

文章编号:1674-2869(2017)06-0576-06

中低品位硅钙质磷矿石双反浮选的探索试验

罗金洋^{1,2,3},卯松^{1,2,3},谢俊^{1,2,3},张覃^{1,2,3*},程伟^{1,2,3}

1. 贵州大学矿业学院, 贵州 贵阳 550025;
2. 喀斯特地区优势矿产资源高效利用国家地方联合工程实验室, 贵州 贵阳 550025;
3. 贵州省非金属矿产资源综合利用重点实验室, 贵州 贵阳 550025

摘要: 贵州某磷矿石 P_2O_5 、 SiO_2 和 MgO 质量分数(w)分别为 19.12%、24.18% 和 2.28%, 属于中低品位硅钙质磷矿石. 采用胺类捕收剂 AY 和脂肪酸类捕收剂 GJBW 对该磷矿石进行浮选, 考察磨矿细度和药剂制度对浮选的影响. 初步试验结果表明: 采用双反浮选工艺, 即粗选脱硅, 扫选和精选同时脱硅、脱镁的开路试验流程, 获得了 P_2O_5 含量为 26.65% 的磷精矿. 但磷精矿中 P_2O_5 回收率仅为 58.27%, 有待开展浮选工艺和药剂的优化试验.

关键词: 中低品位硅钙质磷矿石; 双反浮选; 捕收剂

中图分类号: TD923 **文献标识码:** A **doi:** 10.3969/j.issn.1674-2869.2017.06.009

Exploratory Testing of Double-Reverse Flotation for a Middle-Low Grade Calcareous-Siliceous Phosphate

LUO Jinyang^{1,2,3}, MAO Song^{1,2,3}, XIE Jun^{1,2,3}, ZHANG Qin^{1,2,3*}, CHENG Wei^{1,2,3}

1. Mining College, Guizhou University, Guiyang 50025, China;
2. National & Local Joint Laboratory of Engineering for Effective Utilization of Regional Mineral Resources from Karst Areas, Guiyang 550025, China;
3. Guizhou Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Non-metallic Mineral Resources, Guiyang 550025, China

Abstract: The mass fractions (w) of phosphorus pentoxide, silicon dioxide and magnesium oxide of a middle-low grade-calcareous siliceous phosphate ore in Guizhou province are 19.12%, 24.18% and 2.28%, respectively. In this study, the effects of the grinding fineness and the reagents applied in the flotation were investigated by using the amide collector AY and fatty acids collector GJBW. The preliminary results showed that the concentrate with phosphorus pentoxide mass fraction of 26.65% was obtained by using double reverse flotation process, namely the open circuit test procedure with removing the silicon by roughing and removing the silicon and magnesium by scavenging and concentration, but the recovery of phosphorus pentoxide is only 58.27%. So, the optimization test of floatation technology and reagent is expected to carry out in the future.

Keywords: middle-low grade calcareous-siliceous phosphate; double reverse flotation; collector

磷是重要的化工原料,也是农作物生长的必要元素,全球大约 95% 的磷矿石产品消耗在磷肥工业^[1]. 据美国地质调查局(USGS)《2015 年矿产品

概要》最新统计数据显示,世界磷矿石储量约为 670 亿吨,主要分布在非洲、北美、亚洲、中东、南美等 60 多个国家和地区^[2]. 我国磷矿石资源储量丰

收稿日期:2017-05-31

基金项目:贵州省科学技术基金(黔科合 JZ 字[2014]2009 号);贵州省重大专项[(2011) 6023 号]

作者简介:罗金洋,硕士研究生. E-mail:837001467@qq.com

*通讯作者:张覃,博士,教授,博士研究生导师. E-mail: qzhang@gzu.edu.cn

引文格式:罗金洋,卯松,谢俊,等. 中低品位硅钙质磷矿石双反浮选的探索试验[J]. 武汉工程大学学报,2017,39(6): 576-581.

LUO J Y, MAO S, XIE J, et al. Exploratory testing of double-reverse flotation for a middle-low grade calcareous-siliceous phosphate[J]. Journal of Wuhan Institute of Technology, 2017, 39(6): 576-581.

