

山东某普通铁精矿制备超级铁精矿的试验研究^{*}

唐志东, 李文博, 李艳军, 韩跃新

(东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819)

摘 要: 山东某普通铁精矿 TFe 品位 65.46%, 主要脉石成分 SiO_2 , 有害元素 S、P 微量。铁主要以磁铁矿的形式存在, 分布率占 96.40%。为利用该普通铁精矿制备超级铁精矿, 对其进行了系统的选矿工艺研究, 最终确定采用预先抛尾—阶段磨矿—阶段磁选—反浮选工艺流程, 并获得了 TFe 品位为 71.88%、回收率为 63.98% 的超级铁精矿产品, 其中二氧化硅含量为 0.30%、酸不溶物含量为 0.19%, 其他杂质含量均在达标范围内。采用上述工艺流程处理该普通铁精矿获得了指标理想的超级铁精矿, 对类似性质的铁精矿制备超级铁精矿产品具有借鉴意义。

关键词: 超级铁精矿; 预先抛尾; 阶段磨选; 反浮选

中图分类号: TD951.1 **文献标志码:** B **文章编号:** 1001-0076(2017)02-0056-06

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2017.02.011

Experimental Study on Producing Super Iron Concentrate from an Ordinary Iron Concentrate in Shandong Province

TANG Zhidong, LI Wenbo, LI Yanjun, HAN Yuexin

(College of Resource and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China)

Abstract: An ordinary iron concentrate from Shandong Province contains 65.46% TFe with SiO_2 as the main gangue mineral and trace of harmful elements such as sulfur and phosphorus. Iron mainly exists in form of magnetite with a distribution rate of 96.40%. To prepare super iron concentrate from the ordinary iron concentrate, relevant separation technology had been studied systematically. Consequently, beneficiation experiments of preconcentration – stage grinding and stage magnetic separation – reverse flotation were applied. As a result, the super iron concentrate with iron grade of 71.88%, recovery of 63.98%, silica content of 0.30% and acid insoluble content of 0.19% was obtained after treatment. Meanwhile, other impurities contents were controlled under the standard range. Therefore, using the above process, super iron concentrate with ideal separation indexes could be produced from ordinary iron concentrate, which provided significant reference for the separation of similar iron concentrate.

Key words: super iron concentrate; preconcentration; stage grinding and stage separation; reverse flotation

* 收稿日期: 2016-06-12

基金项目: 2016 中央高校基本科研业务费项目 (N150103003); 辽宁省博士启动基金 (201601832)

作者简介: 唐志东 (1992-), 男, 博士研究生。

通信作者: 韩跃新 (1961-), 男, 教授, 博士研究生导师。Email: dongdafulong@mail.enu.edu.cn。

前言

超级铁精矿既是矿物加工的深加工产品,又是一种很有发展潜力的新型功能材料。不同的用途对超级铁精矿的质量要求也不同,主要分两类:其一指铁品位高于 69.5%,二氧化硅及其他杂质含量小于 2.5% 的磁铁矿精矿,主要用于生产海绵铁;其二是铁品位高于 71.5%,二氧化硅及其他杂质(酸不溶物)含量小于 0.2%~0.3% 的磁铁矿精矿,主要用于粉末冶金、磁性材料等领域^[1-4]。目前,生产超级铁精矿的原料为磁铁矿和赤铁矿,一般都是从普通铁精矿中提取,主要工艺方法有磁选、浮选、细筛等。与单一磁选或单一浮选工艺相比,磁(重)选—反浮选联合工艺在保证超级铁精矿产品质量方面有明显优势^[5-8]。对于品位在 65% 左右的磁铁矿精矿,采用电磁精选机精选—反浮选工艺,可获得铁品位 71.5% 以上, SiO₂ 含量小于 0.2% 的超级铁精矿产品^[9]。本研究针对山东某普通铁精矿进行了系统的选别工艺研究,最终确定预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选—反浮选工艺流程,并获得了优质超级铁精矿产品。

1 试验原料

以山东招金提供的普通磁铁矿精矿为试验原料,其化学多元素分析结果见表 1,铁物相分析结果见表 2,XRD 分析结果见图 1。

表 1 试样化学多元素分析结果 /%								
成分	TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
含量	65.46	29.05	7.53	0.37	0.61	0.60	0.044	0.035

