

文章编号:1674-2869(2017)06-0594-06

# 湖北宜化集团殷家坪磷矿双反浮选工艺的研究

刘 晓<sup>1</sup>,瞿定军<sup>1</sup>,刘小平<sup>1</sup>,张祥勤<sup>1</sup>,王 玲<sup>1</sup>,葛英勇<sup>2</sup>,刘 鸣<sup>2</sup>

1. 北京蓝图工程设计有限公司,北京 100070;

2. 武汉理工大学资源与环境工程学院,湖北 武汉 430070

**摘 要:**针对湖北宜化殷家坪低品位难选硅镁质磷矿,采用阴离子捕收剂 MG-7 反浮选脱镁—沉降脱泥—阳离子捕收剂 T609 反浮选脱硅工艺. 在脱硅之前预先脱泥,同时消泡剂 TOP 和捕收剂 T-609 搭配使用,解决了阳离子反浮选脱硅过程中泡沫过稳定的难题. 获得品位为 33.04%,回收率为 69.50%的浮选精矿. 将分离的矿泥并入精矿,混合后精矿品位为 30.56%,回收率为 78.68%. 相比于传统的正浮选工艺,此工艺不需加温有效地降低了选矿的成本.

**关键词:**磷矿;双反浮选;捕收剂;消泡剂;过稳定泡沫

**中图分类号:**TD923 **文献标识码:**A **doi:**10.3969/j.issn.1674-2869.2017.06.012

## Double Reverse Flotation of Yinjiaping Phosphate Mine in Hubei Yihua Group

LIU Xiao<sup>1</sup>,QU Dingjun<sup>1</sup>,LIU Xiaoping<sup>1</sup>,ZHANG Xiangqin<sup>1</sup>,WANG Ling<sup>1</sup>,GE Yingyong<sup>2</sup>,LIU Ming<sup>2</sup>

1. Beijing Landmark Engineering Co.,LTD, Beijing 100070, China;

2. School of Resource and Environment Project, Wuhan University of Technology, Wuhan 430070, China

**Abstract:** A low grade phosphate ore with high silicon and magnesium in Hubei was processed by a double reverse flotation with anionic collector MG-7 removing magnesium, sedimentation desliming and the cationic collector T609 removing silicon. The problem of over-stable foam in cationic reverse flotation process can be effectively solved by desliming before desilication, and combining collector T-609 with defoaming agent TOP. The grade of  $P_2O_5$  achieves 33.04%, and the recovery is 69.50%. When combined slime with concentrate, the concentrate grade is 30.56% and the recovery is 78.68%. Compared with the traditional flotation process, this new technology without heating reduces the production cost

**Keywords:** phosphate ore; double reverse flotation; collector; defoaming agent; over-stable foam

磷矿最重要的应用之一为磷肥原料. 充足的磷肥供应是一个国家农业发展的前提,也直接关系到世界粮食的供应安全<sup>[1-2]</sup>. 随着磷矿品位的不断贫化,单独使用正浮选或反浮选难以获得高品质的磷精矿. 因此,国内外通常运用正一反、反—正和双反浮选工艺处理磷矿石<sup>[3-5]</sup>. 湖北大峪口化工公司采用正浮选脱硅—反浮选脱镁工艺选别低

品位磷灰石,是国内处理硅镁质磷矿的典型实例<sup>[6]</sup>. 但是,正浮选脱硅一般需要加温,导致选矿成本升高. 因此,阳离子捕收剂反浮选脱硅工艺是目前磷矿领域研究的重要课题. 葛英勇等<sup>[7]</sup>研究发现,采用深度氧化脂肪酸 MG 反浮选脱镁和烷基多胺醚 GE-609 反浮选脱硅的双反浮选工艺,可获得精矿  $P_2O_5$  品位和回收率分别为 32.51%和 91.23%、MgO

收稿日期:2017-05-12

作者简介:刘 晓,高级工程师,E-mail:lx661212@sina.com

引文格式:刘晓,瞿定军,刘小平,等. 湖北宜化集团殷家坪磷矿双反浮选工艺的研究[J]. 武汉工程大学学报,2017,39(6):594-599.