富,仅次于摩洛哥,居世界第二位. 根据国土资源部《2016 中国矿产资源报告》统计,截止 2015 年底,全国磷矿查明储量为 231.1 亿吨^[3],但 P_2O_5 品位大于 30% 的富矿储量仅占全国储量的 22.5%,全国磷矿石平均 P_2O_5 品位仅为 17% 左右^[4],可开采储量平均 P_2O_5 品位为 23%,是世界磷矿石 P_2O_5 平均品位较低的国家,且 80% 以上属于中低品位硅钙质磷矿石^[5],其组成矿物颗粒细、嵌布紧密、有害杂质较多,选矿难度大,选矿成本较高^[6].

浮选是磷矿石选矿的主要方法,包括正浮选^[7]、反浮选^[8]、正-反浮选^[9]、反-正浮选^[10]、双反浮选^[11]. 根据不同类型磷矿石所含杂质的种类和含量,通常选取不同的浮选工艺^[1]. 硅钙质磷矿石的脉石矿物主要是含镁矿物和含硅矿物,其浮选分离至今仍然是一个世界性难题^[12]. 针对硅钙质磷矿石,在酸性条件下,采用阴离子捕收剂和阳离子捕收剂反浮选分别脱除含镁矿物和含硅矿物^[13],工艺流程简单,药剂用量及种类少,可以实现常温浮选^[14]. 采用双反浮选工艺符合“浮少抑多”的原则,还具有分选效率较高、浮选指标优良、最终精矿为槽内产品且便于脱水处理等优点^[15]. 本研究采用双反浮选工艺对贵州某硅钙质磷矿石进行探索试验,为该类磷矿石的开发利用奠定一定基础.

1 原矿性质

试样取自贵州某典型磷矿区,为确定该磷矿石的矿物组成和化学组成,对原矿进行 X 射线衍射(X-ray diffraction, XRD)分析,结果如图 1 所示,化学多元素分析结果列于表 1 中.

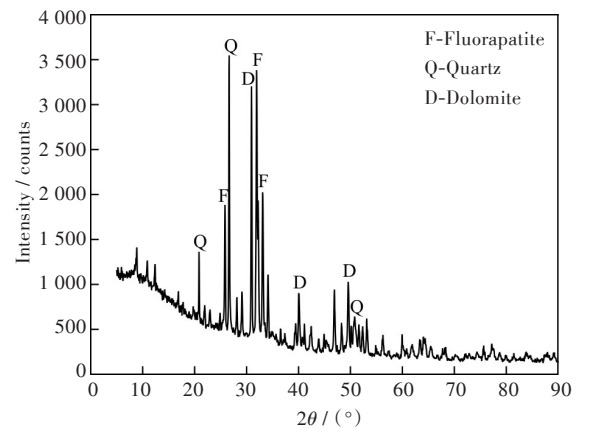


图 1 试样 XRD 图

Fig. 1 XRD pattern of the ore

表 1 原矿多元素分析结果

Tab. 1 Chemical composition analysis of the ore (%)					
$w(P_2O_5)$	$w(MgO)$	$w(CaO)$	$w(SiO_2)$	$w(Al_2O_3)$	$w(Fe_2O_3)$
19.12	2.28	28.12	24.18	5.14	2.85

由图 1 可知,原矿的主要有用矿物为氟磷灰石,主要脉石矿物为白云石和石英. 由表 1 可知,原矿 P_2O_5 含量(质量分数,下同)较低,仅为 19.12%; SiO_2 、 Al_2O_3 、 Fe_2O_3 和 MgO 含量分别为 24.18%、5.14%、2.85% 和 2.28%. 该磷矿石属于倍伴氧化物 $R_2O_3(Fe_2O_3+Al_2O_3)$ 含量较高的中低品位硅钙质磷矿石,除需要降低 SiO_2 和 MgO 含量外,还需要降低试样中倍伴氧化物 $R_2O_3(Fe_2O_3+Al_2O_3)$ 含量.

