

浮选回收宜昌磷矿重介质分选产生的微细级低品位胶磷矿

罗惠华¹, 刘连坤¹, 朱道鹏¹, 瞿定军², 苗华军², 胡学超², 胡正², 张战利²

(1. 武汉工程大学资源与土木工程学院, 湖北 武汉 430074;

2. 湖北杉树垭矿业科技发展有限公司, 湖北 宜昌 443000)

摘要:针对宜昌磷矿重介质分选所产生的低品位微细粒级胶磷矿,进行了多元素分析以及粒度分析,-0.045 mm的粒级含量达到94%以上,原矿品位 P_2O_5 含量为15.62%, MgO 含量4.30%, SiO_2 含量为24.46%,该磷矿属于微细粒级硅钙质低品位胶磷矿。试验结果表明,采用正浮选-粗一扫两精联合反浮-粗一扫的工艺流程,获得了最终磷精矿 P_2O_5 品位29.09%、 MgO 含量0.82%、回收率78.01%的选矿指标。有效回收了宜昌磷矿重介质分选所产生的低品位微细粒级胶磷矿,减少了宜昌磷矿资源的损失率。

关键词:微细粒级胶磷矿;低浓度正-反浮选;重介质选矿

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.03.016

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)03-0067-04

宜昌地区磷矿资源十分丰富,大部分是中低品位胶磷矿石,硅酸盐脉石矿物以及碳酸盐矿物含量较高,磷矿呈粗粒嵌布条带构造^[1],因此重介质选矿是宜昌磷矿首选的选别方法。该选别方法是一个物理过程,不添加任何药剂,不会对环境造成影响。上个世纪末,宜昌磷矿进行了重介质分选研究,宜昌花果树重介质选矿试验厂于1992年建成,其选矿规模为20万t/a,由于当时的技术经济因素的影响,选矿生产成本高,试车后没有进行工业生产^[2]。2005年初,通过技术调研,将原有的重介质分选主要设备两产品旋流器,更换为重介质三产品旋流器,并于2008年改扩建生产规模为120万t/a的选矿厂^[3]。在生产过程中,原矿通过碎矿筛分之后,产生大量细粒级矿石,-0.045 mm的粒级含量达到94%以上,原矿的 P_2O_5 品位为15.62%, MgO 含量4.30%, SiO_2 的含量为24.46%,此细粒级磷矿重介质工艺无法回收利用,只有通过浮选提出杂质之后,才能被利用,否则,将会被遗弃在矿区造成磷资源的浪费。目前,针对这类硅钙(钙硅)质磷矿石的浮选工艺有:直接浮选、两步浮选(正-反浮选和反-正浮选)工艺等^[4-7]。本文针对宜昌磷矿重介质分选所产生的低品位微细粒级胶磷矿,采用低矿浆浓度常温正-反浮选,取得了较好的选矿指标,有效提高了资源的利

用率。

1 试验矿样、设备及药剂

1.1 试验矿样

试样采自重介质选矿中不同的沉淀池,为保证试样的代表性,矿样按质量比1:1:1:1配成混合矿样进行浮选。试验样中-0.074 mm 99.6%,-0.045 mm 94.2%,多元素分析结果见表1。

表1 矿石主要化学成分X射线荧光光谱分析/%
Table 1 Results of X-ray spectrum analysis of main ore chemical composition

P_2O_5	MgO	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3
15.62	4.30	24.46	33.56	1.71	4.82

从原矿的多元素分析和粒度分析可知,此矿样为低品位微细粒级胶磷矿,矿样的 MgO 和 SiO_2 含量都较高,适宜于正-反浮选工艺来剔除矿样的碳酸盐矿物和硅酸盐矿物,降低 MgO 和 SiO_2 的含量。

1.2 试验设备

主要设备:RK/FD-0.5 L型,RK/FD-0.75 L型单槽浮选机;RK/ZL Φ 260 mm/ Φ 200 mm多功能真空过滤机;101-4A型电热鼓风干燥箱。

1.3 试验药剂

主要药品:碳酸钠、水玻璃、硫酸、磷酸、ST-4,均

收稿日期:2016-01-04

基金项目:湖北省重大科技创新计划(2014ACA036)