LIU X,QU D J,LIU X P,et al. Double reverse flotation of Yinjiaping Phosphate Mine in Hubei Yihua Group[J]. Journal of Wuhan Institute of Technology,2017,39(6):594-599.

品位为0.78%、 $R_2O_3$ 品位为2.37%的良好指标.突尼斯kef-Eddur<sup>[8]</sup>在研究中发现,低品位粗粒磷矿用醚胺反浮选脱硅效果较好,但细粒级分选效果较差,主要原因是细粒矿泥多,比表面积大,泡沫多,恶化了浮选工艺.采取预先脱泥工艺,可以有效改善细粒矿物的浮选效果<sup>[9-11]</sup>,同时消泡剂和捕收剂的混合使用,可以有效解决阳离子反浮选中泡沫过稳定的问题,促进了双反浮选工艺在工业生产中的大规模应用.北京蓝图工程设计有限公司与

武汉理工大学组成的联合试验小组采用阴离子反浮选脱镁—沉降脱泥—阳离子反浮选脱硅联合工艺对殷家坪磷矿进行选别,获得了良好的精矿指标.

1 试验部分

1.1 矿石性质

试验所用矿样来自湖北宜化集团矿业有限责任公司殷家坪磷矿.矿样多元素分析结果如表1所示,矿物成分分析结果如表2所示,单位为质量分数.

表1 矿样多元素分析结果  
Tab. 1 Multi-element analysis of raw ore (mass fraction: %)

P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	K <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	BaO	TiO <sub>2</sub>	MnO	SrO	CeO <sub>2</sub>	ZrO <sub>2</sub>	F	Cl	CO <sub>2</sub>
20.31	2.55	28.09	2.25	6.25	28.91	3.28	2.79	0.69	0.109	0.627	0.033	0.058	0.067	0.017	0.454	0.045	8.070

表2 矿物成分分析结果  
Tab. 2 Component analysis of raw ore (mass fraction: %)

磷灰石 phosphorite	胶磷矿 collophanite	石英 quartz	白云石 dolomite	长石 feldspar	针铁矿 goethite	方解石 calcite	黄铁矿 pyrite
54.48	4.74	2.53	5.89	29.64	0.19	0.35	2.18

由表1和表2可知,原矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>的品位为20.31%,SiO<sub>2</sub>含量为28.09%,MgO含量为2.33%.含磷矿物为磷灰石(54.48%)和胶磷矿(4.74%),主要脉石矿物为长石(29.64%)、白云石(5.89%)和石英(2.53%),同时含有少量黄铁矿、方解石和针铁矿,属于典型的低品位难选硅镁质磷矿.

1.2 药剂

捕收剂MG-7、T609,调整剂H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>、H<sub>3</sub>PO<sub>4</sub>、Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>,消泡剂TOP.

1.3 方法

试验在XFD型单槽浮选机中进行,浮选槽体积为1.0 L,浮选机主轴转速为1 800 r/min.称取400 g原矿,使用XMQ-Φ150×50型球磨机磨至适宜细度.依次进行反浮选脱镁pH条件试验、脱镁捕收剂对比试验、脱泥试验、脱硅pH条件试验、脱硅捕收剂对比试验、闭路试验.浮选后将各产品分别抽滤、烘干、称重、制样、化验,得出其产率和品位,计算出各产品的回收率.

2 结果与讨论

2.1 磨矿细度及H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量试验

磨矿细度试验原则流程如图1,浮选条件为:磨矿细度(变量)、H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量为15 kg/t、MG-7用量为2 250 g/t.磨矿细度试验结果如图2(a)所示.

由图2(a)可知,随着磨矿细度由-0.075 mm占70%增加至-0.075 mm占87%,精矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位由

23.22%升至23.75%,回收率由91.94%降至89.72%.当磨矿细度-0.074 mm含量大于80%之后,精矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位增幅相对较小,表明碳酸盐脉石矿物与有用矿物单体充分解离,因此选择-0.074 mm占80.23%为最佳磨矿细度.

H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量试验原则流程如图1所示,试验条件:磨矿细度-0.074 mm占80.23%,H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>(变量),MG-7用量为2 250 g/t(两段加药),试验结果如图2(b)所示.

