

胶磷矿不同磨矿细度单体解离度测定及其浮选应用

杨稳权^{1,2}, 方世祥¹, 庞建涛¹, 何海涛¹, 张泽强²

(1. 云南磷化集团有限公司磷资源开发利用工程技术研究分公司, 云南 昆明 650113;

2. 武汉工程大学资源与土木工程学院, 湖北 武汉 430074)

摘要:通过测定胶磷矿在不同磨矿细度下的单体解离度, 来计算磷矿的理论最大回收率, 进而通过比较实际回收率与理论最大回收率来判定浮选指标的优劣. 利用偏光显微镜观测, 采用过尺线测法, 在磨矿细度—0.076 mm含量分别占84.23%、88.71%、92.74%和95.16%的条件下, 测定了磷块岩中脉石矿物(白云石、石英)和胶磷矿的单体解离度. 据此计算获得了对应磨矿细度下胶磷矿的理论最大回收率, 分别为95.11%、95.71%、96.70%和96.72%. 初步浮选试验显示磨矿细度在—0.076 mm占88.71%时较为适宜, 浮选脱镁率为88.76%, 磷精矿实际回收率为87.54%. 在此磨矿细度下, 通过优化浮选工艺流程及药剂制度, 浮选磷精矿实际回收率可达91.24%, 精矿中磷酸盐矿物的回收率可达95.33%, 说明通过测定胶磷矿的单体解离度来优化指标是可行的.

关键词:磨矿细度; 单体解离度; 实际回收率; 最大理论回收率

中图分类号: TD871+.3

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.1674-2869.2014.04.007

0 引言

在我国, 磷矿浮选厂对其流程的检查、监控及选矿产品的质量控制在基本上停留在以化学分析为主的手段上, 而对其流程产品的解离度考察工作并不多, 对其流程的可优化程度并不十分清楚, 浮选厂追求流程的稳定更甚于追求流程的最佳, 流程优化的工作力度不够大^[1]. 工艺矿物学检测在一般的甚至是较大型的中国矿山企业基本不存在^[2].

从事胶磷矿浮选的大部分研究人员或是生产技术人员仅仅是通过简单的浮选试验研究, 获得一个较为“理想的选别指标”, 特别是获得一个较为理想的精矿回收率指标^[3-8], 而具体的最佳的精矿选别指标是多少, 没有明确的依据. 实际的精矿回收率与理论回收率差值越小, 说明其浮选指标越好. 本文通过对云南海口磷矿区中低品位胶磷矿在不同磨矿细度下矿石单体解离度的测定^[3], 结合浮选不同工艺流程试验研究, 使精矿回收率趋近于理论回收率.

1 原矿性质

原矿多元素化学分析结果如表1所示.

表1 原矿多元素化学分析结果

Table 1 Chemical analysis of raw ore

成份	P ₂ O ₅	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
w/%	21.78	5.40	14.28	0.67	1.22

从表1可以看出: 试验矿样为硅钙质磷块岩, 表现为低磷高镁, 硅含量中等, R₂O₃ (Fe₂O₃ 和 Al₂O₃ 的总量) 含量低, 主要有用矿物为胶磷矿, 主要脉石矿物为白云石和硅质矿物. 对此种矿石可以通过简单的反浮选脱除碳酸盐杂质并可获得满足下游用户要求的湿法磷酸用磷精矿.

2 不同磨矿细度下磷矿石单体解离度测定

2.1 单体解离度测定方法

在偏光显微镜下观测时, —0.030 8 mm 粒级的矿样制样和测定都很难, 而—0.030 8 mm 粒级矿样中有用矿物胶磷矿基本呈解离状态, 少数的连生体利用磨矿的方法使其解离难度很大, 成本也不划算, 所以此次测定仅对+0.030 8 mm 粒级的各个矿样进行单体解离度测定. 同时, 在单体解离度测定过程中, 由于在现有技术经济条件下, 通过磨矿的方法解离矿样中嵌布粒度小于0.01 mm 的脉石矿物是不行的, 因此在以下测定过程中把

收稿日期: 2014-02-11

基金项目: 国家科技支撑计划项目(2011BAB08B01); 湖北省自然科学基金创新群体项目(2010CDA07)

作者简介: 杨稳权(1976-), 男, 云南富源人, 高级工程师. 研究方向: 磷矿选矿与浮选药剂技术研究与开发.

