

辽宁思山岭铁矿石阶段磨选试验研究

袁 帅,韩跃新,李艳军,刘 杰

(东北大学资源与土木工程学院,辽宁 沈阳 110819)

摘要:对辽宁思山岭赤铁矿石采用阶段磨矿-磁选-混磁精矿反浮选工艺流程进行了条件试验研究,对选别过程的磨矿细度、磁场强度、药剂制度等工艺参数进行了优化。结果表明,TFe品位28.74%的原矿经磨矿后通过磁选抛尾处理可获得TFe品位37.97%的混磁精矿,混磁精矿再磨后经一粗一精三扫、中矿返回流程的反浮选工艺处理后,最终可获得TFe品位66.50%,铁回收率92.34%的浮选精矿产品。

关键词:赤铁矿;阶段磨选;混磁精矿;反浮选;流程优化

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.03.008

中图分类号:TD981 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)03-0030-05

辽宁本溪思山岭铁矿是我国近年发现的大型铁矿床,该铁矿资源位于我国重要铁矿成矿带鞍山-本溪铁矿成矿带,属于沉积变质型铁矿床,初步勘探发现,该矿床工业类型尾磁铁矿和赤铁矿混合型,该矿床探明资源储量为24.84亿t,是国内已探明的最大单体铁矿^[1-2]。该铁矿资源若能获得有效开发利用,将为缓解我国铁矿供需矛盾、减少对铁矿石进口的依赖发挥重要作用^[3]。

本文在以往铁矿选矿研究工作基础上,借鉴国内外相关铁矿选矿先进技术^[4-9],对该铁矿石进行系统的实验室试验研究,形成适合该地区铁矿石的选矿工艺技术,为该地区深部铁矿资源的工业化开发利用提供依据。

1 试验原料

试验以思山岭铁矿石为研究对象,其主要化学成分分析结果见表1,主要矿物分析结果见表2,铁物相分析结果见表3,主要铁矿物赤铁矿的原生粒度结果见表4。

表1 矿石主要化学成分分析结果/%

Table 1 Chemical composition of the run-of-mine ore

TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	C	S	P
28.74	2.92	51.94	0.14	1.40	1.80	1.42	0.43	0.088

从表1可知,该矿石中TFe品位为28.74%,其中FeO占2.92%,该矿石属于氧化铁矿石;P元素含量为0.088%,S元素含量为0.43%,表明该矿石中硫、磷等对选矿有害的元素含量不高;SiO₂含量达51.94%,铝、钙、镁含量不高,初步判断该矿石中主要脉石矿物为石英,且含量较高。钙、镁、碳的含量均在1.5%左右,推测脉石矿物中有碳酸盐类矿物。

表2 矿石主要矿物及相对含量/%

Table 2 The main minerals and their contents

石英	赤铁矿	磁铁矿	白云石	黑云母	磷灰石
49.54	32.86	7.12	3.61	1.24	0.84
角闪石	镁铁矿	黄铁矿	辉石	长石	其他脉石
0.78	0.77	0.68	0.44	0.16	1.96

表2表明,矿石有用金属矿物主要为赤铁矿与磁铁矿,其他金属矿物含量较少;脉石矿物主要为石英、白云石、黑云母、磷灰石、角闪石、黄铁矿等,其中,石英含量最高,占49.54%。

表3 铁物相分析

Table 3 Iron phase analysis

铁相态	磁性铁	菱铁矿	赤褐铁矿	硫铁矿	硅酸铁	合计
含量/%	4.14	0.96	19.70	1.88	2.04	28.72
占有率/%	14.42	3.34	68.59	6.55	7.10	100.00

表3表明,矿石中的铁主要赋存于赤褐铁矿中,占到了70%左右;磁性铁仅占全铁含量的14.42%;

收稿日期:2015-08-07;改回日期:2015-09-31

基金项目:中国地质调查项目(12120113086600);自然科学基金项目(51204035);新教师基金项目(20110042120041)资助

作者简介:袁帅(1990-),男,博士研究生。

在菱铁矿、硫铁矿及硅酸铁等物相中铁的分布率约17%左右。

表4 矿石中赤铁矿的原生粒度

Table 4 Grain statistics of hematite in the ore							
粒度/ μm	>200	100 ~ 200	74 ~ 100	43 ~ 74	20 ~ 43	10 ~ 20	<10
分布率/%	27.5	19.0	2.6	17.2	16.2	8.3	13.7
累计/%	27.5	46.5	49.1	61.8	78.0	86.3	100.0

