

文章编号:1008-7524(2010)01-0004-03

宜昌中品位胶磷矿双反浮选试验研究*

罗惠华,陈婷婷,陈 慧

(武汉工程大学环境与城市建设学院,湖北 武汉 430073)

摘要:对湖北宜昌镁硅含量较高的难选胶磷矿采用阴离子捕收剂反浮镁、阳离子捕收剂反浮硅的双反浮选工艺进行了选别试验,获得了较好的浮选指标。

关键词:胶磷矿;双反浮选;捕收剂

中图分类号:TD971 **文献标识码:**A

0 引言

我国磷矿资源丰富,但大部分是中低品位钙硅质难选矿石,随着高品位磷矿的逐渐减少,合理开发利用中低品位磷矿已成为我国面临的一项迫切任务。浮选是磷矿选别的主要手段,特别是脱镁硅的药剂的开发使反浮选可以在常温下进行,大大降低了生产成本。因为采用双反浮选工艺不

仅符合“浮少抑多”的浮选原则,还具有所需药剂种类少,药剂用量较低,分选效率高,工艺指标优,最终精矿为槽内产品易于脱水等优点。所以本文对宜昌中品位硅钙质磷块岩进行了双反浮选工艺研究。

1 试验矿样及原矿性质

矿样来自湖北宜昌,原矿多元素分析见表 1。

表 1 原矿多元素分析 %

	P ₂ O ₅	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	K ₂ O	Na ₂ O	F
质量分数	24.65	3.83	18.12	2.06	4.15	37.92	1.62	0.45	0.11

2 试验结果与分析

2.1 反浮选脱镁粗选全硫酸用量试验

试验捕收剂为阴离子型捕收剂 TSM-2,用量为 1.0 kg/t。研究了硫酸用量对浮选的影响,结果见表 2。

表 2 硫酸用量对浮选试验的影响

H ₂ SO ₄ 用量 /(kg·t ⁻¹)	精矿产率 /%	品位(P ₂ O ₅) /%	回收率 /%	选矿效率 /%
6	77.90	26.51	83.77	5.87
9	76.19	27.38	84.62	8.43
15	74.10	28.38	85.31	11.21
18	78.18	29.04	93.23	15.05

由表 2 看出:精矿品位、回收率、选矿效率随着硫酸用量的增加而增大,在硫酸用量为 18 kg/t 时,精矿品位、回收率、选矿效率达到了最高值,如果再增加硫酸用量,会导致白云石、磷块岩分解,出现结钙现象,同时会引起磷的损失。因此反浮选脱镁确定硫酸用量为 18 kg/t。

2.2 反浮脱镁粗选捕收剂 TSM-2 用量试验

确定硫酸用量之后,在磨矿细度 -0.074 mm78% 的条件下,研究了捕收剂 TSM-2 用量对浮选的影响,结果见表 3。

由表 3 看出:随着捕收剂用量增加,精矿产率下降,也就是浮出的尾矿的量在增加,精矿的品位在提高,精矿的回收率下降,选矿效率先增加,在

* 收稿日期:2009-05-31

用量为 1.0 kg/t 时,选矿效率达到最高值,因此反浮选脱镁时,所用捕收剂 TSM-2 用量为 1.0 kg/t。

表 3 捕收剂 TSM-2 用量试验结果

TSM-2 用量 (kg·t ⁻¹)	精矿产率 /%	品位(P ₂ O ₅) /%	回收率 /%	选矿效率 /%
0.6	88.68	26.93	96.88	8.20
0.8	85.76	27.77	96.63	10.87
1.0	84.00	28.08	95.70	11.70
1.2	81.17	28.01	92.82	11.12

2.3 反浮选脱硅捕收剂 S-2A 用量的影响

反浮选脱硅也就是在反浮选脱镁之后的矿浆中,添加胺类捕收剂将石英矿物作尾矿浮出。脱硅效率的高低与胺类捕收剂的结构有直接的关系,笔者对几种胺类捕收剂进行了试验研究,最终确定了一种二胺类的捕收剂 S-2A,其中 12 碳链的胺占 48%,14 碳链的胺占 20%。确定了反浮选脱镁的药剂制度之后,反浮选脱硅时,研究了在硫酸用量为 1.0 kg/t 的条件下捕收剂 S-2A 的用量对浮选的影响。

