

某超贫磁铁矿干式预选-湿式磁选试验研究

阎 赞¹, 王 露², 王 想³, 刘明宝¹

(1. 商洛学院化学工程与现代材料学院, 陕西省尾矿资源综合利用重点实验室, 陕西 商洛 726000;

2. 西安天宙矿业科技开发有限责任公司, 陕西 西安 710301;

3. 隆基电磁科技股份有限公司, 辽宁 沈阳 113122)

摘要:针对某地超贫磁铁矿石,对破碎后样品进行了干式预选试验和适宜磨矿细度条件下预选试验精矿的三段湿式磁选试验。确定了干式预选试验的适宜预选粒度为-3 mm,在皮带转速 80 r/min,磁场强度 318.4 kA/m 条件下,所得预选精矿的 TFe 品位为 19.98%,回收率为 50.64%,抛尾率为 80.03%,降低了后续湿式磁选前的磨矿成本。湿式磁选试验最终可以获得精矿 TFe 品位 67.15%,作业回收率 78.20%,尾矿 TFe 品位 5.66% 的良好指标。

关键词:超贫磁铁矿;干式预选;湿式磁选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2017.05.006

中图分类号:TD951 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2017)05-0027-05

我国铁矿资源具有贫、细、杂的特点,随着对铁矿石需求量的不断增大,一些受限于选矿技术水平及经济条件制约的未开采铁矿资源重新获得利用^[1]。超贫磁铁矿是在目前选矿技术及经济条件允许下,可以开发利用的达不到现行铁矿地质勘查规范边界品位要求的含磁铁矿岩石^[2]。其 MFe 品位在 5% 左右,有用矿物主要为磁铁矿^[3]。

超贫磁铁矿石由于入选品位低,若采用常规的分选工艺,生产成本高而难以实施。在其分选过程中,磨矿过程能耗最高,且所占生产成本最大^[4-5]。若在磨矿前采用预选工艺将矿石中的大部分废石抛掉,不仅可以降低磨矿能耗,还可以进一步提高后续选别过程中物料入选品位,进而使得由于常规分选技术成本高而不能被开发利用的贫磁铁矿问题得到解决^[6-7]。

本文以某超贫磁铁矿石为研究对象,对破碎后样品进行干式预选试验研究后,在适宜磨矿细度条件下对预选试验精矿进行三段湿式磁选试验研究,

从而为适宜预选方式及湿式磁选试验条件的选择提供数据支撑。此研究结果可作为类似超贫磁铁矿石分选的理论依据及技术借鉴。

1 试验原料

试验矿样呈土黄色,粒度约为 0~20 mm,将其进行破碎缩分处理,碎至 2~0 mm,制备试验样品。矿样中 TFe 含量为 7.88%,属超贫铁矿石。MFe 含量为 3.38%,磁性铁占有率为 42.89%。

矿石中主要的金属矿物为磁铁矿,其次还含有少量的赤(褐)铁矿等。但由于其含量低、磁性弱,无法实现经济利用。非金属矿物以长石为主,还含有少量的黑云母、高岭土、绿泥石、方解石等矿物。矿石中磁铁矿的浸染粒度较粗,且嵌布不均匀,比较容易实现单体解离。

2 研究方法

干式预选试验的矿样为经辊式破碎机破碎后的

收稿日期:2015-11-08

基金项目:陕西省尾矿资源综合利用重点实验室开放基金项目(2014SKY-WK011);陕西省科技统筹创新工程基金资助项目(2012KTDZ02-02-01)

作者简介:阎赞(1989-),女,助教,硕士研究生,主要从事尾矿资源综合利用研究。

样品,粒度分别为-9 mm、-6 mm、-3 mm,所采用的预选设备为 LCG-0407 干式粉矿预选机,其背景磁场强度分别设定为 159.2 kA/m、238.8 kA/m、318.4 kA/m,皮带转速选择 80 r/min、100 r/min。