表 2 试样铁物相分析结果 /%						
铁物相	磁性铁	碳酸铁	氧化铁	硫化铁	硅酸铁	TFe
含量	63.5	0.44	0.22	0.15	1.56	65.87
分布率	96.4	0.67	0.33	0.23	2.37	100.00

由表 1 可知,试验原料中 TFe 品位为 65.46%,主要脉石成分为 SiO₂,含量为 7.53%,其他杂质含量很低,有害元素 S、P 微量。由表 2 可知,试验原料中铁主要以磁铁矿的形式存在,菱铁矿、赤褐铁矿、硫化铁、硅酸铁的含量相对较少。试验原料的 XRD 图谱(见图 1)分析结果同样表明,矿石中主要含铁矿物为磁铁矿,主要脉石矿物为石英。

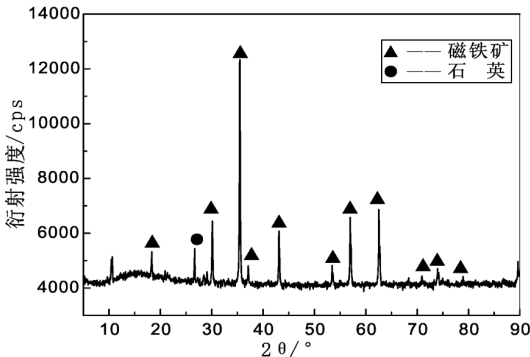


图 1 试样的 XRD 分析结果

由试验原料的显微结构(见图 2)可知,磁铁矿的粒度较细小且单体解离度较高(图 2a),小部分细粒以包裹体的形式嵌镶于非金属矿物中(图 2b),若要达到较好的选别效果,需通过细磨使其解离。

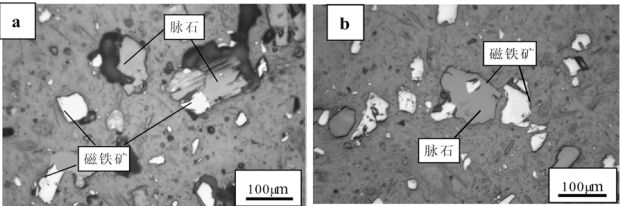


图 2 试样显微照片

2 试验研究

2.1 试验方案的确定

根据磁铁矿精矿中矿物组分及嵌布情况,在实验室分别采用磨矿—弱磁选、预先抛尾—磨矿—弱磁选和预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选的试验流程进行探索,试验工艺流程见图 3、图 4、图 5,不同试验流程下精矿成分测定结果见表 3。