表 4 S-2A 用量试验结果

S-2A 用量 (kg·t ⁻¹)	精矿产率 /%	品位(P ₂ O ₅) /%	回收率 /%	选矿效率 /%
0.3	69.10	28.80	80.73	11.63
0.4	68.16	29.30	81.02	12.86
0.5	64.30	29.64	77.32	13.02
0.6	62.18	30.23	76.26	14.08

由表 4 可知,精矿品位、选矿效率随着 S-2A 用量的增加而增大,回收率、产率随 S-2A 用量的增加而减小,用量的增加提高了石英矿物和磷矿物的上浮量,使得精矿的品位提高,同时导致磷的回收率下降。

2.4 不同 pH 下 S-2A 浮选性能研究

由于胺类捕收剂的选择性差,在矿物表面主要依靠静电力的物理吸附,因此,矿物的表面电位的电性质以及大小决定了吸附捕收剂的量,改变矿浆的 pH 值可以调节石英矿物和磷矿物的表面

电位。在 S-2A 用量为 0.5 kg/t 的条件下,研究了矿浆不同 pH 下捕收剂 S-2A 的浮选性能,结果见表 5。

表 5 S-2A 在不同 pH 下的浮选性能试验结果

pH 值	pH 调整剂及用 量/(kg·t ⁻¹)	精矿产率 /%	品位(P ₂ O ₅) /%	回收率 /%	选矿效率 /%
3.30	H ₂ SO ₄ , 2.0	67.47	29.73	81.37	13.90
3.5	H ₂ SO ₄ , 1.5	68.89	28.80	80.49	11.60
3.90	H ₂ SO ₄ , 0.5	68.47	28.55	79.30	10.83
6.3	Na ₂ CO ₃ , 2.0	68.15	29.08	80.40	12.25
7.5	Na ₂ CO ₃ , 4.0	66.05	28.17	75.48	9.43
8.1	Na ₂ CO ₃ , 6.0	67.95	29.65	81.73	13.78
8.3	Na ₂ CO ₃ , 8.0	65.68	30.00	79.94	14.26

由表 5 看出:S-2A 在弱酸或弱碱条件下有较好的浮选性能,回收率、选矿效率、精矿品位都较高。在酸性矿浆中,随着 pH 值的下降,精矿品位、回收率、选矿效率都是增加的,在碱性矿浆中随着 pH 值的增加,精矿品位、选矿效率增加。根据矿物的界面电现象,石英矿物的 pH_{PZC} = 1.3 ~ 3.7^[1],磷矿物的 pH_{PZC} = 4 ~ 7^[2],因此不同 pH 值下,两种矿物的表面电位的性质不同。在酸性条件下,磷矿物带正电,石英带负电,有利于胺类捕收剂浮选石英矿物。在弱碱性条件下,石英矿物所带的负电量较磷矿物多,吸附胺类捕收剂的量大,有利于两种矿物的分离。如果在碱性下进行浮选,添加碱的量较大,导致选矿成本增加,因此,一般不在碱性条件下进行胺类捕收剂浮选脱硅。在中性条件下,可能发生混杂浮选,不利于矿物的分离。

2.5 捕收剂 S-2A 分段加药浮选的影响

由于宜昌胶磷矿的嵌布粒度较小,磨矿时矿石粒度 -0.074 mm 含量较高,泥化程度高,影响浮选。为了克服胺类捕收剂对细泥敏感的缺点,采用分段加药浮选,即先加部分捕收剂浮选细粒级矿物,然后添加适量捕收剂选择性地粗粒级的脉石矿物浮出,以提高磷精矿的品位,结果见表 6。