嵌布粒度小于 0.01 mm 的包裹体看成了胶磷矿的组成部分^[4].

2.2 不同磨矿细度下磷矿石粒度分布

不同磨矿细度下磷矿石粒度分布如表 2 所示.

表 2 不同磨矿细度下磷矿的粒度分布

Table 2 Size distribution of phosphate ore particles under different grinding fineness

磨矿细度 (-0.076 mm 占有率/%)	+0.076 mm 占有率/%	-0.076 mm~+0.030 8 mm 占有率/%	-0.030 8 mm 占有率/%
84.23	17.96	38.00	44.04
88.71	12.08	37.67	50.25
92.74	9.96	37.27	52.77
95.16	9.24	34.63	56.12

从表 2 可以看出,随着磷矿石磨矿细度的增大, -0.030 8 mm 粒级的占有率不断增大, +0.076 mm 粒级占有率不断减小, -0.076~+0.030 8 mm 粒级的占有率也不断减小.

2.3 不同磨矿细度下磷矿石单体解离度测定

不同磨矿细度下磷矿石单体解离度测定结果见表 3.

表 3 不同磨矿细度单体解离度测定结果

Table 3 Determination results of monomer dissociation degree under different grinding fineness

磨矿细度 (-0.074 mm 占有率/%)	84.23		88.71		92.74		95.16	
粒级/mm	+0.076	-0.076~+0.030 8	+0.076	-0.076~+0.030 8	+0.076	-0.076~+0.030 8	+0.076	-0.076~+0.030 8
胶磷矿单体解离度/%	42.67	87.46	39.97	79.43	47.20	82.50	57.74	87.45
白云石单体解离度/%	54.79	58.27	64.51	72.48	59.37	70.64	32.71	56.12
石英单体解离度/%	47.28	51.83	13.50	57.29	30.35	71.00	39.65	77.26
连生体 胶磷矿和白云石连生/%	39.26	7.29	28.24	9.96	27.64	12.69	33.10	10.13
连生体 胶磷矿和石英连生/%	17.98	5.25	31.79	10.62	25.16	4.81	9.16	2.42
最大理论回收率/%	95.11		95.71		96.70		96.72	

表 3 中,①-0.030 8mm 胶磷矿的单体解离度按 99% 计算;② 矿样的最高理论回收率^[5] 计算如公式(1)和(2).

$$\epsilon_n = \frac{Q_{\text{单}} + Q_{\geq 1/2}}{Q_{\text{总}}} \quad (1)$$

$$\epsilon_{\text{总}} = \epsilon_{+0.076} \times \gamma_{+0.076} + \epsilon_{-0.076 \sim +0.030 8} \times \gamma_{-0.076 \sim +0.030 8} + \epsilon_{-0.030 8} \times \gamma_{-0.030 8} \quad (2)$$

式中: ϵ_n 为该粒级的矿样回收率; $Q_{\text{单}}$ 为该粒级矿样中单体有用矿物的质量; $Q_{\geq 1/2}$ 为该粒级矿样中单体有用矿物占矿石颗粒 1/2 以上有用矿物的质量; $Q_{\text{总}}$ 为该粒级矿样中单体有用矿物的总质量; $\epsilon_{\text{总}}$ 为矿样总的回收率; $\epsilon_{+0.076}$ 为 +0.076 粒级矿样的回收率; $\gamma_{+0.076}$ 为矿样 +0.076 粒级的产率; $\epsilon_{-0.076 \sim +0.030 8}$ 为 -0.076~+0.030 8 粒级矿样的回收率; $\gamma_{-0.076 \sim +0.030 8}$ 为矿样 -0.076~+0.030 8 粒级的产率; $\epsilon_{-0.030 8}$ 为 -0.030 8 粒级矿样的回收率; $\gamma_{-0.030 8}$ 为矿样 -0.030 8 粒级的产率.