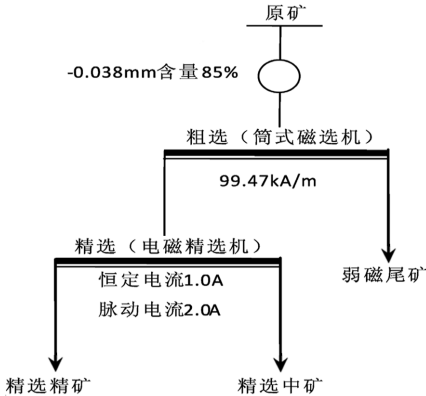


图 3 磨矿—弱磁选工艺流程

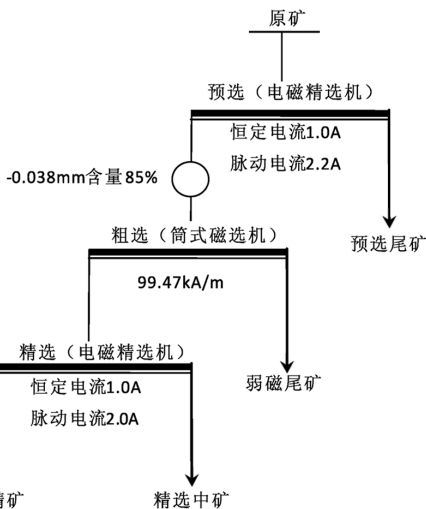


图4 预选抛尾—磨矿—弱磁选工艺流程

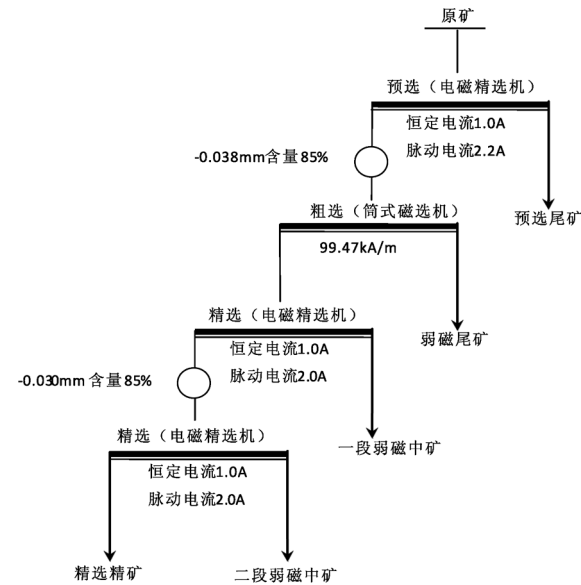


图5 预选抛尾—阶段磨矿阶段磁选工艺流程

表3 精矿成分测定结果 /%

试验工艺流程	TFe	酸不溶物	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S	P
磨矿—弱磁选	69.95	0.67	0.65	0.23	0.010	0.006
预选抛尾—磨矿—弱磁选	70.04	0.59	0.54	0.21	0.008	0.002
预选抛尾—阶段磨矿阶段磁选	71.02	0.41	0.48	0.17	0.002	0.002

由表3可知,预选抛尾—阶段磨矿阶段磁选获得的精矿中 TFe 品位可达 71.02%,酸不溶物和 SiO₂ 含量相对较低,故确定采用预选抛尾—阶段磨矿阶段磁选的工艺流程对该普通铁精矿进行处理。但由于精矿中酸不溶物和 SiO₂ 的含量并未达标,因

此考虑采用反浮选工艺提铁降硅,以期获得合格的超级铁精矿产品。最终确定的试验工艺流程见图6(规定一段磨矿—粗选—精选流程为Ⅰ段选别,二段磨矿—精选流程为Ⅱ段选别)。

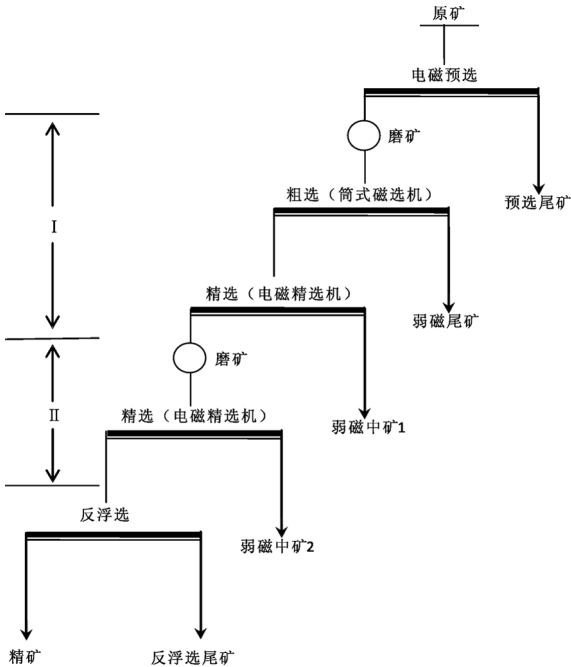


图6 试验工艺流程

2.2 试验研究

2.2.1 预选抛尾试验

为解决精矿中脉石夹杂的问题,在磨矿前增加对原矿进行预选抛尾的作业。采用规格为 φ50 mm 的电磁精选机,在恒定电流为 1.0 A、脉动电流为 2.2 A、上升水流速度 1.4 cm/s 的条件下进行预选抛尾试验。试验结果如表4所示(下文中所提到的回收率均指的是对原矿的回收率)。

表4 预选抛尾试验结果 /%

产品名称	产率	铁品位	回收率
预选精矿	93.80	68.19	97.35
预选尾矿	6.20	28.11	2.65
合计	100.00	65.70	100.00

由表4可知,原矿经电磁精选机预选抛尾处理后得到了铁品位 68.19%、回收率 97.35% 的预选精矿,精矿铁品位提高了 2.49%,有利于对脉石矿物的去除。预选精矿作为Ⅰ段选别工艺的给矿。