原矿筛分结果见表 2. 由表 2 可知原矿不同粒级中 P_2O_5 含量不同,随着粒度变细,原矿中 P_2O_5 含量先增大后减小,粒度小于 0.025 mm 的粒级 P_2O_5 含量为 8.35%. P_2O_5 主要分布在粒度大于 0.062 mm 的粒级,其分布率为 88.73%,在粒度小于 0.025 mm 的粒级,其分布率为 6.93%.

表 2 原矿筛分试验结果

Tab. 2 Particle size analysis results of the ore			
粒级	产率	P_2O_5 品位	P_2O_5 分布率
size / mm	yield / %	P_2O_5 grade / %	P_2O_5 distribution / %
+0.25	60.30	21.10	66.63
+0.12-0.25	10.19	22.32	11.91
+0.062-0.12	8.58	22.68	10.19
+0.045-0.062	0.85	19.03	0.85
+0.038-0.045	3.29	16.13	2.78
+0.025-0.038	0.93	14.54	0.71
-0.025	15.86	8.35	6.93
合计	100.00	19.10	100.00

2 试验部分

2.1 试验仪器

XMQ-Φ240×90 球磨机(武汉探矿机械厂), XFDⅢ(1.5 L)实验室用单槽浮选机(吉林探矿机械厂), XTLZ-Φ260/240 型盘式真空过滤机(厦门程功矿业设备制造公司), 101-4AS 型电热鼓风干燥箱(北京科伟永兴仪器有限公司), FA2004 电子天平(上海舜宇恒平科学仪器有限公司), X'Pert PROX 射线衍射仪(荷兰帕纳科公司)等.

2.2 试验材料

脱镁捕收剂 GJBW 和脱硅捕收剂 AY 分别为实验室自制阴离子捕收剂和阳离子捕收剂,配成质量分数为 1% 的水溶液; H_2SO_4 、 Na_2CO_3 和 H_3PO_4 分别配成质量分数为 20%、10% 和 10% 的水溶液,以上试剂均为分析纯.

3 结果与讨论

3.1 反浮选脱硅试验

3.1.1 磨矿细度试验 粗选采用反浮选脱硅工

艺,在矿浆质量浓度为 25%、 H_2SO_4 用量为 15 kg/t、AY 用量为 500 g/t(药剂用量均按原矿计,下同)条件下,考察磨矿细度对反浮选脱硅的影响,试验结果如图 2(a)所示。

由图 2(a)可知,随着磨矿细度的增加,磷精矿中 P_2O_5 含量呈现先增加后降低的趋势,磷精矿中 P_2O_5 回收率波动较大,综合考虑磷精矿 P_2O_5 含量和磷精矿中 P_2O_5 回收率以及粒度过细易泥化等因素,确定合适的磨矿细度为 -0.075 mm 占 79.45%。

3.1.2 矿浆 pH 条件试验 粗选采用反浮选脱硅,

在磨矿细度为 -0.075 mm 占 79.45%、矿浆质量浓度为 25%、AY 用量为 500 g/t 的条件下,采用 H_2SO_4 和 Na_2CO_3 作为 pH 调整剂,考察矿浆 pH 对反浮选脱硅的影响,结果如图 2(b)所示。

由图 2(b)可知,随着矿浆 pH 的增加,磷精矿中 P_2O_5 含量变化不大;磷精矿中 P_2O_5 回收率则先迅速降低后增加;选矿效率先增加后降低。综合考虑,确定合适的矿浆 pH 为 3.5,此时, H_2SO_4 用量为 5 kg/t,获得磷精矿 P_2O_5 含量为 21.57%,磷精矿中 P_2O_5 回收率为 70.41%。