由公式(1)和(2)计算可得矿样的最大理论回

收率.

3 浮选试验研究结果

3.1 不同磨矿细度试验结果

浮选试验工艺流程及条件如图 1,结果见表 4.

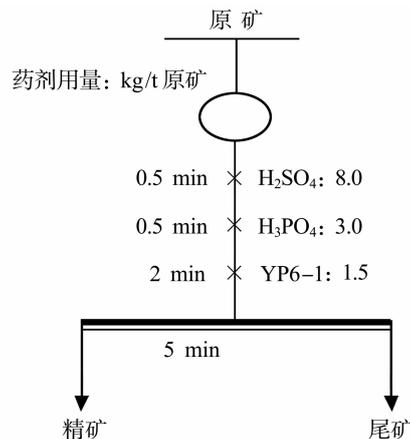


图 1 磨矿细度试验工艺流程图

Fig. 1 Grinding fineness test process flow diagram

表4 不同磨矿细度试验研究结果

Table 4 Test results of different grinding fineness

磨矿细度 (-0.076 mm 占有率%)	产品名称	产率/%	P ₂ O ₅ 品位/%	MgO 品位/%	回收率/%	脱镁率/%
84	精矿	67.90	27.71	1.31	88.91	85.52
88	精矿	65.46	27.98	1.06	87.54	88.76
92	精矿	64.23	27.92	1.26	86.28	86.79
95	精矿	63.97	28.04	1.27	85.92	86.72

从表4可以看出:随着磨矿细度(-0.076 mm 含量)的增加,精矿产率、回收率逐渐减小,脱镁率先增加后减少. 综合比较试验结果,选择磨矿细度-0.076 mm 占88%较为合适.

3.2 全流程闭路试验结果

从不同磨矿细度(-0.076 mm 含量 84%~95%)试验结果来看,随着磨矿细度的增加,精矿回收率与理论最大回收率之间相差8%~9%,说明仅通过增加磨矿细度不能使精矿指标达到最优,还需要通过优化流程结构和药剂制度,尽可能的增加精矿回收率. 全流程浮选试验工艺流程及条件如图2,结果见表5.

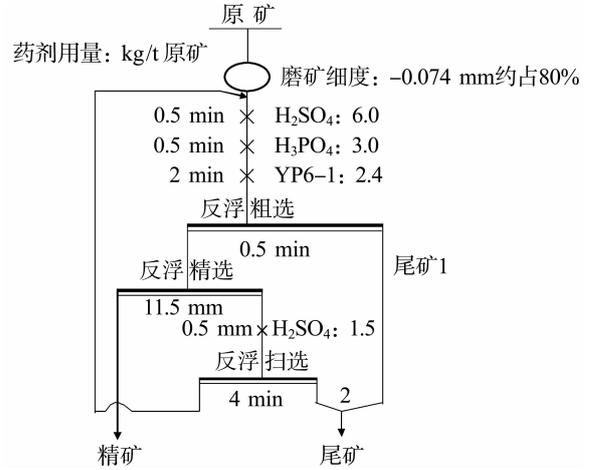


图2 闭路试验工艺流程图

Fig. 2 The flowsheet of closed-circuit test

表5 闭路试验结果

Table 5 The results of closed-circuit test

试验编号	产品名称	产率/%	P ₂ O ₅ 品位/%	MgO 品位/%	回收率/%	脱镁率/%
	总精矿	70.14	27.88	0.94	91.24	88.05
4组连续 闭路试验	总扫尾	22.96	6.23	16.28	6.68	
	总粗尾	6.90	6.47	16.17	2.08	
平均结果	总尾矿(总扫尾+总精尾)	29.86	6.29	16.26	8.76	
	原矿	100.00	21.43	5.51	100.00	

从表5可以看出:在该磨矿细度下,通过优化流程结构和药剂制度,精矿回收率达到91.24%,精矿回收率提高了2.33%. 说明优化流程结构和药剂制度能有效地提高精矿回收率.