2.2.2 I 段选别试验

I 段选别试验采用一粗一精磁选流程,粗选采用 RK/CRS 400 mm×300 mm 筒式磁选机,磁场强度为 99.47 kA/m;精选试验采用规格为 φ50 mm 的电磁精选机,恒定电流为 1.0 A,上升水流速度为 1.4 m/s。

(1)磨矿细度条件试验

经实验室筛析试验可知,原矿给矿细度为 -0.038 mm 含量占 41.28%,由磨矿细度曲线确定了磨矿细度与磨矿时间的对应关系。在图 4 所示的试验流程及试验条件下,考察不同磨矿细度对选别指标的影响,结果如图 7。

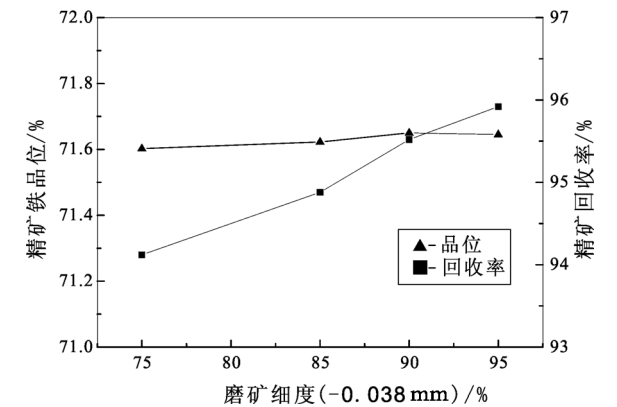


图 7 磨矿细度试验结果

图 7 表明,随着磨矿细度的增加,精选精矿铁品位逐渐提高,当磨矿细度达到 -0.038 mm 含量占 95% 时,精矿铁品位达到 71.73%。而随着磨矿细度的提高,精选精矿铁回收率先升高后降低,当磨矿细度达到 -0.038 mm 含量占 90% 时,铁回收率开始下降。综合考虑,确定磨矿细度以 -0.038 mm 含量占 90% 为宜。

(2)脉动电流条件试验

在磨矿细度为 -0.038 mm 含量占 90% 条件下,用实验室筒式磁选机进行了电磁精选试样准备试验,筒式磁选机磁场强度为 99.47 kA/m,获得了铁品位 71.44%、铁回收率 95.58%、SiO₂ 含量 1.12%、酸不溶物含量 1.20% 的粗选精矿。选取电磁精选机规格为 φ50 mm,恒定电流为 1.0 A、上升水流流速为 1.4 cm/s。不同脉动电流下的电磁精选试验结果如图 8。

图 8 表明,当电磁精选机脉动电流从 1.8 A 逐

渐增大至 2.2 A 时,精矿铁回收率微幅下降,精矿铁品位略有提高,但变化并不明显;当脉动电流超过 2.2 A 时,精矿铁品位和回收率基本不再变化,说明脉动电流从 1.8 A 开始,分选物料中具有磁性的物料基本都可以形成聚团并克服上升水流的作用而成为沉砂产品,因此随着脉动电流的增加,沉砂产品的铁回收率变化不大;而且在不同的脉动电流条件下夹杂都不严重,因此沉砂产品的铁品位变化也不大,由此可以看出电磁精选机脉动电流的大小对选别指标影响不大,综合考虑,确定脉动电流为 2.2 A。

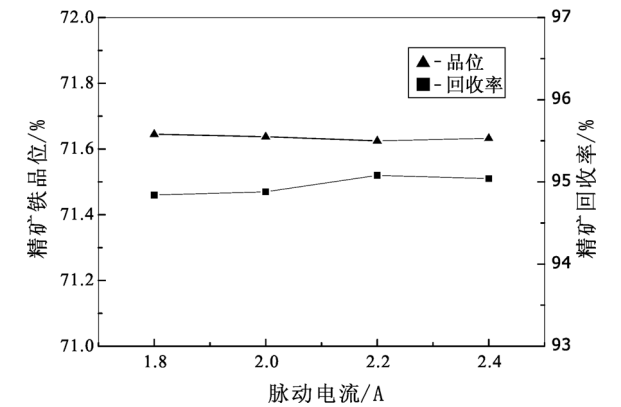


图 8 脉动电流对试验结果的影响

弱磁精矿经电磁精选后,虽然精矿铁品位及回收率并无明显提高,但 SiO₂ 含量由 1.12% 降至 0.70%、酸不溶物含量由 1.20% 降至 0.78%,说明电磁精选对杂质的去除有一定的效果。

