

云南某磷矿选矿试验研究

洪磊, 杨远平

(昆明理工大学国土资源工程学院, 云南 昆明 650093)

摘要: 云南某磷矿浮选厂的磨矿细度为 -0.074 mm 75% 左右, 目前该选厂使用的浮选捕收剂获得的精矿回收率较低。针对此问题, 本试验研究提出调整磨矿细度和更换浮选捕收剂的方案, 将磨矿细度调整为 -0.074 mm 80% 左右, 同时改用 LX-918L 药剂替代原来的捕收剂。在现有的磨矿细度和药剂制度下, 采用一次粗选一次精选一次扫选的工艺流程, 最终获得精矿中磷品位为 31.09%, 回收率为 92.08%, 氧化镁含量为 0.8% 的良好指标。与原生产指标相比, 精矿中的氧化镁含量降低了 12%, 尾矿磷品位降低 1.62%, 精矿的回收率提高了 2.81%。

关键词: 磷矿; 磨矿细度; 药剂制度; 氧化镁; 回收率

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.03.014

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 03-0070-04

在我国磷矿资源中, 沉积型磷块岩(胶磷矿)占总储量的 85%, 其中大部分为中低品位矿石。其中 90% 是高镁磷矿, 有用矿物嵌布粒度细, 和脉石矿物紧密结合, 难于解离, 年处理量为 120 万 t/a, 现选厂浮选采用一次粗选一次精选一次扫选、中矿顺序返回的工艺流程, 磨矿细度 -0.074 mm 75% 左右。采用原有的磨矿细度和捕收剂在生产过程中获得的浮选效果不佳, 精矿回收率较低, 尾矿磷品位较高, 浮选脱镁率较低。为解决上述问题, 本研究, 通过调整磨矿细度和更换浮选捕收剂, 能够有效提高精矿的回收率, 降低了磷精矿中氧化镁的含量。同时, 更换的浮选捕收剂使用量低, 在生产中降低了生产成本, 增加了经济效益。

1 试验矿样

矿样取自该磷选厂原矿化学分析结果见表 1。

表 1 原矿化学分析结果 / %
Table 1 The analysis results

P_2O_5	MgO	CaO	SiO_2	$\text{Fe}_2\text{O}_3+\text{Al}_2\text{O}_3$
22.32	5.71	37.02	10.56	0.98

2 结果与讨论

2.1 磨矿细度试验

该选厂目前磨矿细度为 -0.074 mm 75% 左右。本试验采用棒磨机进行磨矿细度试验, 其棒磨机型号为 XMB-67 $200\text{ mm}\times 240\text{ mm}$, 浮选药剂采用 LX-918L, 工艺流程见图 1, 试验结果见表 2。

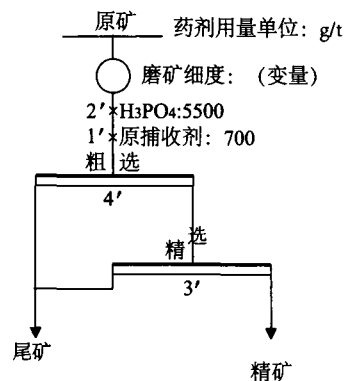


图 1 磨矿细度试验工艺流程
Fig. 1 Flowsheet of grinding fineness test

收稿日期: 2017-04-21

作者简介: 洪磊 (1987-), 男, 助理工程师, 在读研究生, 主要从事选矿工艺研究工作。

表2 磨矿细度试验结果

Table 2 Test results of grinding fineness

-0.074 mm 含量 /%	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
75	精矿	62.41	30.31	0.66	84.46	7.22
	尾矿	37.59	9.26	14.09	15.54	92.78
	原矿	100.00	22.40	5.71	100.00	100.00
80	精矿	63.89	29.76	0.67	85.91	7.51
	尾矿	36.11	8.64	14.6	14.09	92.49
	原矿	100.00	22.13	5.70	100.00	100.00
85	精矿	63.41	29.92	0.74	85.87	8.09
	尾矿	36.59	8.53	14.58	14.13	91.91
	原矿	100.00	22.09	5.80	100.00	100.00