由图2(b)可知,随着H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量的增加,精矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>的品位逐渐增加,回收率逐渐降低.而H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量大于15 kg/t时,P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>的品位增加幅度相对较小,而回收率降低较为明显.综合考虑精矿品位与回收率指标,H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>用量定为15 kg/t.

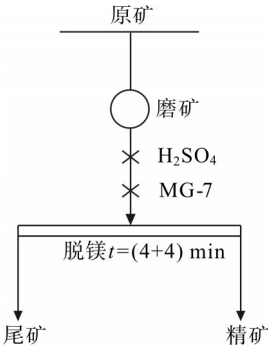


图1 磨矿细度试验及脱镁粗选试验流程图  
Fig. 1 Flowchart of ore grinding and de-magnesium roughing flotation

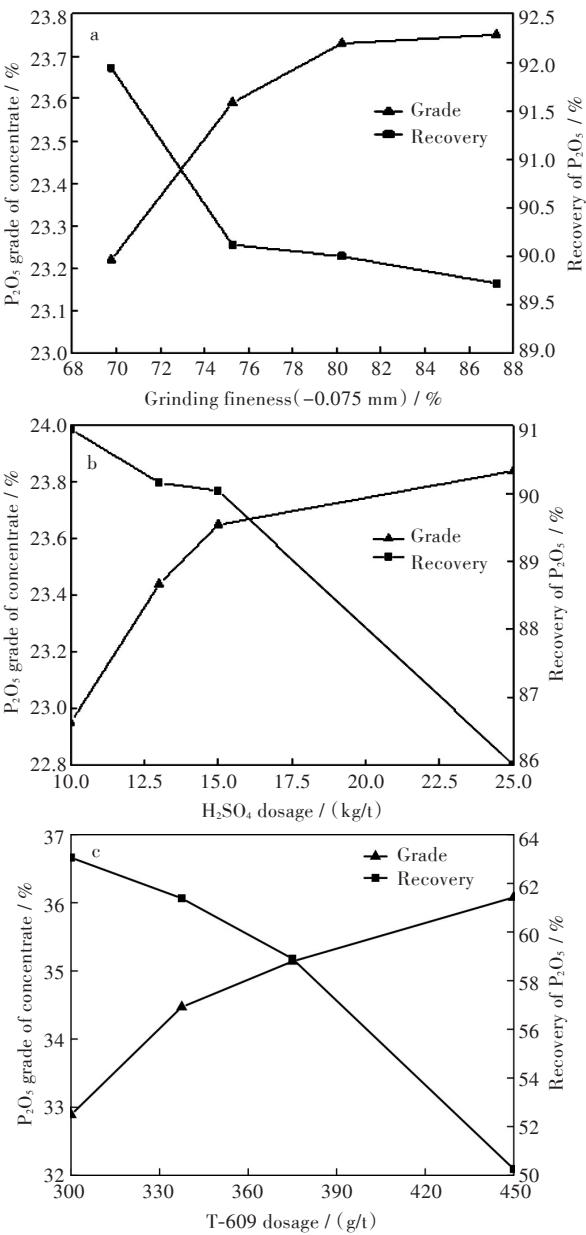


图 2 (a)脱镁粗选磨矿细度试验结果;(b)脱镁粗选  $H_2SO_4$  用量试验结果;(c)脱镁粗选捕收剂 MG-7 用量试验结果

Fig. 2 Results of (a)ore grinding, (b) $H_2SO_4$  dosage and (c)MG-7 collector dosage in de-magnesium roughing flotation

2.2 反浮选脱镁试验

原矿中  $MgO$  含量为 2.55%, 在化工生产中磷精矿  $MgO$  含量要求小于 1%, 故进行反浮选脱镁试验, 脱镁粗选条件试验流程如图 1 所示。

2.2.1 捕收剂对比试验 选择 MG-7、EZ-1、HD-1 三种捕收剂进行脱镁药剂筛选试验。试验条件: 磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占 80.23%;  $H_2SO_4$  用量 15 kg/t; 捕收剂用量均为 2 250 g/t, 采用分批加药方式<sup>[12-13]</sup>; 浮选时间  $t=(4+4)\text{ min}$ 。试验结果如表 3 所示。