表 6 S-2A 用量分段加药试验结果

S-2A 用量/(kg·t ⁻¹)		精矿	品位	回收	选矿
第一次	第二次	产率	(P ₂ O ₅)	率	效率
加药量	加药量	/%	/%	/%	/%
0.5		67.47	29.73	81.37	13.90
0.1	0.4	62.70	30.48	77.53	14.83
0.2	0.3	56.61	31.43	72.17	15.56
0.3	0.2	59.52	31.19	75.31	15.76

由表 6 可知,分段加药浮选明显优于一次性加药,精矿品位提高了 1%~2%,选矿效率也提高了 1%~2%。

2.6 反浮脱硅消泡剂 800[#] 用量试验

反浮选脱硅用胺类捕收剂时,试验中泡沫过多、过粘,必须在浮选过程中添加消泡剂。确定脱硅胺类药剂用量及加药方式之后,研究消泡剂 800[#] 对试验的影响。消泡剂 800[#] 主要来源于石油副产品,主要成分为多元醇。试验结果见表 7。

表 7 消泡剂 800[#] 用量试验结果

800 [#] 用量	精矿产率	品位(P ₂ O ₅)	回收率	选矿效率
/(g·t ⁻¹)	/%	%	%	/%
0	56.61	31.43	72.17	15.56
50	52.34	32.48	68.96	16.62
100	47.64	33.15	64.07	16.43
200	46.35	33.14	62.31	15.96

通过同一条件下消泡剂 800[#] 不同用量的试验得到:随着 800[#] 用量的增加,精矿品位、选矿效率都是先增加后减小,800[#] 用量为 100 g/t 时的精矿品位最高。如果再增加用量,精矿品位提高不大,反而降低了回收率和选矿效率,因此适当添加消泡剂 800[#] 有利于浮选。

这是由于消泡剂 800[#] 是非极性多元醇,与 S-2A 捕收剂共同吸附于矿物表面,降低了 -NH₄⁺ 基团的静电排斥力,提高了药剂的吸附能力,减少了捕收剂在矿物表面的吸附量,提高了精矿的品位,同时降低了浮选泡沫的粘度^[3]。

2.7 双反浮选最终试验结果

确定硫酸、TSM-2 粗选药剂用量,脱硅浮选药剂 S-2A、硫酸、消泡剂 800[#] 用量之后,进行了双反浮选工艺流程试验,试验流程见图 1,结果见表 8。

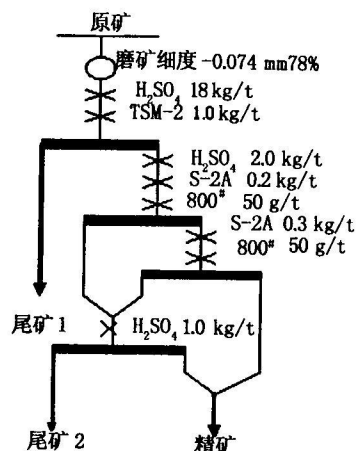


图 1 双反浮选工艺流程图

表 8 双反浮选流程试验结果

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
精矿	69.24	30.05	84.41
尾矿 2	12.23	17.00	8.43
尾矿 1	18.53	9.52	7.16
原矿	100.00	24.65	100.00

3 结语

通过脱镁一粗一扫和反浮选脱硅一粗一扫工艺流程试验,在药剂制度为硫酸 21.0 kg/t、TSM-2 1.0 kg/t、S-2A 0.5 kg/t、800[#] 100 g/t 的条件下,获得了磷精矿品位 30.05%、产率 69.24%、回收率 84.41% 的浮选指标。

胺类捕收剂 S-2A 对石英等矿物具有很好的捕收性,分段加药的效果要优于一次性加药,试验中添加适量的多元醇消泡剂有利于浮选,增强了胺类捕收剂选择性,降低了泡沫粘度,使泡沫的脆性增大易于流动。

4 参考文献

- [1] 谢广元. 选矿学[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001.
- [2] 彭儒, 罗廉明. 磷矿选矿[M]. 武汉: 武汉测绘科技大学出版社, 1992.