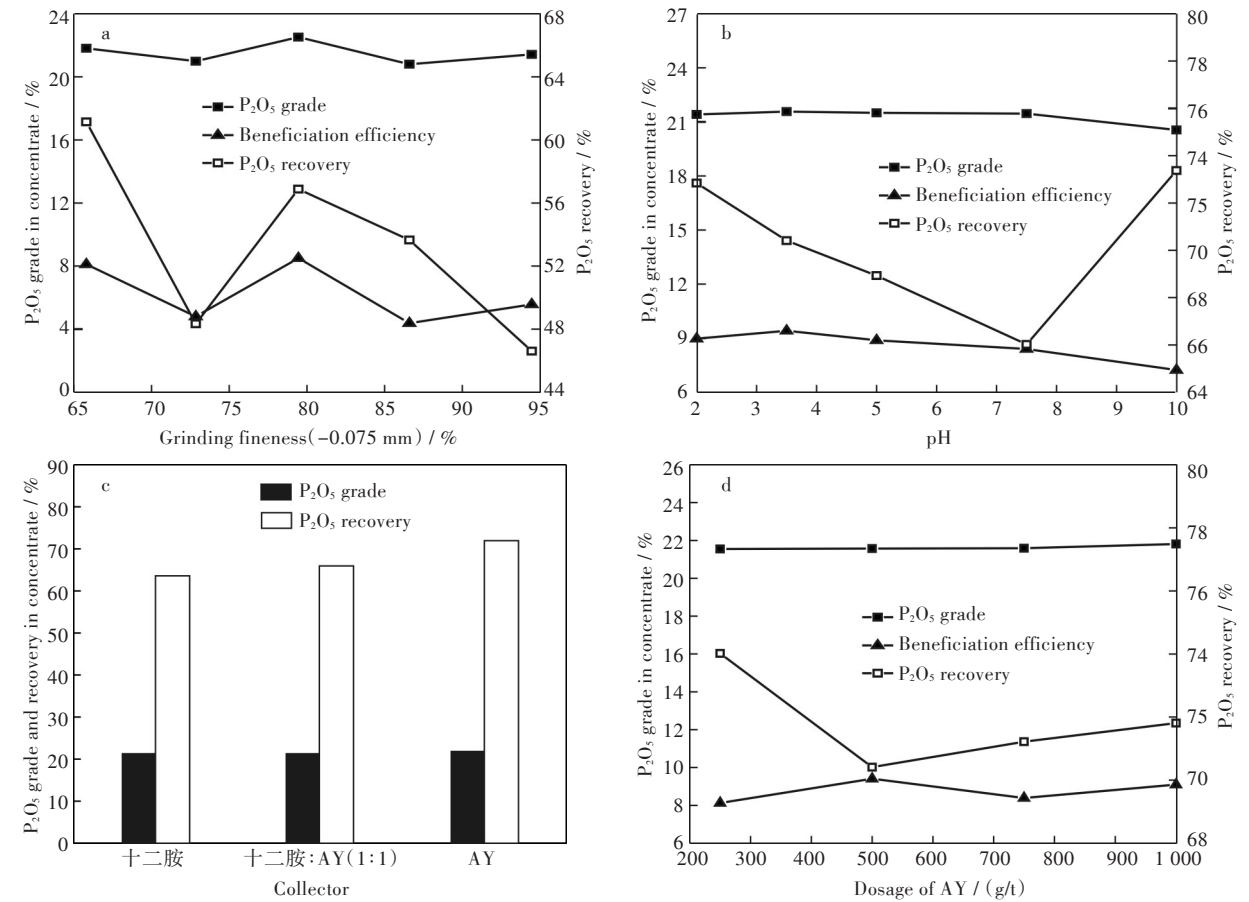


图 2 (a)磨矿细度,(b)矿浆 pH 值,(c)捕收剂种类及(d)捕收剂 AY 用量对反浮选脱硅试验的影响

Fig. 2 Effects of (a) grinding fineness, (b) solution pH value, (c) collectors and (d) dosage of AY on desilication test by reverse flotation

3.1.3 捕收剂种类试验 粗选采用反浮选脱硅,在矿浆质量浓度为 25%、磨矿细度为 -0.075 mm 占 79.45%、矿浆 pH 为 3.5 的条件下,考察阳离子捕收剂十二胺、AY 及其组合使用对反浮选脱硅的影响,结果如图 2(c)所示。