由表 3 可知, MG-7 可以得到  $P_2O_5$  品位为 23.73%、回收率为 90.00% 的粗精矿。EZ-1 和 HD-1 的捕收性较强, 但是选择性较差, 在获得精矿  $P_2O_5$

品位相当的情况下, 回收率分别比 MG-7 低 8.11% 和 13.68%

因此, 选择 MG-7 作为本试验的脱镁捕收剂。

表 3 脱镁捕收剂对比试验结果

Tab. 3 Results of collector in de-magnesium roughing flotation (%)

捕收剂配方 collectors formula	精矿产率 concentrate yield	$P_2O_5$ 品位 $P_2O_5$ grade	$P_2O_5$ 回收率 $P_2O_5$ recovery
MG-7	77.52	23.73	90.00
EZ-1	69.19	23.98	81.89
HD-1	65.27	23.76	76.32

2.2.2 捕收剂用量试验 试验条件: 磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占 80.23%;  $H_2SO_4$  用量为 15 kg/t; MG-7 用量为变量, 采用分批加药方式; 浮选时间  $t=4+4\text{ min}$ 。试验结果如图 2(c) 所示。由图 2(c) 可知, 随着捕收剂用量由 1.25 kg/t 增加到 3 kg/t, 精矿中  $P_2O_5$  品位逐渐增加, 由 22.97% 增加至 23.76%, 回收率逐渐降低, 由 96.51% 降低至 87.59%。当 MG-7 用量为 2 250 g/t 时, 精矿  $P_2O_5$  品位为 23.73% 回收率为 90.00%。继续增加捕收剂用量, 精矿  $P_2O_5$  品位增幅较小, 但回收率下降明显。综合比较 MG-7 用量 2 250 g/t 时为最优条件。

2.3 脱泥试验

脱硅药剂属于阳离子型胺类捕收剂, 由于细粒矿物拥有较高的比表面积, 在浮选中胺类捕收剂大量的吸附在细颗粒表面, 导致捕收剂消耗量增大。药剂成本增加。同时还产生大量黏性泡沫, 致使无法进行正常的浮选操作。故在反浮选脱硅之前进行脱泥, 可以有效降低药剂消耗和改善浮选环境<sup>[14-15]</sup>。

实验室采取沉降水析法脱泥, 在 1 L 浮选槽中沉浸 100 s, 抽出上层悬浊液, 得到产率为 10% 的矿泥。矿泥主要元素分析结果如表 4 所示。

表 4 矿泥主要元素分析

Tab. 4 Major elements analysis of slime (%)

$w(P_2O_5)$	$w(MgO)$	$w(Fe_2O_3)$	$w(Al_2O_3)$
19.69	0.36	3.46	9.10

由表 4 可知, 矿泥中  $P_2O_5$  的品位为 19.69%, 回收率接近 10%。但镁、铁、铝含量偏高, 可考虑采用正浮选工艺处理矿泥, 从而进一步提高磷精矿回收率。也可将矿泥与精矿直接合并, 得到混合精矿。

2.4 反浮选脱硅试验

由于原矿中含有大量的长石和石英, 单独使

用反浮选脱镁工艺难以得到合格的精矿,因此在脱镁的基础上进行脱硅试验.实践中阳离子捕收剂反浮选脱硅过程中存在泡沫过稳定的问题,影响其在工业生产中的应用.选择TOP作醚胺类捕收剂反浮选脱硅的消泡剂,可以有效解决浮选泡沫黏度大、难冲消的难题,根据前期研究经验,试验TOP用量定为80 g/t.反浮选脱硅采用一粗一精一扫流程.脱硅粗选、精选试验流程如图3.

