

微细粒贫赤铁矿重选工艺优化试验研究

赵阳¹, 赵礼兵¹, 张浩², 刘立伟¹, 李绍英¹, 李颖¹

(1. 华北理工大学矿业工程学院, 河北省矿业开发与安全技术实验室, 河北唐山 063009;
2. 天津天狮学院, 生物与食品工程学院, 天津 301700)

摘要:为改善司家营重选工艺中微细粒赤铁矿的回收效果, 本文以现场水力旋流器的沉砂为研究对象, 进行全粒级入选和窄级别入选两种方案的重选工艺优化试验研究。结果表明, 矿样全粒级入选可获得铁品位为 64.26%, 回收率为 77.82% 的精矿产品, 其分级试验结果表明, +0.1 mm 粒级品位仅为 32.66%, 远远低于其他粒级品位, 这是造成重选产品品位偏低的重要因素。在窄级别入选试验中, 随着矿粒粒级的减小, 其选别的最佳浓度值也逐渐减小, 最终得到了品位为 67.13%, 回收率为 77.09% 的铁精矿产品。与全粒级入选试验相比, 窄级别入选试验的效果更好, 在回收率相差不大的情况下, 铁品位提高了近 3%。

关键词:重选; 微细粒赤铁矿; 全粒级入选; 窄级别入选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2017.02.009

中图分类号:TD951 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2017)02-0035-05

重选工艺应用历史悠久, 随着科技的进步, 重选设备不断改进, 重选工艺及理论也不断充实与完善, 重选渐渐从工艺实践向工程学科发展^[1-3]。司家营铁矿属于典型的微细粒难选赤铁-磁铁混合矿石, 采用典型的“阶段磨矿-粗细分级-重选-弱磁选-高梯度磁选-阴离子反浮选”的选矿工艺流程。近年来, 司家营铁矿由露天开采转为地下开采, 矿石性质发生了改变, 混合矿石中磁铁矿的比重越来越大, 重选作业显得尤为重要, 但现有重选流程选别系统中细粒级铁矿物损失严重, 精矿铁品位偏低^[4-7]。本文选取司家营选矿厂水力旋流器的沉砂为研究对象, 通过全粒级入选与窄级别入选对比试验, 对现有的重选工艺流程进行优化研究, 在保证重选精矿回收率的同时, 实现提高其精矿品位的目的。

1 矿样性质

司家营选矿厂水力旋流器的沉砂, 粒度较细, 全铁含量为 34.83%, 赤铁矿含量为 7.46%。为进一步研究试验矿样的性质, 实验室对水力旋流器的沉

砂进行了粒度筛析、化学多元素分析和铁物相分析, 分析结果见表 1~3。

表 1 粒度组成分析结果

Table 1 Particle size analysis results

粒级/mm	产率/%	累积产率/%	品位/%
+0.3	1.50	1.50	
-0.3+0.15	9.82	11.32	11.07
-0.15+0.1	6.29	17.61	
-0.1+0.074	37.87	55.48	21.27
-0.074+0.043	22.57	78.05	47.60
-0.043	21.95	100.00	59.63
合计	100.00		34.83

由表 1 可知, 该矿样的粒级主要分布于 -0.1 mm, 其累积产率达 82.39%。此外, 铁矿物在各粒级间的分布也存在差异, -0.1+0.074 mm 之间的粒级产率为 37.87%, -0.043 mm 粒级产率为 21.95%。

由表 2 可知, 矿样中 TFe 含量为 34.83%, FeO 含量为 7.46%, SiO₂ 含量为 56.88%, 有害杂质元素硫、磷的含量都非常低。由此推断出该矿样属于含

收稿日期:2016-03-01

基金项目:国家科技部国际合作项目资助(2012DFR70320);河北省自然科学基金资助项目资助(E2013209308);华北理工大学科学研究基金项目资助(Z201301)

作者简介:赵阳(1991-),男,硕士研究生,主要从事矿产资源综合利用方面的研究工作。

通讯作者:赵礼兵(1978-),男,副教授,E-mail:zhaolibing2002@126.com。

硅量高、含硫、磷量低的贫赤铁磁铁矿石英岩,脉石矿物以石英为主。

表 2 化学多元素分析结果/%

Table 2 Chemical multi-elements analysis results

TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
34.83	56.88	3.41	2.10	1.71	0.022	0.078