作者简介:罗惠华(1968-),男,教授,研究方向为选矿理论、工艺和浮选药剂。

为市售;捕收剂:MXO-135、MO-135、TSM-46、YS-703、OYJ-68,均为自制。

2 试验结果及分析

2.1 正浮选捕收剂的选择

由于样品为细粒级高镁高硅低品位胶磷矿,浮选富集的关键是捕收剂。在 0.5 L 浮选槽中进行探索试验,控制浮选温度 20℃,叶轮转速 2000 r/min,确定正浮粗选碳酸钠、水玻璃的最佳用量分别为 8.0 kg/t、5.0 kg/t。采用一次粗选探究不同捕收剂对浮选指标的影响。试验结果见表 2。

表 2 不同正浮选捕收剂浮选试验结果

Table 2 Flotation results of different types of collectors

捕收剂类型	精矿产率 /%	P ₂ O ₅ 品位 /%	回收率 /%	选矿效率 /%
MO-135	71.60	17.55	79.09	7.49
MXO-135	66.15	17.43	73.58	7.43
TSM-46	59.38	17.13	64.90	5.52
YS-703	57.43	16.25	59.35	1.92

由表 2 可知,正浮选捕收剂 MO-135 和 MXO-135 的捕收能力和选择性明显优于捕收剂 TSM-46 和 YS-703,前两者的回收率和选矿效率高于后两者的回收率和选矿效率。将 MO-135 和 MXO-135 两种捕收剂进行正-反浮对比试验,试验流程及药剂制度见图 1,结果见表 3。

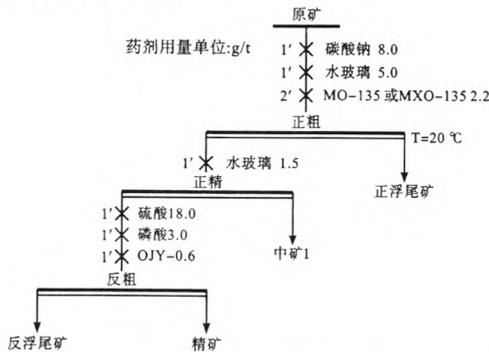


图 1 两种正浮选捕收剂对比试验流程

Fig. 1 The comparative flow chart of two kinds of collectors

表 3 两种正浮选捕收剂对比试验结果

Table 3 Comparative results of two kinds of collectors

捕收剂	精矿产率 /%	P ₂ O ₅ 品位 /%	回收率 /%	选矿效率 /%
MO-135	33.85	23.76	51.80	17.95
MXO-135	32.70	27.37	57.78	25.08

由表 3 可知,正浮选选择捕收剂 MXO-135 所得精矿品位 27.37% 和选矿效率 25.08% 明显优于 MO-135,结果表明,捕收剂 MO-135 对该矿反浮选的影响较大,MXO-135 具有较好的选择性,因此选定 MXO-135 作为较佳正浮选捕收剂。

2.2 反浮选两种抑制剂对比

要实现磷矿物与碳酸盐矿物的分离,有效抑制磷矿物不被浮出,添加合理的抑制剂是非常重要的。通过试验确定反浮选硫酸的用量为 21.0 kg/t,进行了反浮选磷矿抑制剂磷酸和小分子有机酸 ST-4 用量的对比试验研究。浮选试验流程见图 1,试验结果见图 2、3。