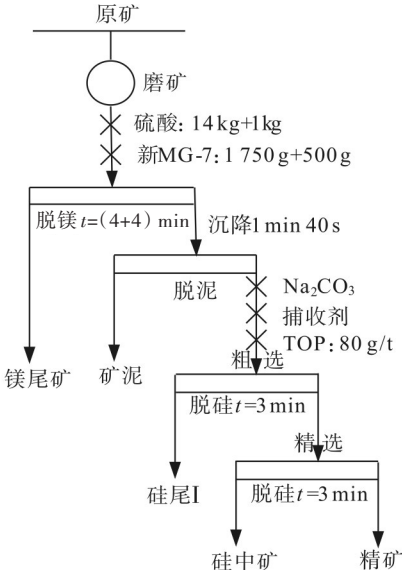


图3 脱硅粗选、精选试验流程图

Fig. 3 Flowchart of silicon removal by roughing and concentration flotation

2.4.1 pH 条件试验 选择Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>作为脱硅pH调整剂. 试验条件: Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>(变量); T-609, 375 (250+125) g/t, 消泡剂TOP, 80 g/t. 试验结果如表5所示.

表5 脱硅pH条件试验结果  
Tab. 5 Results of pH in silicon removal

Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 用量	pH	精矿产率	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 回收率
dosage of		concentrate	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> / (g/t)		yield / %	grade / %	recovery / %
0	5.7	39.90	30.66	59.88
1 000	7.4	34.26	35.14	58.90
2 000	8.4	34.38	34.67	58.34

由表5可知,阳离子捕收剂T-609在酸性条件(pH为5.7)下捕收效果较差,精矿中品位低至30.66%. 加入Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>之后,精矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>的品位显著增加,当Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>用量为1 000 g/t时,可以获得P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位为35.14%,回收率为58.90%的磷精矿,增大Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>用量精矿品位变化幅度较小,因此该矿样的脱硅最佳Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>用量为1 000 g/t.

2.4.2 捕收剂对比试验 选取GE-609、YGE-609、

T-609三种捕收剂进行脱硅药剂筛选试验. 试验条件: Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, 1 000 g/t; 捕收剂, 375 (250+125) g/t. 试验结果如表6所示.

表6 脱硅捕收剂对比试验结果  
Tab. 6 Results of collector in silicon removal (%)

捕收剂	精矿产率	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 回收率
collectors	concentrate yield	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> grade	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> recovery
GE-609	35.51	35.05	60.92
YGE-609	41.74	31.10	63.54
T-609	34.26	35.14	58.90

由表6可知,GE-609作为捕收剂时可以得到P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位为35.05%,回收率为60.92%的精矿,采用T-609可以得到P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位为35.14%,回收率为58.90%的精矿,两种药剂脱硅效果相当;YGE-609的捕收性能较差. 但考虑到浮选泡沫现象,选择GE-609做捕收剂反浮选时泡沫较多、难消泡,生产上不易控制. 故选择浮选泡沫现象较好的T-609做为脱硅捕收剂.

2.4.3 捕收剂用量试验 选择T-609进行脱硅捕收剂用量试验,试验条件: Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>用量为1 000 g/t; T-609(变量),试验结果如图4所示.

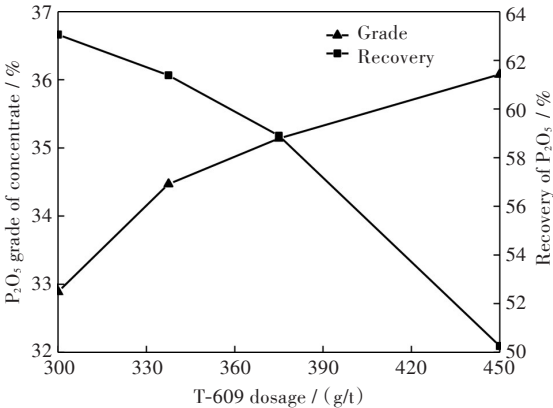


图4 脱硅捕收剂T-609用量试验结果

Fig. 4 Results of T-609 collector dosage in silicon removal

由图4可知,随着T-609用量由300 g/t增加至450 g/t,精矿中P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位由32.89%增加至36.08%,回收率由63.06%降低至50.26%. 当捕收剂用量大于337.5 (225+112.5) g/t时,精矿品位增加幅度较小,回收率降低幅度较大. 综合考虑确定脱硅捕收剂用量为337.5 (225+112.5) g/t.

2.5 闭路试验

为验证最佳试验条件的可靠性与稳定性,进行了闭路试验. 闭路试验流程如图5所示,闭路试验结果如表7所示,精矿多元素分析结果如表8所示,单位为质量分数.