试验结果表明,与现场磨矿细度-0.074 mm 75%左右相比,随着磨矿细度的升高,精矿回收率有一定提高,精矿的回收率提高了1.4%左右,尾矿中磷的品位逐渐降低,精矿中的氧化镁品位升高。考虑到磨矿试验中,磨矿细度-0.074 mm 80%以后磷精矿回收率变化不大,最终控制磨矿细度-0.074 mm 80%左右。

2.2 浮选药剂试验

2.2.1 原捕收剂用量试验

试验采用选厂原有的捕收剂,一次粗选流程进行试验,浮选的磨矿细度-0.074 mm 80%左右,进行捕收剂用量试验,试验结果见表3。

表3 原捕收剂用量试验结果

Table 3 Test results of the dosage of flotation collector

捕收剂用 量/(g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
500	精矿	67.25	29.38	0.74	89.38	8.75
	尾矿	32.75	7.17	15.84	10.62	91.25
	原矿	100.00	22.11	5.69	100.00	100.00
600	精矿	66.10	29.41	0.71	88.08	8.34
	尾矿	33.90	7.76	15.21	11.92	91.66
	原矿	100.00	22.07	5.62	100.00	100.00
700	精矿	63.89	29.76	0.67	85.91	7.51
	尾矿	36.11	8.64	14.60	14.09	92.49
	原矿	100.00	22.13	5.70	100.00	100.00

表3结果表明,随着原捕收剂用量减少,精矿中氧化镁的品位升高,精矿品位下降,当捕收剂用量为500 g/t和600 g/t时,精矿品位低于29.5%,不满足精矿的要求。因此,试验确定原捕收剂的用量为700 g/t。

2.2.2 药剂种类对比试验

在磨矿细度试验及原捕收剂用量试验的基础上,药剂种类对比试验采用磨矿细度-0.074 mm 80%,捕收剂用量为700 g/t,磷酸用量为5500 g/t,一次粗选的工艺流程,药剂种类对比试验结果见表4。

表4 药剂种类对比试验结果

Table 4 Test results of reagents contrast

捕收剂 种类	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
现场药剂	精矿	63.66	30.23	0.68	85.86	7.58
	尾矿	36.34	8.72	14.52	14.14	92.42
	原矿	100.00	22.41	5.71	100.00	100.00
LX-917L	精矿	64.67	29.97	0.81	86.01	9.18
	尾矿	35.33	9.04	14.66	14.15	90.82
	原矿	100.00	22.58	5.70	100.00	100.00
LX-918L	精矿	65.25	30.14	0.53	87.85	6.04
	尾矿	34.75	7.83	15.47	12.15	93.96
	原矿	100.00	22.39	5.72	100.00	100.00

表4LX-917L捕收剂和现场使用的捕收剂相比,精矿含氧化镁较高,而LX-918L捕收剂各类浮选指标效果更佳。使用LX-918L捕收剂比现场药剂精矿产率提高了1.59%,回收率提高了1.99%,尾矿含磷降低了0.89%,精矿中氧化镁的品位降低了0.15%。最终决定采用LX-918L药剂代替原捕收剂应用于生产运营中。

2.2.3 LX-918L 用量试验

试验采用LX-918L药剂代替原捕收剂,采用一次粗选全磷酸流程,浮选的磨矿细度-0.074 mm 80%左右,LX-918L药剂用量试验结果见表5。

表5 LX-918L 用量试验结果

Table 5 Text results of the dosage of LX-918L

LX-918L 药剂用量 /(g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
700	精矿	66.04	30.14	0.60	88.22	7.04
	尾矿	33.96	7.83	15.41	11.78	92.96
	原矿	100.00	22.56	5.63	100.00	100.00
600	精矿	67.17	29.86	0.68	89.34	8.07
	尾矿	32.83	7.29	15.85	10.66	91.93
	原矿	100.00	22.45	5.66	100.00	100.00
500	精矿	69.33	29.33	0.81	90.44	10.04
	尾矿	30.67	6.91	16.41	9.56	89.96
	原矿	100.00	22.45	5.59	100.00	100.00