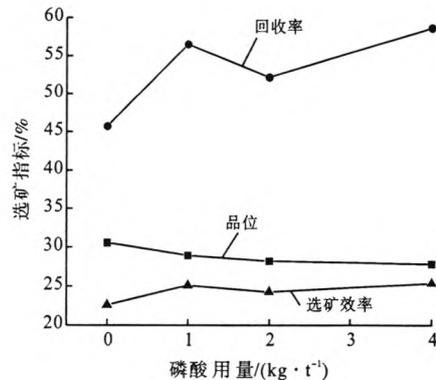


图 2 磷酸用量试验结果

Fig. 2 Test results of phosphoric acid dosage

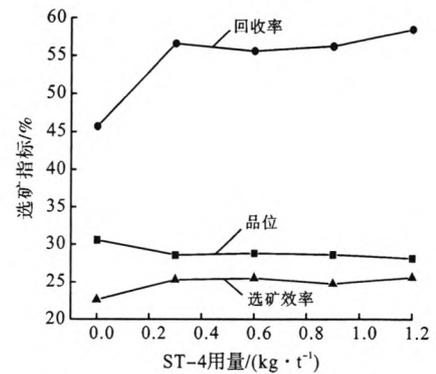


图 3 ST-4 用量试验结果

Fig. 3 Test results of ST-4 dosage

从图 2、3 可知,添加抑制剂磷酸和 ST-4 之后,回收率比没有添加抑制剂提高了 10% 左右,但是磷酸的添加量较大,而抑制剂 ST-4 的加入量较少,结果表明小分子有机酸 ST-4 对磷矿物具有较好的选择性抑制作用。

2.3 正反浮选开路流程对比试验

确定各药剂用量后,进行了两种不同开路流程

的对比试验,流程 I 为正浮选—粗—精—扫,反浮—粗的工艺流程,流程 II 为正浮选—粗—二精—扫,反浮—粗—扫的工艺流程,对比工艺流程见图 4,试验结果见表 4。

达到 45.53%。

表 4 开路流程对比试验结果

Table 4 Results of comparison of open-circuit flotation

开路试验 工艺流程	产品名称	产率 /%	品位 /%	回收率 /%	选矿效 率 E/%
流程 I (正浮—粗 —精—扫 反浮—粗)	精矿	29.80	28.86	54.23	24.46
	反浮尾矿	23.93	9.32	14.06	
	精选中矿	17.30	10.78	11.76	
	扫选中矿	6.94	17.71	7.75	
	正浮尾矿	22.03	8.78	12.20	
	原矿	100.00	15.86	100.00	
流程 II (正浮—粗 —二精—扫 反浮—粗—扫)	精矿	21.33	33.67	45.53	24.20
	反浮尾矿	9.51	1.44	0.87	
	正精 2 中矿	11.91	13.65	10.31	
	正精 1 中矿	19.47	13.88	17.13	
	正扫中矿	10.84	16.85	11.58	
	正浮尾矿	25.07	7.32	11.62	
	原矿	100.00	15.78	100.00	