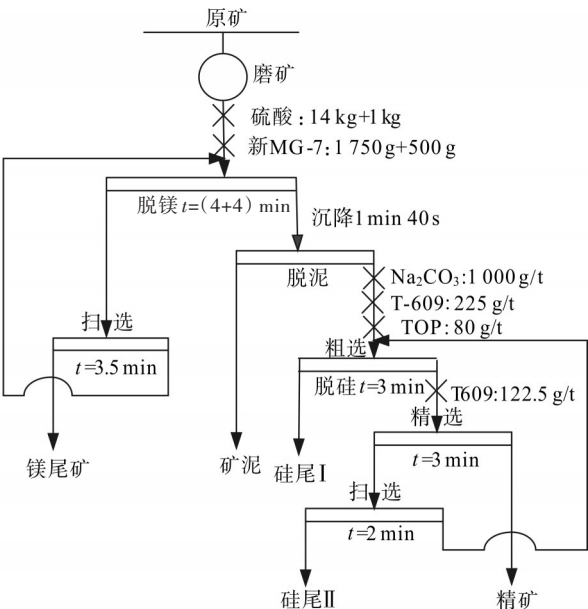


图 5 闭路试验流程图

Fig. 5 Flowchart of closed-circuit test

表 7 闭路试验结果

Tab. 7 Results of closed-circuit test (%)

产品 product	产率 yield	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> grade	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 回收率 P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> recovery
精矿	42.72	33.04	69.50
矿泥	9.56	19.50	9.18
脱镁尾矿	18.08	7.94	7.07
脱硅尾 I	10.81	9.55	5.08
脱硅尾 II	18.83	9.89	9.17
合计	100.0	20.31	100.0
混合精矿 (矿泥+精矿)	52.28	30.56	78.68

由表 7 和表 8 可知,通过双反浮选试验,可以将原矿 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位从 20.31% 提高到 33.04%,且铁铝镁总含量 < 3%,获得良好的生产指标. 若将矿泥与精矿合并,则混合精矿品位为 30.56%,回收率为 78.68%.

表 8 精矿多元素分析结果

Tab. 8 Multi-element analysis of the concentrate

(mass fraction; %)

P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	K <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	BaO	TiO <sub>2</sub>	Rb <sub>2</sub> O	SrO	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	F	Cl	CO <sub>2</sub>
33.04	0.30	9.93	0.99	1.50	39.97	2.28	2.24	0.54	0.091	0.454	0.003	0.069	0.005	0.798	0.064	7.184

3 结 语

1) 湖北某磷矿原矿 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 含量为 20.31%, 主要脉石矿物为长石、白云石和黄铁矿, 其中 SiO<sub>2</sub> 和 MgO 含量分别为 28.09%、2.55%, 属于典型的难选中低品位硅镁质磷矿.

2) 在 -0.074 mm 占 80.23% 的磨矿细度下, 脱镁粗选的最佳药剂制度为: H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 15 kg/t、MG-7 2 250 g/t (两段加药); 脱硅粗选的最佳药剂制度为: Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> 1 000 g/t、T609 225 g/t、TOP 80 g/t; 脱硅精选的最佳药剂制度为: T609 112.5 g/t. 通过双反浮选工艺, 获得 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位 33.04%, 回收率 69.50%, 铁铝镁总含量小于 3% 的优质磷精矿. 将矿泥与精矿直接合并, 可以得到 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位为 30.56%, 回收率为 78.68% 的混合精矿.

3) 脱硅之前预先脱泥, 加上反浮选脱硅阳离子捕收剂 T-609 和消泡剂 TOP 的搭配使用, 可以有效改善阳离子反浮选中泡沫过稳定的问题.