表 3 铁物相分析结果

Table 3 Iron phase analysis results

铁物相	铁含量/%	铁分布率/%
磁性铁	26.86	77.12
赤(褐)铁	7.46	21.42
碳酸铁	0.16	0.46
硫化铁	0.07	0.20
硅酸铁	0.28	0.80
全铁	34.83	100.00

由表 3 可知,铁矿物主要分布于磁铁矿中,铁分布率达到 77.12%,赤(褐)铁中也存在一定的比例,其他铁矿物中分布较少,仅占 1.46%。

2 矿样全粒级入选试验研究

实验室采用螺旋溜槽进行矿样全粒级重选试验研究,分别进行了螺旋溜槽粗选、精选和扫选浓度试验,并对最终精矿产品进行筛分分析。其中,所用溜槽型号为 5LL-400,直径 400 mm,螺距与直径比为 0.6,试验流程见图 1。

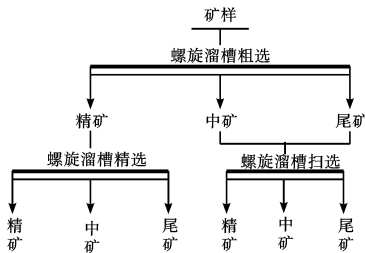


图 1 全粒级入选试验流程

Fig. 1 Process of all ore sample separation

2.1 螺旋溜槽浓度试验

在给矿 3000 g 的条件下,探究全粒级入选时粗选和精选浓度对其相应选别指标的影响,试验结果见图 2、3。

由图 2 可知,随粗选浓度的增加,全粒级粗选精矿铁品位不断上升,回收率在粗选浓度为 52% 时达到峰值,继而迅速下降。通过对铁品位和回收率的综合比较,确定全粒级入选较佳粗选浓度为 52%,此时粗选精矿产率为 42.17%,品位为 46.65%,回

收率为 59.39%。

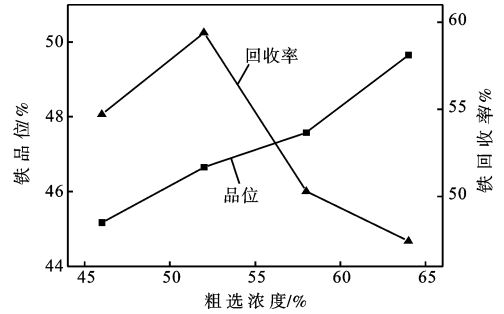


图 2 粗选浓度试验结果

Fig. 2 Results of roughing concentration test

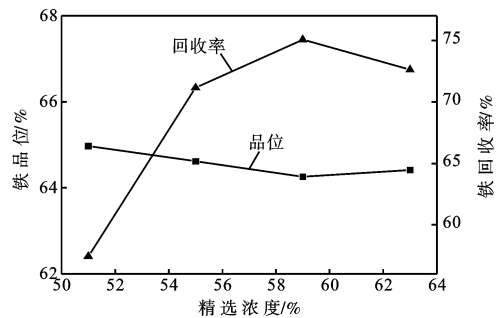


图 3 精选浓度试验结果

Fig. 3 Results of cleaning concentration test

由图 3 可知,随精选浓度的增加,全粒级精选产品铁品位整体变化幅度不大,回收率先上升,在精选浓度为 59% 时达到峰值,继而开始下降。确定全粒级入选较佳精选浓度为 59%,此时精选产品的产率为 63.75%,品位为 64.26%,回收率为 77.82%。

2.2 重选最终精矿分级试验

经过一粗一精的入选浓度试验,虽然最终得到了铁品位为 64.26%,回收率为 77.82% 的重选选别指标,但是精矿产品品位偏低,故对重选最终产品进行分级,分级结果见表 4。

表 4 重选精矿分级结果

Table 4 Results of the classification of gravity concentrate

粒级/mm	产率/%	品位/%	回收率/%
+0.1	2.46	28.46	0.85
-0.1+0.074	17.79	58.81	12.67
-0.074+0.043	41.32	65.65	32.85
-0.043	38.43	67.58	31.45
合计	100.00	64.26	77.82
-0.1 mm 合计	97.54	65.16	76.97

由表 4 可知,+0.1 mm 粒级矿样的产率为

2.46%,品位仅为28.46%,远远低于其他粒级的品位,若将0.10 mm 粒级筛分出来,重选精矿品位可提高0.9%,故而+0.1 mm 粒级矿样是导致重选精矿品位偏低的重要因素。若想在改变工艺流程的条件下有效提高重选产品的品位,建议将重选精矿产品中+0.1 mm 粒级矿粒分离出来,从而使精矿品位得以提高,而+0.1 mm 矿粒返回磨机再磨再选。