2.2.3 II 段选别试验

经实验室筛析试验可知,二段给矿再磨前细度为 -0.030 mm 含量占 54.37%,由磨矿细度曲线确定了磨矿细度与磨矿时间的对应关系。在图 5 所示的试验流程及试验条件下,考察不同二段磨矿细度对选别指标的影响,试验结果见表 5。

表 5 不同磨矿细度试验结果 / %				
磨矿细度/ (-0.030 mm 含量)	铁品位	铁回收率	SiO ₂	酸不溶物
75	71.81	91.58	0.39	0.28
85	71.97	90.77	0.37	0.21
90	71.87	90.50	0.33	0.20
95	71.92	90.65	0.34	0.20

由表 5 可知,随着二段磨矿细度 -0.030 mm 含

量的增加,精矿铁品位和铁回收率变化不大,而 SiO₂ 和酸不溶物含量相对降低。当 -0.030 mm 含量达到 90% 时,可获得铁品位 71.87%、铁回收率 90.50%、酸不溶物 0.20%、二氧化硅含量 0.33% 的铁精矿,考虑到该铁精矿中二氧化硅含量略微超标,因此进行反浮选脱硅试验。

2.2.4 反浮选试验

反浮选是磁选铁精矿提铁降硅的有效手段^[10],且通过预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选试验所获得的精矿铁品位已达标,反浮选试验的主要目的是将精矿中二氧化硅含量降至 0.30% 以下。反浮选试验使用阳离子捕收剂 YS-3(浅黄色膏状固体,无毒,易溶于水),该药剂为高效复合捕收剂,对硅酸盐矿物具有高选择性和强捕收性能,由试验结果可知单独使用 YS-3 捕收剂即可达到较优效果。二段磁选精矿反浮选条件试验在中性条件下进行,矿浆浓度为 30%,浮选时间为 3 min。其试验流程如图 9 所示。捕收剂用量试验结果如表 6 所示。

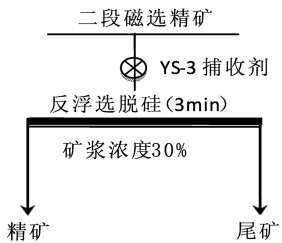


图 9 反浮选条件试验流程

表 6 YS-3 用量试验结果

YS-3 用量 /(g·t ⁻¹)	铁品位 /%	铁回收 率/%	SiO ₂ /%	Al ₂ O ₃ /%	酸不溶 物/%
100	71.81	84.70	0.35	0.15	0.19
150	71.85	76.52	0.34	0.16	0.18
200	71.88	63.98	0.30	0.15	0.19
300	72.28	46.82	0.30	0.14	0.18

从表 6 可以看出:随着 YS-3 用量的增加,精矿铁品位逐渐升高但升高幅度比较小,铁回收率明显降低;当 YS-3 用量达到 200 g/t 后,精矿 SiO₂ 含量降至 0.30%,达到预期目标。综合考虑,确定反浮选捕收剂 YS-3 用量为 200 g/t。

2.2.5 全流程试验

综合上面的所有条件试验,选择最佳的工艺参数,进行了预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选—反浮选