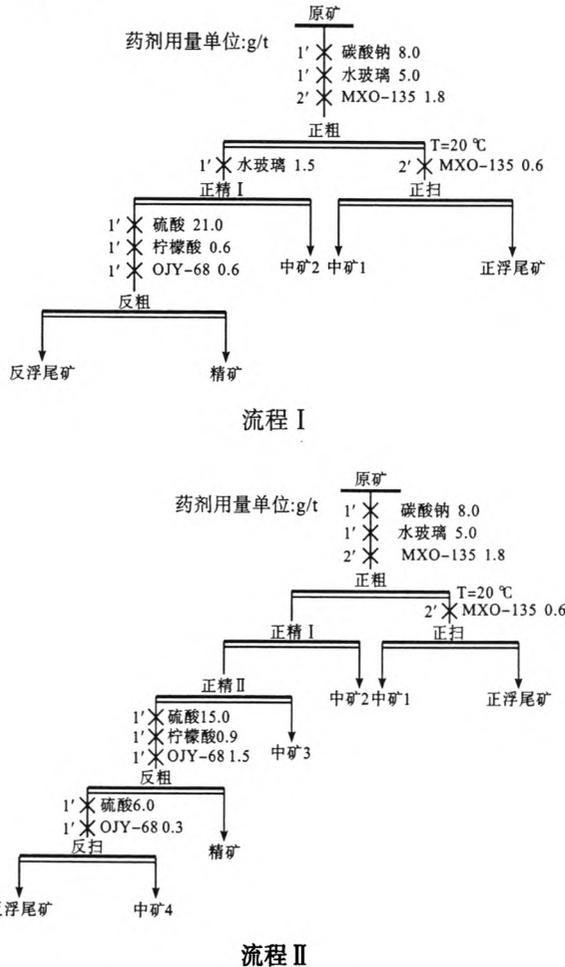


图 4 正反浮选工艺流程

Fig. 4 Flowsheet of direct-reverse

表 4 试验结果表明,采用流程 I 最终磷精矿品位只有 28.86%,精矿中 MgO 的含量为 1.6%, SiO₂ 的含量为 11.88%;反浮选尾矿品位高达 9.34%,正浮选尾矿品位 8.78%,精矿品位不高,正反浮的尾矿品位都较高。为了提高精矿品位,降低尾矿品位,在原来的基础上进行了调整,在正浮选上再加一次精选,且两次精选不添加任何药剂;反浮选粗选 pH 值控制在 5.8,ST-4 抑制剂提高到 0.9 kg/t,OYJ-68 增加到 1.5 kg/t;反浮选加一次扫选,其 pH 值控制在 4.3 左右,降低反浮选尾矿磷的品位。流程 II 开路试验,获得精矿指标 P₂O₅ 品位 33.67%,反浮尾矿 P₂O₅ 品位 1.44%,正浮尾矿 P₂O₅ 品位 7.32%,回收率

2.4 闭路流程试验

闭路试验是用来考查循环物料影响的分批试验,是在不连续设备上模仿连续的生产过程。为了降低中矿的累积,减少细泥团聚的现象,闭路试验时将正浮选粗选的矿浆浓度 33% (质量分数) 左右降到 24%,同时提高浮选的温度至 25℃。试验流程见图 5,闭路数质量流程见图 6。

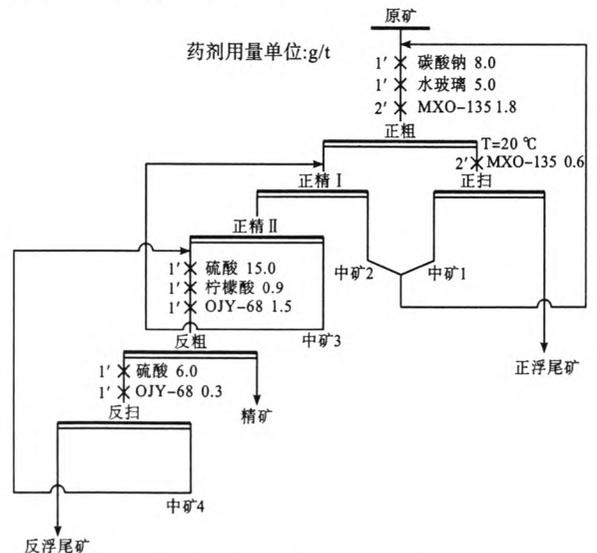


图 5 闭路试验流程

Fig. 5 The flow chart of closed-circuit flotation

原矿 P₂O₅ 品位 15.62% 经过正浮选—粗两精—

扫,反浮选一粗一扫中矿顺序返回闭路流程试验,获得的磷精矿 P_2O_5 品位 29.09%、回收率 78.07%,精矿中 MgO 的品位 0.82%。反浮选尾矿 P_2O_5 品位 3.02%,正浮选尾矿 P_2O_5 品位 7.29%。

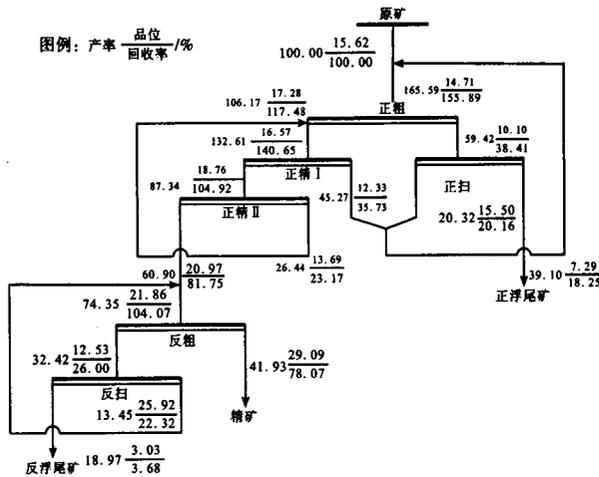


图 6 闭路试验数质量流程

Fig. 6 Quantity-quality flowsheet of closed-circuit test

3 结 论

(1) 宜昌磷矿重介质分选产生的微细级低品位胶磷矿需采用低浓度浮选,同时采用较强选择性的捕收剂有助于提高精矿的品位,利用小分子有机酸 ST-4 能有效抑制剂细粒级磷矿物,提高分选效果。