表 5 结果表明, 随着 LX-918L 用量降低精矿中氧化镁的品位升高, 氧化镁的脱除率降低, 当 LX-918L 用量 500 g/t 时, 磷精矿的品位为 29.33%, 磷精矿的品位低于 29.5%, 不满足精矿的要求。当 LX-918L 捕收剂的用量为 600 g/t, 磷精矿的品位为 29.86%, 氧化镁的品位为 0.68%, 磷精矿的回收率为 89.34%, 能达到较好的指标。因此, 考虑到节约药剂使用量, 降低生产成本, LX-918 捕收剂的用量宜采用 600 g/t。

2.3 磷酸用量试验

试验采用一次粗选流程, 磷酸用量试验结果见表 6。

表 6 磷酸用量试验结果

Table 6 Test results of the dosage of phosphoric acid

磷酸用量 (g·t ⁻¹)	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
7500	精矿	63.71	30.55	0.56	87.15	6.21
	尾矿	36.29	7.91	14.86	12.85	93.79
	原矿	100.00	22.33	5.75	100.00	100.00
6500	精矿	63.87	30.32	0.52	87.03	5.79
	尾矿	36.13	7.99	14.95	12.97	94.21
	原矿	100.00	22.25	5.73	100.00	100.00
5500	精矿	63.89	29.76	0.67	85.91	7.51
	尾矿	36.11	8.64	14.6	14.09	92.49
	原矿	100.00	22.13	5.7	100.00	100.00
4500	精矿	62.95	30	0.74	84.74	8.09
	尾矿	37.05	9.18	14.29	15.26	91.91
	原矿	100.00	22.29	5.76	100.00	100.00
3500	精矿	62.5	30.04	0.68	84.63	7.39
	尾矿	37.5	9.09	14.2	15.37	92.61
	原矿	100.00	22.18	5.75	100.00	100.00

磷酸用量试验结果表明: 随着磷酸使用量增加, 精矿回收率升高, 精矿中氧化镁降低, 尾矿中磷品位降低, 有助于提高浮选指标。考虑到药剂消耗及设备腐蚀的影响, 在满足精矿指标的条件下, 磷酸用量宜采用 5500 g/t。

2.4 浮选闭路流程试验

在磨矿细度和药剂用量试验的基础上, 结合生产现场工艺流程, 采用磨矿细度为 -0.074 mm 80%, 一次粗选一次精选一次扫选的工艺流程进行了闭路试验, 其中 LX-918L 药剂用量为 600 g/t,

磷酸用量为 5500 g/t。试验工艺流程见图 3, 试验结果见表 7。

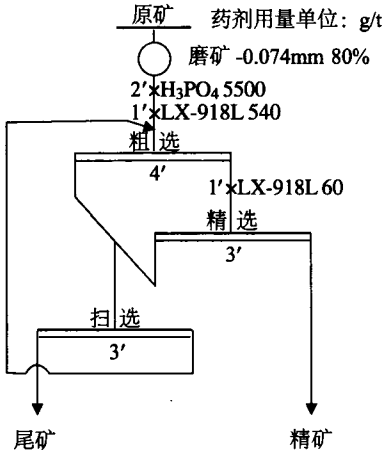


图 3 闭路试验流程

Fig. 3 Flowsheet of closed-circuit test

表 7 闭路试验试验结果

Table 7 Results of closed-circuit test

药剂名称	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
现场捕收剂	精矿	66.48	29.36	0.75	88.51	8.63
	尾矿	33.52	7.56	15.61	11.49	91.37
	原矿	100.00	22.05	5.73	100.00	100.00
LX918L	精矿	68.85	29.63	0.70	91.67	9.27
	尾矿	31.15	5.95	16.51	8.33	90.73
	原矿	100.00	22.26	5.67	100.00	100.00

3 工业生产对比试验

3.1 试验前生产数据

选厂采用一次粗选一次精选一次扫选、中矿返回的工艺流程, 原磨矿细度的占比和原捕收剂在生产过程中浮选效果不佳, 精矿回收率低, 精矿中氧化镁品位高等问题。原生产数据见表 8。