在湿式磁选试验中,以干式预选精矿作为试验样品,在不同磁场强度条件下,进行三段磁选试验。

3 结果与讨论

3.1 粒度分析

对辊式破碎机破碎后的三种不同粒度的样品进行粒级组成分析,结果见表 2。

表 2 破碎样粒度分析结果

Table 2 Particle size analysis of crushing sample

样品	粒级/mm	产率/%	筛下累计产率/%	TFe 品位/%	金属分布率/%	累计金属分布率/%
-9 mm	+5.0	10.98	100.00	6.83	9.52	100.00
	-5.0+3.0	7.91	89.02	6.62	6.65	90.48
	-3.0+1.0	23.15	81.11	7.20	21.15	83.84
	-1.0	57.96	57.96	8.52	62.69	62.69
	合计	100.00	-	7.88	100.00	-
-6 mm	+3.0	8.14	100.00	6.42	6.63	100.00
	-3.0+1.0	26.83	91.86	7.11	24.21	93.37
	-1.0	65.03	65.03	8.38	69.16	69.16
	合计	100.00	-	7.88	100.00	-
-3 mm	+1.0	27.91	100.00	6.51	23.05	100.00
	-1.0	72.09	72.09	8.41	76.95	76.95
	合计	100.00	-	7.88	100.00	-

由表 2 可知,不同粒级样品中 TFe 品位较均匀,粗粒级中金属分布率较低,而细粒级中金属分布率较高。

3.2 干式预选试验

将样品在皮带转速 80 r/min、100 r/min 条件下,进行干式强磁预选试验,结果见图 1。

由图 1(a)可以看出,-9 mm、-6 mm、-3 mm 破碎样在皮带转速 100 r/min 条件下的精矿品位高于其在皮带转速 80 r/min 条件下的相应分选指标,且预选精矿的品位随着物料粒度及磁场强度的增大而降低。在皮带转速 80 r/min 条件下,当磁场强度为 159.2 kA/m 时,-3 mm 矿样预选精矿铁品位最高,为 22.91%;当磁场强度为 318.4 kA/m 时,-9 mm 矿样预选精矿铁品位最低,为 15.83%。当皮带转速达到 100 r/min 时,-6 mm、-3 mm 物料预选精矿的品位随着物料粒度及磁场强度的增大而降低,而

对于-9 mm 矿样,其品位在磁场强度为 159.2 kA/m 时最大,为 23.83%。

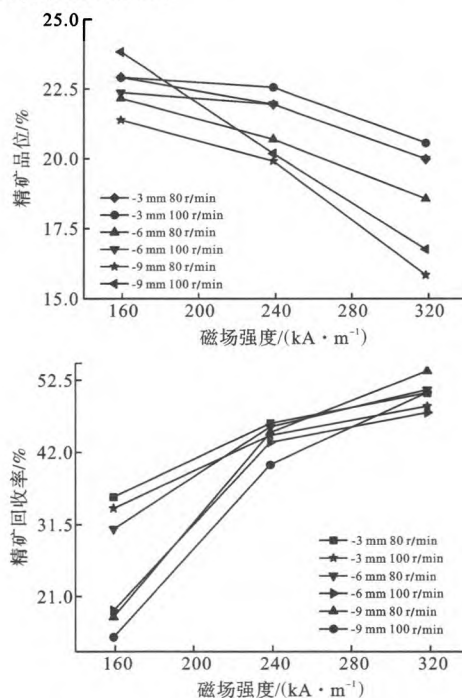


图 1 干式强磁预选试验结果

Fig. 1 Test results of dry high-intensity pre-concentration

由图 1(b)可以看出,-9 mm、-6 mm、-3 mm 破碎样在皮带转速 80 r/min 条件下的精矿回收率高于其在皮带转速 100 r/min 条件下的相应分选指标。尤其在粗粒度条件下,影响更为明显。在磁场强度 159.2 kA/m 条件下,物料粒度越粗,回收率越低,且变化趋势比较明显;当磁场强度增大到 238.8 kA/m 时,这一变化趋势逐渐趋于缓和;当磁场强度继续增大到 318.4 kA/m 时,回收率变化趋势发生变化,-9 mm 矿样的预选精矿回收率高于-6 mm 和-3 mm 物料的回收率指标,高达 53.83%。这是由于物料在较粗粒度下分选时,较高的磁场强度会回收一部分和强磁性矿物连生的弱磁性矿物,使得精矿回收率升高,但精矿品位相应降低。

综合考虑到预选作业应优先以回收率指标作为参考依据,初步确定该超贫磁铁矿的适宜预选粒度为-3 mm,适宜的皮带转速为 80 r/min,磁场强度为 318.4 kA/m。在此条件下,所得预选精矿的品位为 19.98%,回收率为 50.64%,抛尾率为 80.03%。