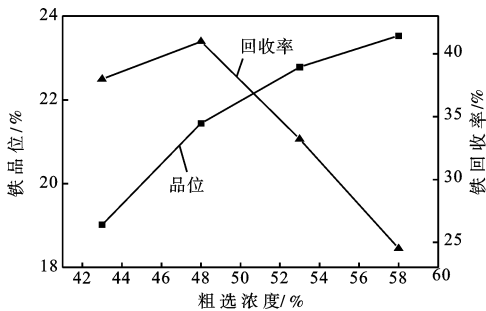
3 窄级别矿粒入选试验研究

将沉砂矿样分成+0.1 mm、-0.1+0.074 mm、-0.074+0.043 mm 和 -0.043 mm 这4个粒级,进行窄级别矿粒的入选试验研究,试验流程见图1。

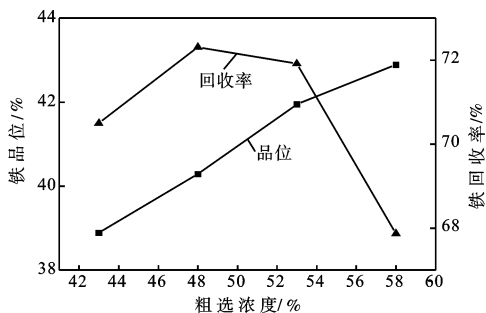
3.1 窄级别粗选浓度试验

在给矿3 kg的条件下,探究窄级别入选时粗选浓度对其相应选别效果的影响,试验结果见图4。

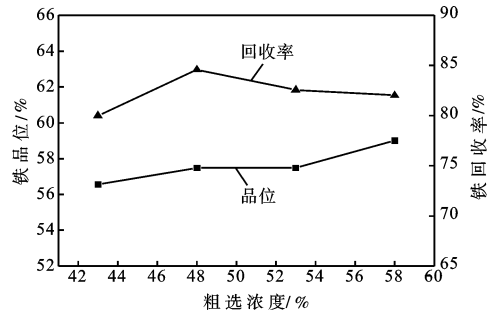
由图4(a)、图4(b)可知,随粗选浓度的增加,两个粒级的粗选精矿铁品位均不断上升,回收率则均先上升后迅速下降。通过对铁品位和回收率的综合比较,确定+0.1 mm 和-0.1+0.074 mm 两粒级矿样的最佳粗选浓度均为48%,此时矿样(+0.1 mm)粗选精矿产品的铁品位为21.44%,回收率为40.98%;矿样(-0.1+0.074 mm)粗选精矿铁品位为40.29%,回收率为72.31%。



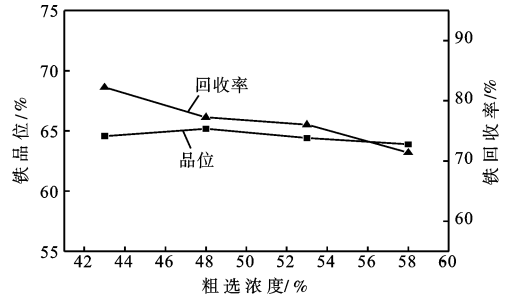
(a) +0.1 mm 粒级



(b) -0.1+0.074 mm 粒级



(c) -0.074+0.043 mm 粒级



(d) -0.043 mm 粒级

图4 粗选浓度试验结果

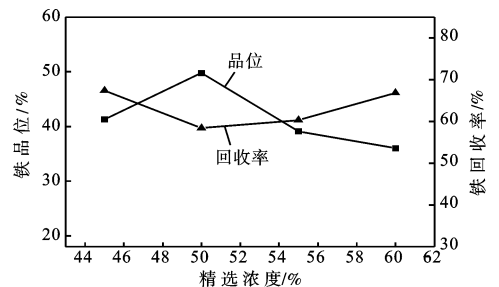
Fig. 4 Results of roughing test process

由图4(c)可知,随粗选浓度的增加,-0.074+0.043 mm 粒级粗选精矿铁品位小幅度上升,回收率先上升后逐渐下降。确定-0.074+0.043 mm 粒级矿样最佳粗选浓度为48%,此时粗选精矿产品的铁品位为57.48%,回收率为84.58%。