从图 2(c)可以看出,单独使用十二胺作捕收剂时,磷精矿中 P_2O_5 含量和磷精矿中 P_2O_5 回收率均不高,磷精矿中 P_2O_5 含量仅为 21.28%,磷精矿中 P_2O_5 回收率为 63.68%;十二胺和 AY 组合使用时, P_2O_5 含量和回收率略有提高,但增加不多;单独使

用 AY 作捕收剂时,效果较好,此时磷精矿中 P_2O_5 含量为 21.90%,磷精矿中 P_2O_5 回收率为 71.83%,故采用 AY 作反浮选脱硅捕收剂。

3.1.4 捕收剂 AY 用量试验 粗选采用反浮选脱硅,添加 5 kg/t H_2SO_4 ,在矿浆 pH 值为 3.5、磨矿细度为 -0.075 mm 占 79.45%、矿浆质量浓度为 25%的条件下,考察捕收剂 AY 用量对反浮选脱硅试验的影响,结果如图 2(d)所示。

由图 2(d)可知,随着捕收剂 AY 用量增加,磷精矿中 P_2O_5 含量缓慢增加,磷精矿中 P_2O_5 回收率

先降低后增加,总体变化不大,其原因可能是H₂SO₄用量不够,未能充分发挥抑制氟磷灰石的作用.综合考虑药剂用量和选矿效率等因素,确定脱硅捕收剂AY用量为500 g/t,获得磷精矿中P₂O₅含量和P₂O₅回收率分别为21.57%和70.41%.

3.2 反浮选脱镁试验

3.2.1 扫选捕收剂GJBW用量试验 由于反浮选脱硅后尾矿中P₂O₅含量仍然在14%~15%之间,对反浮选脱硅的尾矿进行扫选试验.由于反浮选脱硅尾矿矿浆中含有一定量的AY,扫选试验只添加脱镁捕收剂GJBW.以H₃PO₄作抑制剂,在H₃PO₄用量为1.25 kg/t的条件下,考察GJBW用量对扫选的影响,结果如图3所示.

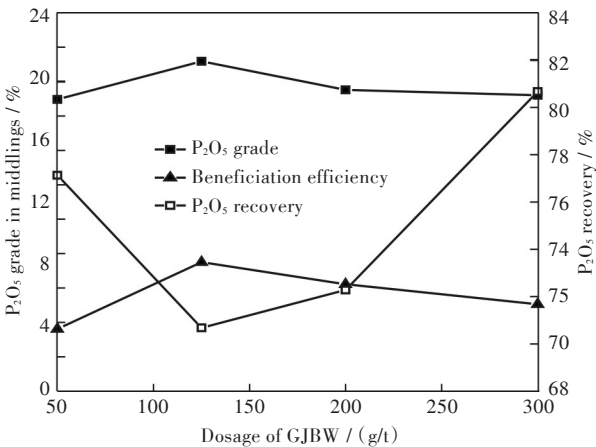


图3 GJBW用量对反浮选脱镁试验的影响
Fig. 3 Effect of dosage of GJBW on magnesium removal test by reverse flotation

由图3可知,随着GJBW用量的增加,中矿中P₂O₅含量先增加;当GJBW用量大于0.125 kg/t时开始降低.中矿中P₂O₅回收率则先降低后增加,选矿效率和P₂O₅品位变化趋势相同.在GJBW用量为0.125 kg/t时,选矿效率和中矿P₂O₅品位较高,故确定扫选捕收剂GJBW用量为0.125 kg/t.

3.2.2 精选捕收剂正交试验 由于粗选反浮选脱硅后获得的磷精矿中P₂O₅含量不高,仅为21.57%,故对粗选精矿进行精选试验.采用H₃PO₄为抑制剂,AY和GJBW分别为脱硅捕收剂和脱镁捕收剂,考察H₃PO₄、AY和GJBW用量及其交互作用对精选的影响.以磷精矿中P₂O₅含量和磷精矿中P₂O₅回收率为参考指标,进行三因素H₃PO₄用量(A)、AY用量(B)及GJBW用量(C)二水平试验,试验各因素及水平列于表3中.