3.3 湿式磁选试验

3.3.1 一段磁选试验

-3 mm 粒级样品,经干式预选的精矿,将其磨至不同的细度,进行磁选试验,结果见图2。

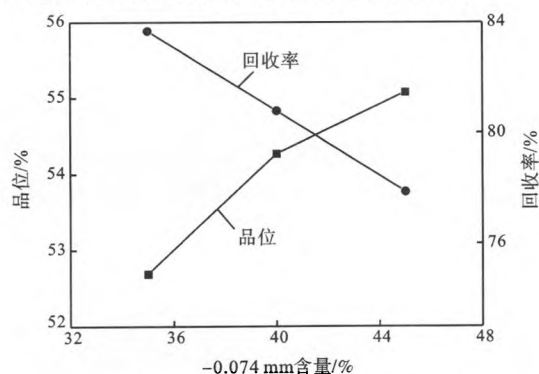


图2 一段磁选磨矿细度试验结果

Fig. 2 Test results of one-stage grinding fineness

由图2可见,精矿 TFe 品位随着磨矿细度变细而提高,回收率随着磨矿细度变细而降低。在磨矿细度为-0.074 mm 40%时,效果较为理想,即可获得精矿 TFe 品位为 54.27%,回收率 80.79%的选矿指标。因此,选择磨矿细度为-0.074 mm 40%进行一段磁选试验。

-3 mm 粒级样品经干式预选的精矿,在磨矿细度为-0.074 mm 40%,不同磁场强度条件下,进行一段湿式磁选试验,结果见图3。

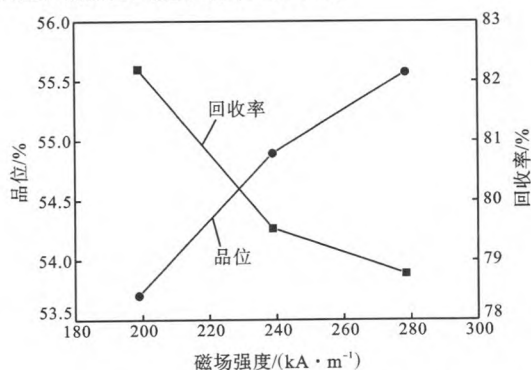


图3 不同磁场强度下一段磁选试验结果

Fig. 3 First stage magnetic concentration test results under different magnetic field intensity

由图3可知,精矿 TFe 品位随着磁场强度的增大而降低,回收率随着磁场强度的增大而升高。因此,综合考虑,选择较佳的磁场强度为 238.8 kA/m。在此条件下,所得精矿 TFe 品位为 54.27%,回收率为 80.79%。

3.3.2 二段磁选试验

取一段磁选的精矿,将其磨至不同的细度,在磁场强度 159.2 kA/m 条件下,进行磁选试验,结果见图4。

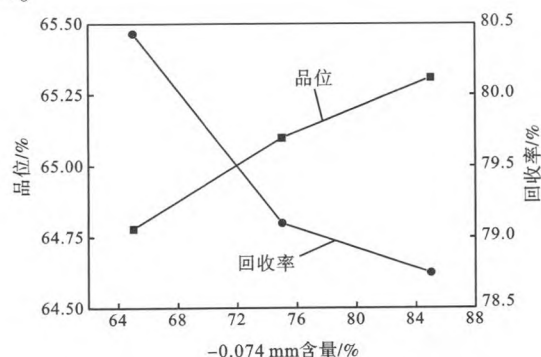


图4 二段磁选磨矿细度试验结果

Fig. 4 Test results of two-stage grinding fineness

由图4可见,随着磨矿细度的不断变细,精矿 TFe 品位呈上升趋势,而回收率呈下降趋势。较佳磨矿细度为-0.074 mm 75%,此时,精矿 TFe 品位为 65.10%,回收率 79.10%。因此,在二段湿式磁选试验中,磨矿细度为-0.074 mm 75%。

取一段磁选的精矿,在磨矿细度-0.074 mm 75%,不同磁场强度条件下,进行二段湿式磁选试验,结果见图5。

由图5可见,当磁场强度为 143.2 kA/m 时,精矿 Fe 品位最高,为 65.48%,而此条件下精矿回收率最低,为 78.83%。当磁场强度为 175.0 kA/m 时,精矿 Fe 品位最低,为 64.80%,而此条件下精矿回收率最高,为 79.35%。因此,考虑选择最佳磁场强度为 159.2 kA/m,此时可以获得 TFe 品位 65.10%,精矿 TFe 回收率 79.10%的铁精矿。

