76.75 %,SiO₂ 含量由原矿中的 17.07 % 降到 7.30 %,SiO₂ 脱除率为 73.05 %. 在此基础上进行调整,确定最终流程为一粗一精两扫闭路流程,最终尾矿品位降低到 26.51 %,精矿品位为 58.62 %,回收率为 82.83 %.

d. 磁选一反浮选工艺可以对该贫磁铁矿进行

开发利用,最终精矿品位 59 % 左右,全流程回收率 41 % ~ 43 %.

参考文献:

- [1] 余永富. 从炼铁工业发展讨论我国铁矿选矿发展方向[J]. 金属矿山, 2002(8): 5-9.
- [2] 余永富, 段其福. 降硅提铁对我国钢铁工业发展的重要意义[J]. 矿冶工程, 2002(22): 1-6.
- [3] 许时. 矿石可选性研究[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1998, 6.
- [4] 罗惠华, 王俊. 海州式磷矿低温浮选的研究[J]. 中国矿业, 2006, 15: 25-29.
- [5] 梁振绪. 提铁降硅阴离子反浮选工艺在磁铁矿选矿中的应用[J]. 矿业工程, 2003(1): 29-31.
- [6] 张泾生, 张兆元, 李维兵. 鞍钢齐大山贫红铁选矿工程技术研究[J]. 矿冶工程, 2003, 23: 18-21.
- [7] Uwadiae, Nwoke. Reverse anionic flotation of quartz from Moru iron ore[J]. Minerals & Metallurgical Processing, 1995, 12(4): 173-177.
- [8] 刘动. 反浮选应用于铁精矿提铁降硅的现状与展望[J]. 金属矿山, 2003(2): 38-42.

(下转第 62 页)