该矿石主要的有用矿物为赤铁矿和磁铁矿,磁铁矿含量较低且多赋存于赤铁矿中,多呈赤铁矿包裹体形式存在,因此以赤铁矿原生粒度表征该矿石铁矿物原生粒度分布。由表4结果可知,61.8%以上的赤铁矿粒径在43 μm 以上,有13.7%的赤铁矿粒径在10 μm 以下。大部分赤铁矿粒径在选矿的有效范围内,有一小部分粒度微细的赤铁矿赋存于石英等脉石矿物中,增加了选矿的难度,需在合理的磨矿细度下使铁矿物解离,提高分选效果。

2 试验方法

磁选是回收磁性铁矿物的主要方法,反浮选是针对磁选铁精矿有效的提铁降硅的有效手段^[10-11]。该矿石铁矿物嵌布粒度较细,本研究拟采用阶段磨矿阶段选别工艺处理该铁矿石,即在较粗磨粒度下通过弱磁-强磁的磁选工艺直接抛出尾矿,再对获得的混磁精矿细磨后采用反浮选进一步提铁降硅。

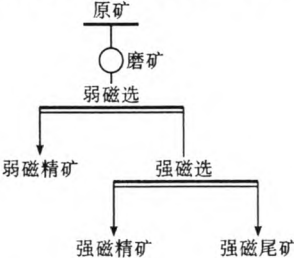


图1 磁选条件试验流程

Fig. 1 Flowsheet of magnetic separation

磁选试验研究流程见图1,反浮选条件试验流程见图2。弱磁选采用RK/CRS 400 mm×300 mm磁选机,磁场强度为95 kA/m,强磁选采用SLon500立环脉动高梯度磁选机,磁介质为Φ2 mm棒介质,冲程30 mm,冲次200次/min。浮选设备为XFD 0.75 L单槽浮选机,调整剂为盐酸,活化剂为CaO,捕收剂为RA715。

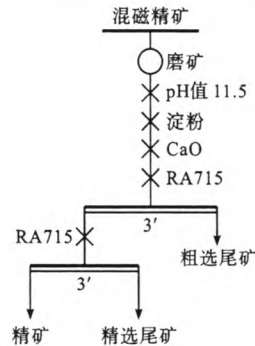


图2 反浮选条件试验流程

Fig. 2 Flowsheet of reverse flotation

3 结果和讨论

3.1 原矿磁选试验研究

3.1.1 磁选磨矿细度试验

试样中磁性铁含量低,铁矿物以赤褐铁矿物为主,由于弱磁场强对选别指标影响不大,因此以强磁选指标确定磁选合适的磨矿细度。在强磁背景场强360 kA/m的条件下,进行磁选磨矿细度条件试验,试验结果见图3。

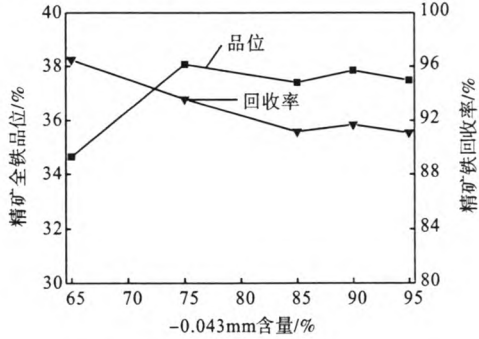


图3 磁选磨矿细度试验结果

Fig. 3 Test results of grinding fineness

由图3试验结果可知,随着磨矿细度由60%提高至75%,精矿品位显著提高,主要原因是矿石铁矿物与脉石矿物的解离程度提高。但随着磨矿细度进一步提高,精矿品位提高幅度不大,精矿铁矿回收率下降明显,主要因为微细粒铁矿物含量增加,在磁选中无法获得有效回收。综合考虑,选定磁选适宜的磨矿细度为-0.043 mm 75%。