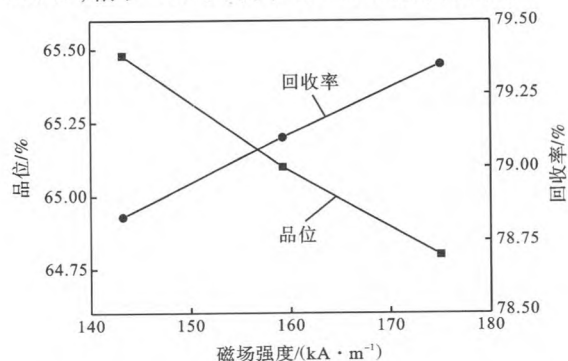


图5 不同磁场强度下二段磁选试验结果

Fig. 5 Second stage magnetic concentration test results under different magnetic field intensity

3.3.3 三段磁选试验

取二段磁选的精矿,在不同磁场强度条件下,进行三段湿式磁选试验,结果见图 6。

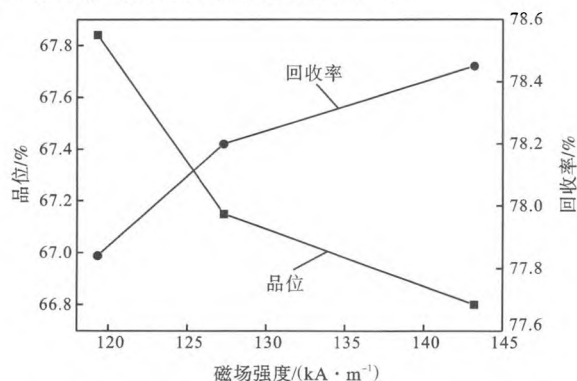


图 6 不同磁场强度下三段磁选试验结果

Fig. 6 Third stage magnetic concentration test results under different magnetic field intensity

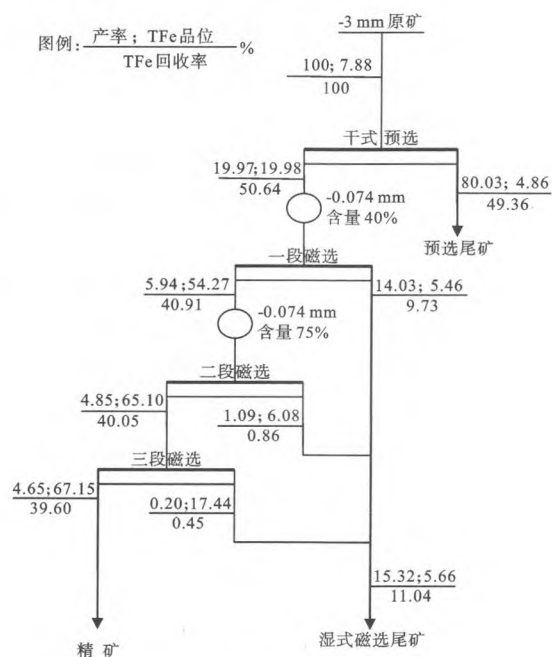


图 7 试验数质量流程

Fig. 7 The experiment mass flowsheet

由图 6 可知,随着磁场强度的不断增大,精矿 Fe 品位呈下降趋势,而精矿 Fe 回收率呈上升趋势。当磁场强度为 119.3 kA/m 时,精矿 Fe 品位最高,为 67.84%;当磁场强度为 143.2 kA/m 时,精矿回收率最高,为 78.45%。故综合考虑,选择最佳的磁场强度为 127.3 kA/m,此条件下可得到精矿 TFe 品位 67.15%,回收率 78.20%,尾矿 TFe 品位

17.44%,尾矿磁性铁含量 1.72%的分选指标。

根据以上分选工艺及试验数据,数质量流程见图 7。

由图 7 可见,该超贫磁铁矿经干式预选作业可抛除 80.03%的尾矿,减轻了后续磨矿作业的入磨量。经三段湿式磁选作业,所得精矿的 TFe 品位为 67.15%,第三段湿式磁选的回收率为 98.87%,湿式磁选尾矿的 TFe 品位为 5.66%。

4 结 论

(1)该矿样的粒度约为 0~20 mm, TFe 含量为 7.88%,属超贫铁矿石。MFe 含量为 3.38%,磁性铁占有率为 42.89%。矿石中主要的金属矿物为磁铁矿,其次还含有少量的赤(褐)铁矿等,非金属矿物以长石为主。矿石中磁铁矿的浸染粒度较粗,且嵌布不均匀,比较容易实现单体解离。