(2) 原矿 P_2O_5 品位 15.62% 正浮选一粗两精一扫,反浮选一粗一扫中矿顺序返回闭路流程试验,在

矿浆浓度为 24%,浮选温度 25℃,药剂制度 Na_2CO_3 8.0 kg/t、 Na_2SiO_3 5.0 kg/t、MXO-135 1.8 kg/t、正浮扫选 MXO-135 0.6 kg/t、两次精选不加药;反浮粗选硫酸 15 kg/t、柠檬酸 0.9 kg/t、反浮粗选 OYJ-68 1.5 kg/t、反浮扫选硫酸 6.0 kg/t、反浮扫选 OYT-68 0.3 kg/t 的条件下,获得的磷精矿 P_2O_5 品位 29.09%、回收率 78.07%,精矿 MgO 品位 0.82%,反浮选尾矿 P_2O_5 品位 3.02%,正浮选尾矿 7.29%,选矿效率 36.14%。

参考文献:

- [1] 刘乃富. 湖北省中低品位磷矿合理利用的分析与建议[J]. 化工矿物与加工, 2005, 34(11): 1-4.
- [2] 魏祥松, 黄启生, 李宇新. 花果树磷矿重介质选矿研究与应用综述[J]. 化工矿产地质, 2010, 32(3): 186-188
- [3] 魏祥松, 黄启生, 李宇新. 宜昌花果树磷矿重介质选别工业生产实践[J]. 武汉工程大学学报, 2011, 33(3): 48-52
- [4] 吴彩斌, 段希祥. 我国磷矿石的处理工艺研究[J]. 云南冶金, 2000, 29(4): 19-22.
- [5] 罗惠华. 湖北宜昌中低品位胶磷矿选矿工艺探讨[J]. 矿冶, 2007, 16(4): 10-13.
- [6] 罗惠华, 程静, 余爱萍. 宜昌中低品位磷矿常温正-反浮选试验研究[J]. 中国非金属矿业工程, 2007, (2): 25-26.
- [7] 张凌燕, 宏微, 邱杨率, 等. 细粒低品位难选胶磷矿浮选研究[J]. 中国非金属矿业工程, 2012, 35(2): 20-21.
- [8] 郑其. 胶磷矿的反浮选[J]. 中国矿业, 1998, (2): 59-62.

Recovery of Fine-grain and Low-grade Collophane from Gravity Tailings of Yichang Phosphate by Flotation

Luo Huihua¹, Liu Liankun¹, Zhu Daopeng¹, Qu Dingjun², Miao Huajun², Hu Xuechao², Hu Zheng², Zhang Zhanli²

(1. School of Resource and Civil Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan, Hubei, china;

2. Hubei Shashuya Mining Technology Development Co., Ltd., Yichang, Hubei, china)

Abstract: Directed at the low-grade fine grain collophane produced by the heavy medium separation of Yichang phosphate rock, the multi-element analysis and particle size analysis were carried out. The analysis show that the fine particle under 0.045mm fraction content is above 94%, the grade of P_2O_5 is nearly 15.62%, MgO content of 4.30%, SiO_2 content of 24.46%, which belongs to the micro fine silicon low grade cellophane. The test results show that the final dressing index with P_2O_5 grade of 29.09%, recovery of 78.01%, MgO content of 0.82% has gained by flow of one roughing one scavenging two cleaning direct flotation joint one roughing one scavenging reverse flotation. It can effectively recover the low-grade fine grain collophane produced by the heavy medium separation of Yichang phosphate rock and improve the utilization of resources.

Keywords: Fine-grain collophane; Low concentration direct-reverse flotation; Dense medium separation