4 结果讨论与建议

a. 测定了不同磨矿细度下胶磷矿的单体解离度,并分别计算了最大理论回收率.

b. 在选定胶磷矿最佳磨矿细度为-0.074 mm 占88%时,计算的最大理论回收率为95.71%,通过浮选试验研究,获得了精矿回收率为91.24%,与最大理论回收率仅相差4.47%. 回收率相对值 = $\epsilon_{\text{实}} / \epsilon_{\text{max}} \times 100 = 95.33\%$,该值表示精矿中矿物磷酸盐矿物的回收率^[6],该值越高说明精矿

磷酸盐矿物的浮选回收率越高,浮选分选性越好.

c. 建议对胶磷矿所有浮选生产开展单体解离度进行测定,以判定浮选工艺流程是否合理,浮选各项指标是否最佳.

致 谢

本研究得到云南磷化集团有限公司提供的经费资助,谨此致谢!

参考文献:

[1] 肖仪武. 工艺矿物学新进展[C]//彭毓,汪贻水,孙振宁,等. 当代矿山地质地球物理新进展. 长沙:中南大学出版社,2004:212-216.
 [2] 贾木欣. 国外工艺矿物学进展及发展趋势[J]. 矿冶, 2007,2(16):95-99.

- JIA Mu-xin. Process mineralogy progress and its trend abroad[J]. Mining & Metallurgy, 2007, 2(16): 95-99.
- [3] 许时. 矿石可选性研究[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 41.
- [4] 刘光碧. 晋宁磷矿中低品位磷块岩内胶磷矿的工艺特征[J]. 云南冶金, 1998, 27(1): 57-59.
- [5] 周乐光. 工艺矿物学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2007.
- [6] Metso. Basics in Minerals Processing[EB/OL]. http://www.metso.com/miningandconstruction/mm_segments.nsf/WebWID/WTB-041213-2256F-43973#.Uz5gN7KBSuo, 2014-04-04.
- [7] TYURNIKOVA V I, NAUMOV M E. Improving the effectiveness of flotation[M]. Moscow: Nedra Ltd., 1981: 229.
- [8] WHELAN P F, BROWN D J. Particle-Bubble attachment in froth flotation[J]. Bulletin of the Institute of Mining and Metallurgy, 1956, 591: 181-192.

Determination of collophane monomer dissociation degree under different grinding fineness and its use in flotation

YANG Wen-quan^{1,2}, FANG Shi-xiang¹, PANG Jian-tao¹, HE Hai-tao¹, ZHANG Ze-qiang²

(1. Engineering and Technical Research Branch of Phosphorus Resource Development and Utilization, Yunnan Phosphate Group Co., LTD., Kunming 650113, China;

2. School of Resource and Civil Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430074, China)

Abstract: To judge the flotation indexes excellent or not, the maximum theoretical recovery was got by measuring collophane monomer dissociation degree under different grinding fineness, then it was compared with the real concentrate recovery. The monomer dissociation degrees of valuable mineral (Collophanite) and gangue minerals (dolomite and quartz) in the phosphate rock were measured by polarization microscope, under the grinding fineness — 0.076 mm accounting for 84.23%, 88.71%, 92.74% and 95.16%. The corresponding maximum theoretical recovery calculated based on the dissociation degrees is 95.11%, 95.71%, 96.70%, 96.72%, respectively. The best grinding fineness is 88.23%, and the magnesium removal rate is 88.76%, but the real phosphate concentrate recovery is only 87.54%. After optimizing the flotation technology and reagent system, the real phosphate concentrate recovery increases to 91.24%, and the phosphate mineral recovery in the concentrate is 95.33%. The results show that optimizing the flotation index by measuring collophane monomer dissociation degree is feasible.

Key words: grinding fineness; monomer dissociation degree; actual recovery rate; maximum theoretical recovery

本文编辑: 龚晓宁