(下转第 9 页)

矿浆质量分数 30%,粗选脱镁抑制剂 H_2SO_4 用量 10.78 kg/t、BL 用量 0.69 kg/t、二次浮选脱镁抑制剂 H_2SO_4 用量 5.39 kg/t、BL 用量 0.34 kg/t。三次浮选脱硅抑制剂 H_2SO_4 用量为 3 kg/t、CH403 用量为 0.512 kg/t。全流程试验结果见表 3。

表 3 全流程实验数据

产品名称	产率 /%	P_2O_5 品位 /%	P_2O_5 回收率 /%
精矿	69.01	30.84	85.77
尾矿 1	15.90	8.34	5.35
尾矿 2	5.27	12.31	2.62
尾矿 3	9.82	15.60	6.26

双反浮选精矿、尾矿多元素分析见表 4。

表 4 双反浮选产品多元素分析结果 %

产品名称	P_2O_5	MgO	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO
精矿	30.86	1.37	10.26	1.29	1.70	44.80
尾矿 1	8.37	11.56	14.85	2.32	4.12	28.05
尾矿 2	12.35	6.45	21.85	3.49	6.03	25.85
尾矿 3	15.59	2.33	30.02	4.52	6.79	24.09

4 结语

a. 针对本胶磷矿硅含量较高而镁含量较低的特点,采用双反浮选并取得了良好的精矿指标:精矿产率 69.01%、精矿 P_2O_5 品位 30.84%、 P_2O_5 回收率 85.77%、精矿 SiO_2 品位 10.32%。

b. 针对本胶磷矿硅含量较高的特点,特研制出新型高效阳离子脱硅捕收剂 CH403,这种捕收剂在酸性和碱性条件下都可以使用,而且分选效果较好。试验证明 CH403 对硅酸盐矿物有良好

的捕收性。

c. 二次浮选后,脱硅尾矿的 P_2O_5 品位仍有 16.00% 左右,还有待对其进行扫选,使得 P_2O_5 品位降至 10% 以下。

d. 推荐采用双反浮选工艺和使用脱镁药剂 BL、脱硅药剂 CH403 进行工业试验,并应用于实践,解决我国硅钙质沉积型磷块盐难选的难题。

5 参考文献

- [1] 戴惠新,王春秀,段希祥.电选在我国磷矿选矿中应用的可能性探讨[J].化工矿物与加工,2003,(2):5-7.
- [2] 钱押林.某硅钙质磷块岩双反浮选工艺研究[J].化工矿物与加工,2006,(1):7-9.
- [3] 葛英勇,曾小波,甘顺鹏,郝骞.中、低品位胶磷矿双反浮选研究[J].矿产保护与利用,2006,(3):34-36.
- [4] 张仁忠,令狐昌锦.瓮福磷矿 a 层矿和 b 层矿的混合选矿实践[J].化工矿物与加工,2007,(8):8-10.

Research of double-reverse floatation process for a silico-calcium collophane

SU Di¹, XIE Tian²,

QIU Shu-yi¹, JIANG Xiao-ming¹

- (1. Guizhou University, Guiyang Guizhou 550003, China;
2. Wengfu Group Co. Ltd., Fuquan Guizhou 550501, China)

Abstract: Double - reverse floatation process was introduced to achieve an object of reducing the content of silica in response to a feature of significant level of silica in moderate and low - assay silicon-calcium collophane with the resultant phosphate concentrate being P_2O_5 of 30.84 %, recovery 85.77 % MgO, MgO mass fraction 1.37 % and SiO_2 mass fraction 10.26 %, having realized an effective separation of collophane from siliceous gangues.

Keywords: double-reverse floatation; collector; desilication; de-magnesium

(上接第 6 页)

Research on two-stage reverse floatation test of middle-grade phosphate ores from Yichang Mining Area

LUO Hui-hua, CHEN Ting-ting, CHEN Hui
(School of Environment and Civil Engineering, Wuhan

Institute of Technology, Wuhan Hubei 430073, China)

Abstract: Tests were conducted on the double-reverse floatation process using anion collector for floatation of magnesium and cation collector for floatation of silicon for separating phosphate rocks with high contents of magnesium and silicon and difficulty of being benefited with the desirable floatation indices obtained.

Keywords: phosphate ores; two-stage reverse floatation; collector