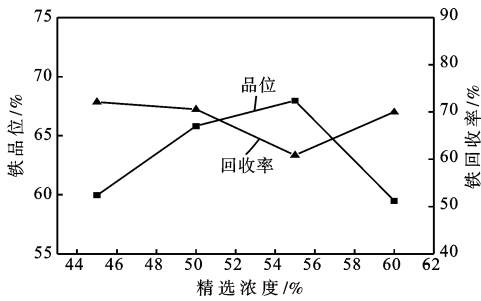
由图4(d)可知,随粗选浓度的增加,-0.043 mm 粒级粗选精矿的铁品位几乎稳定不变,回收率则逐渐降低。确定-0.043 mm 粒级矿样的最佳粗选浓度为43%,此时粗选精矿产品的铁品位为64.57%,回收率为82.23%。

3.2 窄级别精选浓度试验

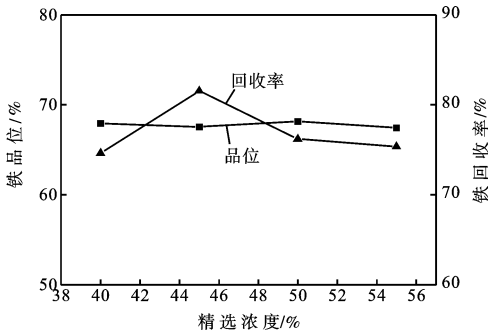
在给矿3 kg的条件下,探究窄级别入选时精选浓度对其相应精矿指标的影响,试验结果见图5。



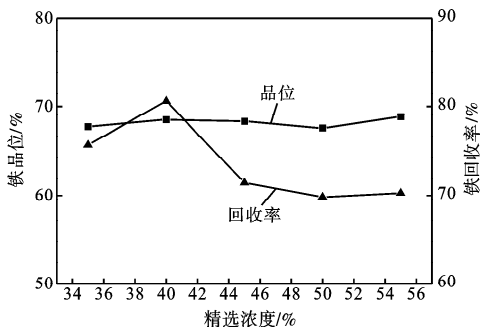
(a) +0.1 mm 粒级



(b) -0.1+0.074 mm 粒级



(c) -0.074+0.043 mm 粒级



(d) -0.043 mm 粒级

图 5 精选试验结果

Fig. 5 Results of cleaning test process

由图 5(a)、图 5(b) 可知, 随精选浓度的增加, 两个粒级精矿的铁品位均呈先不断上升后逐渐降低的趋向, 回收率则均先下降后又有所上升。通过对铁品位和回收率的综合比较, 确定 +0.1 mm 和 -0.1 + 0.074 mm 两个粒级矿样的较佳精选浓度均为 50%, 此时矿样 (+0.1 mm) 精选精矿产品的铁品位为 49.79%, 回收率为 58.43%; 矿样 (-0.1 + 0.074 mm) 精矿铁品位为 65.81%, 回收率为 70.56%。

由图 5(c) 可知, 随精选浓度的增加, -0.074 + 0.043 mm 粒级精矿铁品位略有波动, 但变化不大, 回收率先上升后逐渐下降。通过对铁品位和回收率

的综合比较, 确定 -0.074 + 0.043 mm 粒级矿样较佳精选浓度为 45%, 此时精选产品的铁品位为 67.55%, 回收率为 81.55%。

由图 5(d) 可知, 随精选浓度的增加, -0.043 mm 粒级精矿铁品位保持稳定, 回收率先上升后逐渐降低最后又有所回升。确定 -0.043 mm 粒级矿样的最佳精选浓度为 40%, 此时精选产品的铁品位为 68.56%, 回收率为 80.60%。

对上述试验结果进行数值统计发现, 窄级别矿粒入选试验中, 随着矿样粒级的减小, 其选别的最佳浓度值也在逐渐减小。经过数值计算得出, 窄级别入选可获得品位为 67.13%, 回收率为 77.09% 的重选精矿产品, 与全粒级入选相比, 铁品位增加了近 3%。若想在保证最佳选别指标的条件下减小设备工作量, 可将 +0.1 mm 和 -0.1 + 0.074 mm 粒级矿粒合并, 由 4 个级别降为 3 个级别进行选别。但分级重选的实施需要增加筛分设备, 不可避免的提高流程的复杂性和生产成本。