表 8 试验前生产数据

Table 8 Production data before test

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
精矿	68.58	30.93	0.91	89.27	12.86
尾矿	31.42	8.12	13.51	10.73	87.14
原矿	100.00	23.76	4.87	100.00	100.00

3.2 LX-918L 工业试验

在闭路试验的基础上, 采用磨矿细度为 -0.074 mm 80%, 用 LX-918L 药剂代替原捕收剂进行工业试验, 经过一次粗选一次精选一次扫选,

LX-918L 药剂用量为 600 g/t；磷酸用量为 5000 g/t。最终获得磷精矿产率 70.85%、品位 31.09%、回收率 92.08% 的较好指标。同时，磷精矿中的氧化镁品位为 0.8%，磷精矿中的氧化镁含量降低了 12%，尾矿磷品位降低 1.62%，磷精矿的回收率提高了 2.81%。工业试验结果见表 9。

表 9 工业试验结果
Table 9 Industrial test results

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	MgO
精矿	70.85	31.09	0.80	92.08	11.82
尾矿	29.15	6.50	14.51	7.92	88.18
原矿	100.00	23.92	4.80	100.00	100.00

4 结 语

(1) 针对磷品位为 22.32%、氧化镁的含量为 5.71% 的磷矿石，本试验采用磨矿细度为 -0.074 mm 80% 左右，捕收剂 LX-918L 用量为 600 g/t，磷酸用量为 5500 g/t 的条件下，获得较好的浮选指标。

(2) 在现有的磨矿细度和药剂制度下，有

效提高了精矿的回收率，最终获得磷精矿产率 70.85%、品位 31.09%、回收率 92.08% 的较好指标。同时，磷精矿中的氧化镁品位为 0.8%，磷精矿中的氧化镁含量降低了 12%，尾矿磷品位降低 1.62%，磷精矿的回收率提高了 2.81%。

参考文献：

[1] 骆兆军, 钱鑫, 王文潜. 国内外磷矿选矿的新进展 [J]. 中国矿业, 1999, 8 (4): 50-53.
[2] 李成秀, 文书明. 我国磷矿选矿现状及其进展 [J]. 矿产综合利用, 2010(2): 22-25.
[3] 杨敖, 杨丽萍. 磷矿的选矿 [J]. 矿产综合利用, 1997(6): 13-16.
[4] 桑红源, 张福更. 胶磷矿浮选工艺 [J]. 天津化工, 2008, 22(5): 43-45.
[5] 郑其. 胶磷矿的反浮选 [J]. 中国矿业, 1998, 7(2): 59-62.
[6] 魏祥松. 胶磷矿反浮选白云石研究及工业前景 [J]. 矿业工程, 1992, 12(4): 31-34.
[7] 武善东. 高效综合利用磷矿的新方法 [J]. 磷肥与复肥, 2011, 26(1): 1-4.

Experimental Research on Phosphate Processing in Yunnan

Hong Lei, Yang Yuanping

(Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming Yunnan, China)

Abstract: The particle size of grinding fineness -0.074 mm accounts for about 75% of a phosphate rock flotation plant in Yunnan. At present, the recovery of flotation collectors used in this plant is low. In order to solve this problem, the research puts forward the adjustment of grinding fineness and the replacement of flotation collector. The grinding fineness -0.074mm adjust accounted for about 80%.At the same time, the use of LX-918L reagent replaces the flotation collectors. Under the appropriate grinding fineness and reagent system, using one roughing flotation, one concentrate flotation and one scavenging flotation , the grade of phosphate concentrate is 31.09%, the recovery of phosphate concentrate is 92.08%, and the grade of magnesium oxide is 0.8%. Compared with the original production index, the grade of Magnesium Oxide in the concentrate was reduced by 12%, the phosphorus grade of tailings was reduced by 1.62%, and the recovery of concentrate was increased by up to 2.81%.

Keywords: Phosphate; Grinding fineness; Reagent system; Magnesium oxide; Recovery