3.1.2 强磁选磁场强度试验

在磨矿细度为-0.043 mm 75%的条件下,进行强磁选磁场强度条件试验。试验结果见图4。

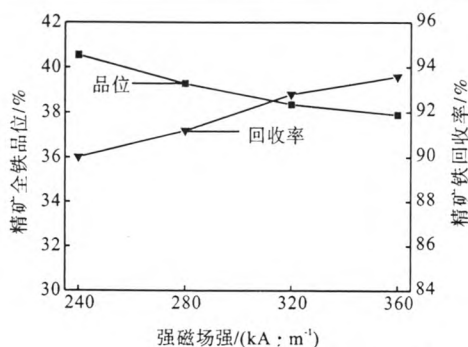


图4 强磁场强试验结果

Fig. 4 Test results of high-intensity magnetic field

由图4试验结果表明,随着强磁选背景场强提高,强磁精矿 TFe 品位降低而铁回收率提高。综合考虑,确定强磁背景磁场强度为 320 kA/m。

3.1.3 磁选综合条件试验

根据条件试验结果,确定磨矿细度为-0.043 mm 75%的,弱磁选磁场强度为 95 kA/m,强磁选背景场强为 320 kA/m 进行一段磨矿-磁选综合条件试验。获得的弱磁精矿与强磁精矿合并为混磁精矿,此混磁精矿将作为反浮选给矿,进一步提铁降硅。磁选综合条件试验结果见表5,混磁精矿的化学分析结果见表6。

表5 磁选综合条件试验结果

Table 3 Test results of comprehensive condition of magnetic separation

产品名称	总产率/%	TFe/%	总回收率/%
弱磁精矿	6.67	63.45	14.18
强磁精矿	67.86	35.50	80.76
强磁尾矿	25.47	5.93	5.06
合计	100.00	29.83	100.00

表6 磁选精矿主要化学成分分析结果/%

Table 4 Chemical composition of magnetic concentrate

TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
38.16	4.30	39.98	0.075	0.95	1.55	0.25	4.30

表5试验结果表明,通过磁选选别后,可获得 TFe 品位 37.97% 和铁回收率 94.94% 的混磁精矿。表6的分析结果表明,混磁精矿中主要杂质成分为 SiO₂,该混磁精矿可通过反浮选脱硅提铁,以便获得合格的铁精矿产品。

3.2 混磁精反浮选条件试验

3.2.1 第二段磨矿细度试验

在 pH 值为 11.50、淀粉用量 900 g/t、CaO 用量

1000 g/t、粗选 RA715 用量 1000 g/t、精选 RA715 用量 200 g/t 的条件下,对混磁精矿进行反浮选磨矿细度条件试验,试验结果见图5。

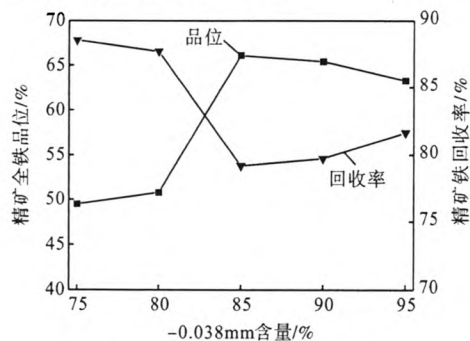


图5 磨矿细度试验结果

Fig. 5 Test results of grinding fineness

从图5可以看出,随着磨矿细度的一定提高,铁矿物与脉石矿物解离程度提高,浮选效果得到改善,精矿品位显著提高,但铁回收率下降。磨矿细度继续增高,难以回收的微细粒矿物增多,恶化浮选指标,精矿铁品位和回收率均有下降。综合考虑,确定磨矿细度为-0.038 mm 85%。

3.2.2 淀粉用量试验

淀粉在铁矿表面有很强的吸附能力,可在铁矿物表面形成亲水薄膜,是反浮选中最常用的抑制剂。在磨矿细度为-0.038 mm 85%、pH 值 11.50、CaO 用量 1000 g/t、粗选 RA715 用量 1000 g/t、精选 RA715 用量 200 g/t 的条件下,进行淀粉用量试验,试验结果见图6。

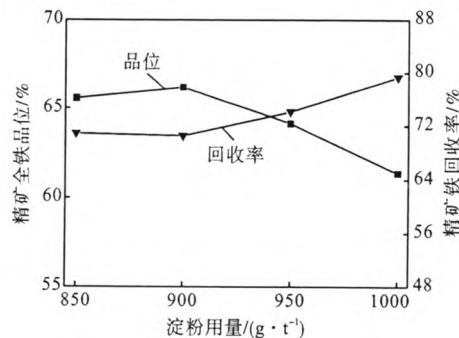


图6 淀粉用量试验结果

Fig. 6 Test results of dosage of starch

从图6可以看出,随着淀粉用量的提高,铁精矿品位先上升后显著下降,品位在淀粉用量 900 g/t 时达到最大值,精矿的回收率先下降后上升。综合考虑,反浮选中淀粉适宜用量为 900 g/t。