全流程试验。数质量流程图见图 10。全流程试验得到的超级铁精矿产品多元素分析结果见表 7。

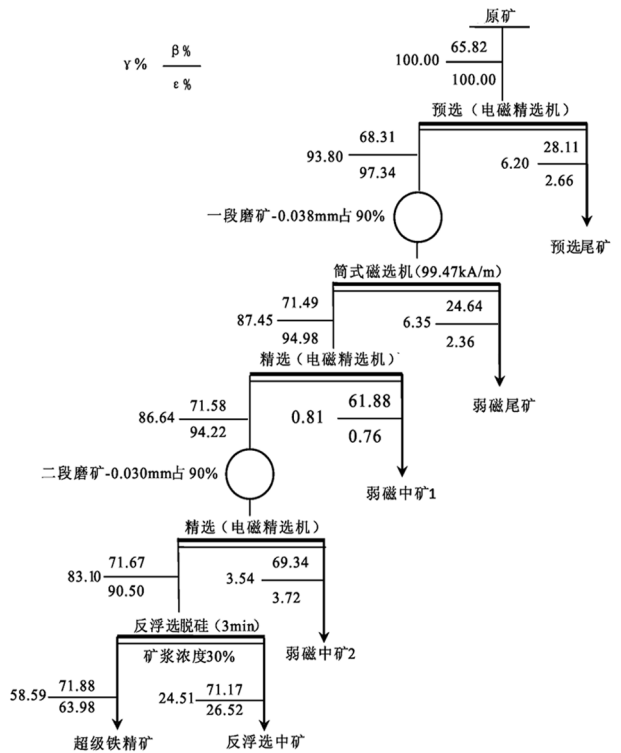


图 10 全流程试验流程图

表 7 超级铁精矿多元素分析结果 /%

成分	TFe	SiO ₂	TiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	P	S	酸不溶物
含量	71.88	0.30	0.032	0.024	0.15	0.002	0.009	0.19

表 7 表明,采用预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选—反浮选试验流程处理该普通铁精矿,可获得铁品位 71.88%、回收率 63.98%、SiO₂ 含量为 0.30%、酸不溶物含量为 0.19% 的合格超级铁精矿产品,并且该工艺全流程采用开路作业,具有流程简单、产品多级的特点。

3 结论

(1) 山东某普通铁精矿 TFe 品位为 65.46%,主要脉石成分为 SiO₂,含量为 7.53%,其他杂质含量很低,有害元素 S、P 微量。铁主要以磁铁矿的形式存在,菱铁矿、赤褐铁矿、硫化铁、硅酸铁的含量相对较少。磁铁矿的粒度较细小且单体解离度较高,只有小部分细粒以包裹体的形式嵌镶于非金属矿物中,少见磁铁矿与黄铁矿、褐铁矿结合形成连生体。

(2) 采用电磁精选机预先抛尾—阶段磨矿阶段

磁选—二段磁选精矿反浮选脱硅的试验流程处理该普通铁精矿,其中预选采用电磁精选机,在一段磨矿 -0.038 mm 占90%的情况下,经 99.47 kA/m 筒式磁选机和电磁精选机一粗一精选别,所得精矿给入二段磨矿,磨至 -0.030 mm 含量占90%,再经过电磁精选机二段精选后给入反浮选工艺,在YS-3用量为 200 g/t 的情况下,即可得到品位为71.88%、回收率为63.98%的超级铁精矿,其中二氧化硅含量为0.30%、酸不溶物含量为0.19%,其他杂质含量均在达标范围内。

(3)采用预先抛尾—阶段磨矿阶段磁选—反浮选流程处理该普通铁精矿获得了指标理想的超级铁精矿,对类似性质的铁精矿制备超级铁精矿产品具有借鉴意义。

参考文献:

- [1] 李艳军,张兆元,袁致涛,等.高品位铁精矿的应用现状及前景展望[J].金属矿山,2006(11):5-7,16.
- [2] 张锦瑞,王伟之,赵振才.论超级铁精矿的研究现状与方

向[J].矿冶工程,2000(12):1-3.

- [3] 王伟之.用鞍山式贫磁铁矿制取超级铁精矿工艺优化及应用研究[D].唐山:河北理工学院,2000.
- [4] 王素,唐平宇,李芬芳.河北省某铁矿石制取超级铁精矿试验研究[J].中国矿业,2013(5):96-98.
- [5] 付刚华,宋晓雷,郭宇峰,等.提高某超级铁精矿制备过程中的反浮选回收率[J].金属矿山,2013(2):72-76.
- [6] 贾宝亮,阎晔轶,孙亚峰,等.宁陕某磁铁矿精矿制备高纯铁精矿试验研究[J].矿产综合利用,2015(10):22-25.
- [7] 李朝晖,郭秀平,张志强.一种新的超级铁精矿生产工艺[J].国外金属矿选矿,2004(2):39-41.
- [8] 袁致涛,梁海军,韩跃新,等.用脉冲振动磁场磁选柱生产超级铁精矿的试验研究[J].中国矿业,2003,12(5):54-55.
- [9] 李艳军,吕振福,高文义,等.高品位铁精矿的制备技术研究[C]//2008年非高炉炼铁年会文集.延吉:中国金属学会,2008:56-59.
- [10] 刘动.反浮选应用于铁精矿提铁降硅的现状 & 展望[J].金属矿山,2003(2):38-42.