参考文献:

[1] 刘建雄. 我国磷矿资源分析与开发利用[J]. 化肥工业, 2009, 36(6): 27-31.  
LIU J X. Analysis of domestic phosphate rock

resources, their exploitation and utilization [J]. Chemical Fertilizer Industry, 2009, 36(6): 27-31.  
[2] 刘颐华. 我国与世界磷资源及开发利用现状[J]. 磷肥与复肥, 2005, 20(5): 1-5, 10.  
LIU Y H. Phosphorus resources at home & abroad, and the current situation of their exploitation & utilization [J]. Phosphate & Compound Fertilizer, 2005, 20(5): 1-5, 10.  
[3] 张帆, 管俊芳, 李小帆, 等. 磷矿选矿工艺和药剂的研究现状[J]. 中国非金属矿工业导刊, 2014(4): 25-28, 38.  
ZHANG F, GUAN J F, LI X F, et al. Overview of phosphate ore beneficiation technology and reagents [J]. China Non-metallic Mining Industry, 2014(4): 25-28, 38.  
[4] SIS H, CHANDER S. Improving froth characteristics and flotation recovery of phosphate ores with nonionic surfactants [J]. Minerals Engineering, 2003, 16(7): 587-595.  
[5] STEEN I. Phosphorus availability in the 21st century: Management of a non-renewable resource [J]. Phosphorus Potassium, 1998, 217: 25-31.  
[6] 傅克文, 孙立田, 时承东. 大峪口胶磷矿正反浮选新工艺的试验研究及工业化应用[J]. 化工矿物与加工, 2013, 42(12): 25-27.  
FU K W, SUN L T, SHI C D. Experimental study and

industrial application of new direct and reverse flotation process for cellophane in Dayukou phosphate mine[J]. Industrial Minerals & Processing,2013,42(12):25-27.

[7] 葛英勇,甘顺鹏,曾小波. 胶磷矿双反浮选工艺研究[J]. 化工矿物与加工,2006,35(8):8-10.

GE Y Y,GAN S P,ZENG X B. Double reverse flotation process of separating phosphate rock [J]. Industrial Minerals & Processing,2006,35(8):8-10.

[8] ZIDI R, BABBOU-ABDELMALEK C, CHAABANI F, et al. Enrichment of low-grade phosphate coarse particles by froth-flotation process, at the Kef-Eddur washing plant, Tunisia [J]. Arabian Journal of Geosciences, 2016,9(6):462-1-462-15.

[9] 余永富,葛英勇,潘昌林. 磷矿选矿进展及存在的问题[J]. 矿冶工程,2008,28(1):29-33.

YU Y F,GE Y Y,PAN C L. Progress and problems in beneficiation of phosphorite ores [J]. Mining and Metallurgical Engineering,2008,28(1):29-33.

[10] MOHAMMADKHANI M, NOAPARAST M, SHAFAEI S Z, et al. Double reverse flotation of a very low grade sedimentary phosphate rock, rich in carbonate and silicate [J]. International Journal of Mineral Processing,2011,100(3):157-165.

[11] 曾李明. 胶磷矿双反浮选工艺优化试验研究[D]. 武汉:武汉理工大学,2013.

[12] 金昶. 大垭口磷矿浮选工艺探究[J]. 化工矿物与加工,2014,43(11):9-13,16.

JIN T. Exploratory research on double reverse flotation process in Daiyakou phosphate mine [J]. Industrial Minerals & Processing,2014,43(11):9-13,16.

[13] 周军,黄云凡,刘朝竹. 安宁磷矿选厂加药方式优化研究与实践[J]. 化工矿物与加工,2014,43(4):48-50.

ZHOU J,HUANG Y F,LIU C Z. Study on optimization of dosing mode in beneficiation, Anning Phosphate Mine and its practice [J]. Industrial Minerals & Processing,2014,43(4):48-50.

[14] 胡岳华,邱冠周,王淀佐. 细粒浮选体系中扩展的DLVO理论及应用[J]. 中南矿业学院学报,1994,25(3):310-314.

HU Y H, QIU G Z, WANG D Z. Extended DLOV theory and its applications in flotation of fine particles [J]. Journal of Central-South Institute of Mining and Metallurgy,1994,25(3):310-314.

[15] 张永,钟宏,谭鑫. 阳离子捕收剂研究进展[J]. 矿产保护与利用,2011(3):44-49.

ZHANG Y,ZHONG H,TAN X. Research progress in cationic collectors [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2011(3):44-49.

本文编辑:苗 变