3.2.3 CaO 用量试验

CaO 是反浮选中重要的石英活化剂。CaO 在浮选溶液中形成的 Ca^{2+} 能够对石英表面产生离子活化作用,石英表面得以吸附捕收剂的离子而实现浮选。在磨矿细度为 $-0.038\text{ mm } 85\%$ 、pH 值 11.50、淀粉用量 900 g/t 、粗选 RA715 用量 1000 g/t 和精选 RA715 用量 200 g/t 的条件下进行 CaO 用量试验研究,试验结果见图 7。

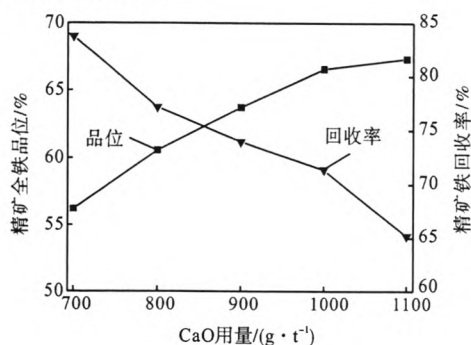


图 7 CaO 用量试验结果

Fig. 7 Test results of dosage of CaO

从图 7 可以看出,随着 CaO 用量的提高,精矿的铁品位显著上升后趋于平稳,回收率是逐渐下降的趋势,CaO 用量在 1000 g/t 时精矿指标理想。综合考虑,反浮选中 CaO 较佳用量为 1000 g/t 。

3.2.4 捕收剂用量试验

在磨矿细度为 $-0.038\text{ mm } 85\%$ 、pH 值 11.50、CaO 用量 1000 g/t 、淀粉用量 900 g/t 和精选 RA715 用量 200 g/t 的条件下进行粗选 RA715 用量试验研究。试验结果见图 8。

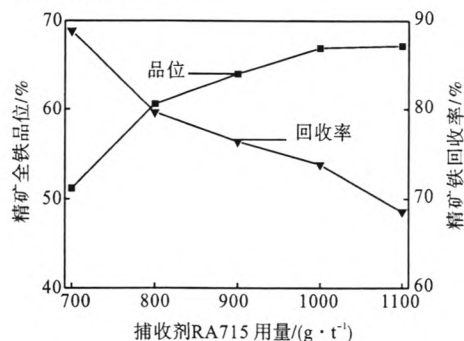


图 8 RA715 用量试验结果

Fig. 8 Test results of dosage of collecting agent (RA715)

从图 8 可以看出,随着捕收剂 RA715 用量增

加,精矿 TFe 品位呈上升趋势,铁回收率下降,当捕收剂 RA715 用量增加至 1000 g/t 以后,铁品位变化趋于稳定,铁回收率随捕收剂用量增加继续下降。综合考虑,确定适宜的粗选捕收剂 RA715 用量为 1000 g/t 。

3.3 浮选闭路试验

在条件试验和开路试验基础上进行闭路试验,反浮选闭路试验流程见图 9,反浮选闭路试验结果见表 7。

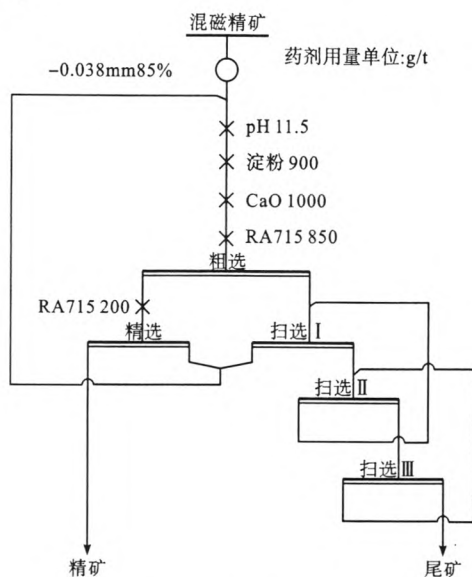


图 9 反浮选闭路试验流程

Fig. 9 Flowsheet of the reverse closed-circuit test

表 7 反浮选闭路试验结果

Table 7 Results of reverse closed-circuit

test			
产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%
浮选精矿	52.77	66.50	92.34
浮选尾矿	47.23	6.16	7.66
合计	100.00	38.00	100.00