表3 正交试验因素和水平值			
Tab. 3 Factors and levels of orthogonal test			
(kg/t)			
水平	H ₃ PO ₄ 用量(A)	AY用量(B)	GJBW用量(C)
level	dosage of H ₃ PO ₄	dosage of AY	dosage of GJBW
1	2.5	0.125	0.3
2	5	0.25	0.5

为进一步分析各因素和水平对磷精矿中P₂O₅含量和磷精矿中P₂O₅回收率的影响,对正交试验结果进行方差分析.正交试验结果列于表4中,磷精矿中P₂O₅含量方差分析和P₂O₅回收率方差分析结果分别列于表5和表6中.

表 4 精选捕收剂用量正交试验结果								
Tab. 4 Results of orthogonal test of selected collector dosage								
试验号	因素 factor						精矿 P ₂ O ₅ 品位	精矿 P ₂ O ₅ 回收率
	1 (A)	2 (B)	3 (AB)	4 (C)	5 (AC)	6 (BC)	P ₂ O ₅ grade / %	P ₂ O ₅ recovery / %
①	1	1	1	1	1	1	23.86	86.55
②	1	1	1	2	2	2	24.42	83.34
③	1	2	2	1	1	2	25.07	86.18
④	1	2	2	2	2	1	26.73	80.56
⑤	2	1	2	1	2	1	24.87	85.95
⑥	2	1	2	2	1	2	25.66	85.82
⑦	2	2	1	1	2	2	25.48	82.03
⑧	2	2	1	2	1	1	25.91	81.42
K ₁	100.08	98.81	99.67	99.28	100.50	101.37		
K ₁ '	336.63	341.66	333.34	340.71	339.97	334.48		
K ₂	101.92	103.19	102.33	102.72	101.50	100.63		
K ₂ '	335.22	330.19	338.51	331.24	331.98	337.47		
S	0.42	2.40	0.88	1.48	0.13	0.07		
S'	0.25	16.45	3.34	11.21	7.98	1.12		

注: K₁、K₂ 分别代表每一列中该因素相同水平所对应的品位数据之和, K'₁、K'₂ 分别代表每一列中该因素相同水平所对应的回收率数据之和; S=(K₁ - K₂)²/n, n 代表试验总次数.

表 5 磷精矿中 P_2O_5 含量方差分析结果
Tab. 5 Variance analysis of P_2O_5 grade in concentrates

方差来源 source of variance	离差平方和 sum of squares of deviations	自由度 freedom	平均离差平方和 sum of squares of mean deviations	F 值 F value	临界值 critical value	显著性 saliency
B	2.40	1	2.40	35.82	$F_{0.05}(1,3)=10.13$	显著
C	1.48	1	1.48	22.09		显著
$A \times B$	0.88	1	0.88	13.13		一般
A	0.42	1	0.42	6.27		不显著
误差 E	0.20	3	0.067			
总和 T	5.38	7				

表 6 磷精矿中 P_2O_5 回收率方差分析结果
Tab. 6 Variance analysis of P_2O_5 recovery in concentrates

方差来源 source of variance	离差平方和 sum of squares of deviations	自由度 freedom	平均离差平方和 sum of squares of mean deviations	F 值 F value	临界值 critical value	显著性 saliency
B	16.45	1	16.45	35.76	$F_{0.05}(1,3)=10.13$	显著
C	11.21	1	11.21	24.37		显著
$A \times C$	7.98	1	7.98	17.35		显著
$A \times B$	3.34	1	3.34	7.26		不显著
误差 E	1.37	3	0.46			
总和 T	40.35	7				

由表 5 可知,通过 F 值与显著性水平 $\alpha = 0.05$ 时的临界值相比可以看出,因素 B 、因素 C 及因素 A 、 B 之间交互作用对磷精矿 P_2O_5 品位影响显著. 即捕收剂 AY 和 GJBW 用量越大,磷精矿 P_2O_5 品位越高,确定合适的试验组合为 $B_2C_2A_1$ 或 $B_2C_2A_2$,但考虑到因素 A 和因素 B 之间的交互作用对磷精矿 P_2O_5 品位影响显著,所以选择试验组合为 $B_2C_2A_1$,这与正交试验结果相吻合.