(2)破碎后样品的各粒级 TFe 品位比较均匀,但粗粒级中金属分布率较低,细粒级中金属分布率较高。

(3)该超贫铁矿石干式预选的适宜预选粒度为 -3 mm,在皮带转速 80 r/min,磁场强度 318.4 kA/m 条件下,所得预选精矿的 TFe 品位为 19.98%,回收率为 50.64%,抛尾率高达 80.03%,降低了后续湿式磁选前的磨矿成本。

(4)湿式磁选试验最终可以获得精矿 TFe 品位 67.15%,作业回收率 78.20%,尾矿 TFe 品位 5.66%的良好指标。

参考文献:

- [1]王岩,邢树文,张增杰,等.我国查明低品位铁矿资源储量分析[J].矿产综合利用,2014(5):15-17.
- [2]吴蓬,吕宪俊,邱俊.超贫微细粒难选磁铁矿的磁选试验研究[J].矿物岩石,2015,3(1):21-23.
- [3]王得志.超贫磁铁矿粗粒预选工艺研究[J].中国矿业,2013,4(3):10-12.
- [4]姚志明,宋传兵.某超贫磁铁矿选矿工艺流程优化[J].云南冶金,2014,2(6):28-30.
- [5]张志海,潘利祥,李朝晖,等.超贫磁铁矿资源开发利用综述[J].环境工程,2015,4(S1):12-14.
- [6]罗立群,许发才,田海川.贫磁铁矿深度破碎-干式预选-磁选工程设计与实践[J].矿业研究与开发,2015,2(2):7-9.
- [7]钱功明,成传鹏,黄业豪,等.河南某超贫磁铁矿选矿研究[J].现代矿业,2014,6(5):13-15.

(下转 36 页)

Experimental Study on Copper-sulphur Separation for a Complex Refractory Copper Sulfide Ore

Li Fengjiu, Zhang Hongzhou

(North China University of Science and Technology, Tangshan, Hebei, China)

Abstract: According to the characteristics of a complex refractory Copper-sulfur ore, the content of copper oxide and soluble copper salt was found higher in the mine. And a lot of copper ions was found through the determination of flotation pulp, this caused the separation of copper-sulfur was more difficult. According to the characteristics of the ore, the experiment process of preferential flotation of copper process was made, and the reasonable technological condition was determined by the conditions of test, effectively solve the problem that a large number of copper ions caused the separation of copper-sulfur was more difficult in the flotation process. In the condition of the grinding fineness was -0.074 mm 75%, inhibitors was used of lime and Sodium sulfide, and after the Copper-sulfur separation of flotation process of first float copper and sulfur separation from crude pulp, obtained the copper concentrate of the copper grade is 16.21%, recovery rate is 84.21%, sulfur concentrate of the sulfur grade is 45.14%, recycling rate is 82.11%.

Keywords: Copper ion; Copper-sulfur separation; inhibitors; Selective flotation; Copper sulfide ore

~~~~~

(上接 30 页)

## Experimental Study on Dry Pre-concentration and Wet Magnetic Separation of an Ultra Poor Magnetite Ore

Yan Zan<sup>1</sup>, Wang Lu<sup>2</sup>, Wang Xiang<sup>3</sup>, Liu Mingbao<sup>1</sup>

(1. College of Chemical Engineering and Modern Materials, Shangluo University, Shangluo, Shaanxi, China;

2. Xi'an Tianzhou Mining Industry Science and Technology Development Co., Ltd, Xi'an, Shaanxi, China;

3. Longji Magnet Co., Ltd., Shenyang, Liaoning, China)

**Abstract:** The dry pre-concentration tests on crushed sample and three stages wet magnetic separation tests on concentration of pre-concentration tests under appropriate grinding fineness were carried out aiming at one ultra poor magnetite ore. The results showed that the optimal particle size for dry pre-concentration tests is  $-3$  mm. Under the condition of belt speed of 80 r/min, magnetic field intensity of 318.4 kA/m, pre-concentration is able to upgrade the crushed products to 19.98% iron grade and 50.64% recovery with 80.03% tailings discarding rate. The milling cost before subsequent wet magnetic separation can be greatly reduced. For wet magnetic separation, the iron grade was 67.15%, the operating recovery was 78.20%, and the tailings iron grade was 5.66%.

**Keywords:** Ultra poor magnetite; Dry pre-concentration; Wet magnetic separation