表 7 所示试验结果表明,强磁精矿经过图 9 所示反浮选试验流程处理后,可获得 TFe 品位 66.50%、回收率 92.34% 的浮选精矿产品,该浮选精矿即为最终精矿。反浮选尾矿的 TFe 品位为 6.16%,回收率为 7.66%,强磁尾矿与反浮选尾矿混合为最终尾矿,最终尾矿 TFe 品位 6.06%,回收率 12.33%。此试验结果表明原矿经过阶段磨矿-磁选-混磁精矿反浮选工艺处理后,可获得良好的分选指标。

4 结 论

(1) 辽宁思山岭铁矿石 TFe 品位 28.74%, 主要含铁矿物为赤褐铁矿, 占 70% 左右; 矿石中硫、磷有害元素含量不高, 主要脉石为石英, 另有少量以白云石为主的碳酸盐矿物。

(2) 通过磁选抛尾可抛除产率 25.47%、TFe 品位 5.93%、铁分布率 5.06% 的磁选尾矿, 并能获得 TFe 品位 37.97% 和铁总回收率 94.94% 的混磁精矿

(3) 混磁精矿经磨矿后采用一粗一精三扫的反浮选闭路流程, 在适宜的反浮选药剂制度下, 进一步提铁降硅, 可获得 TFe 品位 66.50%, 铁作业回收率 92.34% 的浮选精矿产品。阶段磨矿-磁选-混磁精矿反浮选工艺可以对该铁矿石进行高效分选。

参考文献:

- [1] 孟旭阳, 王鹏, 张东阳, 等. 辽宁思山岭铁矿元素地球化学特征及其地质意义[J]. 中国地质. 2012(06): 1857-1873.
- [2] 刘杰, 王越, 韩跃新, 等. 辽宁某深部铁矿石工艺矿物学

特性研究[J]. 金属矿山. 2014(12): 79-84.

- [3] 韩跃新, 孙永升, 李艳军, 等. 我国铁矿选矿技术最新进展[J]. 金属矿山. 2015(02): 1-11.
- [4] 陈达, 葛英勇, 余永富. 磁选铁精矿再提纯反浮选工艺和药剂的研究[J]. 矿产保护与利用. 2005(04): 46-50.
- [5] Filippov L O, Severov V V, Filippova I V. An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation[J]. International Journal of Mineral Processing. 2014, 127(0): 62-69.
- [6] 张泾生, 邓克, 李维兵. 磁选-阴离子反浮选工艺应用现状及展望[J]. 金属矿山. 2004(05): 24-28.
- [7] 赵义, 彭会清, 秦磊, 等. 河北某铁矿混磁精反浮选工艺优化[J]. 金属矿山. 2014(07): 65-68.
- [8] 陶红标, 曹学锋, 卢建安, 等. 河北某磁选铁精矿反浮选提铁降硅试验[J]. 金属矿山. 2013(09): 64-66.
- [9] Bada S O, Afolabi A S, Makhula M J. Effect of reverse flotation on magnetic separation concentrates[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. 2012, 19(8): 669-674.
- [10] 徐锦海, 孟光栋, 陈江华, 等. 阴离子反浮选捕收剂研究及应用[J]. 矿业工程. 2012(04): 21-22.

Stage-grinding and Separation Process Optimization of Sishanling Iron Ore in Liaoning

Yuan Shuai, Han Yuexin, Li Yanjun, Liu Jie

(College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning, China)

Abstract: Stage grinding-magnetic separation-reverse flotation technology was applied for a high-silica low-grade hematite ore from Sishanling in Liaoning. Condition experiments were conducted consisting of grinding fineness, Magnetic field intensity, reagent dosage to optimize the process parameters. The results showed that the mixed magnetic concentrate with iron grade of 37.97% was obtained by grinding and magnetic separation process from the raw ore with iron grade of 28.74%. Iron concentrate with grade greater than 66.50%, and the recovery over 92.34% was obtained after grounding the mixed magnetic concentrate and then through one roughing one cleaning three scavenging flotation process.

Keywords: Hematite; Stage-grinding; Mixed magnetic concentrate; Reverse flotation; Process optimization