由表 6 可知,在显著性水平 $\alpha = 0.05$ 时,因素 B 、因素 C 以及因素 A 、 C 之间的交互作用对磷精矿中 P_2O_5 回收率影响显著,也就是说,捕收剂 AY 和 GJBW 用量越大,磷精矿中 P_2O_5 回收率越低,选取合适的试验组合为 $B_1C_1A_1$ 或 $B_1C_1A_2$,考虑到因素 A 和因素 C 间的交互作用,选取试验组合为 $B_1C_1A_1$,与正交试验结果一致.

3.3 开路试验

在条件试验和正交试验的基础上,进行全流程开路试验,试验流程如图 4 所示,试验结果列于表 7 中.

从表 7 所列结果可以看出,针对 P_2O_5 含量为 19.12% 的中低品位硅钙质磷矿石,经过“一粗一精”的开路试验流程,可获得磷精矿中 P_2O_5 含量和 P_2O_5 回收率分别为 26.65% 和 58.27% 的浮选指标.

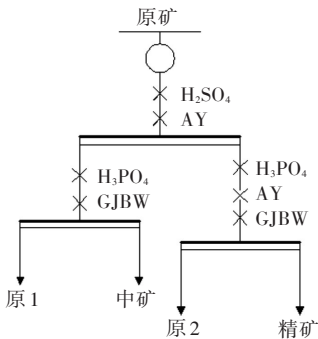


图 4 双反浮选开路试验流程
Fig. 4 Flow sheet of open-circuit test of double reverse flotation

表 7 双反浮选开路试验结果
Tab. 7 Results of open circuit test of double reverse flotation

产品 product	产率 yield	flotation (%)	
		P_2O_5 品位 P_2O_5 grade	P_2O_5 回收率 P_2O_5 recovery
精矿	42.00	26.65	58.27
中矿	24.73	17.88	23.02
尾 1	11.03	9.71	5.57
尾 2	22.24	11.35	13.14
合计	100.0	19.21	100.0

4 结 语

1) 试样为中低品位硅钙质磷矿石,主要有用

矿物为氟磷灰石,脉石矿物主要为石英和白云石,原矿 P_2O_5 、 SiO_2 、 MgO 和 R_2O_3 含量分别为 19.12%、24.18%、2.28% 和 7.99%。

2)采用双反浮选工艺处理该中低品位硅钙质磷矿石,优化的浮选工艺条件为:磨矿细度为-0.075 mm 占 79.45%; H_2SO_4 用量为 5 kg/t(矿浆 pH 为 3.5);粗选脱硅捕收剂 AY 用量为 500 g/t;扫选脱镁捕收剂 GJBW 用量为 125 g/t。正交试验结果表明:抑制剂 H_3PO_4 与捕收剂 AY 用量、GJBW 用量之间存在交互作用,对浮选磷精矿中 P_2O_5 含量和磷精矿中 P_2O_5 回收率影响显著。

3)采用“一粗一精一扫”的开路流程试验,可获得磷精矿 P_2O_5 含量为 26.65%,磷精矿中 P_2O_5 回收率为 58.27% 的浮选指标。由于磷精矿中 P_2O_5 回收率主要损失在反浮选脱硅阶段,下一步的试验研究需要继续筛选出选择性强的专属阳离子捕收剂,以提高磷精矿中 P_2O_5 回收率。此外,还需要对精选和扫选的工艺流程内部结构和药剂制度进行进一步的优化试验研究。

参考文献:

[1] ABOUZEID A Z M. Physical and thermal treatment of phosphate ores—an overview [J]. International Journal of Mineral Processing, 2008, 85(4): 59–84.

[2] SUZETTE M K. Mineral commodity summaeies [R]. Reston Virginia: U.S. Geological Survey, 2015.