4 结 论

试验以司家营选矿厂水力旋流器的沉砂为研究对象, 分别进行了全粒级入选和窄级别矿粒入选试验, 通过两种方案的对比得到如下结论:

(1) 通过螺旋溜槽一粗一精的选别试验, 全粒级入选方案得到了铁品位为 64.26%, 回收率为 77.82% 的重选选别产品。较佳精矿样的分级结果表明, +0.1 mm 粒级矿样品位仅为 32.66%, 远远低于其他粒级品位, 是导致重选精矿品位偏低的重要因素。

(2) 与全粒级入选试验相比, 窄级别入选试验可获得铁品位为 67.13%, 回收率为 77.09% 的重选选别产品, 在回收率基本相同的前提下, 铁品位增加了近 3%。

(3) 在窄级别矿粒入选试验中, 随着矿样粒级的减小, 其选别的最佳浓度值也在逐渐减小, 与随分级粒度逐渐降低, 临界浓度相应降低的重选理论相符合。

参考文献:

[1] 张光伟, 崔学奇. 重选在我国尾矿综合回收利用中的应

- 用现状[J]. 矿业研究与开发,2012(04):43-46.
- [2]焦红光,谌伦建,铁占续. 细粒煤重选设备的技术现状与分析[J]. 煤炭工程,2006(01):14-17.
- [3]曾安,周源,余新阳,等. 重力选矿的研究现状与思考[J]. 中国钨业,2015,30(04):42-47.
- [4]蒋文利. 赤铁矿选矿工艺流程研究与探讨[J]. 中国矿业,2014,23(01):109-114.
- [5]张永坤,郑为民,牛福生. 司家营铁矿选矿工艺改进及生产实践[J]. 金属矿山,2010(09):56-58.
- [6]刘杰,周明顺,翟立委,等. 中国复杂难选铁矿的研究现状[J]. 中国矿业,2011,20(05):63-66+83.
- [7]褚海霞,陈越,陈彦亭,等. 司家营铁矿矿石工艺矿物学及选矿影响因素研究[J]. 金属矿山,2011(11):111-115.

Research on Gravity Process Optimization for a Microfine Lean Hematite

Zhao Yang¹, Zhao Libing¹, Zhang Hao², Liu Liwei¹, Li Ying¹

(1. College of Mining Engineering, North China University of Science and Technology, Mining Development and Safety Technology Key Lab of Hebei Province, Tangshan, Hebei, China;

2. College of Food and Biological Engineering, Tianshi College, Tianjin, China)

Abstract: In order to improve the recovery effect of gravity separation process for the micro-grained iron ore in Si-jiaying, the hydraulic cyclone sand was used for the research of gravity process optimization through the full grain selection test and narrow size test. The results show it can get the iron concentrate products whose grade is 64.26% and recovery is 77.82% in the full grain selection test. After the grading test, +0.1mm grain size is only 32.66%. It is far lower than other grain grade and it is the important factor of low grade gravity concentrate products. In the narrow size test, with the decrease of particle size, the best concentration is gradually reduced. Finally, the grade of iron concentrate is 67.13% and the recovery is 77.09%. Compared with the full grain selection test, the effect of the narrow size test is better. In the case of the basically same recovery rate, the iron grade was increased nearly 3%.

Keywords: Gravity separation; Micro-fine hematite; Full grain selection; Narrow size test

(上接 52 页)

Flotation Separation of Feldspar from Quartz under Weak Acidity Medium

Xiao Yaxiong^{1,2}, Feng Qiming¹

(1. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha, Hunan, China

2. Power China Zhongnan Engineering corporation Limited, Changsha, Hunan, China)

Abstract: At present, the flotation separation of feldspar and quartz mainly adopts the hydrofluoric acid method and the fluorine-free acid method. The fluorine ions will cause environmental pollution by the hydrofluoric acid method. The other method needs to be in a strong acid pulp, which is not very convenient in actual operation, and faces the problem of strong acid corrosion equipment. The separation possibility of feldspar and quartz is investigated through the single mineral flotation and the real ore flotation test in weak acid pulp. The results indicate that, mixed cationic/anionic collectors are beneficial to the selective flotation of feldspar. Under weak acidity condition, the grade of K₂O in concentrate rises from 6.82% to 10.2% in the ore, and the recovery is 25.88%, which is also consistent in the result of strong acidity condition.

Keywords: Mixed cationic/anionic collectors; Feldspar; Quartz; Flotation