[3] 中华人民共和国国土资源部. 中国矿产资源报告 [M]. 北京:地质出版社, 2016.

[4] 吴素彬, 聂登攀, 吴泽宏, 等. 织金含稀土中低品位磷矿物相特征研究 [J]. 工业设计, 2012(1): 98–99.

WU S B, NIE D P, WU Z H, et al. Study on technology for the double reverse flotation of the low grade calcareous and siliceous phosphate rock [J]. Design Ideas, 2012(1): 98–99.

[5] 王邵东, 张红映. 中国磷矿资源和磷肥生产与消费 [J]. 化工矿物与加工, 2007, 36(9): 30–32.

WANG S D, ZHANG H Y. Phosphate rock resources and phosphate fertilizer production and its consumption in China [J]. Industrial Minerals and Processing, 2007, 36(9): 30–32.

[6] 刘建雄. 我国磷矿资源特点及开发利用建议 [J]. 化工矿物与加工, 2009, 38(3): 36–39.

LIU J X. Phosphate rock resource characteristic and suggestion on its exploitation and utilization [J]. Industrial Minerals and Processing, 2009, 38(3): 36–39.

[7] AWADALLAH R M, MOHAMED A E, HAZEK N T E, et al. Beneficiation of west sibaiya phosphate ores by flotation in alkaline media [J]. Metallurgical & Materials Transactions B, 1998, 29(6): 1149–1156.

[8] 高惠民, 许洪峰, 荆正强, 等. 湖北某胶磷矿反浮选试验研究 [J]. 化工矿物与加工, 2008, 37(2): 4–6.

GAO H M, XU H F, JING Z Q, et al. Experimental study on reverse flotation of a phosphate rock in Hubei [J]. Industrial Minerals and Processing, 2008, 37(2): 4–6.

[9] SHUANG S H. Beneficiation of a dolomitic phosphate pebble from Florida [J]. Industrial & Engineering Chemistry Research, 1988, 27(4): 594–596.

[10] 黄齐茂, 李锋, 蔡坤, 等. 湖北某硅钙质胶磷矿反浮选工艺研究 [J]. 化工矿物与加工, 2010, 39(12): 1–3.

HUANG Q M, LI F, CAI K, et al. The flotation process of a silicon calcium phosphate ore in Hubei [J]. Industrial Minerals and Processing, 2010, 39(12): 1–3.

[11] PENG F F, GU Z. Processing Florida dolomitic phosphate pebble in a double reverse fine flotation process [J]. Minerals & Metallurgical Processing, 2005, 22(1): 23–30.

[12] 郭芳, 李军. 反浮选法分选细粒硅钙质磷矿中碳酸盐和硅石 [J]. 矿物学报, 2010(增刊): 65–66.

GUO F, LI J. Separation of carbonate and silica in fine grained calcium silicate phosphate ore by reverse flotation [J]. Journal of Minerals, 2010 (Suppl.): 65–66.

[13] 任爱军, 魏明安, 李松清, 等. 叶轮转速对硅钙质胶磷矿双反浮选的影响 [J]. 矿冶, 2010, 19(2): 5–8.

REN A J, WEI M A, LI S Q, et al. Influence of impeller speed on double reverse flotation of calcium silicate phosphate ore [J]. Mining and Metallurgy, 2010, 19(2): 5–8.

[14] 张万峰, 王德强. 某中低品位钙硅质胶磷矿双反浮选工艺研究 [J]. 化工矿物与加工, 2014, 43(5): 5–6, 11.

ZHANG W F, WANG D Q. Study on technology for the double reverse flotation of the low grade calcareous and siliceous phosphate rock [J]. Industrial Minerals and Processing, 2014, 43(5): 5–6, 11.

[15] 谢春妹, 刘志红. 瓮福 A 层磷矿石的双反浮选试验研究 [J]. 矿业研究与开发, 2010, 30(5): 38–40, 80.

XIE C M, LIU Z H. Experimental study on double-reverse flotation of “A” layer ore in Wengfu phosphate mine [J]. Mining Research and Development, 2010, 30(5): 38–40, 80.